Управление качеством добываемой горной породы на основе использования технологий математического моделирования

Зинаида Михайловна НАЗАРОВА^{1*},
Юрий Васильевич ЗАБАЙКИН^{1***},
Юлия Анатольевна ЛЕОНИДОВА^{1****},
Михаил Аркадьевич ЯКУНИН^{2****}

¹Российский государственный геологоразведочный университет им. Серго Орджоникидзе, Москва, Россия

²Московский финансово-промышленный университет «Синергия», Москва, Россия

Аннотация

Актуальность. Трещиноватость массива является одним из основных факторов формирования качества блоков декоративного камня. Системы природных трещин образуют отдельность породы и определяют форму и размеры структурных блоков, что обуславливает возможный выход кондиционной блочной продукции из массива, выбор способа подготовки породы к выемке, расположение и направление перемещения фронта горных работ в соответствии с характером, интенсивностью и элементами залегания трещин. Для управления качеством блоков декоративного камня, моделирования и прогнозирования оптимальных параметров необходимо исследовать возможность идентификации трещиноватости с последующим определением геометрических параметров блока с помощью современного цифрового оборудования.

Цель исследования – обоснование возможности управления качеством добываемой горной породы на основе использования технологий математического моделирования. Методология проведения работы заключается в использовании методов математического моделирования, а также статистической обработки данных.

Результаты. Анализ комплекса добычных работ горных предприятий позволил сделать вывод о необходимости внедрения в производство новых технологий, которые бы обеспечили автоматизацию работ, повысили достоверность результатов измерений и исчислений. При этом автоматизация должна осуществляться на основе использования дистанционных методов оценки качества декоративного камня, новых электронных приборов и соответствующего программного обеспечения. В результате практического исследования для условий месторождения гранодиоритов установлена рациональная высота уступа 5,8 м, что позволяет обеспечить необходимую производственную мощность карьера, высокую производительность добычного оборудования, безопасность ведения горных работ, минимальные экономические затраты на добычные работы, низкую себестоимость продукции и минимальные потери блочного сырья.

Выводы. Практическое применение результатов работы заключается в применении разработанных методов с целью оптимизации системы управления качеством добываемой горной породы и увеличения ее эффективности. В качестве критериев технологических параметров были приняты: минимум удельных затрат на отделение монолита от массива и минимум потерь блочной продукции с получением максимального коэффициента выхода товарных блоков.

Ключевые слова: горная порода, управление, математическое моделирование, трещиноватость, добыча, карьер, блочное сырье.

Введение

При разработке месторождений нерудных строительных материалов экономическая эффективность добычи в значительной степени зависит от эффективности управления технологическими процессами. Согласно результатам исследований подходов к процессу добычи полезных ископаемых, эффективность выполнения отдельных технологических процессов и производительность всего комплекса добывающего оборудования определяются как природными, так и технологическими

показателями. Исследование показателей качества, направленное на установление кондиций полезного ископаемого, существенно зависит от направления использования и носит индивидуальный характер для каждого отдельного месторождения [1]. Количество показателей качества для одного месторождения варьируется в пределах от одного до бесконечности. При выборе показателей следует придерживаться приоритетности, которая определяется ожидаемой экономической эффективностью

✉ nazarovazm@mgri.ru

<https://orcid.org/0000-0002-4060-6184>

* zabaykinyv@mgri.ru

<https://orcid.org/0000-0003-4085-0280>

*** leonidovaya@mgri.ru

<https://orcid.org/0000-0002-2745-6206>

**** MIakunin@synergy.ru

Рисунок 1. Зависимость точности определения пространственных координат m_γ от угла конвергенции γ и базиса B при конвергентном случае съемки.
Figure 1. The dependence of the accuracy of determining spatial coordinates m_γ on the convergence angle γ and the basis B in the convergent case of shooting.

Рисунок 2. Зависимость максимального расстояния съемки от базиса B и требуемой точности определения координат точек по оси ординат m_γ .
Figure 2. The dependence of the maximum shooting distance on the basis B and the required accuracy of determining the coordinates of points on the ordinate axis m_γ .

[4]. Такие факторы определяют параметры системы разработки залежи, поэтому ошибка их оценки потенциально может привести к значительным экономическим потерям, что подчеркивает важность правильного выбора метода моделирования. Среди современных методов моделирования пространственной изменчивости показателей качества наиболее перспективными следует считать методы геостатистического анализа, использование

которых с большой степенью вероятности позволяет повысить эффективность процесса управления качеством сырья [2].

Для определения координат точек объекта съемки, а именно товарных блоков или массива природного камня, в зависимости от условий фотосъемки рассмотрены нормальный, равномерно отклоненный и конвергентный случаи стереофотограмметрической съемки.

Результаты исследования

Установленная зависимость точности определения пространственных координат при конвергентном случае съемки – X (координата главной точки) = 7,2 мм, Z (координата главной точки) = 5,3 мм, f (фокусное расстояние) = 24 мм, m_p (среднее квадратическое отклонение) = 0,005 мм – от угла конвергенции и базиса съемки представлена на рис. 1 (m_y – заданная точность координат Y).

