

МЕТОДИКА РАСЧЕТОВ ОСНОВНЫХ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ ПРИ ДОБЫЧЕ ПРИРОДНОГО КАМНЯ

Махмудов А., Махмудов Ш.А.

Навоийский государственный горно-технологический университет, Навои, Узбекистан

Ключевые слова: добыча, карьер, облицовочный камень, себестоимость продукции, технологический грузопоток, технологическая схема, трещиноватость.

Аннотация. Одна из главных проблем при добыче природного камня – это необходимость снижения потерь и увеличения выхода блочной продукции из отрабатываемого массива на всех стадиях добычных работ от отделения камня от массива до загрузки блоков и потребителя. Актуальными являются также проблемы выбора оптимальной технологии ведения горных работ и параметров её, улучшения использования оборудования, снижения трудозатрат при добыче блоков и производстве облицовочных изделий, повышения качества выпускаемой каменной продукции. Методика расчёта основных технологических параметров добычи природного камня, определяет актуальность научной работы. В работе рассмотрены основные показатели карьеров блочного камня и технологические схемы отработки месторождения с удельной трещиноватостью массива 6 м/м^2 и более, а также одна из структур комплексной механизации карьера. Приведены схемы добычи блочного камня с самоходным и Деррик краном. Основные параметры карьеров природного камня взаимосвязаны с параметрами элементов системы разработки, которые являются одним из составляющих технологических комплексов и определяются показателями структуры массивов. Кроме того, произведен расчёт переработки отходов, сопутствующих добычным работам и процессу отработки скальной вскрыши, которые могут обеспечивать выпуск дробленного камня в объемах до 20 тыс. м^3 в год.

METHODOLOGY OF CALCULATIONS OF THE MAIN TECHNOLOGICAL PARAMETERS FOR NATURAL STONE EXTRACTION

Mahmudov A., Mahmudov Sh.A.

Navoi State Mining and Technological University, Navoi, Uzbekistan

Keywords: extraction, quarry, facing stone, production cost, technological cargo flow, technological scheme, fracturing.

Abstract. One of the main problems in natural stone mining is the need to reduce losses and increase the yield of block products from the worked massif at all stages of mining operations from the separation of stone from the massif to the loading of blocks and the consumer. Actual are also the problems of choosing the optimal technology of mining operations and its parameters, improving the use of equipment, reducing labor costs in the extraction of blocks and production of facing products, improving the quality of stone products. The methodology of calculation of the main technological parameters of natural stone extraction, determines the relevance of scientific work. The paper considers the main indicators of block stone quarries and technological schemes of deposit mining with specific fracturing of the massif 6 m/m^2 , as well as one of the structures of complex mechanization of the quarry. Schemes of block stone mining with self-propelled and Derrick crane are given. The basic parameters of natural stone quarries are interrelated with the parameters of the elements of the development system, which are one of the components of technological complexes and are determined by the indicators of the massif structure. In addition, the calculation of waste processing, accompanying mining operations and the process of mining rock overburden, which can provide the release of crushed stone in volumes of up to 20 thousand m^3 per year.

Введение. Выбор комплектов оборудования на карьерах облицовочного камня зависит от горнотехнических условий, объемов добычных и вскрышных работ и объективных возможностей предприятия по приобретению требующихся машин и механизмов. В состав комплекта входит оборудование основных и вспомогательных процессов добычи блоков камня и переработки отходов [1].

Основная продукция месторождений облицовочного камня составляет около 30-40% от подготовленной горной массы к выемке, а отходы производства 60-70% горной массы, пригодные к выпуску дополнительной строительной продукции в виде бута, крошки и

известковой муки и т.д. характеризуются различным гран составом и расположением в при забойном пространстве. Механизация процессов уборки и использование вторичного сырья (дополнительного сырья) отражается на себестоимости основной продукции [2].

Себестоимость продукции является функцией затрат по элементам калькуляции.

Себестоимость продукции – функция материальных и трудовых затрат на единицу продукции.

Себестоимость производственных процессов зависит от эффективности работы и степени совершенства средств механизации каждого процесса и оценивается коэффициентом эксплуатационной производительности.

Решение вопроса использования отходов имеет огромное значение, так как по объему оно всегда больше основной продукции и способствует комплексному использованию недр. Механизация процессов уборки и использование вторичного сырья (дополнительного сырья) отражается на себестоимости основной продукции. Поэтому наряду с выбором оборудования для выемки, погрузки и обработки блоков необходимо предусматривать оборудование для уборки отходов и их переработку.

Количество и производительность оборудования распиловочного цеха зависит от объема блоков, а дробильно-сортировочного цеха от объема отходов с учетом объема скальной вскрыши горных пород для выпуска вторичной продукции в виде строительных и строительно-дорожных материалов [3-6].

