

ГЕОМЕТРИЧЕСКИЕ ХАРАКТЕРИСТИКИ ЭЛЕМЕНТОВ ВЗОРВАННЫХ БЛОКОВ УСТУПА В ДИНАМИКЕ

Б.Р. Ракишев¹, З.Б. Ракишева², А.А. Орынбай³, Д.А. Байжумин¹, А.С. Турдалиева¹

¹ Казахский национальный исследовательский технический университет
имени К.И. Сатпаева, Алматы, Республика Казахстан

² Казахский национальный университет им. аль-Фараби, Алматы, Республика Казахстан

³ Алматинский университет энергетики и связи имени Гумарбека Даукеева,
Алматы, Республика Казахстан, e-mail: a.orynbay@aes.kz

Аннотация: При взрывном разрушении массива горных пород на добывающих предприятиях происходит определенное перемешивание полезных ископаемых с пустыми породами. Образуется зона формирования количественных и качественных потерь полезного ископаемого. Для ее определения в статье рассмотрено образование развала горных пород при уступной отбойке. Прогнозирование размещения различных частей уступа в развале взорванных пород имеет исключительно важное значение при отработке сложно-структурных скальных руд. Оно позволяет выбирать эффективный способ выемки руд из разнородных забоев. Для разработки инновационного метода установления формирования развала взорванных горных пород проведен анализ многочисленных данных скоростной киносъемки производственных взрывов на карьерах. Цель исследования: установление закономерностей формирования развала в зависимости от параметров буровзрывных работ. Методы исследования: графо-аналитическое установление влияния параметров расположения зарядов ВВ на потери и разубоживание полезных ископаемых. Результаты исследования: научно обоснованное прогнозирование количественных и качественных потерь при различных условиях взрывания. Главные выводы: местоположение, горно-геометрические характеристики элементов взорванного блока в развале тесно взаимосвязаны с положением их оконтуривающих линий в развале взорванных пород. Совместное использование координатных сеток взрываемого и взорванного блоков позволяет найти места расположения различных элементов уступа в развале, установить их конфигурации и другие горно-геометрические характеристики. Для этого контуры рассматриваемых фигур в выбранном масштабе наносятся на координатную сетку взрываемого блока, а по координатной сетке взорванного блока устанавливаются их деформированные контуры.

Ключевые слова: развал взорванных горных пород, координатная сетка взрываемого и взорванного блоков, горнотехнологические характеристики сложно-структурных блоков.

Для цитирования: Ракишев Б. Р., Ракишева З. Б., Орынбай А. А., Байжумин Д. А., Турдалиева А. С. Геометрические характеристики элементов взорванных блоков уступа в динамике // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2026. – № 7. – С. 90–108. DOI: 10.25018/0236_1493_2026_7_0_90.

Geometrical characteristics of rock fragments in the dynamics of bench blasting

B.R. Rakishev¹, Z.B. Rakisheva², A.A. Orynbay³, D.A. Baizhumin¹, A.S. Turdaliyeva¹

¹ Satbayev University (K.I. Satpayev Kazakh National Research Technical University),
Almaty, Republic of Kazakhstan

² Al-Farabi Kazakh National University, Almaty, Republic of Kazakhstan

³ Gumarbek Daukeyev Almaty University of Power Engineering and Telecommunications,
Almaty, Republic of Kazakhstan, e-mail: a.orynbay@aes.kz

Abstract: Blasting of rock mass in mining involves mixing of minerals and barren rock. A zone of quantitative and qualitative mineral loss forms as a result. Aiming at delineating this zone, the article studies formation of a muck pile in bench blasting. Prediction of blasted rock disintegration in a muck pile is critical in extraction of structurally complex and hard ore bodies. It enables selection of an effective method of ore breaking at heterogeneous faces. For the development of an innovative approach to determination of blasted rock disintegration in muck piles, abundant data of high-speed photography of blasting operations in open pit mines are analyzed. The research objective is the muck pile patterns as function of the blast design parameters. The method is the graphical analysis of influence of a blasting pattern on mineral loss and dilution. The result is the science-based prediction of qualitative and quantitative mineral loss under different conditions of blasting. The key conclusion is that spatial distribution and sizes of blasted rock particles in muck pile is closely related with the spatial positions of the perimeter rows of blastholes relative to the muck pile. The joint use of the coordinate grids of blasted and to-be blasted blocks makes it possible to determine spatial patterns of different components of a blasted bench in a muck pile, and to determine their shapes and other geometrical characteristics. To this effect, the contours of the mentioned components are plotted on a selected scale on the coordinate grid of the to-be blasted block, and the coordinate grid of the blasted block helps delineate their deformed shapes.

Key words: muck pile, coordinate grids of blasted and to-be blasted blocks, geotechnical characteristics of structurally complex blocks.

For citation: Rakishev B. R., Rakisheva Z. B., Orynbay A. A., Baizhumin D. A., Turdaliyeva A. S. Geometrical characteristics of rock fragments in the dynamics of bench blasting. *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2026;(7):90-108. [In Russ]. DOI: 10.25018/0236_1493_2026_7_0_90.

Введение

Проблема потерь и разубоживания при открытой разработке сложноструктурных блоков месторождений во многом определяется положением контакта «руда — вмещающие породы» на последнем этапе взрыва. Взрыв вызывает частичное перемешивание разносортных пород, а выемка и погрузка усиливают этот процесс. В результате образуется зона потерь и разубоживания полезного ископаемого [1–3].

За последнее время сформировалась устойчивая позиция, согласно которой взрыв-индуцированное перемещение является ключевым недостающим звеном между геологической моделью и операционным контролем качества руды. В производственных проектах показано, что внедрение мониторинга перемещения позволяет переносить границы и уточнять селективную выемку, снижая потери и разубоживание [4, 5]. При этом подчеркивается, что практический

эффект связан не только с фактом измерения перемещения, но и с его корректным использованием в регулярном согласовании и поствзрывном планировании; в работах по реалистичным согласованиям отдельно акцентируется необходимость перехода от упрощенных 2D-коррекций к 3D-представлению движения материала [6, 7].

Однако в реальных условиях мониторинг перемещения зачастую является дискретным (ограниченное число маркеров, нерегулярность измерений, неоднородность массива), поэтому значительная часть исследований направлена на приближенное моделирование и учет неопределенности взрывного перемещения для задач оперативного планирования. Разработаны подходы приближенного моделирования перемещения для улучшения контроля качества руды [8], а также показано, что неопределенность перемещения существенно влияет на оптимизацию границы экскавации и, следовательно, на величину потерь и разубоживания [7, 9]. Эти результаты поддерживаются обзорными материалами, систематизирующими методы измерения/моделирования перемещения именно с позиции прикладного контроля качества рудопотока [10]. Таким образом, для производственного применения важен не только «средний сдвиг», но и вероятностное/сценарное представление движения материала в развале, позволяющее устойчиво принимать решения в зоне контакта.

Дальнейшее развитие связано с ростом роли интеллектуальных предиктивных моделей перемещения, призванных восполнить дефицит измерений и заранее оценивать ожидаемое перемещение по параметрам буровзрывных работ (БВР) и свойствам массива. Предложены модели на основе сочетания оптимизационных алгоритмов и регрессионных методов [11], а также гибридные «интел-

лектуальные» модели для косвенного определения перемещения по доступным производственным признакам [12]. Параллельно усиливается физико-численная линия: исследуются характеристики динамики взрывного перемещения пород в постановках с моделями связанных частиц или дискретных элементов, что помогает объяснять механизмы перераспределения материала и формирование зон перемешивания [13]. В качестве отдельного направления выделяется моделирование профиля развала с учетом распределения крупности фрагментов, показывающее высокую чувствительность формы развала к геометрии БВР и распределению размеров [14].

Наряду с учетом/прогнозом перемещения, сохраняет практическую значимость класс решений «проектирование для управления», ориентированный на снижение перемешивания на контакте еще на стадии проектирования взрыва. В этом направлении описаны методы типа сегрегации взрывных работ, нацеленные на уменьшение взаимного проникновения руды и пустых пород за счет параметров и схем инициирования [15]. Развивает это направление DOPB (dividing open-pit blast), предложенный как метод снижения потерь и разубоживания, обусловленных перемешиванием пород при взрыве, за счет «разделяющей» организации взрыва [16]. Отдельно отметим исследования по управлению взрывными параметрами в специфических геологических условиях (например, тонкие наклонные рудные тела), где качество разрушения и управляемость процесса рассматриваются как ключ к последующей селективной выемке [17].

В последние годы существенно выросла роль массового 3D-контроля развала и результатов БВР. UAV-фотограмметрия и SfM позволяют получать

цифровую геометрию уступа/развала и использовать ее для уточнения исходных условий проектирования, контроля параметров и оценки результатов [18]. На этой базе развиваются методы 3D-анализа фрагментации, включая реконструкцию распределения размеров по 3D-данным [19], а также решения по масштабированию и измерениям на реальном объекте с GNSS-поддержкой [20]. Параллельно быстро развиваются методы компьютерного зрения и глубокого обучения для оценки фрагментации по изображениям развала: от специализированных сетей для сегментации фрагментов [21] до Mask R-CNN-подходов в производственных условиях [22] и более комплексных мультимодальных решений [23]. Важным прикладным дополнением являются сравнительные исследования методов оценки фрагментации, позволяющие обоснованно выбирать инструмент контроля под конкретные условия карьера [24].