Результаты сравнения точности определения координат при конвергентном и нормальном случаях съемки для заданных параметров исследования показали, что конвергентная съемка не накладывает ограничений на условия фотосъемки и позволяет выполнять съемку в сложных условиях любого карьера декоративного камня [3]. Для получения координат точек товарного блока использовались три способа и схемы фототеодолитной съемки: 1) съемка с четырех базовых точек вокруг блока и способ прямой засечки; 2) съемка с двух базовых точек с видимостью всех граней блока; 3) съемка с одной базовой точки и видимостью двух граней блока.

Анализ зависимости максимального расстояния съемки от базиса и требуемой точности определения координат точек по оси ординат m_y (рис. 2) позволяет сделать вывод, что для обеспечения II класса точности измерений размеров товарных блоков декоративного камня максимальное расстояние съемки не должно превышать 7,5 м.

На основе 17 снимков объекта с разных ракурсов с интервалом 10° установлена зависимость точности определения линейных размеров товарного блока от угла фотографирования (рис. 3).

Анализ графической зависимости позволяет определить оптимальные углы фотографирования 40° , 50° , 90° , 130° и 140° , для оценки точности которых установлены следующие зависимости (1-3):

$$f(\Delta B) = 0,0012L_a^2 - 0,358L_a + 0,3805; \quad (1)$$

$$f(\Delta L) = -0,0918L_a^2 + 0,3743L_a - 0,655; \quad (2)$$

$$f(\Delta H) = -0,0965L_a^2 + 0,815L_a - 0,611. \quad (3)$$

Согласно формулам (1)–(3), установлены полиномиальные зависимости другого порядка точности определения линейных размеров ΔB , ΔL , ΔH товарных блоков от расстояния съемки L_a .

Согласно рис. 3 и зависимостям (1)–(3), можем заключить, что съемка под углом 90° является оптимальной как с точки зрения точности определения линейных размеров товарного блока, так и удобства ведения такой съемки.

Главными параметрами оценки качества идентификации трещин приняты их длина $L_{\text{тр}}$ и площадь $S_{\text{тр}}$, которые определяются по следующим формулам (4, 5):

$$L_{\text{три}} = \sqrt{(X_{Li} - X_{0Li})^2 + (Y_{Li} - Y_{0Li})^2 + (Z_{Li} - Z_{0Li})^2}, \quad (4)$$

$$S_{\text{три}} = L_{\text{три}} B_{\text{три}} = \sqrt{(X_{Li} - X_{0Li})^2 + (Y_{Li} - Y_{0Li})^2 + (Z_{Li} - Z_{0Li})^2} \cdot \sqrt{(X_{Li} - X_{0Bi})^2 + (Y_{Li} - Y_{0Bi})^2 + (Z_{Li} - Z_{0Bi})^2}, \quad (5)$$

где X_{Li} , Y_{Li} , Z_{Li} , X_{0Li} , Y_{0Li} , Z_{0Li} , X_{0Bi} , Y_{0Bi} , Z_{0Bi} – пространственные координаты точек трещин; $B_{\text{три}}$ – ширина раскрытия трещин.

Главным критерием для обоснования использования электронного тахеометра в безотражательном режиме является обеспечение II класса точности (погрешность определения длины трещин 2,5 мм) [4].

Рассмотрим теплообмен, возбужденный передачей энергии определенными координатами векторов электромагнитного поля, характеризующегося определенным коэффициентом температуропроводности. Тогда краевая задача о нагреве области переменных размеров в материале позволяет определить распределение температур в жидкой и твердой фазах в зависимости от частоты микроволнового процесса, а закон движения фазового превращения может быть сформулирован так (6):

$$\frac{\partial T_i}{\partial \tau} = a_i^2 \frac{\partial^2 T_i}{\partial Z^2} + \frac{\alpha(2-i)\vec{E}^2}{c\rho_i} \quad (i = 1, \tau > 0, 0 < Z < \xi(\tau); i = 2, \tau > 0, \xi(\tau) < Z < 1); \quad (6)$$

– в жидкой фазе (7):

$$T_1(0, Z) = T_c, T_1(\tau, 0) = T_c, T_1(\tau, \xi) = T_\phi; \quad (7)$$

– в твердой фазе (8):

$$T_2(0, Z) = T_0, T_2(\tau, 1) = T_0, T_2(\tau, \xi) = T_\phi; \quad (8)$$

Рисунок 3. Зависимость точности определения линейных размеров товарного блока от угла фотографирования.
Figure 3. The accuracy of determining the linear dimensions of a product block depends on the angle of photography.

– условие на изотермической границе раздела фаз имеет вид (9):

$$q_1[\tau, \xi(\tau)] - q_2[\tau, \xi(\tau)] = L\rho_1 \frac{d\xi}{d\tau}, \xi(0) = \xi_0, \quad (9)$$

где T_0, T_1, T_2, T_ϕ – температурные коэффициенты; ξ_0, ξ – шар водонефтяной эмульсии при добыче горных пород; q_1, q_2 – тепловые источники; τ – коэффициенты прохождения и отбоя; ρ_1 – плотность материала; L – зависимость точности определения пространственных координат от расстояния.

Связь между температурным и электромагнитным полем при нестационарном процессе взаимодействия электромагнитной волны с материалом можно определить, используя следующее уравнение (10):

$$\frac{d\bar{T}}{d\tau} = \Omega_2 \bar{E}^2, \quad (10)$$

где $\bar{T}$ – средняя по объему температура материала.