Материалы и методы. Основным показателем карьеров блочного камня является технологический грузопоток, определяемый по формуле [7-9]:

$$W_{\Gamma} = \frac{T}{T_{\text{раб}}} \Pi_{\kappa} \left(\gamma_{\kappa} + \gamma_{\kappa} \frac{1 - k_u}{k_u} + k_{\text{вс}} \gamma_{\kappa} + k_{\text{ер}} \gamma_{\text{в}} + k_{\text{ен}} \right),$$

где T – число календарных дней в году; $T_{\text{раб}}$ – число рабочих дней в году; Π_{κ} – годовая производительность карьера по блокам, м³; γ_{κ} , $\gamma_{\text{в}}$ – соответственно плотность камня и рыхлой вскрыши, т/м³; k_u – коэффициент выхода блоков; $k_{\text{вс}}$, $k_{\text{ер}}$ – соответственно объемные коэффициенты скальной и рыхлой вскрыши; $k_{\text{ен}}$ – коэффициент вспомогательных перевозок (перевозки запчастей, инструмента, смазочных материалов и др).

Расчет расстояния a между шпурами (т.е. местами приложения ударной нагрузки) при известных значениях силы удара $P_{\text{уд}}$ определяется по формуле:

$$a = \frac{2lh\sigma_{\text{сж}} \left(\operatorname{tg} \frac{\alpha}{2} + \varphi \right) \cdot L_0}{\left[(L_0 H - dl) \sigma_p^{\partial} \cdot K \cdot K_0 + W \frac{S}{b} G_{\text{нр}} (L_0 + H) \right]},$$

где L_0 – длина отделяемого монолита, м; H – высота отработки уступа, м; B – ширина отделяемого монолита, $B = f(l_{\text{в}})$, но не более 3 м, $l_{\text{в}}$ – расстояния между вертикальными трещинами; σ_p^{∂} – динамический предел прочности растяжению, МПа; d – диаметр шпура, м; l – глубина шпура, м; S – расстояние сдвига, м; $G_{\text{нр}}$ – модуль сдвига материала заполнителя трещин, МПа; b – мощность материала заполнителя трещины, м; h – глубина внедрения клина в массив, м; $\sigma_{\text{сж}}$ – предел прочности породы на сжатие, МН/м²; α – угол заострения рабочего инструмента; φ – направления развития систем трещин; K – коэффициент учитывающий выход блоков; K_0 – коэффициент, учитывающий ослабление массива; W – длина линии наименьшего сопротивления отрыву, м.

Коэффициент K_0 , учитывающий ослабление массива за счет бурения шпуров и внедрения клина, определяется по следующей формуле:

$$K_0 = \frac{L_0 H - l(d + 2h)}{L_0 H}.$$

Длина трещины (расстояние между шпурами), создаваемой под действием рабочего органа ударного действия от двух шпуров, зависит от модуля упругости E разрушаемого материала, коэффициента Пуассона ν , радиуса шпура R , величины напряжений устойчивого

развития трещин развиваемого на щеках клина внутри шпура P , эффективной удельной поверхностной энергии разрушения гонной породы γ и может быть определена по формуле:

$$l_{k.mp} = 2^3 \sqrt{\frac{\pi(R+h)^2 P^2 (1-\nu)}{4\gamma E}}.$$

Главный технологический параметр отделения камня по контуру, расстояние между шпурами a определяется по формуле

$$a = 2 \cdot l_{k.mp} = 4^3 \sqrt{\frac{\pi(R+h)^2 P^2 (1-\nu)}{4\gamma E}}.$$

Рассмотрим технологическую схему отработки месторождения с удельной трещиноватостью массива $I_{TP} \geq 6 \text{ м/м}^2$ и одну из структур комплексной механизации для карьера мрамора средней производственной мощности 6 тыс.м³ облицовочных блоков в год, что характерно для карьеров Узбекистана. Распределение и направление развития систем трещин подчиняется случайным законам. Длина разрезной траншеи для обеспечения заданной производительности при условии 34% выхода блоков из массива, составит около 60-80 м, а объем подготовленной к выемке горной массы без учета объемов скальной вскрыши 17-20 тыс. м³. Вследствие этого исследование вопросов уборки, складирования и использования пород для получения дополнительной продукции приобретает важное значение.

Для отработки приконтурных лент выбираем технологическую схему погрузочно-транспортных работ с нижней погрузкой на автотранспорт деррик-краном (рис. 1) и передвижными стреловыми кранами на гусеничном или пневмоколесном ходу (рис. 2) грузоподъемностью 25 тонн, так как карьер поверхностного типа с площадью карьерного поля более 0,20 км² и глубине разработки до 30 м [10-14].

