

УДК 622.235.5

**МОДЕЛЬ ОЦЕНКИ ИНДЕКСА ОДНОРОДНОСТИ РАСПРЕДЕЛЕНИЯ РОЗИНА – РАММЛЕРА
ФРАГМЕНТОВ ПОРОДЫ ПО РАЗМЕРУ ПРИ ВЗРЫВНОМ РАЗРУШЕНИИ**

А. Нуриан¹, Х. Мумиванд²

Университет Урмия,

E-mail: ¹alireza.nourian71@gmail.com, ²h.moomivand@urmia.ac.ir, г. Урмия, Иран

Проведена оценка индекса однородности распределения фрагментов раздробленной горной массы по размерам с помощью анализа их цифровых изображений, полученных при скважинном взрывании разных массивов горных пород в шахтах с широким диапазоном изменения коэффициента взрываемости. Индекс однородности в уравнении Розина – Раммлера найден по новому алгоритму с помощью аппроксимации кривой фактических результатов с наиболее точной корреляцией всех групп результатов. Рассмотрена зависимость между индексом однородности и параметрами взрывной скважины, коэффициентом взрываемости, средним размером фрагментов и их сочетаний. Разработана эмпирическая зависимость для оценки индекса однородности с хорошей корреляционной точностью.

Индекс однородности, размер фрагментов, уравнение Розина – Раммлера, параметры взрывной скважины, коэффициент взрываемости

DOI: 10.15372/FTPRPI20200106

Распределение фрагментов породы по размерам — результирующая характеристика взрывных работ, влияющая на эксплуатационную эффективность, производительность горных работ и оборудование, стоимость взрывных работ и инженерные решения. Параметры взрывных скважин и их расположение в массиве, свойства взрываемого массива горных пород могут влиять на фрагментацию породы при использовании определенного взрывного заряда. Разработка корректной модели оценки размера фрагментов весьма непростая задача.

Известен ряд исследований [1 – 10], проведенных с целью оценки среднего размера фрагментов взрываемой породы. Важное место среди них занимает классическое уравнение Кузнецова [10], представляющее зависимость, связывающую средний размер фрагментации с коэффициентом запаса прочности породы и удельным расходом взрывчатых веществ при использовании определенного взрывного заряда на одну скважину, но не определяющее распределение фрагментов по размерам и их индекс однородности. Поэтому работа только со средним размером фрагментации некорректна. Кумулятивная функция распределения Розина – Раммлера, выявленная Ферше, широко применяется в обогащении полезных ископаемых для описания распределения частиц по размерам при дроблении [11, 12]. Такая кумулятивная функция может быть применена и для корректного описания размера фрагментов отбитой взрывом породы. Распределение фрагментов по размерам и их индекс однородности определяются по уравнению Розина – Раммлера.

Каннингэм в [7] предложил важное соотношение для определения индекса однородности через параметры взрывной скважины и точности бурения. Он сформулировал модель Kuz-Ram, которая использует уравнение Кузнецова для оценки среднего размера фрагментов и учитывает индекс однородности распределения фрагментов по размерам по кумулятивной функции распределения Розина – Раммлера.

Для характеристики взрываемости горных пород Лилли [13] предложил использовать коэффициент взрываемости (VI), который определяется с помощью значений следующих пяти параметров массива пород: описание структуры массива, расположение поверхностей отдельностей, ориентация поверхностей отдельностей, относительная плотность и твердость Моха. Также Каннингэм усовершенствовал модель Kuz-Ram, используя коэффициент взрываемости, отражающий локальные свойства массива, вместо коэффициента запаса прочности породы, так как с параметром коэффициента взрываемости модель обладает значительным потенциалом к развитию [8]. Она широко применяется, поскольку средний размер фрагментов оценивается по локальным свойствам массива, удельному расходу взрывчатых веществ и весу заряда на одну скважину. Индекс однородности распределения фрагментов по размеру Розина – Раммлера также оценивается с помощью уравнения Каннингэма.

