

ОРИГИНАЛЬНЫЕ СТАТЬИ / ORIGINAL PAPERS

DOI: 10.17073/2500-0632-2020-3-235-252

**Формирование устойчивости бортов
при ведении взрывных работ на карьерах Кызылкумского региона****Ш. Ш. Заиров¹ , Ш. Р. Уринов¹, Р. У. Номдоров²**¹Навоийский государственный горный институт, г. Навои, Республика Узбекистан, ✉ sher-z@mail.ru²Каршинский инженерно-экономический институт, г. Карши, Республика Узбекистан

Аннотация: Вовлечение в разработку глубокозалегающих месторождений предопределило тенденцию развития открытого способа добычи в направлении увеличения глубины карьеров. Основным ограничением, налагаемым на ведение буровзрывных работ (БВР) в приконтурной зоне карьера, является необходимость предохранения бортов карьера и инженерных сооружений на бортах от сейсмического воздействия массовых взрывов. Как показывает практика, наиболее эффективным и опробованным методом защиты бортов карьера является применение контурного взрывания, создание экранирующей щели и экранирующего слоя взорванной горной массы, т.е. проведение заоткоски бортов карьера, предшествующей массовому взрыву. Поэтому исследования напряженно-деформированного состояния пород приконтурного массива, определение параметров взрывных скважин при предварительном щелеобразовании на карьерах является актуальной задачей. Проведенный анализ конструкции бортов и напряженно-деформированного состояния пород месторождения Кокпатас Навоийского горно-металлургического комбината позволил определить модель, а также метод расчета напряженно-деформированного состояния массива горных пород. При оценке устойчивости бортов карьера использован подход, известный как метод перемещений. Использование метода граничных интегральных уравнений позволило разработать алгоритм расчета напряжений в массиве для условий месторождения Кокпатас. Разработана методика проведения экспериментальных исследований взрывов контурных скважинных зарядов на моделях, позволяющая исследовать трещинообразование на объемных моделях и волновое взаимодействие методом высокоскоростной видеорегистрации процесса взрыва в прозрачных моделях, а также определить параметры волн напряжений при взрыве в образцах реальных горных пород. Разработаны и внедрены в промышленность способ формирования устойчивых откосов бортов карьера, экскаваторный способ заоткоски уступов на предельном контуре карьера и способ инициирования скважинных зарядов взрывчатых веществ в приконтурной зоне карьера.

Ключевые слова: взрывные работы, устойчивость бортов карьера, контур карьера, заоткоска уступов карьера, контурное взрывание, зона остаточных деформаций, методика расчета эффективных параметров, скважинные заряды, взрывчатые вещества

Для цитирования: Заиров Ш. Ш., Уринов Ш. Р., Номдоров Р. У. Формирование устойчивости бортов при ведении взрывных работ на карьерах Кызылкумского региона. *Горные науки и технологии*. 2020;5(3):235-252. DOI: 10.17073/2500-0632-2020-3-235-252

**Ensuring Wall Stability in the Course of Blasting
at Open Pits of Kyzyl Kum Region****Sh. Sh. Zairov¹ , Sh. R. Urinov¹, R. U. Nomdorov²**¹Navoi State Mining Institute, Navoi, Republic of Uzbekistan, ✉ sher-z@mail.ru²Karshi Engineering and Economic Institute, Karshi, Republic of Uzbekistan

Abstract: Involvement of deep deposits in mining predetermined the trend of development of open pit mining towards increasing the depth of open pits. The main limitation imposed on drilling and blasting in the near-contour zone of an open pit is the need to protect the pit walls and engineering structures on the walls from seismic effects of huge blasts. As practice shows, the most effective and proven method of protecting pit walls is the use of blasting by presplitting method, creation of a shielding gap and a shielding layer of blasted rock mass, i.e. pre-splitting of the pit walls, preceding the huge blast. Therefore, the study of stress-strain state of the near-contour rock mass, determination of the parameters of blastholes for edge pre-splitting (preliminary shielding gap formation) in open

pits is an urgent task. The analysis of the pit wall design and stress-strain state of rock mass at Kokpatas deposit exploited by Navoi Mining and Metallurgical Combine allowed to determine the model, as well as the method for calculating stress-strain state of the rock mass. When assessing stability of the pit walls, an approach known as the displacement method was used. Applying the boundary integral equations method allowed to develop an algorithm for calculating stresses in the rock mass for the conditions of Kokpatas deposit. A technique has been developed for experimental studies of blasting contour blasthole charges (blasting by pre-splitting method) using models, allowing to study fracturing on volumetric models and wave interaction by the method of high-speed video recording of the blasting process in transparent models, as well as to determine the parameters of stress waves during blasting in samples of real rocks. A method for formation of stable pit wall slopes, an excavator method for bench pre-splitting on ultimate envelope (contour) of a pit, and a method for initiating blasthole charges in the near-contour zone of a pit have been developed and implemented in the industry.

Keywords: blasting, pit wall stability, pit envelope, pit wall control, blasting by presplitting method, zone of residual deformation, method for calculating effective parameters, blasthole charges, explosives

For citation: Zairov Sh. Sh., Urinov Sh. R., Nomdorov R. U. Ensuring wall stability in the course of blasting at open pits of Kyzyl Kum region. *Gornyye nauki i tekhnologii = Mining Science and Technology (Russia)*. 2020;5(3):235-252. (In Russ.) DOI: 10.17073/2500-0632-2020-3-235-252

Введение

Вовлечение в разработку глубокозалегающих месторождений предопределило тенденцию развития открытого способа добычи в направлении увеличения глубины карьеров. Как известно, в глубоких карьерах разработка полезных ископаемых ведется в сложных горно-геологических условиях, когда необходимо надежное обеспечение устойчивости эффективных конструкций бортов и их элементов.

При ведении взрывных работ в результате нарушения законтурного массива происходит разупрочнение горных пород вследствие изменения трещиноватости, появления остаточных деформаций, снижения прочностных характеристик по контактам структурных блоков. Основным ограничением, налагаемым на ведение буровзрывных работ (БВР) в приконтурной зоне карьера, является необходимость предохранения бортов карьера и инженерных сооружений на бортах от сейсмического воздействия массовых взрывов. Как показывает практика, наиболее эффективным и опробованным методом защиты бортов карьера является применение контурного взрывания, создание экранирующей щели и экранирующего слоя взорванной горной массы, т.е. проведение заоткоски бортов карьера, предшествующей массовому взрыву.

На сегодняшний день достигнут значительный прогресс в области применения контурного взрывания при заоткоске уступов на карьерах, однако не решен ряд ключевых вопросов по прогнозной оценке и выбору рациональной технологии заоткоски уступов, а также совершенствованию параметров скважинных зарядов взрывчатых веществ (ВВ) при контурном взрывании. В то же время необходимо продолжать исследовать напряженно-деформированное состояние пород приконтурного массива, совершенствовать параметры взрывных скважин при предварительном щелеобразовании на карьерах и разработать методику экспериментальной оценки метода контурного взрывания при оформлении откосов.

Месторождения Кызылкумского региона характеризуются сложным строением рудных тел, высокой изменчивостью содержания полезных компонентов, крутыми углами падения и невыдержанной мощностью рудных тел [1–3]. Такая изменчивость существенно влияет на эффективность добычи полезных ископаемых, значительно усложняя выбор технологических параметров БВР.

В условиях Кызылкумского региона формирование бортов карьеров с углами откосов до 70° возможно только в случае, когда их параметры обусловлены только конструктивными

элементами, а не устойчивостью массива горных пород. Изменение конструктивных параметров углов откосов бортов карьеров выполняется за счет сдваивания, страивания высоты уступов с углами откосов 80–90° и шириной площадок между ними 10–15 м [4–8].

В результате проведенных исследований разработаны модель и метод расчета напряженно-деформированного состояния массива горных пород для условий месторождения Кокпатас Навоийского горно-металлургического комбината.

Модели и алгоритмы для оценки устойчивости бортов карьеров

При оценке устойчивости бортов карьера использован подход, известный как метод перемещений. Метод эквивалентен минимизации полной потенциальной энергии борта карьера, выраженной через поле перемещений, он обусловил приведенную ниже последовательность при проведении расчетов по определению напряженно-деформированного состояния и оценке устойчивости уступов с помощью метода конечных элементов:

- разбиение сечения борта карьера на конечные элементы и назначение узлов, в которых определяются перемещения;
- определение зависимости между усилиями и перемещениями в узлах элемента;
- сопоставление системы алгебраических уравнений равновесия;
- решение системы уравнений;
- определение перемещений и компонентов напряженно-деформированного состояния борта карьера и оценка его устойчивости.

Считается, что наиболее удобным методом расчета поля напряжений для областей со сложным контуром является метод интегральных уравнений, включающий решение системы интегральных уравнений Фредгольма, к положительным качествам которого относятся:

- уменьшение размерности задачи;
- дискретизирование только границы области S , в отличие от метода конечных элементов.

Рассмотрим метод граничных интегральных уравнений и алгоритм вычисления напряжений в массиве для условий месторождения Кокпатас. В методе граничных интегральных уравнений рассматривается пространство (полупространство), в котором граница контура разбивается дискретно на конечное число участков. На рис. 1 представлена расчетная схема, а на рис. 2 – расчетная блок-схема обозначения определяемых граничных условий и объемных сил.

Интенсивность нагрузок на каждом заданном участке постоянна. Напряжения внутри области S можно представить в виде

$$\bar{\sigma}_{ij}(t) = \int_{\partial S} \bar{k}_{ij,l}(t, \tau) P_l dS, \quad (i, j \equiv x, y); \quad t \in S; \tau \in \partial S \quad (1)$$

где $\bar{k}_{ij,l}(t, \tau)$ – фундаментальное решение для действия сосредоточенной силы в однородную и изотропную полуплоскость; P_l – фиктивные составляющие поверхностных сил вдоль ∂S в 1-м направлении; t – внутренние точки области S ; τ – граничные точки ∂S .