Для функций распределения температур в образовавшемся расплаве и твердой фазе получены следующие выражения (11, 12):

$$T_1(Z, \tau) = T_c + (T_\phi - T_c) \frac{Z}{\xi(\tau)} + \frac{2}{\xi(\tau)} \sum_{n=1}^{\infty} \alpha_n(\tau) \sin \frac{n\pi}{\xi} Z, \quad (11)$$

$$T_2(Z, \tau) = T_\phi + (T_0 - T_\phi) \frac{Z - \xi(\tau)}{1 - \xi(\tau)} + \frac{2}{1 - \xi(\tau)} \sum_{n=1}^{\infty} \beta_n(\tau) \sin \frac{n\pi[Z - \xi(\tau)]}{1 - \xi(\tau)}, \quad (12)$$

где $\alpha_n(\tau), \beta_n(\tau)$ определяются из соответствующей системы обычных дифференциальных уравнений.

Соотношения на границе раздела фаз с учетом зависимостей для $T_1(Z, \tau)$ и $T_2(Z, \tau)$ примет вид (13):

$$\frac{d\xi}{d\tau} + \frac{1}{L\rho} \left[\frac{\lambda_2(T_\phi - T_0)}{1 - \xi} + \frac{\lambda_1(T_\phi - T_c)}{\xi} \right] + \frac{2\lambda_1\pi}{\xi^2} \sum_{n=1}^{\infty} n(-1)^n \alpha_n - \frac{2\lambda_2\pi}{(1 - \xi)^2} \sum_{n=1}^{\infty} n \beta_n = 0; + \frac{2\lambda_1\pi}{\xi^2} \sum_{n=1}^{\infty} n(-1)^n \alpha_n - \frac{2\lambda_2\pi}{(1 - \xi)^2} \sum_{n=1}^{\infty} n \beta_n = 0; \xi(0) = \xi_0. \quad (13)$$

Если закон движения границы раздела фаз задается на основе тех или иных физических предположений (отсутствие фазовых превращений, задания закона движения границы, граница является постоянной), то системы дифференциальных уравнений будут линейными [4].

Следует отметить, что в действительности электромагнитное поле в материале угасает. Это приводит к возникновению в нем распределенных источников тепла, плотность которых является экспериментально заданной функцией координат и времени. Для случая нагрева с учетом конечной скорости распространения тепла уравнение теплопроводности породы во время выемки примет вид (14):

$$T_i \frac{\partial^2 T_i}{\partial \tau^2} + \frac{\partial T_i}{\partial \tau} = a_i^2 \frac{\partial^2 T_i}{\partial Z^2} + \frac{\alpha(2-i)\vec{E}^2}{c\rho_i} \quad (i = 1, \tau > 0, 0 < Z < \xi(\tau); i = 2, \tau > 0, \xi(\tau) < Z < 1). \quad (14)$$

Следует отметить, что закон движения границ слоистой структуры можно определить по условию непрерывности температур и тепловых потоков на границе раздела «горный массив–эмульсия» и «эмульсия–горный массив» [5]. Для определения температуры нефтяного слоя в области с подвижными границами применим разработанный метод, в основу которого положены модифицированные интегральные преобразования и метод Рунге–Кутты решения задачи Коши для системы обыкновенных дифференциальных уравнений первого порядка [6]. Согласно методу, распределение температур в горном массиве, слое водонефтяной эмульсии и слое воды соответственно имеет вид (15, 16, 17):

$$t_1(\tau, X) = \sum_{n=1}^{\infty} \alpha_n^{(1)}(\tau) V_n^{(1)}(\tau, X) + \Omega_1(\tau, X), \quad (15)$$

$$t_2(\tau, X) = \frac{2}{\xi_2 - \xi_1} \sum_{n=1}^{\infty} \alpha_n^{(2)}(\tau) V_n^{(2)}(\tau, X) + \Omega_2(\tau, X), \quad (16)$$

$$t_3(\tau, X) = \sum_{n=1}^{\infty} \alpha_n^{(3)}(\tau) V_n^{(3)}(\tau, X) + \Omega_3(\tau, X). \quad (17)$$

Для определения закона движения границы раздела необходимо воспользоваться следующей системой алгебраических уравнений (18):

$$\begin{aligned} \sum_{n=1}^{\infty} \alpha_n^{(1)} \frac{\partial V_n^{(1)}}{\partial X} \Big|_{X=\xi_1(\tau)} + \frac{\partial \Omega_1}{\partial X} \Big|_{X=\xi_1(\tau)} - \frac{\lambda_2}{\lambda_1} \left(\frac{2}{\xi_2 - \xi_1} \sum_{n=1}^{\infty} \alpha_n^{(2)} \frac{\partial V_n^{(2)}}{\partial X} \Big|_{X=\xi_1(\tau)} + \frac{\partial \Omega_2}{\partial X} \Big|_{X=\xi_1(\tau)} \right) &= 0; \\ \frac{2}{\xi_2 - \xi_1} \sum_{n=1}^{\infty} \alpha_n^{(2)} \frac{\partial V_n^{(2)}}{\partial X} \Big|_{X=\xi_2(\tau)} + \frac{\partial \Omega_2}{\partial X} \Big|_{X=\xi_2(\tau)} - \frac{\lambda_3}{\lambda_2} \left(\sum_{n=1}^{\infty} \alpha_n^{(3)} \frac{\partial V_n^{(3)}}{\partial X} \Big|_{X=\xi_2(\tau)} + \frac{\partial \Omega_3}{\partial X} \Big|_{X=\xi_2(\tau)} \right) &= 0. \end{aligned} \quad (18)$$

Зависимости точности пространственных координат точек трещин, длины и площади трещин для установленных граничных условий изображены на рис. 4, 5.