В [6] модель Kuz-Ram была усовершенствована для оценки среднего размера фрагмента в условиях меднорудного карьера “Sungun”. Коэффициент взрываемости представляет собой общий рейтинг прочностных параметров породы, выявленных в [8]. Его значения в [8] отличаются от значений коэффициента взрываемости в [6]. Это можно считать опечаткой Геби и др. [6]. Оценочный средний размер фрагментов при использовании усовершенствованной модели Kuz-Ram в [6] оказался на 22 % выше, чем для такой же усовершенствованной модели в [8]. Индекс однородности выражался через коэффициент запаса прочности породы [6]. С увеличением индекса однородности с 1.0 до 1.4 показатель пористости отбитой породы уменьшается с 45 до 39 % [14].

Для оценки среднего размера фрагментов при взрывных работах применялся искусственный интеллект и статистические методы. В [15] предложена неопределенная логическая модель для оценки фрагментации породы при взрыве и обнаружено, что неопределенный метод расчета дает более точные результаты, нежели статистический. В [16] для оценки среднего размера фрагментов использовались нейросети и утверждалось, что нейросетевые модели, как и модели множественной регрессии, эффективнее, чем существующие модели оценки фрагментации. Выполнен множественный аналитический анализ по оценке размера фрагментов на основе критериев, учитывающих: параметры взрывных работ, модуль упругости и размер локального блока массива [17]; горно-инженерные системы [3]; данные по бурению и взрывным работам [18]; удельную взрывную энергию и размер локального блока массива [2]. Утверждается, что размер фрагментов взрываемой породы можно успешно оценить по указанным множественным статистическим моделям.

Эмпирические оценки фрагментации, основанные на кумулятивной функции распределения Розина – Раммлера, широко применяются при открытых взрывных работах [19, 20]. Ввиду сложности определения переменных, влияющих на фрагментацию взрываемой породы, а также отсутствия детального знания геомеханических условий, целесообразно использовать эмпирические зависимости, отражающие текущие условия в шахте.

Несмотря на то, что многие исследования посвящены оценке среднего размера фрагментов, индекс однородности распределения фрагментов по размеру n , как важный параметр в функции Розина – Раммлера, исследован недостаточно. Не рассматривалось, насколько точным может быть найдено фактическое значение n для распределения фрагментов по размеру. Не только разработанная методика анализа цифровых изображений с камер нового поколения с помощью современного программного обеспечения может помочь оценить распределение фрагмен-

тов по размеру, но и фактический индекс однородности n в функции Розина–Рамллера можно корректно определить с помощью программы подбора кривой распределения в качестве новой процедуры в этой области. Для исследования распределения фрагментов по размеру и индекса однородности необходимы результирующие данные при разных схемах расположения скважин и локальных условиях горного массива.

Цель настоящей работы — определение параметров различных схем расположения взрывных скважин и коэффициентов взрываемости при буровзрывных работах в разных районах наиболее крупных шахт в северо-западной части Ирана (“Sousian”, “Rashakan”, “Sungun”, “Angouran”, “Bonab Tookakhaneh”). Распределение фрагментов по размеру в отбитой породе определялось на основе анализа цифровых изображений с помощью программы Split-Desktop [21]. Для нахождения индекса однородности уравнения Розина–Рамллера по наиболее подходящим к результатам приближающим функциям для получения фактического значения n применялась программа The DataFit. Индекс однородности, как функция параметров взрывных скважин, коэффициента взрываемости BI , среднего размера фрагментов X_{50} и их сочетаний, проанализирован для получения надежного способа корректной оценки значения n .

МОДЕЛЬ KUZ-РАМ И ИНДЕКС ОДНОРОДНОСТИ

Уравнение Кузнецова выглядит следующим образом:

$$X_{50} = A \left(\frac{V}{Q_e} \right)^{0.8} Q_e^{1/6}, \quad (1)$$

где X_{50} — средний размер фрагмента, см; A — коэффициент запаса прочности породы (для средних пород $A=7$, для твердых пород с большим содержанием трещин $A=10$, для твердых пород с малым содержанием трещин $A=13$); V — объем породы, разрушаемой скважиной, м³; Q_e — масса взрывного заряда на скважину в тротиловом эквиваленте, кг.