При решении задачи теории упругости условия на границе определяются так:

$$\int_{\partial S} \bar{k}_{ij,l}(\Omega, \tau) P_l \cdot n_j(\Omega) dS(\tau) = \sigma_i^0(\Omega); \quad \Omega, \tau \in \partial S, \quad (2)$$

где n_j – конус угла между нормалью к участку границы и осями координат; $\sigma_i^0(\Omega)$ – заданные нагрузки на ∂S .

Напряжения в области S , вызванные действием сосредоточенных на контуре ∂S усилий в бесконечной полуплоскости, представим в виде

$$\begin{aligned} k_{xx,l} \cdot P_l^S &= -\frac{p_x^S r_x (b_1 r_x^2 + b_2 r_y^2) + p_y^S r_y (b_3 r_x^2 + b_2 r_y^2)}{4\pi r^4}; \\ k_{yy,l} \cdot P_l^S &= -\frac{p_x^S r_x (b_3 r_y^2 + b_2 r_x^2) + p_y^S r_y (b_1 r_y^2 + b_2 r_x^2)}{4\pi r^4}; \\ k_{xy,l} \cdot P_l^S &= -\frac{p_x^S r_y (b_1 r_x^2 + b_2 r_y^2) + p_y^S r_x (b_2 r_x^2 + b_1 r_y^2)}{4\pi r^4}, \end{aligned} \quad (3)$$

где p_x^S, p_y^S – составляющие фиктивных нагрузок внутри области S ; r_x, r_y , – x, y компоненты радиуса вектора, проведенного от точки на ∂S к точке в S :

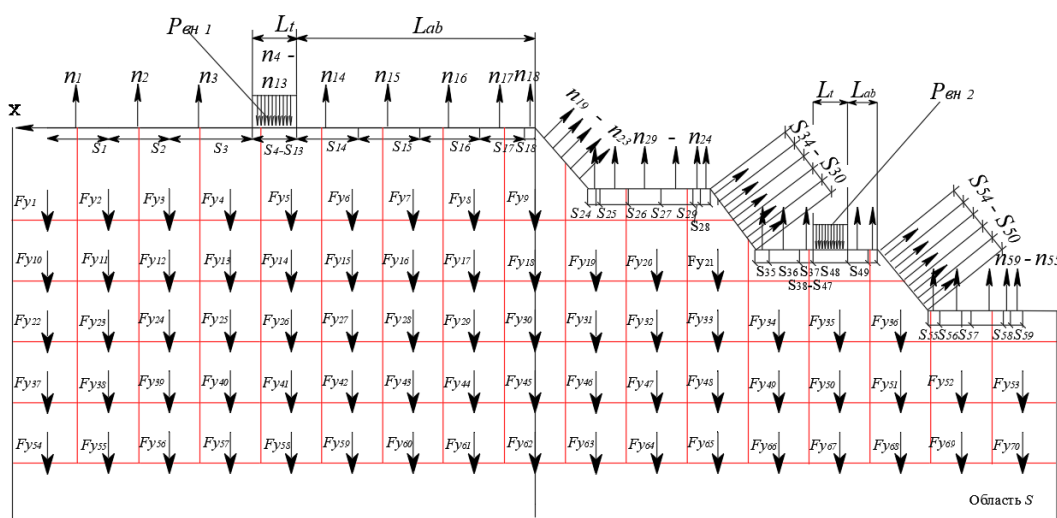


Рис. 1. Расчетная схема конструкции бортов и вычисления напряжений в массиве горных пород карьера Кокпатаас:

n_1, n_2, \dots, n_j – нормали к границе области ∂S ; S_1, S_2, \dots, S_i – длина отрезка границы ∂S ; $P_{\text{вн}1}, P_{\text{вн}2}, \dots, P_{\text{вн}i}$ – внешние нагрузки от отвалов и оборудования, приложенные на длине L_i на расстоянии $L_{\text{об}}$ от края уступа; $F_{y1}, F_{y2}, \dots, F_{yi}$ – составляющие силы тяжести в i -й точке области S

$$b_1 = 3 + \frac{v}{1-v}; b_2 = 2 - \frac{1}{1-v}; b_3 = 1 + \frac{3v}{1-v},$$

где ν – коэффициент Пуассона.

При $\tau \rightarrow \Omega$ выражение (2) имеет особенность, для выделения которой используется подход, заключающийся в рассмотрении нового контура, обходящего точку границы, где $\tau = \Omega$. При этом

$$\begin{aligned} & \int_{\partial S} k_{ij,l}(\Omega, \tau) P_l \cdot n_j(\Omega) dS(\tau) = \\ & = \lim_{\substack{\Delta \partial S \rightarrow 0 \\ a \rightarrow 0}} \left[\left(\int_{\partial S - \Delta \partial S} k_{ij,l}(\Omega, \tau) P_l \cdot n_j(\Omega) dS(\tau) \right) + \right. \\ & \quad \left. + \left(\int_{\partial S} k_{ij,l}(\Omega, \tau) P_l \cdot n_j(\Omega) dS(\tau) \right) \right]. \quad (4) \end{aligned}$$

В работе [9] показано, что

$$\lim_{a \rightarrow 0} \int_{\partial S} k_{ij,l}(\Omega, \tau) P_l \cdot n_j(\Omega) dS(\tau) \rightarrow P_x^S/2, P_y^S/2. \quad (5)$$

Тогда на основании соотношения (5) уравнение (2) имеет окончательный вид

$$P_i^S/2 + \int_{\partial S} k_{ij,l}(\Omega, \tau) P_l \cdot n_j(\Omega) dS(\tau) = \sigma_i^0(\Omega),$$

$$i = x, y. \quad (6)$$

Для численной реализации метода границу области ∂S разбиваем на N отрезков произвольной длины ∂S_i . Затем в средних точках каждого отрезка ∂S_i определяем результирующие граничные значения

$$\begin{aligned} P_{xi}^S &= \int_{\Delta S_i} p_x^S dS ; P_{yi}^S = \int_{\Delta S_i} p_y^S dS ; P_{xi}^{\partial S} = \int_{\Delta S_i} p_x^{\partial S} dS ; \\ P_{yi}^{\partial S} &= \int_{\Delta S_i} p_y^{\partial S} dS , \end{aligned} \quad (7)$$

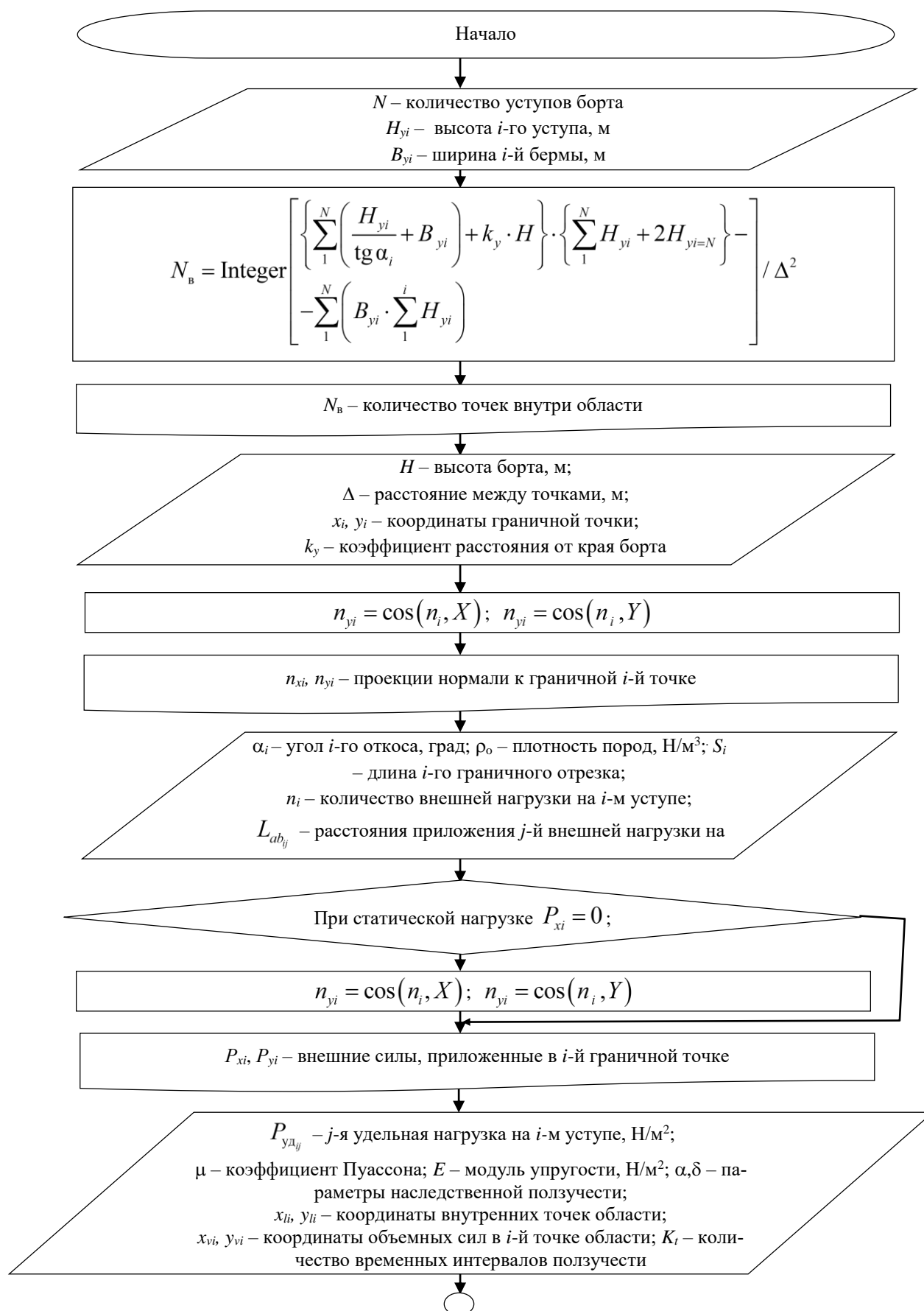
где ΔS_i – составляющие фиктивных нагрузок на границе области ∂S .