Особое место занимает проблема размещения пород в развале — геометрия и кинематика формирования развала (высота, распределение материала), поскольку именно это определяет доступность селективной погрузки, скорость экскавации и фактический масштаб перемещения на контакте. В современных работах предлагаются вычислительные подходы к моделированию формирования развала, в том числе на базе динамики, основанной на положении, где процесс усадки и перемещения взорванных пород рассматривается как динамическая система [25], а также численные исследования формы развала на основе PFC/DEM-подходов, оценивающие влияние параметров взрыва на форму и структуру развала [26]. Эти исследования методически важны тем, что позволяют связывать инженерные параметры БВР с конечной «картиной» размещения пород — и тем самым не-

посредственно подводят к задачам селективной выемки и расчетным показателям потерь/разубоживания.

С позиции экономики добычи и интеграции системы карьер — фабрика важно, что разубоживание целесообразно трактовать не как фиксированную константу, а как управляемую величину, зависящую от технологических решений и качества краткосрочного планирования; соответствующие подходы к контролю операционного разубоживания представлены в [27]. Дополнительно обзорные исследования подчеркивают, что фрагментация и индуцированная взрывом микротрещиноватость заметно влияют на нисходящие переделы (дробление/измельчение), энергозатраты и, в отдельных случаях, извлечение; тем самым управление БВР и качеством развала становится частью единого контура оптимизации цепочки создания ценности [28].

Несмотря на развитие цифровых инструментов (BMM, UAV/SfM, CV/ML) и вычислительных моделей (DEM/FDEM/гибриды), в условиях сложноструктурных рудных тел остается востребован методический аппарат, который одновременно: 1) опирается на формализованное геометрическое описание размещения разносортных пород в развале; 2) обеспечивает прямой расчет показателей потерь и разубоживания в форме, пригодной для практики; 3) учитывает технологические ограничения селективной погрузки (включая параметры ковша и граничный слой контакта); 4) может применяться при нерегулярности или ограниченности высокоточных 3D-измерений, сохраняя совместимость с современными способами уточнения (мониторингом перемещения и 3D-контролем). В этой логике далее излагается методика, основанная на геометрической формализации положения элементов уступа и их размещения в развале, позволяющая перейти от качественного

представления о перемешивании к количественной оценке граничных зон и показателей потерь/разубоживания, необходимых для выбора рациональных схем селективной выемки.

Методы исследований

Прогноз того, как именно в развале расположатся разные части уступа после взрыва, является ключевым для селективной отработки сложноструктурных скальных руд. От корректного понимания распределения пород зависят потери руды, разубоживание и эффективность последующей экскавации. Это позволяет выбирать эффективный способ выемки руд из разнородных забоев. Этому вопросу посвящено большое количество работ [1, 29, 30]. Однако степень проработки проблемы не отвечает необходимым требованиям производства. В целях устранения имеющихся недоработок нами разработан инновационный метод установления формирования развала взорванных горных пород. Он основан на анализе многочисленных данных скоростной кино съемки производственных взрывов на карьерах и поэтапной модели разрушения массива горных пород.

Для раскрытия сути нового подхода детально рассмотрено формирование развала пород взрывов, проведенных на карьерах цветной металлургии Казахстана. Характеристики пород: в основном средневзрываемые, коэффициент крепости по Протоdjяконову $f = 10 - 15$, предел прочности пород на сжатие 80–240, на растяжение 10–20 МПа, скорость звука в породе 4000–5200 м/с, коэффициент Пуассона 0,25–0,30. В рассматриваемых схемах бурение ведется скважинами диаметром 0,25 м. Применяются однорядные и многорядные варианты короткозамедленного взрывания с интервалами замедления порядка 25–35 мс.

Основные параметры зарядки и применяемого гранулита/ВВ следующие: высота уступа – 10,0 м; перебур – 2,0 м; линия сопротивления по подошве – 7,5 м; плотность ВВ – 950–1000 кг/м³; скорость детонации – около 4000 м/с. Сетка скважин характеризуется расстоянием между скважинами 7,0 м и междурядьем 6,0 м. Длина заряда в скважине принята равной 6,0 м, масса заряда – 250 кг. Число рядов изменяется в пределах 1–4.

Результаты исследований и обсуждение

Чтобы надежно «привязать» фрагменты массива и затем однозначно определить их положение в развале, отбиваемый блок при однорядной схеме условно делят на 12 одинаковых элементов (1...12). Деление осуществлено плоскостями, ориентированными параллельно горизонту и поверхности откоса (рис. 1). Размер отдельного элемента составляет 2,5×2,5 м.

Следы горизонтальных плоскостей, которыми блок делится в разрезе уступа на элементы, рассматриваются как горизонтальные контурные линии; к ним также относятся линии кровли и подошвы уступа. Следы наклонных разделяющих плоскостей интерпретируются как наклонные контурные линии соответствующих частей уступа, включая линию откоса и линию отрыва взрываемого массива. Совокупность этих линий образует координатную сетку исходного, то есть невзорванного, блока [31].

Переходя к изложению формирования развала пород, следует отметить, что в начале третьего этапа взрыва полностью раздробленный действием волн напряжений и газообразных продуктов детонации ВВ массив пород получает начальное движение в поле силы тяжести [7]. Положения переднего контура пород перемещающего разрыхленного

(взорванного) блока до достижения наибольшего объема в различные фиксированные моменты, соответствующие коэффициентам разрыхления $\kappa_p = 1,2; 1,6; 2,0; 2,5$, приведены на рис. 1. Здесь же изображены соответствующие положения перемещающихся элементов 1, 2, ..., 12. Моменты оседания разрыхленных элементов пород в динамике показаны на последних трех изображениях рис. 1 (нижний ряд). Последнее из них представляет конечное положение пород в развале при однорядном взрывании.

Анализ кинематики формирования развала показывает, что нижний горизонтальный слой блока, включающий элементы 1–3, в процессе взрыва уменьшается по мощности и вытягивается по направлению перемещения массива. Слой 4–6, расположенный на уровне верхней части зарядной колонки, преимущественно растягивается в сторону свободной поверхности. Слой 7–9, находящийся выше, за счет заметного

смещения элемента 7 выносятся в отброшенную часть развала и существенно удлиняется. Масса верхнего слоя (10, 11, 12) покрывает развал слоем переменной толщины. При этом элемент 10 получает существенное перемещение и располагается в отброшенной части развала.

Относительное расположение наклонных слоев: слой (1, 4, 7, 10) блока имеет наибольшую деформацию и образует отброшенную часть развала. Следующий слой (2, 5, 8, 11) блока в развале сильно утолщается за счет уменьшения высоты и увеличения площади (разрыхления). Наклонный слой (3, 6, 9, 12) блока подвергается относительно меньшей деформации по сравнению с предыдущим слоем. Следовательно, основная роль в перемешивании пород принадлежит первому наклонному и верхнему горизонтальному слоям.

Размеры площадей элементов блока при их различном положении, харак-

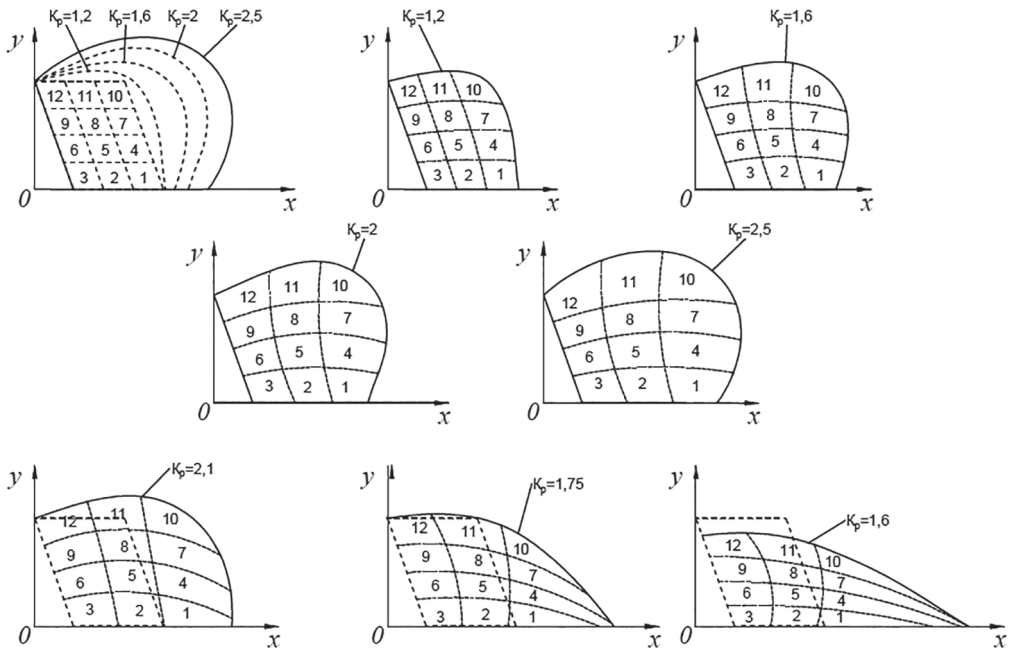


Рис. 1. Схемы размещения частей блока в процессе образования развала при однорядном взрывании
Fig. 1. Layouts of block part displacement during muck pile formation in single-row blasting