Анализ полученных графических зависимостей позволил установить, что минимальные значения среднеквадратической ошибки (СКО) длины трещин достигаются при горизонтальных углах в пределах 400–500 мм, вертикальных – 300–400 мм. Следовательно, погрешности координат, длины и площади трещин в пределах принятых предельных значений $S [1; 100]$, $\beta, \nu [0; 850]$ и приведенных оптимальных величин, линейно-угловых параметров тахеометрической съемки имеют следующие значения:

$$m_{L_{\text{тр}}}^{\min} = 2,45 \text{ мм}, m_{L_{\text{тр}}}^{\max} = 4,21 \text{ мм}, m_{S_{\text{тр}}}^{\min} = 4,64 \text{ мм}^2, m_{S_{\text{тр}}}^{\max} = 29,32 \text{ мм}^2,$$

соответствующие II классу точности.

В результате выполненных исследований эффективности идентификации трещин установлено, что отклонения показателей длины и площади трещин от эталонного значения при применении комплекса Ниблека–Робертса составляют соответственно 20 % и 24 %. Комплексы с методами Собела, Превита и лапласиана имеют большое расхождение и характеризуются нестабильностью результатов, что показывает большое значение СКО, $m_{\Delta L} = 6,45..25,8$ мм и $m_{\Delta S} = 12,12..43,78$ мм² [7]. Комплекс Ниблека–Кенни показывает тесную взаимосвязь $m_{\Delta L} = 1,32$ мм, $m_{\Delta S} = 4,36$ мм (относительное отклонение соответственно 4 % и 6 %) между эталонными и рассчитанными значениями соотношения показателей трещиноватости, поэтому этот метод выбран за основу для алгоритма распознавания трещин [8].

На основе ранее упомянутых результатов выполнено исследование зависимости точности определения длины и площади трещин от расстояния фотосъемки. Ожидаемую точность определения длины и площади трещин от расстояния фотосъемки L_{ϕ} можно представить в виде аналитических зависимостей (19, 20):

$$L_{\phi}(m_{L_{\text{тр}}}) = -0,00004 m_{L_{\text{тр}}}^2 + 0,0006 m_{L_{\text{тр}}} + 0,0015. \quad (19)$$

$$L_{\phi}(m_{S_{\text{тр}}}) = -0,00007 m_{S_{\text{тр}}}^2 + 0,0016 m_{S_{\text{тр}}} + 2,1138. \quad (20)$$

Рисунок 4. Зависимость точности определения длины трещин от расстояния съемки S и горизонтальных углов β .
Figure 4. The dependence of the accuracy of determining the length of cracks on the shooting distance S and horizontal angles β .

Рисунок 5. Зависимость точности определения длины трещин от вертикальных ν и горизонтальных углов β .
Figure 5. The dependence of the accuracy of determining the length of cracks on the vertical ν and horizontal angles β .

Для получения наиболее достоверной информации о возможных схемах оптимального раскроя природных отдельных и максимального выхода товарных блоков предлагается принять за основной критерий показатель удельной трещиноватости [14, 15]. Сравнение результатов определения удельной трещиноватости непосредственными измерениями с дистанционными на месторождении гранодиоритов приведены на рис. 8. Как показала статистическая обработка результатов измерения, погрешность определения удельной трещиноватости составляет 6 %.

Рисунок 6. Зависимость точности определения площади трещин $m_{\text{стр}}$ от расстояния фотосъемки L_{ϕ} .

Figure 6. The dependence of the accuracy of determining the site of cracks $m_{\text{стр}}$ on the distance of photography L_{ϕ} .

Рисунок 7. Зависимость максимального расстояния съемки Y_{max} от базиса B и необходимой точности определения координат точек m_{γ} .

Figure 7. The dependence of the maximum shooting distance Y_{max} on the basis B and the required accuracy of determining the coordinates of points m_{γ} .

Рисунок 8. Сравнение результатов определения удельной трещиноватости непосредственными и дистанционными измерениями.

Figure 8. Comparison of results of determination of specific fracturing by direct and remote measurements.

В результате получено общее выражение определения ожидаемой производительности комплекса оборудования для подготовки блоков к выемке, который включает алмазно-канатный, буро-гидроклиновый и взрывной способы, имеющие следующий вид (21):

$$Q = \frac{V_m k_{\text{бл}} k_{\text{п.о.}}}{\frac{L_a + L_p}{Q_6} + \frac{1 - k_Q a n_3}{a n_3 Q_a} + \frac{n_1 n_2 n_3 (bh + ah + ab) - b h n_1 n_2 - a h n_1 n_3 - a b n_2 n_3}{V_m Q_p}}, \quad (21)$$

где V_m – объем монолита, м³; $k_{\text{бл}}$ – коэффициент выхода товарных блоков; $k_{\text{п.о.}}$ – коэффициент совмещения операций бурения шпуров, прорезания щели в массиве, раскалывания монолита на блоки; a, b, h – длина, ширина и высота товарного блока соответственно, м; n_1, n_2, n_3 – кратность длины, ширины и высоты монолита длине, ширине и высоте товарного блока; L_a, L_b, L_p – общая длина шпуров, пробуренных в плоскостях оголения для алмазно-канатного, взрывного и гидроклинового отделения монолита от массива и раскалывания монолита на блоки соответственно, м; Q_a – производительность алмазно-канатной установки по резке щелей в массиве, м²/смену; Q_6 – производительность буровой установки по бурению шпуров, м/смену; Q_p – производительность гидроклиновой установки по раскалыванию монолита на блоки, м²/смену.