В [7] нижний предел A для крайне слабых массивов равнялся 8, верхний — 12. Относительная энергия TNT по сравнению с ANFO составляла 115. Если принять Q за вес взрывчатых веществ на одну скважину, то его относительную энергию, выраженную через ANFO, обозначим S_{ANFO} . Тогда $Q_e = Q(S_{ANFO} / 115)$. Отношение V / Q является обратной величиной удельного расхода взрывчатых веществ q в кг/м³ ($V / Q = 1 / q$). Тогда формулу (1) можно выразить как

$$X_{50} = Aq^{-0.8} Q^{1/6} \left(\frac{115}{S_{ANFO}} \right)^{0.633}.$$

Оценка распределения фрагментов по размеру — важная часть фрагментации породы взрывными работами. Уравнение Розина–Рамллера позволяет обоснованно описать фрагменты отбитой породы [11].

Распределение фрагментов по размеру и индекс однородности можно проанализировать по кумулятивным функциям распределения Розина–Рамллера [11] или Вейбула [22, 23]:

$$P_x = 1 - e^{-(X/X_c)^n} = 1 - e^{-\ln(2)(X/X_{50})^n} = 1 - e^{-0.693(X/X_{50})^n}. \quad (2)$$

Здесь P_x — доля материала, прошедшего через сетку вибросита; X — размер ячейки сетки, см; X_c — характеристический размер прошедших 63.2 % фрагментов, см; n — индекс однородности. Зная X и P_x , определим

$$X_c = \frac{X}{\sqrt[n]{-\ln(1 - P_x)}}. \quad (3)$$

По формуле Кузнецова можно вычислить X_{50} для 50 % фрагментов, которые пройдут через сито. Подставив $X = X_{50}$ и $P_x = 0.5$ в (3), имеем:

$$X_c = \frac{X_{50}}{\sqrt[3]{0.693}}.$$

В уравнении Розина–Рамллера размер фрагментов X_{50} определяется уравнением Кузнецова. При данном размере 50 % фрагментов пройдут через сито. Для определения распределения фрагментов по размеру требуется найти показатель экспоненты n в уравнении Розина–Рамллера. Каннингэм [7] приводит следующую формулу для оценки n :

$$n = \left(2.2 - 14 \frac{B}{\varphi_h} \right) \left(\frac{1}{2} + \frac{S}{2B} \right) \left(1 - \frac{W}{B} \right) \left(\frac{L_e}{K} \right),$$

где B — линия наименьшего сопротивления, м; S — расстояние между скважинами в ряду, м; φ_h — диаметр скважин, мм; W — среднеквадратичное отклонение при бурении (СКО), м; L_e — общая длина заряда, м; K — высота уступа, м.

В [24] предлагается принять $W = 3$ см на 1 м взрывной скважины как допустимую погрешность бурения. Выявлено, что точность бурения оказывается равной $W = 0.45$ м на дне скважины для уступа высотой 12 м.

Массив горных пород представляет собой неоднородный и несплошной материал, поэтому его свойства влияют на фрагментацию взрывом. Коэффициент запаса прочности не отражает все факторы, влияющие на фрагментацию. Лилли описал параметры, влияющие на фрагментацию взрывом, расположив их по рангу. Коэффициент взрываемости — функция пяти переменных:

$$BI = 0.5(RMD + JPS + JPO + SGI + H),$$

RMD — описание структуры массива; JPS — расположение поверхности отдельностей; JPO — ориентация поверхности отдельностей; SGI — фактор относительной плотности; H — твердость Мооса.

Для массивов мягких пород коэффициент BI находится в диапазоне от 20, для массивов крайне твердых пород — до 100. Каннингэм усовершенствовал модель Kuz-Ram, применив новое определение коэффициента запаса прочности породы:

$$A = 0.06(RMD + JF + RDI + HF), \tag{4}$$

HF — коэффициент твердости.