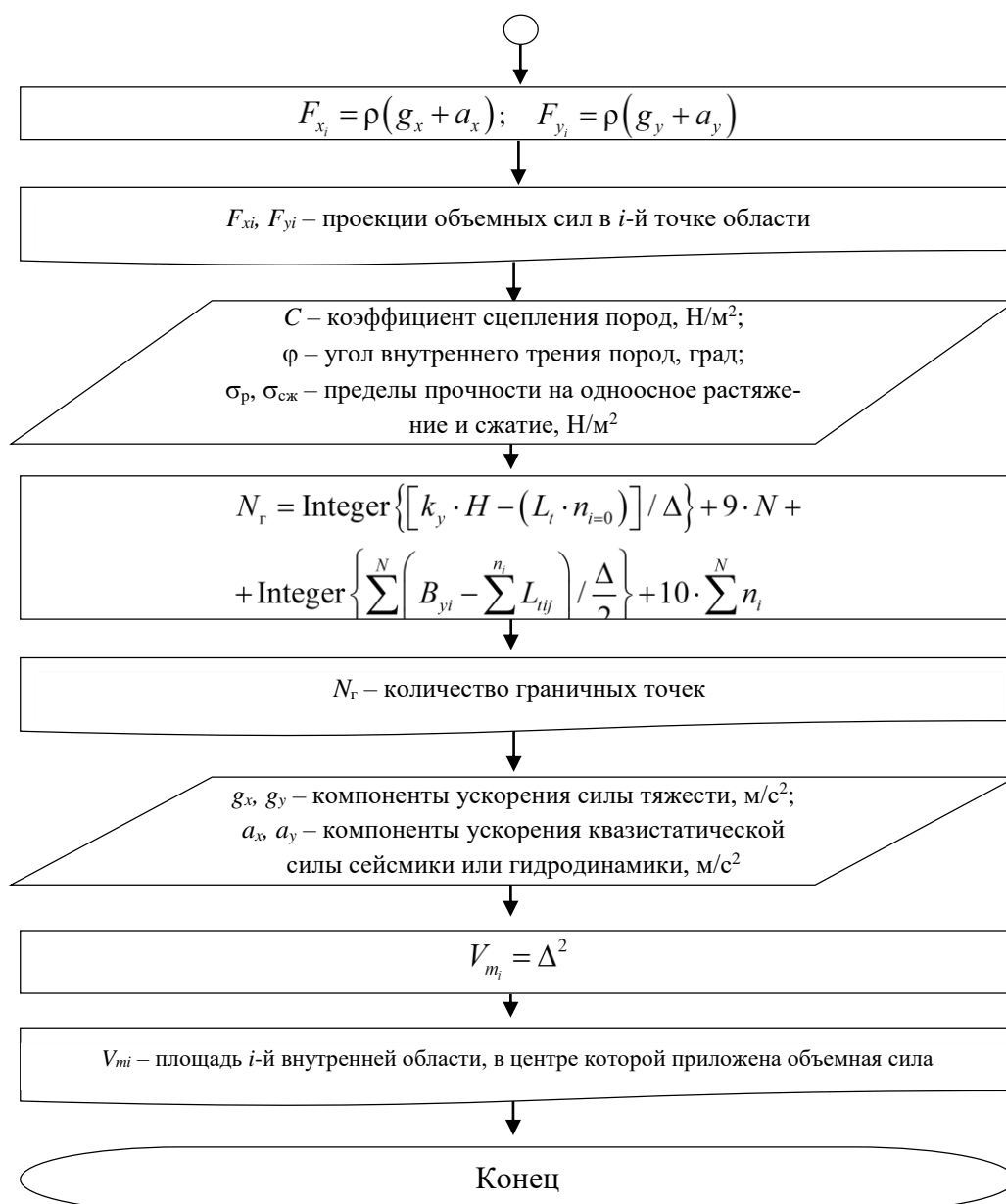
Используя численный метод трапеции вычисления интеграла и формулы (7), можно численно аппроксимировать выражения (6):

$$P_{xi}^S/2-1/(4\pi)\sum_{\substack{j=1 \\ j \neq i}}^N \left[\begin{aligned} &(b_1 r_{xij}^3 n_{xi} + b_2 r_{xij} r_{yij} n_{xi} + b_1 r_{xij}^2 r_{yij} n_{yi} + b_2 r_{yij}^3 n_{yi}) P_{xj}^S + \\ &+ (b_3 r_{xij}^2 r_{yij} n_{xi} - b_2 r_{yij}^3 n_{xi} + b_2 r_{xij}^3 n_{yi} + b_1 r_{xij} r_{yij}^2 n_{yi}) \cdot P_{yj}^S \end{aligned} \right] \Delta S_i (r_{xij}^2 + r_{yij}^2)^{-2} = P_{xi}^{\partial S}; \quad (8)$$

$$P_{yi}^S/2 - 1/(4\pi) \sum_{\substack{j=1 \\ j \neq i}}^N \left[\begin{aligned} & \left(b_1 r_{xij}^2 r_{yij} n_{xi} + b_2 r_{yij}^3 n_{xi} + b_3 r_{xij} r_{yij}^2 n_{yi} - b_2 r_{xij}^3 n_{yi} \right) P_{xj}^S + \\ & \left(b_2 r_{xij} n_{xi} + b_1 r_{xij} r_{yij}^2 n_{xi} + b_1 r_{yij}^3 n_{yi} + b_2 r_{xij}^2 r_{yij} n_{yi} \right) \cdot P_{yj}^S \end{aligned} \right] \Delta S_i \left(r_{xij}^2 + r_{yij}^2 \right)^{-2} = P_{yi}^{\hat{S}}. \quad (9)$$

Исходные данные для расчета и формируемые граничные условия





**Рис. 2. Блок-схема расчета параметров конструкции бортов
и вычисления напряжений в массиве горных пород карьера Кокпатаас**

После вычисления фиктивных нагрузок P_{xj}^S и $P_{yj}^S (j = \overline{1, N})$ компоненты напряжений в области S находятся из следующих соотношений:

$$\sigma_{xi} = -1/(4\pi) \sum_{j=1}^N \left[P_{xj}^S r_{xij} (b_1 r_{xij}^2 + b_2 r_{yij}^2) + P_{yj}^S r_{yij} (b_3 r_{xij}^2 - b_2 r_{yij}^2) \right] \cdot (r_{xij}^2 + r_{yij}^2)^{-2}; \quad (10)$$

$$\tau_{xi} = -1/(4\pi) \sum_{j=1}^N \left[P_{xj}^S r_{yij} (b_1 r_{xij}^2 + b_2 r_{yij}^2) + P_{yj}^S r_{xij} (b_2 r_{xij}^2 + b_1 r_{yij}^2) \right] \cdot (r_{xij}^2 + r_{yij}^2)^{-2}. \quad (11)$$

Используя выражения (10) и (11), можно определить напряжения во всех точках массива, что особенно важно при исследовании областей его разупрочнения.

При исследовании напряженного состояния приборного горного массива и его деформирования данная область моделируется полуплоскостью, по границе которой действуют нагрузки, а внутри полуплоскость имеет блочную структуру.

На первом этапе граница области разбивается на участки, количество которых зависит от конфигурации границы (полноты информативности) и количества мест приложения внешней нагрузки на контуре. Участки, на которые разбита граница, могут сгущаться и иметь произвольную длину.

Для построения изолиний компонент напряжений внутренняя область разбивается координатной сеткой, относящейся к системе координат, в которой описывается граница области.

После формализации границы области и ее внутренней части при наличии внешних сил на границах области они также описываются в виде распределенной или точечной нагрузки в аналитическом виде.

Затем на основании выражений (8) и (9) граничные интегральные уравнения формируются в виде матриц

$$a_{ij} = \begin{pmatrix} a_{11} \dots a_{1n} b_{11} \dots b_{1n} \\ a_{n1} \dots a_{nn} b_{1n} \dots b_{nn} \\ c_{11} \dots c_{1n} d_{11} \dots d_{1n} \\ c_{n1} \dots c_{nn} d_{n1} \dots d_{nn} \end{pmatrix}. \quad (12)$$

Правые части уравнений (8) и (9) представляют собой граничные условия на отрезках ∂S_i . В соответствии с [10] для учета гравитационного поля и возникающих внутри массива нагрузок (например, взрывное или сейсмическое воздействие) правая часть уравнений дополняется интегралами, описывающими эти воздействия. Тогда выражение (6) будет иметь вид

$$P_i^S / 2 + \int_{\partial S} k_{ij,l}(\Omega, \tau) P_l \cdot n_j(\Omega) dS(\tau) =$$

$$= \sigma_i^0(\Omega) + \int_V K_{ij}(t) \cdot P_i(t) dv, \quad i = x, y, \quad (13)$$

где $K_{ij}(\tau, t)$ – функция Грина; $P_i(t)$ – усилия, возникающие в i -й точке области S .

Для решения полученной системы линейных уравнений используется итерация по методу Гаусса или Зейделя [11].