Таблица 1

Площади элементов координатной сетки взрывае­мого и взорванного блоков (м²) при од­норядном взрывании
Areas of the coordinate grid elements for the pre-blast and post-blast blocks (m²) in single-row blasting

K _p	Элементы											
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
1,0	6,25	6,25	6,25	6,25	6,25	6,25	6,25	6,25	6,25	6,25	6,25	6,25
1,2	7,36	7,29	6,46	9,24	8,19	6,46	8,47	7,57	6,32	8,13	7,92	6,74
1,6	9,31	8,54	8,54	11,04	7,85	8,06	10,90	8,68	8,75	12,43	13,96	11,04
2	11,53	10,76	9,86	15,83	11,32	9,65	17,22	11,18	10,28	14,10	15,00	12,92
2,5	15,14	13,19	10,49	20,35	13,54	10,28	20,69	13,26	10,83	20,00	22,36	17,01
2,1	11,74	11,94	11,39	17,36	11,60	11,67	18,06	11,88	12,15	14,65	13,19	12,22
1,75	10,07	10,21	8,68	12,22	9,72	9,44	13,54	11,39	10,28	10,21	15,00	10,14
1,6	9,31	7,22	6,60	14,24	7,43	8,89	14,03	6,60	10,07	12,29	11,81	8,89

теризуемом коэффициентом разрыхления, во взорванной массе приведены в табл. 1. Как видно, они увеличиваются с удалением от линии отрыва блока от массива. Площади взорванных горизонтальных слоев составляют: первого слоя – 23,13 м², второго – 30,56 м², третьего – 30,7 м², четвертого – 32,99 м². Коэффициенты разрыхления этих слоев при од­норядном взрывании соответ­ственно равны: 1,23; 1,63; 1,64; 1,76.

Схемы размещения отдельных элементов уступа в развале пород при двухрядном короткозамедленном взрывании (КЗВ) представлены на рис. 2. Как видно из этих схем, второй взрывае­мый слой уступа шириной, равной a_p , разбит

на 8 равных частей (13 – 20). При этом в относительном расположении горизонтальных слоев (1 – 3, 4 – 6) по сравнению с од­норядным взрыванием особых изменений не происходит. В то же время два верхних взорванных слоя заметно уплотняются и «утолщаются».

Что касается наклонных слоев пород, то здесь изменения существенны. Прежде всего, все линии, разграничивающие указанные слои в верхней половине развала при двухрядном КЗВ, получают наклон в сторону перемещения (см. рис. 2, б). Элементы 7, 10 при этом заметно уменьшаются по длине (за счет уплотнения), а элемент 11 получает дополнительное смещение в сторону дви-

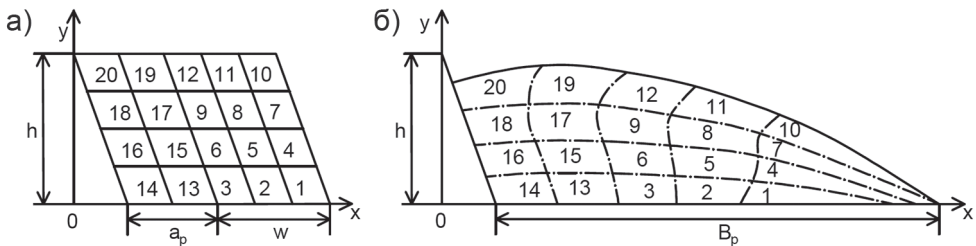


Рис. 2. Схемы размещения частей блока в массиве (а) и развале (б) пород при двухрядном КЗВ
 Fig. 2. Layouts of block part placement in the rock mass (a) and in the muck pile (b) during two-row short-delay blasting

Таблица 2

Площади элементов координатной сетки взрываеваемого и взорванного блоков (m^2) при двухрядном КЗВ ($K_p = 1,5$)

Areas of the coordinate grid elements for the blasted block and the muck pile block (m^2) during two-row short-delay blasting ($K_r = 1.5$)

№	Элементы									
	1	2	3	13	14	4	5	6	15	16
Si	6,25	6,25	6,25	7,5	7,5	6,25	6,25	6,25	7,5	7,5
Si'	8,72	8,2	7,83	8,74	8,2	10,7	10,5	8,88	9,59	8,72
№	7	8	9	17	18	10	11	12	19	20
Si	6,25	6,25	6,25	7,5	7,5	6,25	6,25	6,25	7,5	7,5
Si'	11,7	10,8	10,5	11,3	10,1	12,0	11,9	12,7	13,1	11,5

жения. Элементы 8, 9 за счет действия зарядов второго ряда перемещаются вправо и одновременно поднимаются по высоте. Порода из района второй взрывной заходки получает заметное перемещение в сторону первой, причем наибольшей деформации подвергается верхняя половина уступа. Эта масса совместно с породой из первой заходки (12) заполняет выемку, образовавшуюся под действием зарядов скважин первого ряда. В результате развал взорванной породы при взрыве двух рядов скважин получается по высоте больше, чем при однорядном взрывании. Однако ширина отброшенной части развала в обоих случаях одинакова.

Размеры площадей элементов взорванного блока при двухрядном КЗВ приведены в табл. 2.

Площади взорванных горизонтальных слоев при двухрядном КЗВ составляют:

первого слоя — $41,69 m^2$, второго — $48,39 m^2$, третьего — $54,4 m^2$, четвертого — $61,2 m^2$. Коэффициенты разрыхления этих слоев соответственно равны: 1,24; 1,43; 1,61; 1,81.

Размещение отдельных элементов уступа при трехрядном КЗВ шириной, равной $W+2a_p$, до и после взрыва показано на рис. 3.

Из схемы на рис. 3 следует, что порода из зоны третьего ряда частично поджимает материал второго отбиваемого слоя, смещая его вверх и по направлению движения, из-за чего высота развала возрастает. Вместе с тем сами породы третьего ряда перемещаются слабее, чем в предыдущем варианте. Эти смещения в основном охватывают верхнюю половину уступа. Заряды третьего ряда практически не меняют распределение пород в отброшенной части развала, поэтому расположение элементов

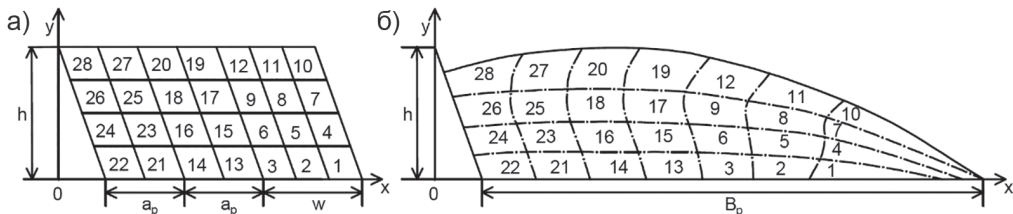


Рис. 3. Схемы размещения частей блока при трехрядном КЗВ на свободную поверхность: в массиве (а); в развале (б)

Fig. 3. Schemes of block part placement during three-row short-delay blasting toward a free surface: in situ (a); in the muck pile (b)

1–12 после взрыва остается таким же, как при двухрядном КЗВ.

Значения площадей элементов взорванного блока для случая трехрядного КЗВ на свободную поверхность приведены в табл. 3.

Площади взорванных горизонтальных слоев при трехрядном КЗВ составляют: первого слоя – 59,4 м², второго – 68 м², третьего – 75,4 м², четвертого – 90,4 м². Коэффициенты разрыхления этих слоев соответственно равны: 1,22; 1,39; 1,54; 1,85.

При четырехрядной схеме взрывания заряды четвертого ряда практически не изменяют взаимного расположения элементов 1–28: в развале оно сохраняется близким к случаю трехрядного взрыва. Породы четвертого отбиваемого слоя смещаются менее интенсивно, чем в предыдущем варианте. Основной вклад в перемещение вносит верхний горизонтальный слой, расположенный над колонкой ВВ, вследствие чего элементы уступа получают дополнительный сдвиг вправо и вверх.

Дальнейшее увеличение числа рядов скважин сверх трех существенно не меняет механизм формирования развала. Эффект такого взрывания можно рассматривать как последовательное присоединение очередного разрыхленного слоя, образованного зарядом следующего ряда, при лишь незначительном изменении общего объема блока.