Ниже приведены параметры коэффициента запаса прочности породы и их рейтинг:

Описание массива:	RMD
рыхлый	10
вертикально соединенный	JF = JPS + JPO
сплошной	50
Расположение поверхности отдельности:	JPS
< 0.1 м	10
0.1 м к большому размеру	20
большой размер к размеру расположения скважин	50
Ориентация поверхности отдельности:	JPO
под наклоном от забоя	20
нормально к забою	30
под наклоном к забою	40
Фактор плотности породы (RD — плотность породы, т/м ³)	RDI = 25RD - 50
Коэффициент твердости (E — модуль Юнга, ГПа):	HF
$E < 50$	$E/3$
$E > 50$	UCS/5

В усовершенствованной модели Kuz-Ram присутствуют все параметры, необходимые для оценки среднего размера фрагментов. Уточненный индекс однородности [8]:

$$n = \left(2.2 - 14 \frac{B}{\varphi_h} \right) \left(\frac{1}{2} + \frac{S}{2B} \right)^{0.5} \left(1 - \frac{W}{B} \right) \left(\frac{L_e}{K} \right). \quad (5)$$

С учетом отдельных зарядов в подошве и колонне формула (5) примет вид

$$n = \left(2.2 - 14 \frac{B}{\varphi_h} \right) \left(\frac{1}{2} + \frac{S}{2B} \right)^{0.5} \left(1 - \frac{W}{B} \right) \left(\frac{L_e}{K} \right) \left(0.1 + \frac{|BCL - CCL|}{L_e} \right)^{0.1}, \quad (6)$$

где BCL, CCL — длина заряда в подошве и колонне, м.

При использовании шахматного расположения скважин формулу (6) необходимо умножить на 1.1. В [6] изменена модель Kuz-Ram и индекс однородности для оценки X_{50} и n для условий меднорудного карьера “Sungun”:

$$X_{50} = 0.073 A' q^{-0.8} Q^{1/6} \left(\frac{115}{S_{ANFO}} \right)^{0.633}, \quad (7)$$

$$n' = 1.88 (A')^{-0.12} \quad (8)$$

$$A' = RMD + JF + RDI + HF. \quad (9)$$

С учетом коэффициента A в (4) и A' в (9) оценочное значение X_{50} по модели Kuz-Ram Геби [6] на 22 % больше, чем по модели Каннингэма [8]. Также получены зависимости между n и функцией кумулятивного распределения фрагментов по размеру Розина–Раммлера. Зависимости между n и двумя размерами фрагментов (X_{80} и X_{50} , X_{50} и X_{20}) рассчитаны по кривой Розина–Раммлера при $X = X_{50}$, $P_x = 0.8$ и $P_x = 0.2$ в (2) по формулам: $n = 0.842 / (\ln X_{80} - \ln X_{50})$, $n = 1.133 / (\ln X_{50} - \ln X_{20})$. Зависимость между n и размерами фрагментов X_{80} и X_{20} получена в виде $n = 1.1974 / (\ln X_{80} - \ln X_{20})$ [25–28].

ОЦЕНКА КОЭФФИЦИЕНТА ВЗРЫВАЕМОСТИ В РАЗЛИЧНЫХ УЧАСТКАХ ШАХТЫ

В [29] Лилли пересмотрел коэффициент взрываемости и применил его к условиям массива открытого месторождения, заменив твердость Мооса на предел прочности на одноосное сжатие USC. В настоящей работе применялись параметры коэффициента взрываемости для оценки X_{50} и индекса однородности в усовершенствованной модели Kuz-Ram. Локальные параметры массива получены для разных областей в известняковых шахтах “Sousian”, “Rashakan”, меднорудном карьере “Sungun”, олово- и цинкорудном карьере “Angouran” и кремниевой шахте “Bonab Tooka-khaneh” (табл. 1). Ниже приведены параметры коэффициента взрываемости и их ранжирование:

Описание массива:	RMD
рыхлый	10
глыбистый	20
сплошной	50
Расположение поверхности отдельностей, м:	JPS
близкое (<0.1)	10
среднее (0.1–1.0)	20
редкое (>1.0)	50