После вычисления по выражениям (10)–(12) компонентов тензора напряжений σ_x , σ_y и τ_{xy} определяются главные напряжения по известным выражениям:

$$\begin{aligned} \sigma_1 &= (\sigma_x + \sigma_y) / 2 + \sqrt{(\sigma_x - \sigma_y)^2 / 4 + \tau_{xy}^2}; \\ \sigma_2 &= (\sigma_x + \sigma_y) / 2 - \sqrt{(\sigma_x - \sigma_y)^2 / 4 + \tau_{xy}^2}; \\ \tau_{\max} &= (\sigma_1 - \sigma_2) / 2. \end{aligned} \quad (14)$$

Обоснование технологических схем и параметров взрывных работ на карьере

Анализ данных по деформации горных пород за контуром массива при производстве массовых взрывов позволил сделать вывод о том, что при подходе к предельному контуру карьера необходимо менять технологию производства БВР [12–15]. Одним из критериев определения количества одновременно взрываваемого ВВ явилось значение меры сейсмической опасности, при котором остаточные деформации пород, слагающих уступы и борта карьера, практически были исключены.

Расчет количества одновременно взрываваемого ВВ рекомендовано вести с учетом коэффициента K_c , числовые значения которого зависят от критерия по виду смещения, месту расположения охраняемого объекта, типа пород и характера трещиноватости (табл. 1).

Количество одновременно взрываваемого ВВ при подходе взрывных работ к предельному контуру карьера рекомендуется определять по формуле

$$Q = (r_0 / K_c)^3, \quad \text{кг}, \quad (15)$$

где r_0 – безопасное расстояние для контурных уступов от места взрыва до охраняемого объекта, м; K_c – усредненное значение коэффициента.

Таблица 1

Значения коэффициента K_c для различных условий

Место расположения охраняемого объекта	Средний размер ребра элементарного блока, м	K_c
На горизонте взрываемого уступа	До 0,1	8,7
	0,1–0,3	6,2
	0,3–0,6	3,76
	0,6–2,0	3,02
	2,0	2,8
На горизонте выше взрываемого уступа	До 0,1	8,22
	0,1–0,3	5,87
	0,3–0,6	3,56
	0,6–2,0	2,85
	2,0	2,65
На два горизонта выше взрываемого уступа	До 0,1	7,89
	0,1–0,3	5,61
	0,3–0,6	3,42
	0,6–2,0	2,74
	2,0	2,54

Закономерности изменения зоны остаточной деформации в зависимости от количества одновременно взрываемого ВВ приведены на рис. 3.

Таким образом, данные табл. 1 позволяют установить количество одновременно взрываемого ВВ в зависимости от структуры массива и схемы отстройки нерабочих уступов в предельном контуре борта карьера.

Исходя из необходимости обеспечения минимальной зоны интенсивной деформации определены оптимальные удельный расход и количество ВВ на 1 м фронта работ. По установленному оптимальному расходу ВВ, исключаяющему законтурную деформацию массива, определена ширина приконтурной зоны $R_{п.з.}$, представляющая собой расстояние от верхней бровки отрабатываемого уступа до точек в сторону стационарного борта:

$$R = A \cdot (w + (n - 1)b)^{1/3}, \text{ м}, \quad (16)$$

где A – эмпирический коэффициент ($A = 11,5–18,0$); w – ширина отрабатываемой ленты в зависимости от линии сопротивления по подошве, м; n – количество рядов скважин, шт.; b – расстояние между рядами скважин, м.

Выражение (16) позволяет при заданном расстоянии от места взрыва до предельного контура борта карьера определить размеры взрываемого блока по фронту работ (рис. 4).

Таким образом, рекомендованы решения для снижения ширины зоны остаточных деформаций, установлены параметры оконтуривающих зарядов для создания экранирующей щели с повышенной защитной способностью и выбраны параметры взрывания в приконтурной зоне, обеспечивающие создание экранирующей щели с повышенной защитной способностью и соответствующее ограничение напряжений в падающей волне сжатия.

Разработана методика расчета эффективных параметров БВР при контурном взрывании с учетом физико-механических и горно-технологических свойств массива [16–18].

Диаметр заряда контурной скважины рекомендуется определять по формуле

$$d_3 = 0,55 \frac{(\rho_0 c^2)^{7/12}}{(\rho_{ВВ} D^2)^{1/3} \sigma_{сж}^{1/4}} d_c, \text{ мм}, \quad (17)$$

где ρ_0 – плотность породы, кг/м³; c – скорость продольной волны в породе, м/с; $\rho_{ВВ}$ – плотность ВВ, кг/м³; D – скорость детонации ВВ, м/с; $\sigma_{сж}$ – предел прочности на сжатие, Па; d_c – диаметр скважины, мм.

Установлено изменение диаметра контурной скважины в зависимости от плотности заряда ВВ, плотности горных пород, предела прочности горных пород на сжатие, скорости продольной волны во взрываемой горной породе и скорости детонации промышленных ВВ (рис. 5).

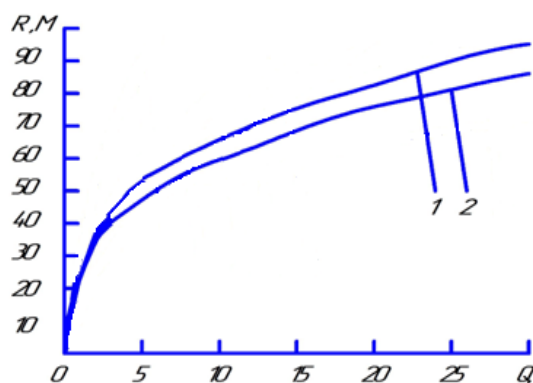


Рис. 3. Зависимость изменения зоны остаточной деформации R от количества одновременно взрываваемого ВВ Q :

1 – вертикальные смещения; 2 – горизонтальные смещения

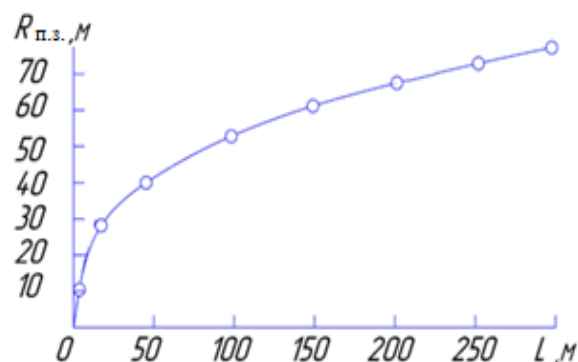


Рис. 4. Зависимость изменения ширины приконтурной зоны $R_{п.з.}$ от длины взрываемого уступа по фронту L

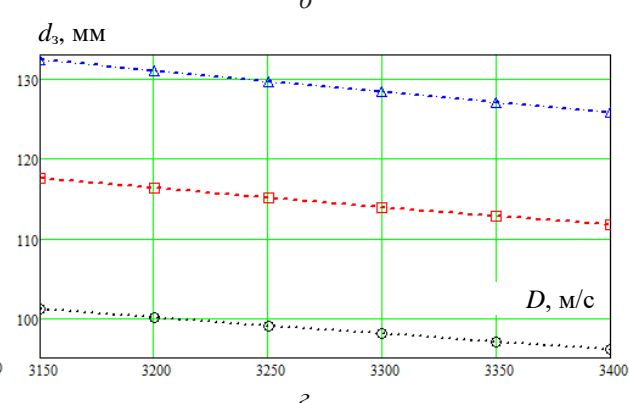
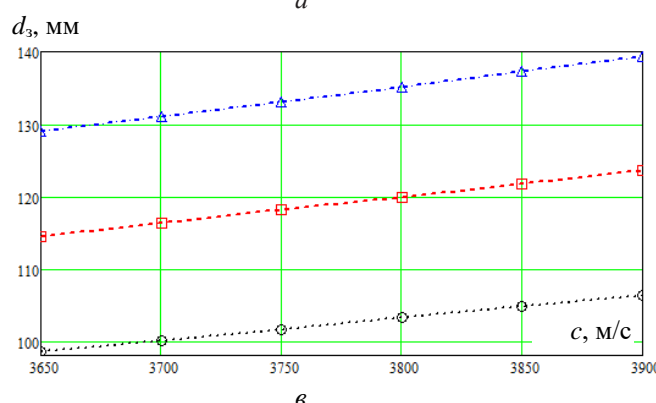
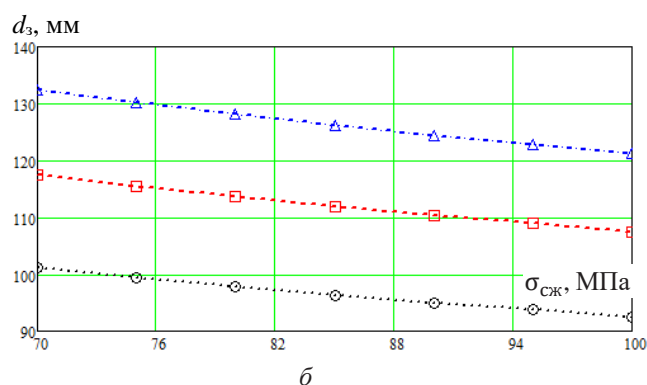
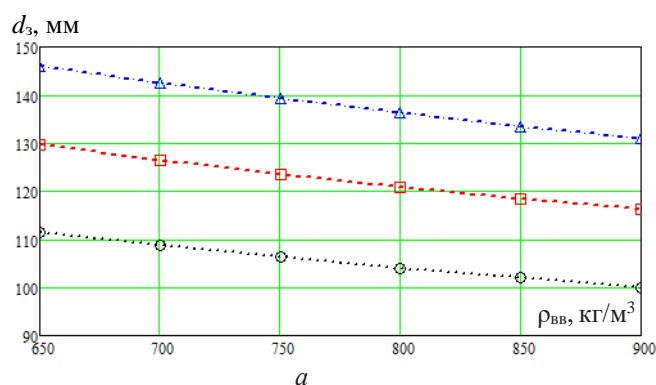


Рис. 5. Зависимости изменения диаметра контурного заряда d_3 от плотности ВВ $\rho_{ВВ}$ (а), предела прочности горных пород на сжатие $\sigma_{сж}$ (б), скорости продольной волны c (в) и скорости детонации ВВ D (г) в различных горных породах:

о – мягкие породы; □ – породы средней крепости; △ – крепкие горные породы

Линейную массу заряда контурной скважины рекомендуется определять по формуле

$$\rho = 3,8 \cdot 10^{-5} \frac{(\rho_0 c^2)^{7/6}}{(\rho_{ВВ})^{1/3} D^{4/3} (\sigma_{сж})^{1/2}} r_c^2, \quad (18)$$

где r_c – радиус скважины, мм.