Взрывание блоков с подпорной стенкой, образованной взрывом скважин предыдущей серии, способствует изменению начальных условий движения, что приводит к переориентации направления движения взорванной горной массы. Неубранная взорванная порода в этом случае функционирует как рыхлая, но малоподвижная преграда, способная уплотняться. Такая стенка ограничивает свободное смещение пород к откосу уступа, из-за чего ширина и конфигурация развала отличаются от варианта со свободной поверхностью. Следовательно, геометрия развала определяется параметрами подпорной стенки. Анализ промышленных взрывов показывает, что

Таблица 3

Площади элементов координатной сетки взрываемого и взорванного блоков (м²) при трехрядном КЗВ на свободную поверхность ($K_p = 1,45$)
Areas of the coordinate grid elements for the pre-blast and post-blast blocks (m²) during three-row short-delay blasting toward a free surface ($K_r = 1,45$)

№	Элементы						
	1	2	3	13	14	21	22
Si	6,25	6,25	6,25	7,5	7,5	7,5	7,5
Si'	8,77	8,2	7,82	9,08	8,87	8,53	8,17
№	4	5	6	15	16	23	24
Si	6,25	6,25	6,25	7,5	7,5	7,5	7,5
Si'	10,7	10,5	8,88	10,1	9,86	9,2	8,77
№	7	8	9	17	18	25	26
Si	6,25	6,25	6,25	7,5	7,5	7,5	7,5
Si'	11,7	10,8	10,5	11,3	10,7	10,4	10,0
№	10	11	12	19	20	27	28
Si	6,25	6,25	6,25	7,5	7,5	7,5	7,5
Si'	12,0	11,9	12,7	15,7	13,4	12,7	12,0

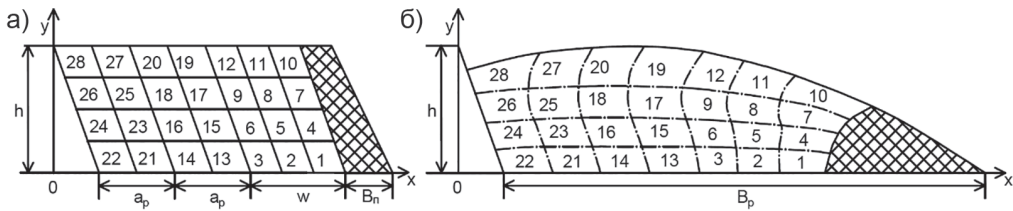


Рис. 4. Схема размещения частей уступа при трехрядном КЗВ на подпорную стенку: в массиве (а); в развале (б)

Fig. 4. Scheme of bench part placement during three-row short-delay blasting toward a retaining wall: in situ (a); in the muck pile (b)

при ширине такой стенки, превышающей две величины линии сопротивления по подошве (ЛСПП) либо примерно полторы высоты уступа, отброшенная часть развала практически не формируется.

Схемы расположения пород из различных зон уступа в массиве и в развале при трехрядном КЗВ с подпорной стенкой представлены на рис. 4.

Как показывают рис. 3, б и 4, б, при взрывании на подпорную стенку первый наклонный слой (1, 4, 7, 10) располагается в развале аналогично элементам 13, 15, 17 и 19 при взрыве на

свободную поверхность. Последующие слои примыкают к нему с все более выраженным наклоном разделяющих линий в массиве. При ширине подпорной стенки, превышающей ЛСПП, для первого слоя формируются начальные условия движения, сопоставимые с условиями слоя 13, 15, 17, 19 при свободной поверхности. Наклон границы между подпорной стенкой и слоем 1, 4, 7, 10 меньше, чем наклон линии между слоями 13, 15, 17, 19 и 14, 16, 18, 20. Примешивание пород в развале обусловлено главным образом перемещени-

Таблица 4

Площади элементов координатной сетки взрывааемого и взорванного блоков (m^2) при трехрядном КЗВ на подпорную стенку ($K_p = 1,3$)
Areas of the coordinate grid elements for the pre-blast and post-blast blocks (m^2) during three-row short-delay blasting against a retaining wall ($K_p = 1.3$)

№	Элементы						
	1	2	3	13	14	21	22
Si	6,25	6,25	6,25	7,5	7,5	7,5	7,5
Si'	6,72	6,44	6,35	8,38	8,05	7,88	7,75
№	4	5	6	15	16	23	24
Si	6,25	6,25	6,25	7,5	7,5	7,5	7,5
Si'	7,50	7,35	7,24	9,52	9,00	8,47	8,31
№	7	8	9	17	18	25	26
Si	6,25	6,25	6,25	7,5	7,5	7,5	7,5
Si'	8,85	8,73	8,63	10,52	9,73	9,63	9,53
№	10	11	12	19	20	27	28
Si	6,25	6,25	6,25	7,5	7,5	7,5	7,5
Si'	11,23	9,98	9,88	14,32	12,24	11,73	11,38

ем элементов верхнего горизонтально-го слоя массива.

Размеры площадей элементов взорванного блока при трехрядном КЗВ с подпорной стенкой приведены в табл. 4. Площади взорванных горизонтальных слоев при трехрядном КЗВ на подпорную стенку составляют: первого слоя — 51,6 м², второго — 57,4 м², третьего — 65,6 м², четвертого — 80,8 м². Коэффициенты разрыхления горизонтальных слоев: для первого слоя — 1,06; для второго слоя — 1,18; для третьего слоя — 1,35 и для четвертого слоя — 1,66.

Из проведенного анализа следует, что местоположения, горно-геометрические характеристики элементов взорванного блока в развале тесно связаны с положением их оконтуривающих линий в развале взорванных пород. Для выявления этих взаимосвязей совокупность взаимно пересекающихся горизонтальных и наклонных оконтуривающих линий частей (элементов) взрываемого блока массива (в разрезе) названа координатной сеткой взрываемого блока. Совокупность взаимно пересекающихся деформированных горизонтальных и наклонных оконтуривающих линий частей уступа в развале названа координатной сеткой развала или взорванного блока (в разрезе). Деформированные оконтуривающие линии в развале в общем случае имеют неправильную геометрическую форму, их длины и расстояния между ними различны [31].

Совместное использование координатных сеток взрываемого и взорванного блоков позволяет найти места расположения различных элементов уступа в развале, установить их конфигурации и другие горно-геометрические характеристики. Для этого контуры рассматриваемых фигур в выбранном масштабе необходимо нанести на координатную сетку взрываемого блока, а по координатной сетке взорванного блока устано-

вить их деформированные контуры, т.е. размеры в развале.

Тестирование новой методики определения характеристик сложноструктурного блока

В качестве примера применения методики рассмотрено определение горно-технологических характеристик сложноструктурных блоков в развале. Для количественной оценки степени перемешивания различных типов пород в контактной зоне, обусловленного как процессом взрыва, так и последующим черпанием экскаватором, используются следующие выражения [3]:

$$F_1 = t' \frac{\sum l'_i}{\sum S'_{pj}}, t' = k_p \cdot t \frac{\sum l_i}{\sum l'_i} \quad (1)$$

$$F_2 = \frac{1}{2} b_k \frac{\sum l_i \sin \beta_i}{\sum S'_{pj}} = \frac{1}{2} b_k \frac{\sum h'_i}{\sum S'_{pj}} \quad (2)$$

где t_1 — мощность породного слоя в развале, попадающего в руду, или рудного слоя, попадающего в породу в процессе взрывания; l'_i — длина i -го контакта рудных тел с вмещающими породами в данном развале; S'_{pj} — площадь j -го рудного тела в данном развале; k_p — коэффициент разрыхления; t — мощность граничного слоя в массиве, обеспечивающего предотвращение механического перемешивания разнородных пород при взрыве; b_k — ширина ковша экскаватора; β_i — угол наклона элементарного контакта рудного тела в развале; h'_i — разность ординат вершин треугольника, большая сторона которого направлена по контуру, а основание равно ширине ковша экскаватора.

На участках, для которых $\alpha = \beta$, $\beta = 0$, величина F_2 обращается в нуль; здесь α обозначает угол устойчивого откоса забоя.

Коэффициент потерь, характеризующий относительную суммарную пло-

щадь рудных участков, переходящих в породу, рассчитывается по следующей зависимости:

$$F_{\text{п}} = \frac{\sum S'_{kn}}{\sum S'_{pj}}, \quad (3)$$

где S'_{kn} — площадь k -го участка руды в развале, попадающая в породу; S'_{pj} — площадь j -го вынимаемого рудного слоя из развала.

Показатель разубоживания, отражающий относительную суммарную площадь пустых пород, попадающих в рудную массу, определяется следующим соотношением:

$$F_{\text{р}} = \frac{\sum S'_{kp}}{\sum S'_{pj}} \quad (4)$$

где S'_{kp} — площадь k -го участка породы в развале, попадающая в руду.

Величины S'_{kn} и S'_{kp} сначала вычисляются для каждой экскаваторной заходки по отдельности, после чего суммируются по всему блоку. При этом развал делят на заходки, ширина которых определяется сложностью строения забоя. Предлагаемые показатели $F_{\text{п}}$ и $F_{\text{р}}$ могут использоваться как объективные количественные критерии полноты и чистоты отделения полезного компонента при разработке сложноструктурных месторождений.