Ориентация поверхности отдельностей:	JPO
горизонтальное	10
под наклоном от забоя	20
нормально к забоя	30
под наклоном к забоя	40
Фактор относительной плотности	SGI
$SGI = 25SG - 50$ (SG — относительная плотность)	10–50
Предел прочности на одноосное сжатие, МПа	0.05UCS
$BI = 0.5(RMD + JPS + JPO + SGI + 0.05UCS)$	

ТАБЛИЦА 1. Локальные параметры массива в разных участках рассматриваемых шахт

Рассматриваемая область	RMD	JPS	JPO	SGI	0.05UCS	BI
Soufian: известняк 1	20	20	25	17.50	5.25	43.88
известняк 2	20	20	25	17.50	4.75	43.63
известняк 3	20	20	25	17.50	6.20	44.35
Rashakan: известняк 1	20	20	10	12.50	1.58	32.04
известняк 2	50	35	10	17.50	1.56	57.03
известняк 3	35	20	10	22.50	2.23	44.86
Sungun руды: медь 1	20	20	35	15.00	4.37	47.18
медь 2	20	20	35	15.00	4.37	47.18
медь 3	20	20	35	15.00	4.37	47.18
медь 4	15	15	25	10.00	2.33	33.67
медь 5	15	15	25	10.00	2.33	33.67
Angouran руды: олово и цинк 1	20	20	15	12.50	3.05	35.28
олово и цинк 2	20	20	15	12.50	3.19	35.34
Bonab Tootakhaneh: кремний 1	35	30	10	18.00	8.75	50.88
кремний 2	35	30	10	18.75	8.50	51.13

ПАРАМЕТРЫ ВЗРЫВНОЙ СКВАЖИНЫ И УДЕЛЬНЫЙ РАСХОД ВЗРЫВЧАТЫХ ВЕЩЕСТВ

На шахтах “Sousian”, “Rashakan”, “Sungun”, “Angouran” и “Bonab Tookakhaneh” производительность и коэффициенты взрываемости различны. Диаметр скважины и другие ее параметры изменяются в широком диапазоне, что позволяет рассмотреть их влияние и влияние коэффициента взрываемости на индекс однородности. В качестве основного взрывчатого вещества используется ANFO. Параметры взрывной скважины включают в себя диаметр φ_h , линию наименьшего сопротивления B , интервал между скважинами в ряду S , длину скважины H , угол наклона скважины по вертикали α , переbur U , высоту уступа K , длину заряда L_e , объем породы, разрушаемый одной скважиной V , вес заряда одной скважины Q и удельный расход взрывчатых веществ q (табл. 2). Средний размер оценивался по усовершенствованной модели Kuz-Ram Каннингэмом и Геби при разных схемах расположения скважин и разных геомеханических условиях (табл. 3, где A' — коэффициент запаса прочности, q — удельный расход взрывчатых веществ, Q — вес заряда одной скважины).

ТАБЛИЦА 2. Параметры взрывной скважины и удельный расход взрывчатых веществ при буровзрывных работах в разных участках шахт