Установлено изменение линейной массы заряда контурной скважины в зависимости от плотности взрываваемой горной породы, скорости

продольной волны во взрываваемой горной породе, плотности и скорости детонации ВВ, предела прочности горных пород на сжатие и радиуса контурной скважины в различных горных породах (рис. 6).

Расстояние между контурными скважинами при предварительном щелеобразовании рекомендуется определять по формуле

$$a = 0,064 d_c \left(\frac{\rho_0 c^2 \sigma_{сж}^3}{5 \sigma_p^3} \right)^{1/8}, \text{ м}, \quad (5)$$

где σ_p – предел прочности горных пород на растяжение, Па.

Установлено изменение расстояния между контурными скважинами в зависимости от скорости продольной волны в горных породах, предела прочности горных пород на сжатие

и растяжение, а также радиуса контурных скважин в различных горных породах (рис. 7).

Таким образом, установлено действие взрыва оконтуривающих скважинных зарядов ВВ в приконтурной зоне карьеров путем определения эффективных параметров БВР с учетом физико-механических и горно-технологических свойств массива.

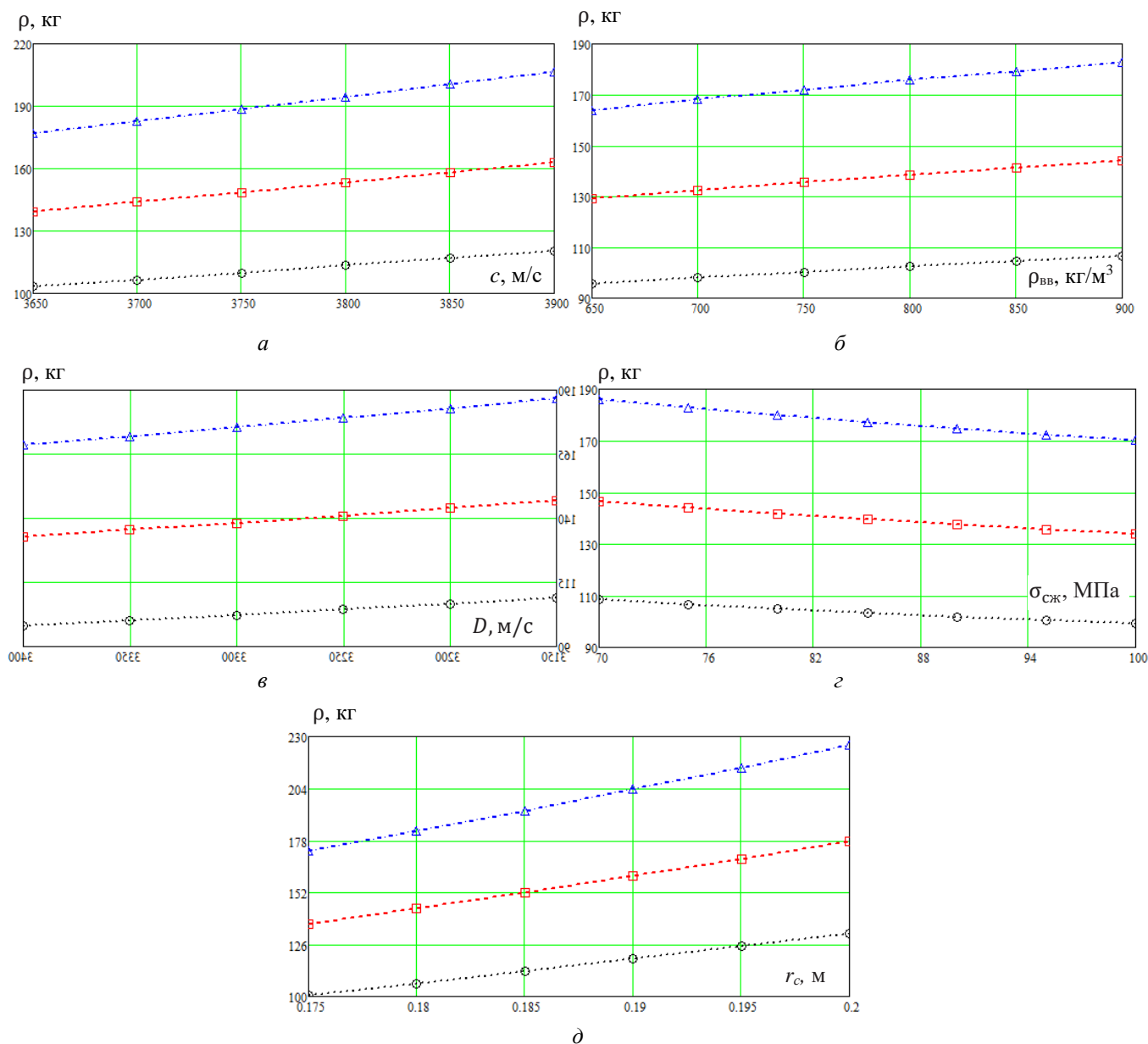


Рис. 6. Зависимости изменения линейной массы заряда контурной скважины ρ от скорости продольной волны в горной породе c (а), плотности ВВ $\rho_{вв}$ (б), скорости детонации промышленных ВВ D (в), предела прочности горных пород на сжатие $\sigma_{сж}$ (г) и радиуса контурной скважины r_c (д) в различных горных породах:
 о – мягкие породы; □ – породы средней крепости; △ – крепкие горные породы

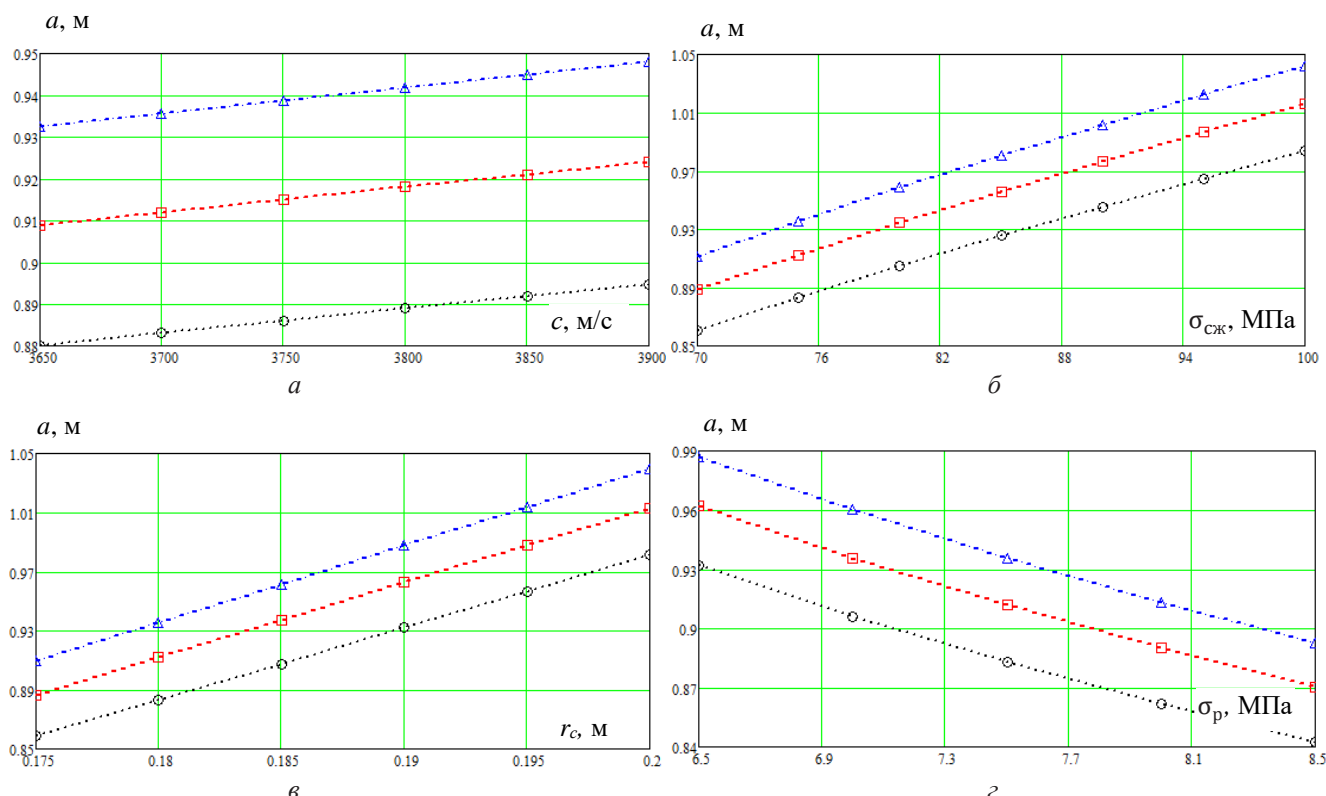


Рис. 7. Зависимости изменения расстояния между контурными скважинами a от скорости продольной волны c (а), предела прочности горных пород на сжатие $\sigma_{сж}$ (б), радиуса скважины r_c (в) и предела прочности горных пород на растяжение σ_p (г) в различных горных породах: о – мягкие породы; □ – породы средней крепости; △ – крепкие горные породы

В результате исследований различных технологических схем формирования откосов в предельном контуре бортов карьера установлено, что наилучшие результаты достигаются при применении метода предварительного щелеобразования.