Сменная производительность стреловых кранов определяется по выражению

$$Q_{cm} = \frac{60 \cdot G \cdot t_c \cdot K_{исп} \cdot K_{\Gamma}}{t_{\Gamma}},$$

где G – грузоподъемная сила крана, тс; t_c – продолжительность смены, ч; $K_{исп} = 0,4 \div 0,5$ – коэффициент использования крана в течение смены; K_{Γ} – коэффициент использования грузоподъемной силы крана; t_{Γ} – продолжительность цикла, мин.

При уборке и складировании отходов применяются бульдозеры, производительность которого определяется по формуле

$$Q_6 = \frac{3600 \cdot V_{\Pi} \cdot K_{np}}{T_{\text{цб}} \cdot K_{раз}} \cdot K_u,$$

где V_{Π} – объем призмы волочения, м³, K_{np} – коэффициент, учитывающий потери породы при перемещении; $T_{\text{цб}}$ – продолжительность цикла работы бульдозера; $K_{раз}$ – коэффициент разрушения породы; K_u – коэффициент использования бульдозера во времени.

Радиус действия стрелы погрузочного оборудования

$$R = L \cdot \cos \alpha,$$

где α – угол наклона стрелы крана, $\alpha = 45^\circ$; L – длина стрелы погрузочного крана, м.

$$R = \frac{W_1}{2} + III_{pn} \cdot i_1 + A_i,$$

где W_1 – мощность отбойки, м; III_{pn} – ширина рабочей площадки (горизонта) уступа (подустапа); i_1 – количество подуступов в одном уступе; A_i – расстояние (берма безопасности) верхней или нижней кромки уступа до оси погрузочной машины.

Ширина рабочей площадки

$$III_{pn} = C_1 + T + C_2 + K + C_3 + A,$$

где C_1, C_2, C_3 – соответственно расстояние безопасности от нижней бровки нерабочего борта до транспортной полосы, между транспортной полосой и рабочим местом крана и от

рабочего места крана до нижней бровки рабочего борта m ; T – ширина транспортной полосы, м; K – ширина рабочего места крана, м; A – ширина рабочей части борта карьера, м.