Чем меньше значения $F_{\text{п}}$ и $F_{\text{р}}$, тем ниже количественные и качественные потери руды. Следовательно, эти показатели позволяют заранее оценивать ожидаемый уровень потерь и разубоживания и выбирать наиболее рациональные схемы обработки сложноструктурных блоков.

Возможность использования разработанной методики определения геометрических характеристик сложноструктурных блоков уступа для прогнозирования потерь и разубоживания руды показано на примерах практики карьеров цветной металлургии Казахстана.

Взрыв 1. При трехрядном расположении скважин на свободную поверхность характеристики блока и забоя (см. рис. 5, а, в): $h = 10$ м, $a = 6,0$ м, $W = 7,5$ м, $S_{\text{бл}} = 195$ м². Длина оконтуривающих линий первого рудного тела в массиве $l_1 = 19,57$ м, второго рудного тела $l_2 = 12,0$ м, третьего рудного тела $l_3 = 14,3$ м, четвертого рудного тела $l_4 = 12,0$ м, $S_1 = 31,19$ м², $S_2 = 18,0$ м², $S_3 = 22,81$ м², $S_4 = 18,0$ м², $S'_{\text{бл}} = 294,6$ м². Длина оконтуривающих линий первого рудного тела в развале $l'_1 = 47,64$ м, второго рудного тела $l'_2 = 18,3$ м, третьего рудного тела $l'_3 = 19,52$ м, четвертого рудного тела $l'_4 = 14,16$ м, $S'_1 = 48,09$ м², $S'_2 = 33,75$ м², $S'_3 = 28,31$ м², $S'_4 = 22,57$ м², $t = 0,25$ м. Ширина развала пород $B_{\text{р}} = 38$ м. Они в масштабе 1:833 приведены на рис. 5.

При взрывании с подпорной стенкой шириной $B_{\text{пс}} = 3,75$ м: $S'_{\text{бл}} = 293,91(255,6)$ м², длина оконтуривающих линий первого рудного тела в развале $l'_1 = 28,86$ м, второго рудного тела $l'_2 = 16,77$ м, третьего рудного тела $l'_3 = 18,63$ м, четвертого рудного тела $l'_4 = 13,47$ м, $S'_1 = 38,5$ м², $S'_2 = 30,0$ м², $S'_3 = 26,6$ м², $S'_4 = 20,93$ м². Ширина подпорной стенки в развале $B'_{\text{пс}} = 12,7$ м, ширина развала $B_{\text{р}} = 38$ м.

Характеристики забоя при трехрядном взрывании с подпорной стенкой шириной $B_{\text{пс}} = 3,75$ м (см. рис. 5, б, г): $S'_{\text{бл}} = 293,91(255,6)$ м², длина оконтуривающих линий первого рудного тела в развале $l'_1 = 28,86$ м, второго рудного тела $l'_2 = 16,77$ м, третьего рудного тела $l'_3 = 18,63$ м, четвертого рудного тела $l'_4 = 13,47$ м, $S'_1 = 38,5$ м², $S'_2 = 30,0$ м², $S'_3 = 26,6$ м², $S'_4 = 20,93$ м²; $k_{\text{сл}} = 0,23$, $k'_{\text{сл}} = 0,06$. Ширина подпорной стенки в развале $B'_{\text{пс}} = 12,7$ м, ширина развала $B_{\text{р}} = 38$ м.

Показатели потерь в массиве и в развале со свободной поверхностью и с подпорной стенкой (в скобках) $F_{\text{п}} = 0,157(0,177; 0,166)$ и разубоживания, аналогично, $F_{\text{р}} = 0,158(0,178; 0,167)$ при сум-

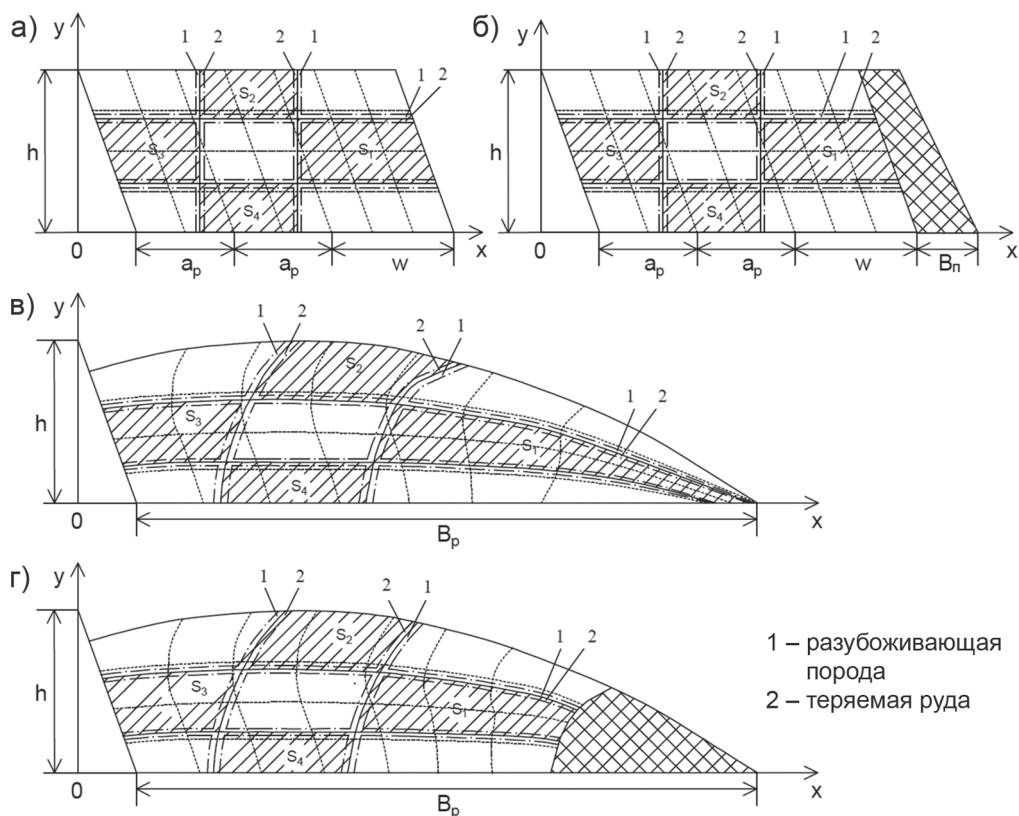


Рис. 5. Расположение разнородных пород в массиве (а, б) и развале (в, г) при трехрядном взрывании: без подпорной стены (а, в) и с подпорной стеной (б, г), взрыв 1

Fig. 5. Spatial patterns of heterogeneous rocks in rock mass (a, b) and in muck pile (v, g) in three-row blasting: without retention wall (a, v) and with retention wall (b, g). Blast 1

марной площади руды в массиве $S_p = 90 \text{ м}^2$, в развале $S'_p = 132,72 \text{ м}^2$, в развале с подпоркой $S''_p = 116,03 \text{ м}^2$ площади примешиваемого слоя в массиве $S_{\text{прим}} = 14,25 \text{ м}^2$, в развале $S'_{\text{прим}} = 23,62 \text{ м}^2$, в развале с подпоркой $S''_{\text{прим}} = 19,48 \text{ м}^2$ и площади потерянной руды $S'_{\text{пот}} = 14,21 \text{ м}^2$, в развале $S''_{\text{пот}} = 23,55 \text{ м}^2$, в развале с подпоркой $S'''_{\text{пот}} = 19,35 \text{ м}^2$.

Забой обрабатывался четырьмя заходками шириной 8,0–9,0 м известными способами селективной выемки.

Взрыв 2. Характеристики блока и забоя при трехрядном расположении скважин на свободную поверхность $h = 10 \text{ м}$, $a = 6,0 \text{ м}$, $W = 7,5 \text{ м}$, $S_{\text{бл}} = 195 \text{ м}^2$ длина оконтуривающих линий первого рудно-

го тела в массиве, $l_1 = 25,75 \text{ м}$, второго рудного тела, $l_2 = 20,72 \text{ м}$, $S_1 = 35,62 \text{ м}^2$, $S_2 = 22,5 \text{ м}^2$, $S'_{\text{бл}} = 294,6 \text{ м}^2$, длина оконтуривающих линий первого рудного тела в развале $l'_1 = 59,87 \text{ м}$, второго рудного тела $l'_2 = 34,27 \text{ м}$, $S'_1 = 52,87 \text{ м}^2$, $S'_2 = 38,66 \text{ м}^2$; $t = 1,00 \text{ м}$. Ширина развала пород $B_p = 38 \text{ м}$. Они в масштабе 1:833 приведены на рис. 6.