Рассматриваемая область	φ_h	B	S	H	α	U	K	L_e	V	Q	q
	мм	м			град	м			м ³	кг	кг/м ³
Soufian: известняк 1	110.0	2.8	3.5	15	0	1.00	14.0	11.0	137.9	89.57	0.65
известняк 2	110.0	2.8	3.5	12	0	0.80	11.2	9.0	110.3	73.42	0.67
известняк 3	110.0	2.9	3.5	12	0	0.80	11.2	9.0	113.7	73.42	0.65
Rashakan: известняк 1	110.0	3.8	3.5	12	10	0.75	11.3	9.0	145.4	73.29	0.50
известняк 2	110.0	3.8	3.5	12	10	0.75	11.3	9.0	145.4	73.29	0.50
известняк 3	110.0	3.8	3.5	12	10	0.75	11.3	9.0	145.4	73.29	0.50
Sungun руды: медь 1	165.0	4.5	6.1	12	0	0.90	11.1	8.0	305.7	146.23	0.48
медь 2	165.0	4.5	5.5	12	0	0.90	11.1	8.0	274.7	146.23	0.53
медь 3	165.0	4.5	6.0	12	0	0.90	11.1	8.0	299.7	146.23	0.49
медь 4	139.7	4.5	5.5	12	0	0.90	11.1	8.3	274.7	108.99	0.40
медь 5	139.7	4.5	5.5	12	0	0.90	11.1	8.4	274.7	110.29	0.40
Angouran руды: олово и цинк 1	127.0	4.0	4.8	11	0	1.30	9.7	6.1	186.2	66.56	0.36
олово и цинк 2	127.0	4.0	4.5	11	0	1.10	9.9	6.5	178.2	70.86	0.40
Bonab Tootakhaneh: кремний 1	76.0	2.2	3.0	6.5	0	0.60	5.9	5.8	38.9	23.97	0.62
кремний 2	76.0	2.2	2.5	7	0	0.70	6.3	6.2	34.7	25.52	0.74

ОЦЕНКА РАСПРЕДЕЛЕНИЯ ФРАГМЕНТОВ ПО РАЗМЕРУ С ПОМОЩЬЮ АНАЛИЗА ЦИФРОВЫХ ИЗОБРАЖЕНИЙ

Распределение фрагментов по размеру при взрывных работах можно оценить такими методами, как качественный визуальный анализ, фотографические методы, фотограмметрические методы, высокоскоростная съемка, анализ производительности погрузочного оборудования, объем массива, который требует повторного взрывания, регистрация задержек на дробилке, частичное просеивание, а также анализ цифровых изображений с помощью программного обеспечения. Для обработки цифровых изображений распределения фрагментов взорванной породы по размерам наиболее распространена программа SplitDesktop [21].

ТАБЛИЦА 3. Параметры для усовершенствованной модели Kuz-Ram в разных участках рассматриваемых шахт

Рассматриваемая область	A'	ВІ	q , кг/м ³	Q , кг	Оценочный размер X_{50} по уравнению, см	
					Каннингэма	Геби
Soufian: известняк 1	83.50	43.9	0.65	89.57	16.3	19.9
известняк 2	43.63	43.6	0.67	73.42	8.1	9.8
известняк 3	44.35	44.4	0.65	73.42	8.4	10.2
Rashakan: известняк 1	32.04	32.0	0.50	73.29	7.5	9.1
известняк 2	57.03	57.0	0.50	73.29	13.3	16.2
известняк 3	44.86	44.9	0.50	73.29	10.5	12.7
Sungun руды: медь 1	47.18	47.2	0.48	146.23	12.8	15.5
медь 2	47.18	47.2	0.53	146.23	11.8	14.4
медь 3	47.18	47.2	0.49	146.23	12.6	15.3
медь 4	33.67	33.7	0.40	108.99	10.0	12.2
медь 5	33.67	33.7	0.40	110.29	10.1	12.2
Angouran руды: олово и цинк 1	35.28	35.3	0.36	66.56	10.5	12.8
олово и цинк 2	35.34	35.3	0.40	70.86	9.8	11.9
Bonab Tootakhaneh: кремний 1	50.88	50.9	0.62	23.97	8.3	10.1
кремний 2	51.13	51.1	0.74	25.52	7.3	8.9

Для обработки выбирались по четыре наиболее подходящих и качественных изображений каждой отбитой породы. Для разграничения границ фрагментов на них применялся автоматизированный и ручной метод. Ручной метод более трудозатратен и требует много времени, но его результаты более качественные, чем автоматизированные [30]. Применялась программа Pixler, разработанная компанией Autodesk [31]. Она корректно вычерчивает границы фрагментов на каждом изображении с оптимальной точностью и имеет высокую производительность. Далее для обеспечения точности результатов вычерченные границы редактировались. Программа SplitDesktop обрабатывала изображения фрагментов и сгенерировала конечный отчет, т. е. объединила отдельные результаты в одну кривую распределения размера (рис. 1). Для каждой схемы расположения скважин получена комбинированная с учетом данных всех образцов кривая распределения фрагментов по размеру.