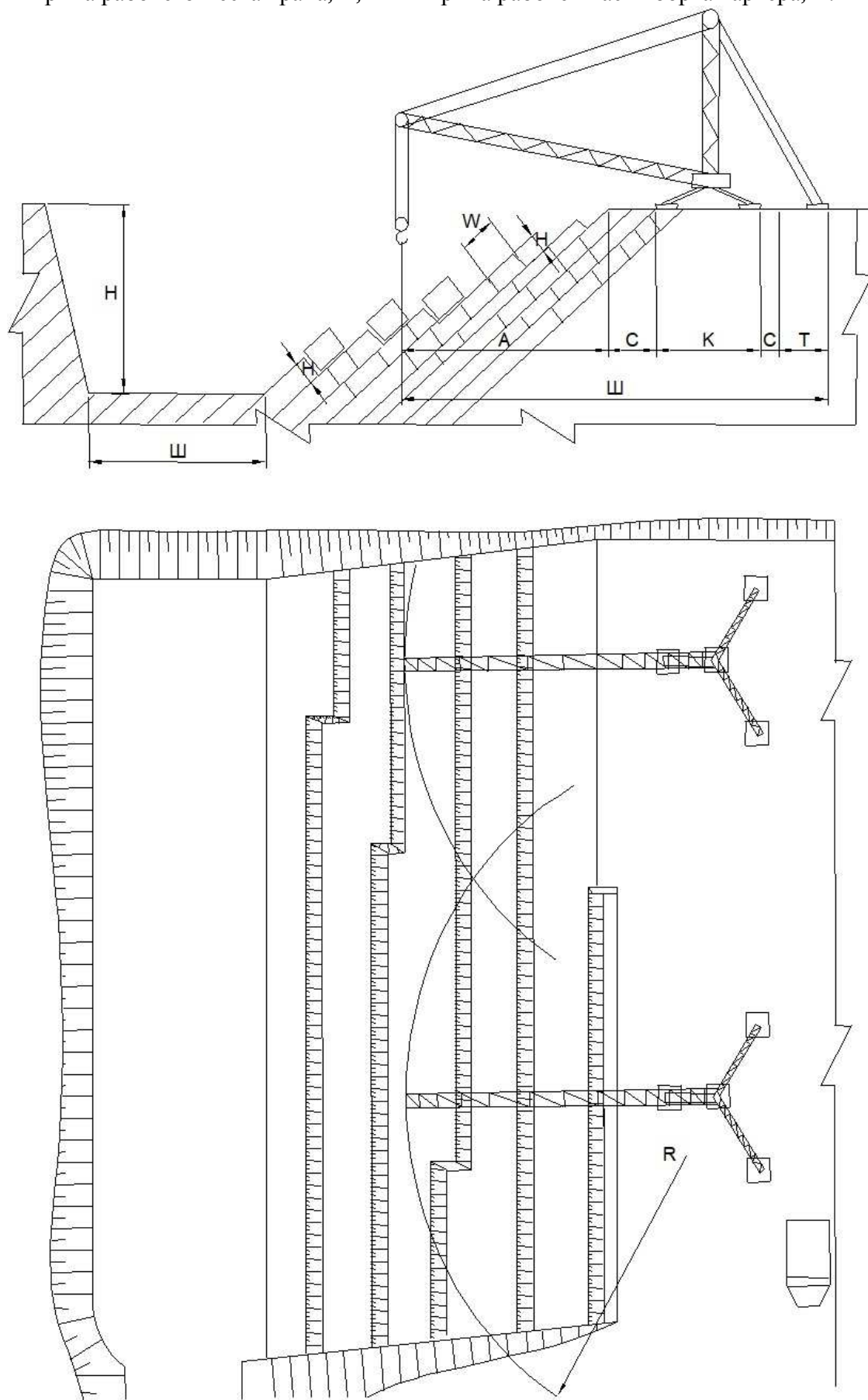


Рис. 1. Схема выемочно-погрузочных работ деррик-краном

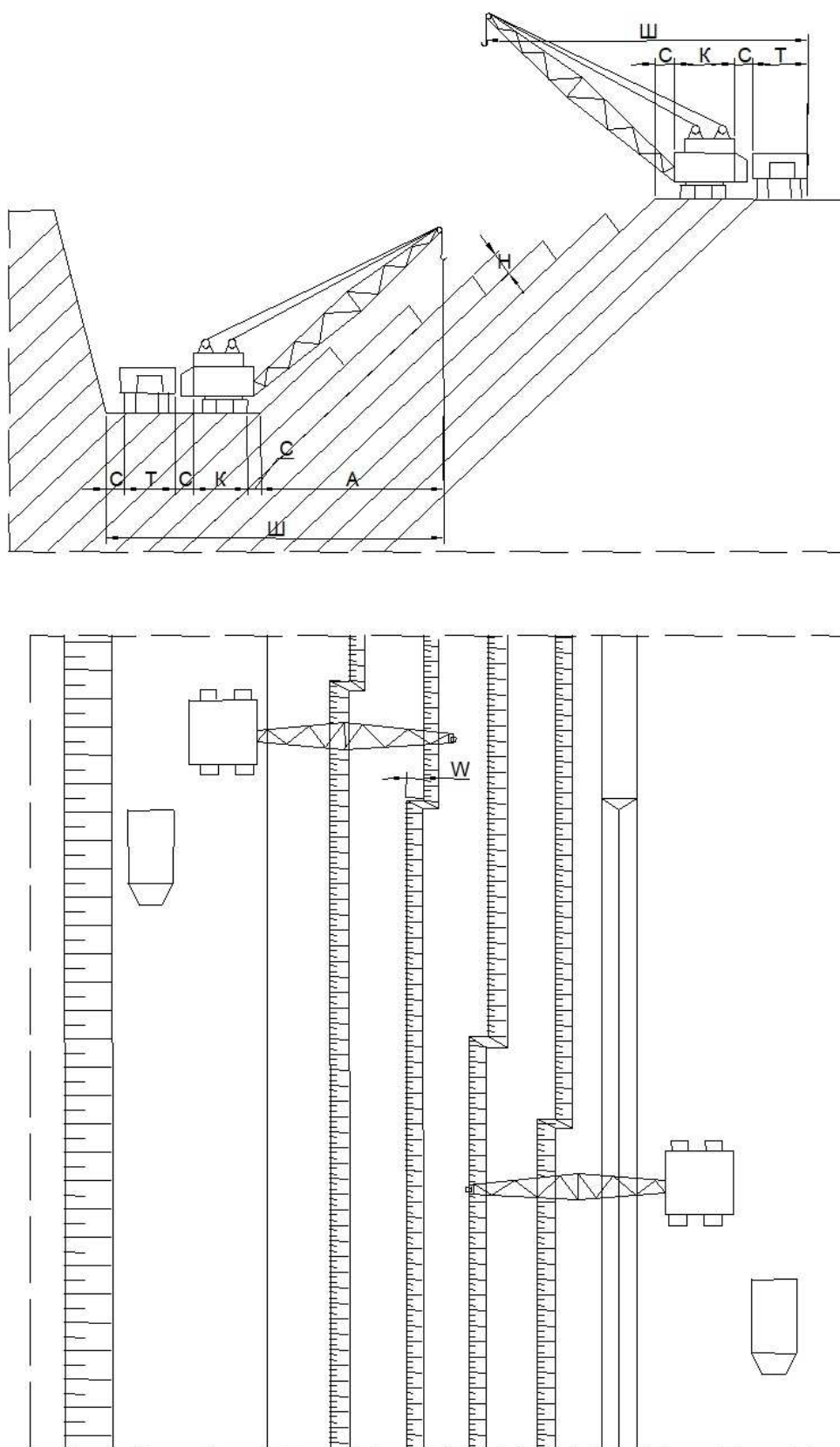


Рис. 2. Схема выемочно-погрузочных работ самоходным краном

Расчетные зависимости для определения протяжённости фронта горных работ каждого варианта системы разработки при

$$H_{u1} = H_{u2} = H_{un} \text{ и } Ш_{pn1} = Ш_{pn2} = Ш_{pnn},$$

где H_{u1} , H_{u2} , H_{un} – высота первого, второго, n -го добычных уступов, м; $Ш_{pn1}$, $Ш_{pn2}$, $Ш_{pnn}$ – ширина рабочей площадки первого, второго, n -го добычных уступов, м.

Расчетные зависимости для определения протяжённости фронта горных работ карьеров облицовочного камня при распространенной продольно-поперечной двухбортовой системе разработки определяются по формуле

$$L_{\phi p} = n[2B_k - 4H_B \operatorname{Ctg} \alpha_B - (n-1)B_{k1}] - \\ - [(n-1)(2Ш_B + H_C \operatorname{Ctg} \alpha_C + 2(n-1)H_u \operatorname{Ctg} \alpha - n_1[Ш_C + (n-1)Ш_{pn}])]$$

где n, n_1 – количество рабочих и добычных горизонтов карьера, шт; B_k, B_{k1} – длина и ширина карьера по верху, м; H_B, H_C – высота уступа рыхлой и скальной вскрыши, м; $\alpha, \alpha_B, \alpha_C$ – углы откосов уступов полезного ископаемого, рыхлой и скальной вскрыши, град; $Ш_B, Ш_C$ – ширина рабочей площадки на уступе и скальной вскрыши, м.

Важным условием обеспечения нормальной производственной деятельности карьера является наличие необходимой длины добычного фронта горных работ.

Длина фронта добычных горизонтов определяется количеством забоев и их длиной, обеспечивающими безопасное ведение горных работ. Фронт горных работ на каждого забойного рабочего должен быть не менее 10 м. количество добычных забоев при заданной сменной производительности карьера Q_k и добычного оборудования Q_3 , коэффициентах выхода блоков из массива K , резерва добычных забоев K_p можно определить из выражения

$$N_3 = \frac{Q_k \cdot 100 \cdot K_p}{Q_3 \cdot K}.$$