Таким образом, расчеты производительности комплекса оборудования при подготовке блоков к выемке основаны на учете удельных значений показателей операций подготовки искусственных площадей обнажения, которые выполняются каждым механизмом комплекса [9]. Одним из основных показателей выражения (5) определения производительности комплекса оборудования для подготовки блоков к выемке является коэффициент выхода блоков $k_{\text{бл}}$, который включает технологический коэффициент потерь k_p , а именно количественно-качественные потери блочного сырья, и зависит от технологических параметров подготовки блоков к выемке [8].

Зависимость технологического коэффициента потерь $k_{\text{г.а}}$ от высоты и длины гранитных блоков, которые отделяются с помощью алмазно-канатных установок при одностадийной схеме добычи, описывается выражением (22)

$$k_{\text{г.а}} = \frac{d_{\text{г.а}}}{a n_1} + \frac{\pi \left[(d_{\text{св}}^2 + \sigma_{\text{сг}} a n_1) a n_1 + (d_{\text{св}}^2 + \sigma_{\text{сг}} b n_2)^2 b n_2 + (d_{\text{св}}^2 + \sigma_{\text{сг}} b n_3)^2 b n_3 \right]}{4 d_{\text{св}}^2 a b h n_1 n_2 n_3}, \quad (22)$$

где $d_{\text{г.а}}$ – внешний диаметр каната с учетом припуска; $d_{\text{св}}$ – диаметр скважин для запаса каната, $d_{\text{св}} = 80-110$ мм; $\sigma_{\text{сг}}$ – прочность породы на сжатие, кг/см².

Суммарные геологические потери, обусловленные неортогональностью основных систем трещин, составляют (23) [10]:

$$k_r = \frac{l_q^2 n_q \text{ctg } \alpha_q \sin^2 \gamma_{QL} + 0,5 (n_1 l_1)^2 \sin^2 \alpha_q + 0,5 n_1 n_q l_q^2 \sin^2 \gamma_{QL}}{0,5 (n_1 l_1)^2 \sin^2 \alpha_q + n_1 l_1 n_q l_q \sin \gamma_{QL}} +$$

$$+ \sin \alpha_q \sin \alpha_s \frac{\left(l_q^2 n_q \text{ctg } \alpha_q \sin^2 \gamma_{QS} + 0,5 (n_s l_s)^2 \sin^2 \alpha_q + 0,5 n_s n_q l_q^2 \sin^2 \gamma_{QS} \right)}{\left(n_q l_q \sin \gamma_{QS} + 0,5 n_1 l_1 \sin^2 \alpha_q \right) \left(n_s l_s \sin \gamma_{QS} + 0,5 n_1 l_1 \sin^2 \alpha_s \right)} +$$

$$+ \frac{l_q^2 n_q \text{ctg } \alpha_q \sin^2 \gamma_{QL} + 0,5 (n_1 l_1)^2 \sin^2 \alpha_q + 0,5 n_1 n_q l_q^2 \sin^2 \gamma_{QL}}{0,5 (n_1 l_1)^2 \sin^2 \alpha_q + n_1 l_1 n_q l_q \sin \gamma_{QL}}, \quad (23)$$

где n_q, n_s, n_1 – количество отдельностей между плоскостями поперечных Q , продольных S и пологих L трещин массива в пределах линейных размеров монолита соответственно; l_q, l_s, l_1 – отступ между плоскостями соответствующих систем трещин, м; $\alpha_q, \alpha_s, \alpha_1$ – углы падения соответствующих систем трещин, град.; $\gamma_{QL}, \gamma_{QS}, \gamma_{SL}$ – углы между соответствующими системами трещин, которые определяют неортогональность систем трещин между собой, град.

Следовательно, при заданных параметрах трещиноватости по формуле (7) можно определить геологический коэффициент потерь k_p , который для условий участка месторождения гранодиоритов при $n_q = 3, n_s = 1, n_1 = 1, l_q = 2,5$ м, $l_s = 2,7$ м, $l = 6,0$ м, $\alpha_q = 880, \alpha_s = 820, \alpha_1 = 50, \gamma_{QL} = 830, \gamma_{QS} = 770, \gamma_{SL} = 650$ составит 71,5 % (рис. 9).

В качестве критериев оптимизации технологических параметров принято: 1) минимум удельных экономических затрат C_3 на отделение монолита от массива; 2) минимум потерь блочной продукции $\Sigma_{\text{кв.тр}}$ с получением максимального коэффициента выхода товарных блоков $k_{\text{бл}}$. [13]

Рациональные значения длины L , ширины B монолита и высоты уступа H_y предлагается устанавливать на основе решения следующей системы уравнений (24)[11]:

Рисунок 9. Зависимость технологического коэффициента потерь $k_{t.a}$ от высоты и длины блоков ($b = 1,5$ м) при применении алмазно-канатных установок.