При взрывании с подпорной стенкой шириной $B_{\text{пс}} = 3,75 \text{ м}$: $S'_{\text{бл}} = 293,91 (255,6) \text{ м}^2$, длина оконтуривающих линий первого рудного тела в развале $l'_1 = 39,65 \text{ м}$, второго рудного тела $l'_2 = 32,11 \text{ м}$, $S'_1 = 44,48 \text{ м}^2$, $S'_2 = 31,71 \text{ м}^2$. Ширина подпорной стенки в развале $B'_{\text{пс}} = 12,7 \text{ м}$, ширина развала $B_p = 38 \text{ м}$.

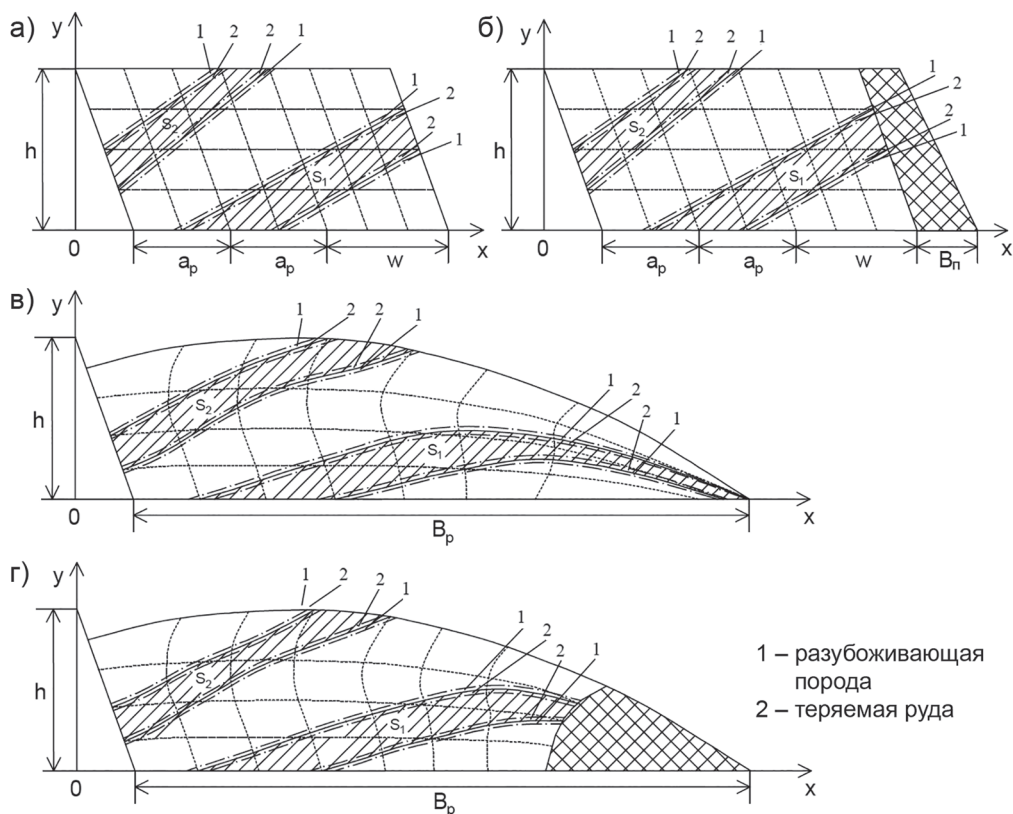


Рис. 6. Расположение разнородных пород в массиве (а, б) и развале (в, г) при трехрядном взрывании: без подпорной стены (а, в) и с подпорной стеной (б, г), взрыв 2

Fig. 6. Spatial patterns of heterogeneous rocks in rock mass (a, b) and in muck pile (v, g) in three-row blasting: without retention wall (a, v) and with retention wall (b, g). Blast 1

Характеристики забоя при трехрядном взрывании с подпорной стенкой шириной $B_{\text{пс}} = 3,75$ м: $S'_{\text{бл}} = 293,91(255,6)$ м², длина оконтуривающих линий первого рудного тела в развале $l'_1 = 39,65$ м, второго рудного тела $l'_2 = 32,11$ м, $S'_1 = 44,48$ м², $S'_2 = 31,71$ м². Ширина подпорной стенки в развале $B'_{\text{пс}} = 12,7$ м, ширина развала $B_p = 38$ м.

Показатели потерь в массиве и в развале со свободной поверхностью и с подпорной стенкой (в скобках) $F_{\text{п}} = 0,199$ (0,219; 0,202) и разубоживания, аналогично, $F_p = 0,204$ (0,214; 0,201) при суммарной площади руды в массиве $S_p = 58,12$ м², в развале $S' = 91,53$ м², в развале с подпоркой $S'_p = 76,19$ м²

площади примешиваемого слоя в массиве $S_{\text{прим}} = 11,86$ м², в развале $S'_{\text{прим}} = 19,58$ м², в развале с подпоркой $S'_{\text{прим}} = 15,32$ м² и площади потерянной руды $S'_{\text{пот}} = 11,61$ м², в развале $S'_{\text{пот}} = 20,06$ м², в развале с подпоркой $S'_{\text{пот}} = 15,44$ м².

Забой также обрабатывался четырьмя заходками шириной 8,0–9,0 м известными способами селективной выемки.

Заклучение

Для реального фиксирования элементов уступа в развале отбиваемый блок уступа при однорядном взрывании условно разбит на 12 равных частей плоскостями, проведенными параллельно

откосу уступа и горизонту. Размеры одного элемента уступа при этом составляют 2,5×2,5 м.

При многорядном взрывании к названному блоку присоединяется слой массива шириной, равной расстоянию между рядами скважин a_p . Размеры одного элемента уступа в этих слоях составляют 2,5×3,0 м.

Проекции горизонтальных разбивающих плоскостей в разрезе уступа названы горизонтальными оконтуривающими линиями элементов уступа, следы наклонных разбивающих плоскостей — наклонными оконтуривающими линиями рассматриваемых частей уступа. Их совокупность названа координатной сеткой взрывающего блока.

Расположением оконтуривающих горизонтальных и наклонных линий определяются геометрические характеристики элементов блока уступа.

Местоположение, горно-геометрические характеристики элементов взорванного блока в развале тесно взаимосвязаны с положением их оконтуривающих линий в развале взорванных пород. Совокупность взаимно пересекающихся деформированных горизонтальных и наклонных оконтуривающих линий частей уступа в развале названа координатной сеткой взорванного блока.

Геометрические характеристики координатной сетки взорванного блока

определяют местоположение различных элементов уступа в развале.

Совместное использование координатных сеток взрывающего и взорванного блоков позволяет найти места расположения различных элементов уступа в развале, установить их конфигурации и другие горно-геометрические характеристики. Для этого контуры рассматриваемых рудных тел в выбранном масштабе наносятся на координатную сетку взрывающего блока, а по их положению на координатной сетке взорванного блока устанавливаются расчетные места расположения различных элементов уступа в развале, их конфигурации и другие показатели горнотехнических характеристик сложноструктурных блоков в развале.


По горно-технологическим характеристикам сложноструктурных блоков в развале определены показатели степени перемешиваемости разных видов пород на контакте, обуславливаемые процессами взрывания, а также непосредственного черпания ковшем экскаватора.

Проведенная оценка и сравнение предполагаемых показателей взорванных сложноструктурных блоков с данными практики указывают на правомерность принятых принципов формирования развала, положенных в основу разработанной методики прогнозирования потерь и разубоживания руды при различных условиях взрывания.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Чебан А. Ю., Секисов Г. В. Сложноструктурные рудные блоки и их систематизация // Вестник Забайкальского государственного университета. — 2020. — Т. 26. — № 6. — С. 43–53. DOI: 10.21209/2227-9245-2020-26-6-43-53.
2. Кушнарев П. И. Скрытые потери и разубоживание // Золото и технологии. — 2017. — № 3(37). — С. 82–86.
3. Rakishev B. R. Technological resources for improving the quality and completeness of mineral raw material utilization // Proceedings of the National Academy of Sciences of the Republic of Kazakhstan. Series of Geology and Technical Sciences. 2017, vol. 2, no. 422, pp. 116–124.
4. Eshun P. A., Dzibordi K. A. Control of ore loss and dilution at anglogold ashanti, iduapriem mine using blast movement monitoring system // Ghana Mining Journal. 2016, vol. 16, no. 1. DOI: 10.4314/gmj.v16i1.6.