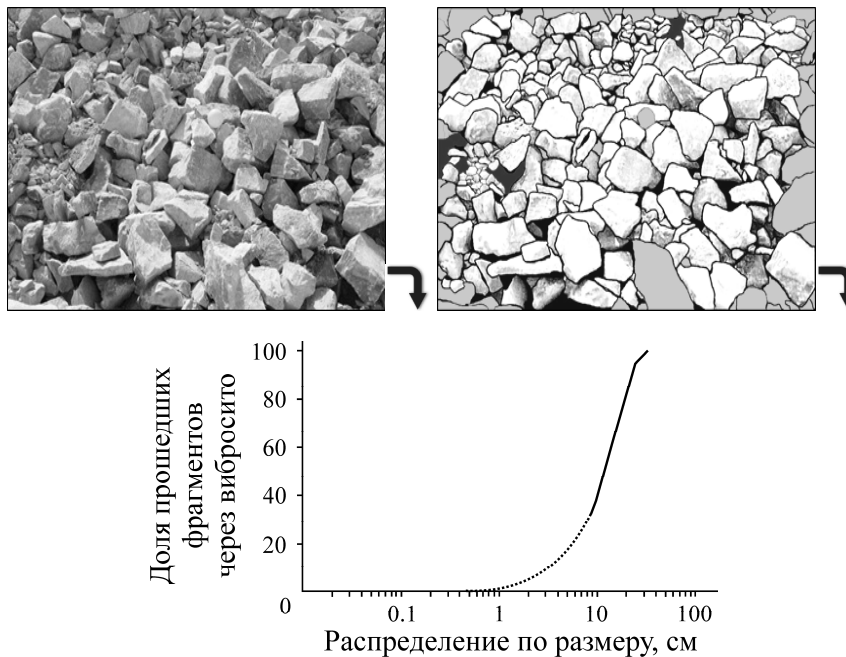


Рис. 1. Пример анализа цифрового изображения размера фрагментов отбитой породы в кремниевой шахте “Bonab Tootakhaneh”

РЕЗУЛЬТАТЫ И ИХ ОБСУЖДЕНИЕ

Результаты распределения фрагментов по размерам проанализированы с использованием уравнения Розина–Рамллера для всех участков рассматриваемых шахт. Программа DataFit была применена для того, чтобы получить реальное значение индекса однородности n в кумулятивной функции распределения Розина–Рамллера путем подбора графика зависимости между долями прошедших через сито фрагментов P (%) и их размерами в следующем виде:

$$P = 100 (1 - e^{-0.693(X/X_{50})^n}).$$

Получена наиболее корректная корреляция для всех результатов, так как n отражает фактическое распределение фрагментов отбитой породы по размерам. С помощью формул (5), (8) проведена оценка индекса однородности всех групп для разных участков рассматриваемых шахт (табл. 4). Зависимость между долями прошедших через сито фрагментов P и их размерами по функции Розина–Рамллера показана на рис. 2. Сравнение кумулятивного распределения фрагментов по размерам выявило, что индекс однородности, полученный аппроксимацией кривой, существенно отличается от теоретических оценок.

ТАБЛИЦА 4. Оценка индекса однородности всех групп для разных участков рассматриваемых шахт