Для обеспечения непрерывной работы карьера необходимо, чтобы каждый добычной забой обслуживался своим комплексом оборудования, а переменные значения коэффициента выхода блоков предполагают различие этих комплексов не только по количественному, но и качественному признаку [15-16].

С другой стороны, значение коэффициента вскрыши $K_{вс}$ определяет граничные параметры карьера в плане и по глубине – границы карьерного поля. Определение значений $K_{вс}$ для обоснования эффективности открытой разработки конкретного месторождения на облицовочный камень. В этом случае $K_{вс}$ принимает значение среднего коэффициента вскрыши. При разработке новых горизонтов он принимает значение контурного коэффициента, для оперативного планирования горных работ – текущего коэффициента вскрыши.

При определении высоты уступа на месторождениях облицовочного камня высокой прочности должны учитываться горно-геологические условия залегания, степень трещиноватости и блочность полезного ископаемого, направление главных систем трещин массива. Высота уступа должна быть равна или кратной расстоянию между горизонтальными трещинами – при разработке массива горизонтальными слоями, или наклонными трещинами – при разработке наклонными слоями [17-18].

При большом расстоянии между трещинами (более 3-4 м) уступ может разбиваться на подступы, по величине, кратной высоте товарного блока – монолита максимального объема.

Высота уступа для карьеров по добыче крупных блоков камня по правилам безопасности при разработке вручную крепких пород типа гранита и применении средств малой механизации не должна превышать 2 м; при механизированной разработке – 20 м. это вызвано не столько стремлением сохранить устойчивость уступа, угол откоса которого допускает принимать 90° , сколько необходимостью создания условий для его осмотра и безопасной разборки.

Размеры карьера в плане и по глубине, параметры рабочих и нерабочих уступов позволяют определить протяженность горных работ отдельного горизонта или всего карьера.