Figure 9. Dependence of the technological coefficient of loss of $k_{t.a}$ on the height and length of blocks ($b = 1.5$ m) when using diamond-rope installations.

Рисунок 10. Зависимость геологического коэффициента потерь k_g от расстояний между плоскостями продольных l_s и поперечных l_q систем трещин.

Figure 10. The dependence of the geologic coefficient of loss k_g on the distances between the planes of longitudinal l_s and transverse l_q systems of cracks.

$$\left\{ \begin{aligned} & \frac{\left[H_y^3 \left[C_r (B(1-n) + L(1-n)) \right] - H_y^2 C_r B L n - \right.}{L B H^{n+3} k_{np}} \\ & \left. - H_y \left[C_n (B(1+n) + L(1+n)) \right] - C_n B L (n+2) \right] = 0; \\ & \frac{H_y^2 C_r + C_n}{L^2 H^{n+1} k_{np}} = 0; \quad \frac{H_y^2 C_r + C_n}{B^2 H^{n+1} k_{np}} = 0. \end{aligned} \right. \quad (24)$$

Уравнение для определения рациональных значений высоты уступа, критерием которых является минимизация потерь блочного сырья $\Sigma_{кв.тр} \rightarrow \min$, что позволяет увеличить выход товарной продукции КБЛ $\rightarrow \max$ (25):

$$\begin{aligned} \frac{\partial \Sigma_{кв.тр}}{\partial H_y} &= \frac{4 H_y \cos \alpha_q + n_q l_q (\cos \gamma_{QL} + \cos \gamma_{SL})}{H_y^2 \cos \alpha_q + H_y n_q l_q} - \\ &- \frac{(2 H_y \cos \alpha_q + n_q l_q) \left[2 H_y^2 \cos \alpha_q + 2 l_q^2 n_q \cos \alpha_q \oplus \right.}{H_y^2 (H_y \cos \alpha_q + n_q l_q)^2} \\ & \left. \oplus H_y n_q l_q (\cos \gamma_{QL} + \cos \gamma_{SL}) \right] - \frac{2 \sin \alpha_q \sin \alpha_s}{H_y^3 \sin^2 \gamma_{QL} \cos 2 \alpha_s} + \\ &+ \frac{\pi \left[3 H_y^2 (d_{cb}^2 \sigma_{ct} + \sigma_{ct}^2) + 2 H_y d_{cb}^4 + (l_q n_q)^2 (d_{cb}^2 \sigma_{ct} + \sigma_{ct}^2) \oplus \right.}{4 d_{cb}^2 l_q n_q l_s n_s H_y^2} \\ & \left. \oplus (l_s n_s)^2 (d_{cb}^2 \sigma_{ct} + \sigma_{ct}^2) + d_{cb}^4 (l_s n_s + l_q n_q) \right] = 0. \end{aligned} \quad (25)$$

Для условий участка месторождения гранодиоритов при $n_q = 2$, $n_s = 1$, $n_l = 1$, $l_q = 2,5$ м, $l_s = 2,7$ м, $l = 6,0$ м, $\alpha_q = 880$, $\alpha_s = 820$, $\alpha_l = 50$, $\gamma_{QL} = 830$, $\gamma_{QS} = 770$, $\gamma_{SL} = 650$, $d_{cb} = 88$ мм, $\sigma_{сж} = 280$ МПа рациональная высота уступа $H_y = 5,82$ м. Тогда как высота уступа с учетом только расстояния между пологими трещинами составляет $H_y = 6,00$ м, с учетом углов падения продольных систем трещин $H_y = 6,04$ м и с учетом углов падения поперечных систем трещин $H_y = 6,56$ м.

Разработана методика определения рациональных технологических параметров работ по двум критериям: 1) минимум удельных экономических затрат C_3 на отделение монолита от массива; 2) минимум потерь блочной продукции $\Sigma_{кв.тр}$ с получением максимального коэффициента выхода товарных блоков. По первому критерию рациональными параметрами для условий месторождения гранодиоритов при двухстадийной схеме разделения массива являются: высота уступа $H_y = 4,9$ м, длина монолита $L = 6$ м, ширина монолита $B = 1,5$ м. По второму критерию: высота уступа $H_y = 5,8$ м, длина монолита $L = 5,6$ м, ширина монолита $B = 1,3$ м.

Для условий месторождения гранодиоритов рациональной принята высота уступа 5,8 м. При такой высоте уступа обеспечиваются установленная производственная мощность карьера, высокая производительность добычного оборудования, безопасность ведения горных работ, минимальные экономические затраты на добычные работы, низкая себестоимость продукции и минимальные потери блочного сырья.

Выводы

По приведенной методике получены зависимости минимизации потерь блочного сырья, на основе которых определяются рациональные длина L и ширина B монолита по критерию минимизации потерь блочного сырья. Используя данные зависимости для условий участка месторождения гранодиоритов при рациональной высоте уступа $H_y = 5,82$ м, получим рациональные ширину монолита $B = 1,34$ м и длину $L = 5,00$ м.

Установленная рациональная высота уступа 5,8 м позволяет обеспечить необходимую производственную мощность карьера, высокую производительность добычного оборудования, безопасность ведения горных работ, минимальные экономические затраты на добычные работы, низкую себестоимость продукции и минимальные потери блочного сырья.