5. Magohe S. P., Shoo N., Mapogha E., Kinabo C., Chambulikazi C. Monitoring rock movement and controlling ore loss and dilution associated with blasting at Geita and North Mara Gold mines, Tanzania // *Mining Technology*. 2022, vol. 131, no. 2. DOI: 10.1080/25726668.2022.2046684.
6. Poupeau B., Hunt W., La Rosa D. Blast induced ore movement: the missing step in achieving realistic reconciliations / *Proceedings of Mining Geology – 2019 (11th International Mining Geology Conference)*. AusIMM, 2019.
7. Rakishev B. R., Rakisheva Z. B. Basic characteristics of the stages of rock massif destruction by explosive crushing / *Proceedings of the 7th International Conference on Physical Problems of Rock Destruction*. Beijing, China, 2011, p. 65 – 69.
8. Vasylichuk Y. V., Deutsch C. V. Approximate blast movement modelling for improved grade control // *Mining Technology*. 2019, vol. 128, no. 1. DOI: 10.1080/25726668.2019.1583843.
9. Hmoud S., Kumral M. Effect of blast movement uncertainty on dig-limits optimization in open-pit mines // *Natural Resources Research*. 2022, vol. 31, no. 2. DOI: 10.1007/s11053-021-09998-z.
10. Potakey N. E., Ortiz J. M. Review of blast movement measurements for grade control // *Predictive Geometallurgy and Geostatistics Lab, Queen's University. Annual Report*, 2022.
11. Yu Z., Shi X.-Z., Zhou J., Chen X., Miao X.-H., Teng B., Ipangelwa T. Prediction of blast-induced rock movement during bench blasting: Use of gray wolf optimizer and support vector regression // *Natural Resources Research*. 2020, vol. 29, pp. 843 – 865. DOI: 10.1007/s11053-019-09593-3.
12. Yu Z., Shi X.-Z., Zhou J., Rao D. J., Chen X., Dong W. M., Miao X. H., Ipangelwa T. Feasibility of the indirect determination of blast-induced rock movement based on three new hybrid intelligent models // *Engineering with Computers*. 2021, vol. 37, pp. 991 – 1006. DOI: 10.1007/s00366-019-00868-0.
13. Yu Z., Shi X.-Z., Zhang Z.-X., Gou Y.-G., Miao X.-H., Kalipi I. Numerical investigation of blast-induced rock movement characteristics in open-pit bench blasting using bonded-particle method // *Rock Mechanics and Rock Engineering*. 2022, vol. 55, no. 6, pp. 3599 – 3619. DOI: 10.1007/s00603-022-02831-w.
14. Yan P., Zhou W., Lu W., Chen M., Zhou C. Simulation of bench blasting considering fragmentation size distribution // *International Journal of Impact Engineering*. 2016, vol. 90. DOI: 10.1016/j.ijimpeng.2015.11.015.
15. Zou Z., Yang J. Development of a segregation blasting method to reduce ore loss and dilution in open pit mines // *Journal of Applied Science and Engineering*. 2020, vol. 23, no. 3. DOI: 10.6180/jase.202009_23(3).0003.
16. Yu Z., Shi X.-Z., Zhang Z.-X., Gou Y.-G., Miao X.-H., Tang J.-Z. Using a dividing open-pit blast (DOPB) method to reduce ore loss and dilution caused by blast-induced rock movement // *Acta Geotechnica*. 2023. DOI: 10.1007/s11440-023-01826-3.
17. Serdaliyev Y., Iskakov Y., Alibayev A. Control of blast parameters for high-quality breaking of thin slope ore bodies // *Mining of Mineral Deposits*. 2024, vol. 18, no. 2, pp. 49 – 59. DOI: 10.33271/mining18.02.049.
18. Pyra J., Żołądek T. Application of UAVs to support blast design for flyrock mitigation: A case study from a basalt quarry // *Applied Sciences*. 2025, vol. 15, no. 15, article 8614. DOI: 10.3390/app15158614.
19. Segarra P., Sanchidrián J. A., Pötsch M., Iglesias L., Gómez S., Gaich A., Bernardini M. A method for reconstruction of size distributions from 3D drone image analysis: A case study // *Rock Mechanics and Rock Engineering*. 2024, vol. 57, pp. 4033 – 4050. DOI: 10.1007/s00603-024-03765-1.
20. Toriya H., Tungol Z. P. L., Ikeda H., Owada N., Jang H. D., Adachi T., Kitahara I., Kawamura Y. Fragmentation size distribution measurement by GNSS-aided photogrammetry at real mine site // *Mining (MDPI)*. 2022, vol. 2, no. 3. DOI: 10.3390/mining2030023.
21. Jin C., Liang J., Fan C., Chen L., Wang Q., Lu Y., Wang K. Study on segmentation of blasting fragment images from open-pit mine based on U-CARFnet // *PLOS One*. 2023, vol. 18, no. 9, article e0291115. DOI: 10.1371/journal.pone.0291115.
22. Vu T., Bao T. D., Hoang Q. V., Drebenstedt C., Hoa P. V., Thang H. H. Measuring blast fragmentation at Nui Phao open-pit mine, Vietnam using the Mask R-CNN deep learning model // *Mining Technology: Transactions of the Institutions of Mining and Metallurgy*. 2021. DOI: 10.1080/25726668.2021.1944458.
23. Tang Y., Wang Y., Si G. Vision-based size distribution analysis of rock fragments using multi-modal deep learning and interactive annotation // *Automation in Construction*. 2024, vol. 159, article 105276. DOI: 10.1016/j.autcon.2024.105276.

24. Nowak-Szpak A., Wesoly M., Bajcar A. Comparison of methods for calculating fragmentation of blast muck piles in quarries // *Mining Science*. 2024, vol. 31. DOI: 10.37190/msc243108146.
25. Zou Z., Yang J. Modelling blast movement and muckpile formation with the position-based dynamics method // *International Journal of Mining, Reclamation and Environment*. 2021, vol. 35, no. 4, pp. 1 – 12. DOI: 10.1080/17480930.2020.1835210.
26. Gao W., Zhang J., Li C., Cheng L., Liu P. Study on muck pile shape of open-pit bench blasting based on PFC // *Shock and Vibration*. 2023, article 2859668. DOI: 10.1155/2023/2859668.
27. Câmara T. R., Leal R. S., Peroni R. de L., Capponi L. N. Controlling operational dilution in open-pit mining // *Mining Technology*. 2018. DOI: 10.1080/25726668.2018.1470275.
28. Kinyua E. M., Zhang J., Kasomo R. M., Mauti D., Mwangangi J. A review of the influence of blast fragmentation on downstream processing of metal ores // *Minerals Engineering*. 2022, vol. 186, article 107743. DOI: 10.1016/j.mineng.2022.107743.
29. Яковлев В. Л., Яковлев В. А. Формирование транспортных систем карьеров с учетом адаптации к изменяющимся условиям разработки глубокозалегающих сложноструктурных месторождений // *Известия вузов. Горный журнал*. – 2018. – № 6. – С. 118 – 126.
30. Montiel L., Dimitrakopoulos R., Kawahata K. Globally optimising open-pit and underground mining operations under geological uncertainty // *Mining Technology*. 2016, vol. 125, no. 1, pp. 2 – 14.
31. Rakishev B., Rakisheva Z., Auezova A., Orynbay A. Automated determination of rock crushing zones in the collapse // *Mining of Mineral Deposits*. 2022, vol. 16, no. 3, pp. 109 – 114. DOI: 10.33271/mining16.03.109. 

REFERENCES

1. Cheban A. Yu., Sekisov G. V. Complex-structured ore blocks and their classification. *Transbaikal state university journal*. 2020, vol. 26, no. 6, pp. 43 – 53. [In Russ]. DOI: 10.21209/2227-9245-2020-26-6-43-53.
2. Kushnarev P. I. Hidden losses and dilution. *Gold and Technologies*. 2017, no. 3(37), pp. 82 – 86. [In Russ].
3. Rakishev B. R. Technological resources for improving the quality and completeness of mineral raw material utilization. *Proceedings of the National Academy of Sciences of the Republic of Kazakhstan. Series of Geology and Technical Sciences*. 2017, vol. 2, no. 422, pp. 116 – 124.
4. Eshun P. A., Dzignbori K. A. Control of ore loss and dilution at anglogold ashanti, iduapriem mine using blast movement monitoring system. *Ghana Mining Journal*. 2016, vol. 16, no. 1. DOI: 10.4314/gmj.v16i1.6.
5. Magohe S. P., Shoo N., Mapogha E., Kinabo C., Chambulikazi C. Monitoring rock movement and controlling ore loss and dilution associated with blasting at Geita and North Mara Gold mines, Tanzania. *Mining Technology*. 2022, vol. 131, no. 2. DOI: 10.1080/25726668.2022.2046684.
6. Poupeau B., Hunt W., La Rosa D. Blast induced ore movement: the missing step in achieving realistic reconciliations. *Proceedings of Mining Geology–2019 (11th International Mining Geology Conference)*. AusIMM, 2019.
7. Rakishev B. R., Rakisheva Z. B. Basic characteristics of the stages of rock massif destruction by explosive crushing. *Proceedings of the 7th International Conference on Physical Problems of Rock Destruction*. Beijing, China, 2011, p. 65 – 69.
8. Vasylichuk Y. V., Deutsch C. V. Approximate blast movement modelling for improved grade control. *Mining Technology*. 2019, vol. 128, no. 1. DOI: 10.1080/25726668.2019.1583843.
9. Hmoud S., Kumral M. Effect of blast movement uncertainty on dig-limits optimization in open-pit mines. *Natural Resources Research*. 2022, vol. 31, no. 2. DOI: 10.1007/s11053-021-09998-z.
10. Potakey N. E., Ortiz J. M. Review of blast movement measurements for grade control. Predictive Geometallurgy and Geostatistics Lab, Queen's University. Annual Report, 2022.
11. Yu Z., Shi X.-Z., Zhou J., Chen X., Miao X.-H., Teng B., Ipangelwa T. Prediction of blast-induced rock movement during bench blasting: Use of gray wolf optimizer and support vector regression. *Natural Resources Research*. 2020, vol. 29, pp. 843 – 865. DOI: 10.1007/s11053-019-09593-3.
12. Yu Z., Shi X.-Z., Zhou J., Rao D. J., Chen X., Dong W. M., Miao X. H., Ipangelwa T. Feasibility of the indirect determination of blast-induced rock movement based on three new hybrid intelligent models. *Engineering with Computers*. 2021, vol. 37, pp. 991 – 1006. DOI: 10.1007/s00366-019-00868-0.