Продолжительность обработки приконтурных лент, мин

$$T_{y\phi} = \sum_i^m \sum_{j=1}^n (T_{ij}^{\phi} + T_{ij}^{омб} + T_{ij}^{II} + T_{ij}^{Tp} + T_{ij}^{yo} + T_{ij}^o),$$

где $T_{ij}^{\phi}, T_{ij}^{омб}, T_{ij}^{II}, T_{ij}^{Tp}, T_{ij}^{yo}, T_{ij}^o$ – соответственно затраты времени на бурение, отбойки блоков камня, погрузки на транспортные средства, уборки отходов и обработки, мин;

i, j – соответственно количество обрабатываемых приконтурных лент за определенный период времени по рабочим и вскрышным участкам.

Производительность труда рабочих, $\text{м}^3/(\text{смена} \cdot \text{чел.})$:

$$P_p = \frac{Q_{см}}{N_{см}},$$

где $Q_{см}$ – сменная производительность по блокам камня по забою, $\text{м}^3/\text{смена}$; $N_{см}$ – количество рабочих в забое за смену, чел.

Результаты исследования. Главные параметры карьеров природного камня взаимосвязаны с параметрами элементов системы разработки, являются одним из составляющих технологических комплексов и определяются показателями структуры массивов.

При средних значениях параметров отбойки ($H = 3$ м и $W = 3$ м) условная годовая длина фронта работ для отработки 20000 м^3 горной массы составит около 2230 м, а это требует при длине участка на месторождениях как Газган, Нурата, Джам, Макрид 70-80 м проходку или подготовку 35-40 добычных заходов (лент) в год. При организации пятидневной рабочей недели и односменной работы производительность по горной массе составит $60 \div 80 \text{ м}^3/\text{смену}$. При среднем удельном расходе бурения на кубометр объема горной массы $10-14 \text{ пм}/\text{м}^3$ объем бурения составляет около 650-840 пм/смену. Исходя из средней сменной производительности бурения вертикальных шпуров перфоратором ПП-54 или ПП-63 – $40-56 \text{ пм}/\text{смену}$, определим необходимое количество перфораторов равное 16-20 шт. в смену. При использовании станков строчечного бурения с несколькими параллельно работающими перфораторами резко увеличивается производительность работы. Для погрузки сменного объема добытых блоков ($22,8-26,6 \text{ м}^3$) в транспортные средства используется автокран грузоподъемностью 25 т. При норме времени на погрузку 0,24 чел/час, норма выработки машиниста автокрана составит около 36 м^3 в смену.

Складирование отходов производства осуществляется бульдозером Т-100. Общее их количество для выполнения заданного объема работ по перемещению горной массы составит четыре трактора-тягача.

Вторичное дробление пород (негабаритов) осуществляется бутобойной машиной БТС-30, размещенной на специально выделенном участке карьерного поля. Для погрузки раздробленной породы в автосамосвалы грузоподъемностью 10-25 т используется экскаваторы объемом ковша $0,25-2 \text{ м}^3$. Порода транспортируется к дробильно-сортировочному участку, расположенному на расстоянии 1,5-2,0 км от карьера. Потребное количество автосамосвалов в смену будет равно трем.

Из условия переработки 20000 м^3 горной породы в год произведем выбор комплекта оборудования дробильно-сортировочного узла. Для выпуска дробленного камня (крошки) размерами фракций 10-20, 5-10 и 3-5 мм примем конусную дробилку среднего размера КСД-600Б (СМ-56 IА) и грохот марки СМ-570 с размерами ширины загрузочного отверстия $100 \times 100 \text{ мм}$.

Заключение. На основе методики расчётов основных технологических параметров установлены оптимальные технологические параметры добычи блоков камня гидроклиновым способом и с помощью невзрывных разрушающих средств, позволяющие увеличение выхода блоков камня на 6-9% и повышение производительности на 16-20%. Для месторождений облицовочного камня твердых и прочных пород типа гранитов и габбро рекомендуем технологию контурной отбойки, основанную на бурении строго параллельных шпуров относительно плоскости сдвига и отрыва моноблоков с применением статико-динамических разрушающих усилий межшпуровых полостей.

Анализ данных свидетельствует о том, что переработка отходов, возникающих при проведении добычных работ и разработке скальной вскрыши, обладает значительным потенциалом. При эффективной организации технологических процессов возможно получение дробленного камня в объемах, достигающих до 20 тысяч кубических метров

ежегодно. Такой подход не только способствует рациональному использованию природных ресурсов, но и обеспечивает дополнительный источник строительных материалов.