ЛИТЕРАТУРА

1. Chen J., Jie X., Qiao H. U., Wei Y., Lai Z., Bin H. U., Wei W. Quantitative geoscience and geological big data development: A review // *Acta Geologica Sinica*. 2016. Vol. 90(4). P. 1490–1515. <https://doi.org/10.1111/1755-6724.12782>
2. Du S., He Y.-L., Yang W.-W., Liu Z.-B. Optimization method for the porous volumetric solar receiver coupling genetic algorithm and heat transfer analysis // *International Journal of Heat and Mass Transfer*. 2018. Vol. 122. P. 383–390. <https://doi.org/10.1016/j.ijheatmasstransfer.2018.01.120>
3. Brown T. J., Wrighton C. E., Raycraft E. R., Shaw R. A., Deady E. A., Rippingale J., Bide T., Idoine N. World mineral production 2009–13. Nottingham: British Geological Survey, 2015. 79 с.
4. Khranchenkov E., Khranchenkov M. Numerical model of two-phase flow in dissolvable porous media and simulation of reservoir acidizing // *Natural Resources Research*. 2018. Vol. 27(4). P. 531–537.

5. Li N., Song X., Xiao K., Li S., Li C., Wang K. Part II: A demonstration of integrating multiple-scale 3D modelling into GIS-based prospectivity analysis: A case study of the Huayuan-Malichang district, China // *Ore Geology Reviews*. 2018. Vol. 95. P. 292–305. <https://doi.org/10.1016/j.oregeorev.2018.02.034>
6. Якунчиков Е. Н. Разработка методических основ проектирования многофункциональных шахтосистем (горных производств-кластеров): дис. ... канд. техн. наук: 25.00.21. М.: НИТУ «МИСиС», 2019. 154 с.
7. Lobanov I. Solution of the problem of the theoretical profile of non-dimensional speed on the thickness of the boundary layer at the turbulent flow in the boundary layer based on the solution of the differential equation of Abel of the second generation with the app // *World Ecology Journal*. 2018. Vol. 8(1). P. 43–51. <https://doi.org/https://doi.org/10.25726/NM.2018.1.1.004>
8. Semenyutina A., Noyanova N., Kurmanov N. Scientific justification of selection of plants for sanitary protection zones in arid region // *World Ecology Journal*. 2018. Vol. 8(1). P. 52–68. <https://doi.org/https://doi.org/10.25726/NM.2018.1.1.005>
9. Wang Y., Chen J., Jia D. Three-Dimensional Mineral Potential Mapping for Reducing Multiplicity and Uncertainty: Kaerqueka Polymetallic Deposit, QingHai Province, China // *Natural Resources Research*. 2020. Vol. 29. P. 365–393. <https://doi.org/10.1007/s11053-019-09539-9>
10. Дунаев В. И., Ермолов В. А., Зервандова В. П., Серый С. С. Компьютерные технологии моделирования месторождений полезных ископаемых // *Изв. вузов. Геология и разведка*. 2000. № 1. С. 76–84.
11. Колганов В. Ф., Бондаренко И. Ф., Давыденко А. Ю. и др. Компьютерное моделирование при разведке и оптимизации разработки месторождений алмазов. Новосибирск: Наука, 2008. 262 с.
12. Минеев А. В. Методология, проектирование и построение полномасштабного тренажера для роторных комплексов: автореф. дис. ... д-ра техн. наук: 05.02.02. Красноярск: НИИ СУВПТ, 2002. 47 с.
13. Semyachkov A. I., Loginov V. G., Ignatieva M. N. et al. Theoretical and methodological bases of balanced nature management. Ekaterinburg: IE UB RAS, 2019. 258 p.
14. Yakovlev V. L., Kornilkov S. V., Sokolov I. V. Innovative basis of the strategy of integrated development of mineral. Ekaterinburg: UB RAS, 2018. 359 p.
15. Hamilton A. R., Campbell K. A., Rowland J. V., Barker S., Guido D. 2018, Characteristics and variations in sinters of the Coromandel Volcanic Zone: application to epithermal exploration. *New Zealand Journal of Geology and Geophysics*, vol. 62(4), pp. 531–549. <https://doi.org/10.1080/00288306.2018.1519514>

Статья поступила в редакцию 15 июля 2020 года

Quality management of mined rock based on the use of mathematical modeling technologies

Zinaida Mikhailovna NAZAROVA^{1*}

Yuriy Vasil'evich ZABAİKIN^{1**},

Yuliya Anatol'evna LEONIDOVA^{1***},

Mikhail Arkad'evich YAKUNIN^{2****}

¹Russian State Geological Prospecting University, named after Sergo Ordzhonikidze, Moscow, Russia

²Moscow University for Industry and Finance "Synergy", Moscow, Russia

Abstract

Relevance. Fracturing of the array is one of the main factors in the formation of quality blocks of decorative stone. Systems of natural cracks form a separate rock and determine the shape and size of structural blocks, which determines the possible output of conditioned block products from the array, the choice of the method of preparing the rock for excavation, the location and direction of movement of the mining front in accordance with the nature, intensity and elements of the occurrence of cracks. To control the quality of decorative stone blocks, modeling and forecasting optimal parameters, it is necessary to investigate the possibility of identifying fractures and then determining their geometric parameters using modern digital equipment.