13. Yu Z., Shi X.-Z., Zhang Z.-X., Gou Y.-G., Miao X.-H., Kalipi I. Numerical investigation of blast-induced rock movement characteristics in open-pit bench blasting using bonded-particle method. *Rock Mechanics and Rock Engineering*. 2022, vol. 55, no. 6, pp. 3599–3619. DOI: 10.1007/s00603-022-02831-w.
14. Yan P., Zhou W., Lu W., Chen M., Zhou C. Simulation of bench blasting considering fragmentation size distribution. *International Journal of Impact Engineering*. 2016, vol. 90. DOI: 10.1016/j.ijimpeng.2015.11.015.
15. Zou Z., Yang J. Development of a segregation blasting method to reduce ore loss and dilution in open pit mines. *Journal of Applied Science and Engineering*. 2020, vol. 23, no. 3. DOI: 10.6180/jase.202009_23(3).0003.
16. Yu Z., Shi X.-Z., Zhang Z.-X., Gou Y.-G., Miao X.-H., Tang J.-Z. Using a dividing open-pit blast (DOPB) method to reduce ore loss and dilution caused by blast-induced rock movement. *Acta Geotechnica*. 2023. DOI: 10.1007/s11440-023-01826-3.
17. Serdaliyev Y., Iskakov Y., Alibayev A. Control of blast parameters for high-quality breaking of thin slope ore bodies. *Mining of Mineral Deposits*. 2024, vol. 18, no. 2, pp. 49–59. DOI: 10.33271/mining18.02.049.
18. Pyra J., Żotądek T. Application of UAVs to support blast design for flyrock mitigation: A case study from a basalt quarry. *Applied Sciences*. 2025, vol. 15, no. 15, article 8614. DOI: 10.3390/app15158614.
19. Segarra P., Sanchidrián J. A., Pötsch M., Iglesias L., Gómez S., Gaich A., Bernardini M. A method for reconstruction of size distributions from 3D drone image analysis: A case study. *Rock Mechanics and Rock Engineering*. 2024, vol. 57, pp. 4033–4050. DOI: 10.1007/s00603-024-03765-1.
20. Toriya H., Tungol Z. P. L., Ikeda H., Owada N., Jang H. D., Adachi T., Kitahara I., Kawamura Y. Fragmentation size distribution measurement by GNSS-aided photogrammetry at real mine site. *Mining (MDPI)*. 2022, vol. 2, no. 3. DOI: 10.3390/mining2030023.
21. Jin C., Liang J., Fan C., Chen L., Wang Q., Lu Y., Wang K. Study on segmentation of blasting fragment images from open-pit mine based on U-CARFnet. *PLOS One*. 2023, vol. 18, no. 9, article e0291115. DOI: 10.1371/journal.pone.0291115.
22. Vu T., Bao T. D., Hoang Q. V., Drebenstedt C., Hoa P. V., Thang H. H. Measuring blast fragmentation at Nui Phao open-pit mine, Vietnam using the Mask R-CNN deep learning model. *Mining Technology: Transactions of the Institutions of Mining and Metallurgy*. 2021. DOI: 10.1080/25726668.2021.1944458.
23. Tang Y., Wang Y., Si G. Vision-based size distribution analysis of rock fragments using multi-modal deep learning and interactive annotation. *Automation in Construction*. 2024, vol. 159, article 105276. DOI: 10.1016/j.autcon.2024.105276.
24. Nowak-Szpak A., Wesoly M., Bajcar A. Comparison of methods for calculating fragmentation of blast muck piles in quarries. *Mining Science*. 2024, vol. 31. DOI: 10.37190/msc243108146.
25. Zou Z., Yang J. Modelling blast movement and muckpile formation with the position-based dynamics method. *International Journal of Mining, Reclamation and Environment*. 2021, vol. 35, no. 4, pp. 1–12. DOI: 10.1080/17480930.2020.1835210.
26. Gao W., Zhang J., Li C., Cheng L., Liu P. Study on muck pile shape of open-pit bench blasting based on PFC. *Shock and Vibration*. 2023, article 2859668. DOI: 10.1155/2023/2859668.
27. Câmara T. R., Leal R. S., Peroni R. de L., Capponi L. N. Controlling operational dilution in open-pit mining. *Mining Technology*. 2018. DOI: 10.1080/25726668.2018.1470275.
28. Kinyua E. M., Zhang J., Kasomo R. M., Mauti D., Mwangangi J. A review of the influence of blast fragmentation on downstream processing of metal ores. *Minerals Engineering*. 2022, vol. 186, article 107743. DOI: 10.1016/j.mineng.2022.107743.
29. Yakovlev V. L., Yakovlev V. A. Formation of open-pit transport systems with adaptation to changing mining conditions of deep-seated complex-structured deposits. *Minerals and Mining Engineering*. 2018, no. 6, pp. 118–126. [In Russ].
30. Montiel L., Dimitrakopoulos R., Kawahata K. Globally optimising open-pit and underground mining operations under geological uncertainty. *Mining Technology*. 2016, vol. 125, no. 1, pp. 2–14.
31. Rakishev B., Rakisheva Z., Auezova A., Orynbay A. Automated determination of rock crushing zones in the collapse. *Mining of Mineral Deposits*. 2022, vol. 16, no. 3, pp. 109–114. DOI: 10.33271/mining16.03.109.

ИНФОРМАЦИЯ ОБ АВТОРАХ

*Ракишев Баян Ракишевич*¹ — д-р техн. наук, академик НАН РК, профессор, e-mail: b.rakishev@satbayev.university, ORCID ID: 0000-0001-5445-070X,

Ракишева Зауре Баяновна — канд. физ.-мат. наук, профессор, Казахский национальный университет им. аль-Фараби, Алматы, Республика Казахстан, e-mail: zaure.ra@gmail.com, ORCID ID: 0000-0003-2745-7775,

Орынбай Асфандияр Айтказыулы — PhD, ассоциированный профессор, Алматинский университет энергетики и связи имени Гумарбека Даукеева, Алматы, Республика Казахстан, e-mail: a.orynbay@aes.kz, ORCID ID: 0000-0002-3720-7625,

*Байжумин Данияр Ануарбекович*¹ — докторант, e-mail: dbaizhumin@gmail.com, ORCID ID: 0009-0003-6276-118X,

*Турдалиева Алтынайым Сейфулақызы*¹ — докторант, e-mail: altynaiym.turdaliyeva@interrin.kz, ORCID ID: 0009-0001-2919-3518,

¹ Казахский национальный исследовательский технический университет имени К.И. Сатпаева, Алматы, Республика Казахстан.

Для контактов: Орынбай А.А., e-mail: a.orynbay@aes.kz.

INFORMATION ABOUT THE AUTHORS

*B.R. Rakishev*¹, Dr. Sci. (Eng.), Academician of the National Academy of Sciences of the Republic of Kazakhstan, Professor, e-mail: b.rakishev@satbayev.university, ORCID ID: 0000-0001-5445-070X,

Z.B. Rakisheva, Cand. Sci. (Phys. Mathem.) (Ph.D. equivalent), Professor, Al-Farabi Kazakh National University, 050013, Almaty, Republic of Kazakhstan, e-mail: zaure.ra@gmail.com, ORCID ID: 0000-0003-2745-7775,

A.A. Orynbay, PhD, Associate Professor, Gumarbek Daukeyev Almaty University of Power Engineering and Telecommunications, 050013, Almaty, Republic of Kazakhstan, e-mail: a.orynbay@aes.kz, ORCID ID: 0000-0002-3720-7625,

*D.A. Baizhumin*¹, PhD Student, e-mail: dbaizhumin@gmail.com, ORCID ID: 0009-0003-6276-118X,

*A.S. Turdaliyeva*¹, PhD Student, e-mail: altynaiym.turdaliyeva@interrin.kz, ORCID ID: 0009-0001-2919-3518,

¹ Satbayev University (K.I. Satpayev Kazakh National Research Technical University), 050013, Almaty, Republic of Kazakhstan.

Corresponding author: A.A. Orynbay, e-mail: a.orynbay@aes.kz.

Получена редакцией 18.02.2026; получена после рецензии 18.03.2026; принята к печати 10.06.2026.
Received by the editors 18.02.2026; received after the review 18.03.2026; accepted for printing 10.06.2026.