Разработана комплексная методика инженерных расчётов ключевых технологических параметров процесса разработки блочного камня с использованием буроотрывных методов. В рамках проведённых исследований были установлены их количественные значения, учитывающие геологические особенности месторождений, а также условия эксплуатации карьерного оборудования. Данная методика позволяет повысить точность планирования добычных работ, оптимизировать производственные процессы и минимизировать затраты на всех этапах освоения месторождения.

Список литературы

1. Бакка Н.Т., Журба Н.Г. Комбинированный способ отделения от массива крупных блоков камня // Экспресс-информация. Серия "Промышленность нерудных и неметаллорудных материалов". – М.: ВНИИЭСМ, 1990. – Вып. 3. – С. 18-22.
2. Барский А.А. Декоративно-облицовочные камни Каракалпакии и Узбекистана. – Нукус: Каракалпакстан, 1991. – 392 с.
3. Барский А.А., Фазылов С.С. Оценка эффективности технологии добычи блочного камня на карьерах Узбекистана. – М.: ВНИИЭСМ, 1988. – Вып. 9. – С. 8-11.
4. Чесноков М.М. Исследование рациональных способов разработки гранитных месторождений для получения штучного камня: Автореф. дисс. ... канд. техн. наук. – М.: Ин-т горного дела Акад. наук СССР, 1956. – 18 с.
5. Карасёв Ю.Г., Бакка Н.Т. Природный камень. Добыча блочного и стенового камня. – СПб.: С.-Петерб. гос. горный ин-т им. Г.В. Плеханова (техн. ун-т), 1997. – 428 с.
6. Анощенко Н.Н., Карасев Ю.Г. Отраслевая инструкция по определению трещиноватости и блочности и выбору технологии горных работ на разрабатываемых месторождениях облицовочного камня. – М.: МГИ, 1989. – 56 с.
7. Рахимов В.Р., Махмудов А.М. Факторы определяющие эффективность технологии добычи блоков камня машинами ударного действия // Горный вестник Узбекистана. – 2010. – №3. – С. 6-8.
8. Рахимов В.Р., Шифрин Е.И., Фазылов С.С. Совершенствование технологии добычи блоков облицовочного камня. – Ташкент: Узбекистан, 1983. – 124 с.
9. Махмудов А. Теоретическое исследование способа подготовки горных пород к выемке на основе ударного действия // Горный вестник Узбекистана. – 2022. – №2(89). – С. 13-16. – DOI: 10.54073/GV.2022.2.89.003.
10. Махмудов А. Исследование энергетических параметров разрушения горных пород клиновидным инструментом // Горный вестник Узбекистана. – 2023. – №2(93). – С. 23-27. – DOI: 10.54073/GV.2023.2.93.005.
11. Махмудов А. Методы определения основных факторов, влияющих на эффективность технологии добычи блоков камня машинами ударного действия // Наука и инновационное развитие. – 2023. – №5. – С. 14-22.
12. Махмудов А. Исследования массива и основных параметров системы разработки сложноструктурных месторождений облицовочного камня Узбекистана // Наука и инновационное развитие. – 2022. – №3. – С. 54-63.
13. Kun Du, Xuefeng Li, Rui Su, Ming Tao, Shizhan Lv, Jia Luo, Jian Zhou. Shape ratio effects on the mechanical characteristics of rectangular prism rocks and isolated pillars under uniaxial compression// International Journal of Mining Science and Technology. 2022, vol. 32, iss. 2, pp. 347-362. doi.org/10.1016/j.ijmst.2022.01.004.
14. Ulusay R., Gokceoglu C., Sulukcu S. Draft ISRM suggested method for determining block punch strength index (BPI) // International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences. 2001, vol. 38, iss. 8, pp. 1113-1119. DOI: 10.1016/S1365-1609(01)00078-8.
15. Шер Е.Н., Ефимов В.П. Моделирование развития трещины в горной породе, возникающей при ударе клиновидного инструмента // Интерэкспо Гео-Сибирь. – 2015. – №3. – С. 281-286.
16. Rostami J., Kahraman S., Yu X., Copur H., Balci C., Bamford W., Asbury B. The relation between uniaxial compressive and Brazilian tensile strength // Rock Mechanics and Rock Engineering: From the Past to the Future. 2016, pp. 147-152.
17. Franklin J.A. Suggested method for determining point load strength // International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts. 1985, vol. 22, iss. 2, pp. 51-60. DOI: 10.1016/0148-9062(85)92327-7.
18. Momeni E., Nazir R., Armaghani D.J., Amin M.F.M., Mohamad E.T. Prediction of unconfined compressive strength of rocks: a review paper // Jurnal Teknologi. 2015, vol. 77, no. 11, pp. 43-50. DOI: 10.11113/JT.V77.6393.