Purpose of research is to analyze the quality management of the extracted rock based on the use of mathematical modeling technologies. The methodology of the work consists in using methods of mathematical modeling, as well as statistical data processing.

Results. The practical application of the results is to apply the developed methods in order to optimize the quality management system of the extracted rock and increase its efficiency. As a result of practical research, a rational ledge height of 5.8 m has been established for the conditions of the granodiorite Deposit, which allows to ensure the necessary production capacity of the quarry, high productivity of mining equipment, safety of mining operations, minimal economic costs for mining operations, low production costs and minimal losses of block raw materials.

Conclusions. The analysis of the complex of mining operations of mining enterprises allows us to make a conclusion about the need to introduce new technologies into production that would ensure the automation of work, increase the reliability of measurement results and calculations. At the same time, automation should be based on the use of remote methods for assessing the quality of decorative stone, new electronic devices and appropriate software.

Keywords: rock, mathematical modeling, mining, quarry, block raw materials.

REFERENCES

1. Chen J., Jie X., Qiao H. U., Wei Y., Lai Z., Bin H. U., Wei W. 2016, Quantitative geoscience and geological big data development: A review. *Acta Geologica Sinica*, vol. 90(4), pp. 1490–1515. <https://doi.org/10.1111/1755-6724.12782>
2. Du S., He Y.-L., Yang W.-W., Liu Z.-B. 2018, Optimization method for the porous volumetric solar receiver coupling genetic algorithm and heat transfer analysis. *International Journal of Heat and Mass Transfer*, vol. 122, pp. 383–390. <https://doi.org/10.1016/j.ijheatmasstransfer.2018.01.120>
3. Brown T. J., Wrighton C. E., Raycraft E. R., Shaw R. A., Deady E. A., Ripplingale J., Bide T., Idoine N. 2015, World mineral production 2009–13. Nottingham: British Geological Survey, 79 p.
4. Khranchenkov E., Khranchenkov M. 2018, Numerical model of two-phase flow in dissolvable porous media and simulation of reservoir acidizing. *Natural Resources Research*, vol. 27(4), pp. 531–537.
5. Li N., Song X., Xiao K., Li S., Li C., Wang K. 2018, Part II: A demonstration of integrating multiple-scale 3D modelling into GIS-based prospectivity analysis: A case study of the Huayuan-Malichang district, China. *Ore Geology Reviews*, vol. 95, pp. 292–305. <https://doi.org/10.1016/j.oregeorev.2018.02.034>
6. Yakunchikov E. N. Development of methodological bases for designing multifunctional mining systems: mining production clusters: PhD thesis: 25.00.21. Moscow: National University of Science and Technology "MISIS", 2019, 154 p.
7. Lobanov I. 2018, Solution of the problem of the theoretical profile of non-dimensional speed on the thickness of the boundary layer at the turbulent flow in the boundary layer based on the solution of the differential equation of Abel of the second generation with the app. *World Ecology Journal*, vol. 8(1), pp. 43–51. <https://doi.org/https://doi.org/10.25726/NM.2018.1.1.004>
8. Semenyutina A., Noyanova N., Kurmanov N. 2018, Scientific justification of selection of plants for sanitary protection zones in arid region. *World Ecology Journal*, vol. 8(1), pp. 52–68. <https://doi.org/https://doi.org/10.25726/NM.2018.1.1.005>
9. Wang Y., Chen J., Jia D. 2020, Three-Dimensional Mineral Potential Mapping for Reducing Multiplicity and Uncertainty: Kaerqueka Polymetallic Deposit, Qinghai Province, China. *Natural Resources Research*, vol. 29, pp. 365–393. <https://doi.org/10.1007/s11053-019-09539-9>

✉ nazarovazm@mgri.ru

<https://orcid.org/0000-0002-4060-6184>

* zabaykinyv@mgri.ru

<https://orcid.org/0000-0003-4085-0280>

*** leonidovaya@mgri.ru

<https://orcid.org/0000-0002-2745-6206>

**** Myakunin@synergy.ru

10. Dunaev V. I., Ermolov V. A., Zervandova V. P., Sery S. S. 2000, Computer technologies for modeling mineral deposits. *News of higher educational institutions. Geology and exploration*, no. 1, pp. 76–84.
11. Kolganov V. F., Bondarenko I. F., Davydenko A. Y. et al. 2008, Computer simulation during exploration and optimization of diamond deposit's development. Novosibirsk, Nauka, 262 p.
12. Mineev A. V. Methodology, design and construction of a full-scale simulator for rotary complexes, abstract of PhD thesis: 05.02.02. Krasnoyarsk, 47 p.
13. Semyachkov A. I., Loginov V. G., Ignatieva M. N. et al. 2019, Theoretical and methodological bases of balanced nature management. Ekaterinburg: IE UB RAS, 258 p.
14. Yakovlev V. L., Kornilkov S. V., Sokolov I. V. Innovative basis of the strategy of integrated development of mineral. Ekaterinburg: UB RAS, 2018, 359 p.
15. Hamilton A. R., Campbell K. A., Rowland J. V., Barker S., Guido D. 2018, Characteristics and variations in sinters of the Coromandel Volcanic Zone: application to epithermal exploration. *New Zealand Journal of Geology and Geophysics*, vol. 62(4), pp. 531–549. <https://doi.org/10.1080/00288306.2018.1519514>

The article was received on July 15, 2020