Исследованиями механизма разрушения законтурного массива пород при конструкции заряда с заполнением его части инертной забойкой установлено, что при взрыве происходит асимметричное разрушение массива и снижается воздействие взрыва в сторону охраняемого массива за счет поглощения энергии при использовании инертной забойки.

Экспериментальные исследования

В результате проведенных теоретических исследований разработана методика проведения экспериментальных исследований взрывов контурных скважинных зарядов. Лабораторные исследования проведены в научной лаборатории Навоийского государственного горного института.

Экспериментальные исследования действия волн напряжений выполнены с использованием высокоскоростной видеокамеры марки Olympus i-SPEED 2 в прозрачных телах и дальнейшим осциллографированием в горных породах с применением цифрового осциллографа марки Rohde & Schwarz RTO1004.

В исследованиях также использовалась сейсмостанция марки ZETLAB ZET 048-С. Скоростная видеосъемка позволила одновременно фиксировать распространение волн и трещин в зоне пластических и упругих деформаций без ограничения амплитуды давления в волне. Также зафиксированы скорость распространения волны и длительность импульса.

Инструментальные замеры с помощью датчиков марки СВ-10Ц и осциллографа позволили определить долю энергии, которая идет на разрушение горных пород. Характер трещинообразования, т.е. наличие заколов вглубь массива или в сторону свободной поверхности, устанавливался путем линейных измерений.

Методикой было предусмотрено три направления проведения экспериментов на моделях:

- исследование трещинообразования на объемных моделях;
- исследование волнового взаимодействия методом высокоскоростной видеорегистрации процесса взрыва в прозрачных моделях;
- определение параметров волн напряжений при взрыве в образцах реальных горных пород.

Изучение трещинообразования проводилось на объемных моделях, изготовленных из мрамора и песчаника. Заряд размещали в отверстиях, просверленных в породе. Расстояние между зарядами смоделировали с учетом геометрического подобия.

Расстояние между зарядами изменяли до тех пор, пока не определялось оптимальное для данного диаметра зарядов и данной породы. За критерии оценки оптимального расстояния принимали качество образованной щели, степень дробления испытываемых образцов и наличие заколов.

Волновое взаимодействие изучали по данным видеосъемки высокоскоростной камерой Olympus i-SPEED 2, позволившей синхронизировать начало изучаемого процесса с началом регистрации.

В качестве первого приближения допускалось, что модель и горный массив ведут себя как упругие тела вплоть до момента разрушения.

Съемка осуществлялась с частотой 2000 кадров в секунду. Процесс разрушения породы в зависимости от акустической жесткости среды в значительной степени определялся параметрами падающих и отраженных волн напряжений. Для замера параметров волн напряжений взаимодействующих зарядов в моделях применяли датчики типа СВ-10Ц с записью на запоминающем цифровом осциллографе Rohde & Schwarz RTO1004.

При расшифровке осциллограмм использовали паспортные данные датчиков.

При моделировании требовалось определить оптимальные расстояния между зарядами, которые позволяют получить качественную

щель при минимальном разрушении испытываемых образцов. Минимально возможный диаметр заряда в моделях составил 2,0–2,5 мм.

Для уменьшения степени разрушения образцов были смоделированы рассредоточенные заряды. С помощью стеклянных трубочек заряд рассредоточивался по всей глубине шнура на четыре части с тремя воздушными промежутками. Расстояние между шнурами менялось в пределах от 6,5 до 35 диаметров заряда.

Таким образом, разработана методика проведения экспериментальных исследований взрывов контурных скважинных зарядов на моделях, позволяющая исследовать трещинообразование на объемных моделях и волновое взаимодействие методом высокоскоростной видеорегистрации процесса взрыва в прозрачных моделях, а также определить параметры волн напряжений при взрыве в образцах реальных горных пород.

В результате проведенных исследований разработан способ заоткоски уступов в приконтурной зоне карьера, обеспечивающий снижение нарушений массива и трещинообразования, а также уменьшение осыпобразования и оползания (рис. 8). Согласно данному способу при приближении горных работ к конечному контуру карьера 1 уступы 2 высотой 10 м сдваиваются. На верхнем уступе на расстоянии 1 м от проектного контура карьера бурится ряд наклонных скважин 3 диаметром 190 мм буровым станком марки Driltex-D25KS или УРБ-2А-2Б с перебором 2 м. Расстояние в ряду между контурными наклонными скважинами составляет 2 м.

В нижнем уступе бурится три ряда вертикальных отбойных скважин 4 буровыми станками СБШ-250МН диаметром 250 мм по рабочей сетке 5×5 м с перебором 1 м. На расстоянии 3 м от третьего ряда отбойных вертикальных скважин бурится ряд дополнительных барьерных скважин 5 диаметром 190 мм до проектного контура карьера буровым станком марки Driltex-D25KS или УРБ-2А-2Б. Расстояние в ряду между вертикальными барьерными контурными скважинами составляет 2 м.

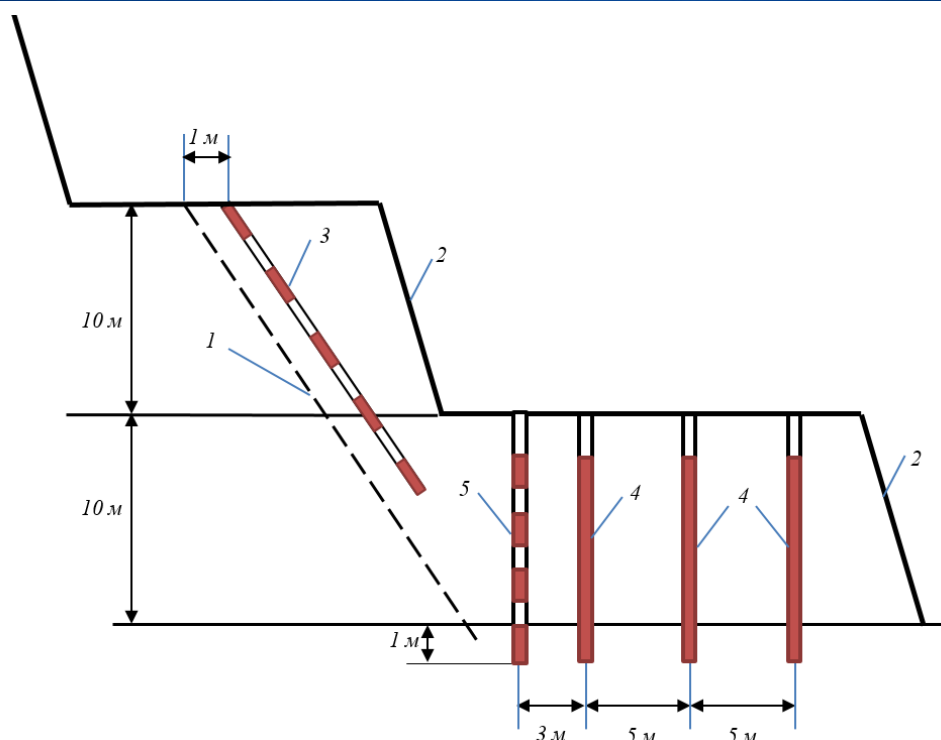


Рис. 8. Схема заоткоски уступов в приконтурной зоне карьера:

1 – конечный контур карьера; 2 – рабочий уступ карьера; 3 – наклонная контурная скважина;
 4 – отбойная вертикальная скважина; 5 – вертикальная барьерная контурная скважина

Заряды в контурных скважинах верхнего уступа и вертикальных барьерных скважинах на нижнем уступе формируют в виде гирлянд из промежуточных детонаторов марки нобелит-216Z диаметром 70 мм, массой 2 кг и детонирующего шнура марки ДШЭ-12 с удельным расходом 2 кг/п.м.

Отбойные вертикальные скважины нижнего уступа заполняются сплошным зарядом из промышленных взрывчатых веществ с удельным расходом 0,4–0,6 кг/м³.

Первыми взрываются заряды в скважинах контурного ряда верхнего уступа, а затем заряды нижнего уступа с использованием короткозамедленного последовательного взрывания через 35 мс от обнаженной поверхности уступа к проектному контуру.

В любых горнотехнических условиях, независимо от крепости массива в приконтурной зоне, угла установки уступа и его высоты, уступ, установленный под любым углом, превышающим угол естественного откоса, со временем, разрушаясь, будет стремиться принять угол естественного откоса. Использование

природных условий для естественной заоткоски уступов явилось основой для разработки способа заоткоски бортов карьера с использованием механического разрушения массива горных пород (рис. 9), позволяющего обеспечить устойчивость массива в проектном контуре карьера и надежность управления параметрами заоткоски на планируемый период проведения горных работ, снизить объем вскрышных пород, сохранить прочность законтурного массива и обеспечить безопасность ведения горных работ.

Согласно данному способу при постановке верхнего уступа высотой 15 м и с углом откоса 60° в предельный контур последний ряд вертикальных скважин бурят на расстоянии 1,5–2,5 м от проектного положения нижней бровки данного уступа. При этом ширина бермы составляет 17 м. При взрыве двух рядов вертикальных скважинных зарядов в приконтурной зоне образуется горная масса 1. Отгрузка взорванной массы и оформление откоса ведется двумя экскаваторами в следующем порядке: нижний экскаватор отгружает

первую заходку 1, верхний экскаватор обрабатывает верхнюю часть уступа высотой 5 м с перевалкой породы на подошву уступа 2; нижний экскаватор отгружает переваленную породу с верхнего подступа 3, а затем третью заходку, оформляя при этом нижнюю часть верхнего подступа 4.

Рекомендуется способ инициирования скважинных зарядов ВВ в приконтурной зоне карьера (рис. 10), позволяющий обеспечить снижение уровня сейсмических колебаний и повысить сохранность прибортовых массивов и инженерных сооружений в карьерах от сейсмических воздействий взрыва [19–21].