References

1. Bakka N.T., Zhurba N.G. Combined method of separation of large blocks of stone from the massif // Express-information. Series "Industry of non-metallic and nonmetallic materials". – М.: VNIIESM, 1990. – Iss. 3. – P. 18-22.

2. Barskiy A.A. Decorative and facing stones of Karakalpakstan and Uzbekistan. – Nukus: Karakalpakstan, 1991. – 392 c.
3. Barskiy A.A., Fazylov S.S. Assessment of the efficiency of block stone extraction technology at the quarries of Uzbekistan. – M.: VNIIESM, 1988. – Iss. 9. – P.8-11.
4. Chesnokov M.M. Research of rational ways of development of granite deposits for obtaining a piece stone: Abstract of the diss. ... cand. of tech. sc. – M.: MI of AS USSR. – 18 p.
5. Karasyov Yu.G., Bakka N.T. Natural stone. Extraction of block and wall stone. – SPb.: SPbSMI n.a. G.V. Plekhanov (tech. un-ty), 1997. – 428 c.
6. Anoschenko N.N., Karasev Yu.G. Industry instruction on the determination of fracturing and blockiness and the choice of mining technology at the developed deposits of facing stone. – M.: MMI, 1989. – 56 c.
7. Rakhimov V.R., Mahmudov A.M. Factors determining the efficiency of the technology of stone block extraction by impact machines // Mining Bulletin of Uzbekistan. 2010, no. 3, pp. 6-8.
8. Rakhimov V.R., Shifrin E.I., Fazylov S.S. Improvement of technology of extraction of blocks of facing stone. – Tashkent: Uzbekistan, 1983. – 124 c.
9. Mahmudov A. Theoretical study of the method of preparation of rocks for excavation on the basis of percussion action // Mining Bulletin of Uzbekistan. 2022, no. 2(89), pp. 13-16. DOI: 10.54073/GV.2022.2.89.003.
10. Mahmudov A. Investigation of energy parameters of rock destruction by wedge-shaped tool // Mining Bulletin of Uzbekistan. 2023, no. 2(93), pp. 23-27. DOI: 10.54073/GV.2023.2.93.005.
11. Mahmudov A. Methods of determining the main factors affecting the efficiency of technology of stone block extraction by impact machines // Science and Innovative Development. 2023, no. 5, pp. 14-22.
12. Mahmudov A. Investigations of the massif and the main parameters of the development system of the complex-structured deposits of the facing stone of Uzbekistan // Science and Innovative Development. 2022, no. 3, pp. 54-63.
13. Kun Du, Xuefeng Li, Rui Su, Ming Tao, Shizhan Lv, Jia Luo, Jian Zhou. Shape ratio effects on the mechanical characteristics of rectangular prism rocks and isolated pillars under uniaxial compression // International Journal of Mining Science and Technology. 2022, vol. 32, iss. 2, pp. 347-362. doi.org/10.1016/j.ijmst.2022.01.004.
14. Ulusay R., Gokceoglu C., Sulukcu S. Draft ISRM suggested method for determining block punch strength index (BPI) // International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences. 2001, vol. 38, iss. 8, pp. 1113-1119. DOI: 10.1016/S1365-1609(01)00078-8.
15. Sher E.N., Efimov V.P. Modeling of fracture development in the rock resulting from the impact of a wedge-shaped tool // Interexpo Geo-Siberia. 2015, no. 3, pp. 281-286.
16. Rostami J., Kahraman S., Yu X., Copur H., Balci C., Bamford W., Asbury B. The relation between uniaxial compressive and Brazilian tensile strength // Rock Mechanics and Rock Engineering: From the Past to the Future. 2016, pp. 147-152.
17. Franklin J.A. Suggested method for determining point load strength // International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts. 1985, vol. 22, iss. 2, pp. 51-60. DOI: 10.1016/0148-9062(85)92327-7.
18. Momeni E., Nazir R., Armaghani D.J., Amin M.F.M., Mohamad E.T. Prediction of unconfined compressive strength of rocks: a review paper // Jurnal Teknologi. 2015, vol. 77, no. 11, pp. 43-50. DOI: 10.11113/JT.V77.6393.

Сведения об авторах:

Махмудов Азамат – кандидат технических наук, доцент, и.о. профессора кафедры «Горная электромеханика»	Makhmudov Azamat – candidate of technical sciences, associate professor, professor, Department of “Mining electromechanics”
Махмудов Шерзод Азаматович – доктор философии по техническим наукам PhD, доцент, доцент кафедры «Горная электромеханика» 1yy2@mail.ru	Makhmudov Sherzod Azamatovich – PhD in technical sciences, associate professor, associate professor of the Department of “Mining electromechanics”

Получена 11.04.2025