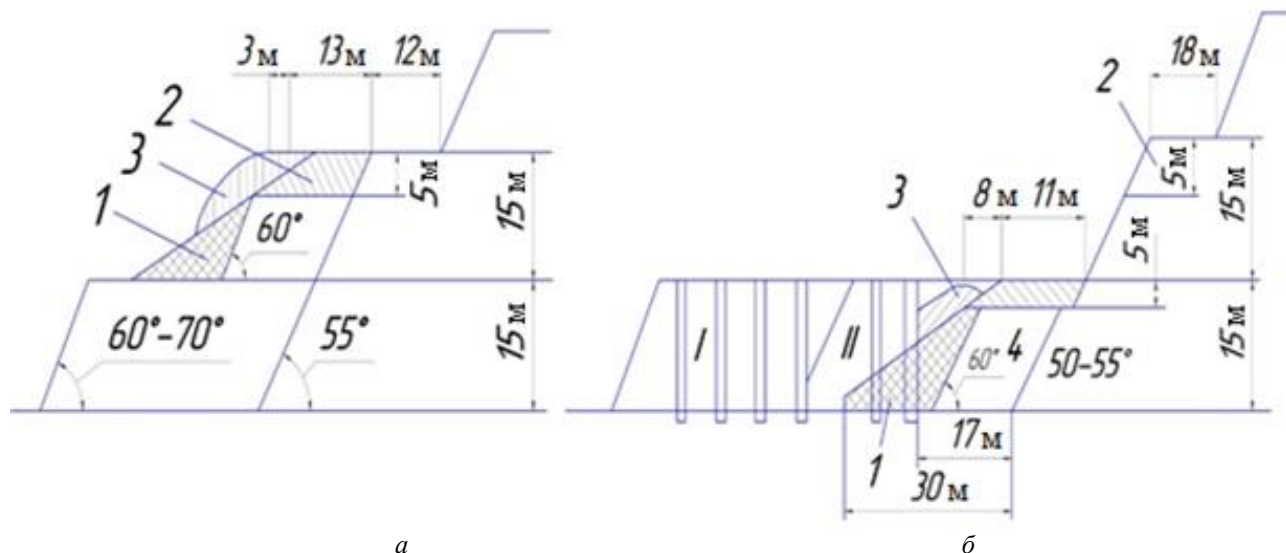


Рис. 9. Схема оформления уступов в предельном контуре карьера экскаваторами:

а – промежуточная экскаваторная заоткоска; *б* – заоткоска проектного контура; 1 – горная масса при первой заходке экскаватора; 2 – горная масса при перевалке породы на подошву уступа; 3 – переваленная горная порода с верхнего подступа; 4 – нижняя часть верхнего подступа; I – ряды вертикальных скважинных зарядов дробления;

II – ряды вертикальных скважинных зарядов в приконтурной зоне

Согласно данному способу в приконтурной зоне карьера в блоке, где необходимо произвести дробление горных пород, бурятся 10 рядов скважин буровым станком СБШ-250МН диаметром 252 мм и сеткой скважин 5×5 м. При высоте уступа 15 м длина скважины составляет 17 м, длина забойка принимается 5 м, длина заряда – 12 м, нижняя половина скважины заполняется промышленным ВВ марки нобелан 2080 с плотностью заряжения 1,25 г/см³, а верхняя половина – промышленным ВВ марки игданит с плотностью заряжения 0,85 г/см³. Масса каждого скважинного заряда составляет 618 кг. Внутрискважинные капсули-детонаторы устанавливаются в нижней части скважин (одна скважина – один детонатор). Интервалы замедления между рядами скважин принимается 67 мс, а

между скважинами в ряду – 42 мс. Последовательность взрывания – от обнаженной поверхности уступа к проектному контуру. Иницирование зарядов в системе СИНВ производится электродетонаторами ЭД-8Ж и магистральной нитью детонирующего шнура ДШЭ-12. Источником взрывного импульса для неэлектрической системы инициирования СИНВ является СИНВ-СТАРТ.

Разработанные способы формирования устойчивых откосов бортов карьера внедрены на месторождении Кокпатас. Использование способов, рекомендуемой последовательности и параметров отстройки уступов обеспечило качество заоткоски уступа, полную сохранность законтурного массива и безопасность ведения горных работ.

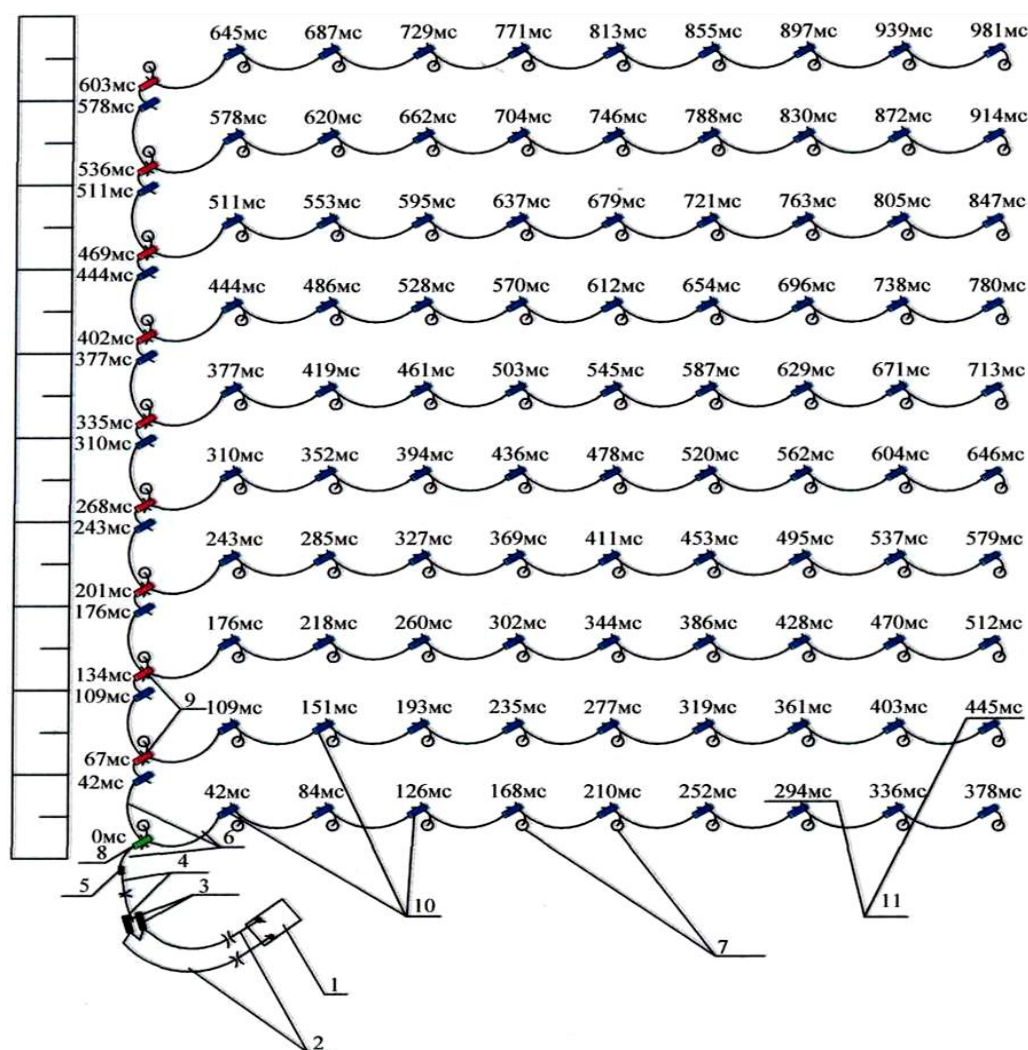


Рис. 10. Схема взрывания в способе инициирования скважинных зарядов ВВ в приконтурной зоне карьера:
 1 – взрывная машинка; 2 – электропровода; 3 – электродетонаторы мгновенного действия; 4 – магистральная нить детонирующего шнура; 5 – соединение детонирующего шнура с трубкой-волноводом; 6 – трубка-волновод; 7 – вертикальные скважины в плане; 8 – поверхностный соединительный блок, внутри которого находится капсуль-детонатор с замедлением 0 мс; 9 – то же, с замедлением 25 мс; 10 – то же, с замедлением 42 мс; 11 – время срабатывания поверхностных соединительных блоков без учета прохода волны по трубкам-волноводам, мс

Выводы

1. В различных горно-геологических, горнотехнических и климатических условиях имеется возможность формирования борта карьера с углом откоса до 70° . Устойчивость уступов в скальных породах определяется физико-механическими свойствами пород, протяженностью и ориентацией трещин относительно откоса, а также сцеплением, углом внутреннего трения по контакту, неровностью поверхности трещин и свойствами заполнителя.

2. Исследованы конструкции бортов и напряженно-деформированного состояния пород месторождения Кокпатас, в результате

разработаны модель и метод расчета напряженно-деформированного состояния массива горных пород.

3. Установлено изменение диаметра контурной скважины в зависимости от плотности заряда ВВ, плотности горных пород, предела прочности горных пород на сжатие, скорости продольной волны во взрывающей горной породе и скорости детонации промышленных ВВ. При увеличении плотности ВВ, предела прочности горных пород на сжатие и скорости продольной волны во взрывающей горной породе – увеличивается.

4. Установлены зависимости изменения линейной массы контурного заряда от скорости продольной волны в горной породе, плотности ВВ, радиуса контурной скважины, скорости детонации промышленных ВВ и предела прочности горных пород на сжатие. При увеличении скорости продольной волны в горной породе, плотности ВВ и радиуса контурной скважины линейная масса заряда контурной скважины увеличивается, а при увеличении скорости детонации промышленных ВВ и предела прочности горных пород на сжатие — уменьшается.

5. Установлены зависимости изменения расстояния между контурными скважинами от скорости продольной волны в породе, плотности ВВ, предела прочности горных пород на сжатие и растяжение, а также радиуса контурных скважин. При увеличении скорости продольной волны в породе, предела прочности горных пород на сжатие и радиуса контурных скважин расстояние между контурными скважинами увеличивается, а при увеличении предела прочности горных пород на растяжение — уменьшается.

6. Разработана методика проведения экспериментальных исследований взрывов контурных скважинных зарядов на моделях, позволяющая исследовать трещинообразование

на объемных моделях и волновое взаимодействие методом высокоскоростной видеорегистрации процесса взрыва в прозрачных моделях, а также определить параметры волн напряжений при взрыве в образцах реальных горных пород.

7. Разработан и промышленно внедрен способ формирования устойчивых откосов бортов карьера, позволяющий обеспечить высокое качество заоткоски уступа, полную сохранность законтурного массива и безопасность ведения горных работ.

8. Разработан и промышленно внедрен экскаваторный способ заоткоски уступов на предельном контуре карьера, позволивший увеличить угол откоса уступа с 60 до 65°, снизить объем вскрышных пород, сохранить прочность законтурного массива и обеспечить безопасность ведения горных работ.

9. Разработан и промышленно внедрен способ инициирования скважинных зарядов взрывчатых веществ в приконтурной зоне карьера, позволивший обеспечить допустимую сейсмическую нагрузку на борта карьера и инженерные сооружения без снижения эффекта породоразрушения и обеспечения заданного среднего куска взорванной горной массы.

Библиографический список

1. Шеметов П. А., Бирик И. П., Исаков М. М. Современное состояние и проблемы буровзрывных работ в глубоких рудных карьерах Узбекистана. *Горный вестник Узбекистана*. 2010;(4):12-19.
2. Кучерский Н. И., Лукьянов А. Н., Демич Л. М. и др. *Совершенствование процессов открытой разработки сложноструктурных месторождений эндогенного происхождения*. Ташкент: ФАН; 1998. 254 с.
3. Шеметов П. А. *Повышение эффективности использования георесурсного потенциала при разработке месторождений*. Ташкент: ФАН; 2005. 122 с.
4. Мальгин О. Н., Кустов А. М., Шеметов П. А. Совершенствование взрывных работ в Навоийском ГМК. *Горный вестник Узбекистана*. 2002;(3):9–12.
5. Рубцов С. К., Шеметов П. А. *Управление взрывным воздействием на горный массив при открытой разработке месторождений*. Ташкент: Изд-во «ФАН» АН РУз; 2011. 400 с.
6. *Типовой проект буровзрывных работ на карьерах Центрального рудоуправления НГМК*. Зарафшан; 2020. 20 с.
7. Холикулов Х. Ш. Контурное взрывание: повышение устойчивости высоких бортов и снижение обводненности последующего бурения. *Горный вестник Узбекистана*. 2009;(1):117–120.
8. Кучерский Н. И. *Современные технологии при освоении коренных месторождений золота*. М.: Руда и металлы; 2007. 696 с.
9. Бенерджи П., Баттерфилд Р. *Метод граничных элементов в прикладных науках*: Пер. с англ. М.: Мир; 1984. 494 с.

10. Силкин А. А., Кольцов В. Н. Геомеханический анализ и системы контроля деформации бортов карьера Мурунтау. *Горный вестник Узбекистана*. 2002;(4):17-22.
11. Гутер Р. С., Овчинский Б. В. *Элементы численного анализа и математической обработки результатов опыта*. М.: Наука; 1970. 434 с.
12. Paine Rolf S., Holmes D. K., Clark Harry E. Presplit Blasting at the Niagara Power Project. *The Explosives Engineer*. Wilmington, Delaware, USA. 2003;39(3):72-92.
13. Rossmanith H. P. The Mechanics and Physics of Advanced Blasting-Waves, Shocks, Fracture, Damage, Impact and Profit. Short Course. *FragBlast*. 2006;(8). 214 p.
14. Selberg H. L. Transient compression waves from spherical and cylindrical cavities. *Archive for physics*. 1995;5(7):307-314.
15. Ahmed R. *Comportement et Fragmentation Dynamique des Matériaux QuasiFragiles*. Application à la Fragmentation des Roches par Explosifs; Thèse de Doctorat de l'Ecole Nationale Supérieure des Mines de Paris; 2004. 210 p.
16. Заиров Ш. Ш., Уринов Ш. Р., Равшанова М. Х. *Обеспечение устойчивости бортов карьеров при ведении взрывных работ*: Монография. Germany: LAP LAMBERT Academic Publishing; 2020. 175 с.
17. Заиров Ш. Ш., Уринов Ш. Р., Равшанова М. Х., Номдоров Р. У. *Физико-техническая оценка устойчивости бортов карьеров с учетом технологии ведения буровзрывных работ*: Монография. Бухоро: Изд-во «Бухоро»; 2020. 175 с.
18. Уринов Ш. Р., Заиров Ш. Ш., Тухташев А. Б. Теоретическое обоснование методов оценки устойчивости откосов трещиноватых пород. *ТЕСНика*. 2020;(2):49-54.
19. Бибики И. П., Сытенков Д. В. Оптимизация параметров буровзрывных работ. *Горный журнал*. 2007;(5):48-51.
20. Шеметов П. А., Бибики И. П. Физико-техническое обоснование параметров взрывных работ в глубоких карьерах. *Горный вестник Узбекистана*. 2011;(1):24-36.
21. Бибики И. П. *Выбор и обоснование параметров процессов буровзрывных работ для повышения эффективности горно-транспортного оборудования глубоких карьеров*: Дис. ... канд. техн. наук. Навои; 2003.

References

1. Shemetov P.A., Bibik I.P., Isakov M.M. Current state and problems of drilling and blasting in deep open pits in Uzbekistan. *Gorniy Vestnik Uzbekistana*. 2010;(4):12-19. (In Russ.)
2. Kuchersky N.I., Lukyanov A.N., Demich L.M. et. al. *Improvement of opencast mining methods for endogenous deposits of complicated structure*. Tashkent: FAN Publ.; 1998. 254 p. (In Russ.)
3. Shemetov P. A. *Improving efficiency of using subsoil resources in development of deposits*. Tashkent: FAN Publ.; 2005. 122 p. (In Russ.)
4. Malgin O. N., Kustov A. M., Shemetov P. A. Improving blasting operations in the Navoi MMC. *Gorniy Vestnik Uzbekistana*. 2002;(3):9-12. (In Russ.)
5. Rubtsov S. K., Shemetov P. A. *Control of blasting impact on a rock mass in open-pit mining*. Tashkent: FAN Publ.; 2011. 400 p. (In Russ.)
6. *Typical design of drilling and blasting operations at the open pits of the Central Mining Enterprise of the NMMC*. Zarafshan; 2020. 20 p. (In Russ.)
7. Kholikulov Kh. Sh. Blasting by presplitting method: increasing stability of high walls and decreasing watering of subsequent drilling. *Gorniy Vestnik Uzbekistana*. 2009;(1):117-120. (In Russ.)
8. Kuchersky N.I. Modern methods for development of primary gold deposits. Moscow: Ruda i Metally Publ.; 2007. 696 p. (In Russ.)
9. Benenergy P. *Butterfield R. Boundary element method in applied sciences*. Translated from English, Moscow: Mir Publ.; 1984. 494 p. (In Russ.)
10. Silkin A. A., Koltsov V. N. Geotechnical analysis and wall deformation control systems at the Muruntau open pit. *Gorniy Vestnik Uzbekistana*. 2002;(4):17-22. (In Russ.)
11. Guter R.S., Ovchinsky B.V. *Elements of numerical analysis and statistical analysis of experimental results*. Moscow: Nauka Publ.; 1970. 434 p. (In Russ.)
12. Paine Rolf S., Holmes D. K., Clark Harry E. Presplit Blasting at the Niagara Power Project. *The Explosives Engineer*. Wilmington, Delaware, USA. 2003;39(3):72-92.
13. Rossmanith H. P. The Mechanics and Physics of Advanced Blasting-Waves, Shocks, Fracture, Damage, Impact and Profit. Short Course. *FragBlast*. 2006;(8). 214 p.
14. Selberg H. L. Transient compression waves from spherical and cylindrical cavities. *Archive for physics*. 1995;5(7):307-314.

15. Ahmed R. *Comportement et Fragmentation Dynamique des Matériaux QuasiFragiles*. Application à la Fragmentation des Roches par Explosifs; Thèse de Doctorat de l'Ecole Nationale Supérieure des Mines de Paris; 2004. 210 p.
16. Zairov Sh. Sh., Urinov Sh. R., Ravshanova M. Kh. Ensuring wall stability in the course of blasting. Monograph. Germany: LAP LAMBERT Academic Publishing; 2020. 175 p. (In Russ.)
17. Zairov Sh. Sh., Urinov Sh. R., Ravshanova M. Kh., Nomdorov R. U. Physical and technical assessment of pit wall stability taking into account the drilling and blasting method used. Monograph. Bukhoro Publ. House; 2020. 175 p. (In Russ.)
18. Urinov Sh. R., Zairov Sh. Sh., Tukhtashev A. B. Theoretical substantiation of methods for assessing the stability of slopes of fractured rocks. *Techika*. 2020;(2):49-54. (In Russ.)
19. Bibik I. P., Sytenkov D. V. Optimization of parameters of drilling and blasting operations. *Mining journal*. 2007;(5):48-51. (In Russ.)
20. Shemetov P. A., Bibik I. P. Physical and technical substantiation of the parameters of blasting operations in deep open pits. *Gorniy Vestnik Uzbekistana*. 2011;(1):24-36. (In Russ.)
21. Bibik I. P. *Selection and substantiation of drilling and blasting parameters for increasing efficiency of mining-and-transport equipment in deep open pits*. Ph.D. thesis in Engineering Science. Navoi; 2003. (In Russ.)