Рассматриваемая область	Индекс однородности n по аппроксимации кривой и размерам $X_{50}, X_c, X_{80}, X_{20}$, см						Оценка n и X_{50} по уравнению			
							Каннингэма		Геби	
							n	X_{50}	n'	X_{50}
	R	n	X_{50}	X_c	X_{80}	X_{20}				
Soufian: известняк 1	0.995	1.90	12.1	14.6	17.7	6.3	1.28	16.3	1.42	19.9
известняк 2		2.11	11.6	13.7	16.1	6.9	1.36	8.1	1.63	9.8
известняк 3		1.80	14.4	17.4	23.9	7.7	1.35	8.4	1.61	10.2
Rashakan: известняк 1		1.72	12.8	15.8	20.1	6.2	1.24	7.5	1.54	9.1
известняк 2		1.76	11.4	14.1	26.2	9.5	1.24	13.3	1.43	16.2
известняк 3		2.18	13.2	15.6	27.4	10.5	1.24	10.5	1.48	12.7
Sungun руды: медь 1		1.60	21.3	26.2	31.7	10.1	1.31	12.8	1.55	15.5
медь 2		1.20	24.2	32.9	49.1	6.6	1.27	11.8	1.50	14.4
медь 3		1.60	20.3	25.6	31.0	10.1	1.30	12.6	1.54	15.3
медь 4		2.00	12.7	15.2	17.7	6.6	1.40	10.0	1.73	12.2
медь 5		1.90	14.2	17.2	23.4	7.4	1.41	10.1	1.74	12.2
Angouran руды: олово и цинк 1		1.50	26.2	33.5	46.8	11.5	1.06	10.5	1.30	12.8
олово и цинк 2		1.62	27.2	34.1	43.2	15.9	1.09	9.8	1.34	11.9
Bonab Tootakhaneh: кремний 1		2.24	12.2	14.4	17.5	7.2	1.92	8.3	2.25	10.1
кремний 2		1.79	11.1	13.7	18.5	6.1	1.82	7.3	2.13	8.9

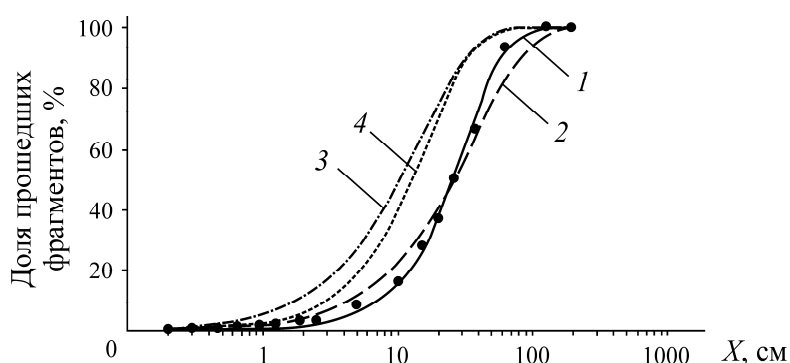


Рис. 2. Зависимость между долей прошедших фрагментов и их размером X : 1 — индекс однородности по аппроксимации кривой (наиболее близкое совпадение с фактическими результатами, $P(\%) = 100[1 - 0.693(X/26.22)^{1.5}]$), $X_{50} = 26.22$ см, $n = 1.5$, $R = 0.995$); 2 — формула Розина–Раммлера (оценка n и X_{50} по уравнению Каннингэма, $X_{50} = 26.22$ см, $n = 1.06$); 3 — формула Розина–Раммлера (усовершенствованная модель Kuz-Ram Каннингэмом, $X_{50} = 10.62$ см, $n = 1.06$); 4 — усовершенствованная модель Kuz-Ram Геби ($X_{50} = 12.95$ см, $n = 1.3$) в карьере “Angouran”

Индекс однородности, полученный аппроксимацией кривой фактических данных n_{res} , отличается от оценочного индекса, полученного по формулам (5), (8). Он значительно больше оценочного по уравнениям Каннингэма и Геби (рис. 3). Оценочный индекс по уравнению Геби более корректен, чем по уравнению Каннингэма. Присутствуют незначительные корреляции между n_{res} и оценочным индексом однородности. Проанализирована зависимость между n_{res} и каждым параметром взрывной скважины, X_{50} и X_c . Выявлена наиболее корректная корреляция между n_{res} и диаметром взрывной скважины ϕ_h , соотношением длины заряда к высоте уступа L_e / K , X_{50} и X_c . Показано, что n_{res} уменьшается с увеличением диаметра скважины, X_{50} и X_c , и увеличивается с повышением L_e / K . Проанализированы зависимости между n_{res} и разным сочетанием параметров скважины и коэффициентом взрываемости. В итоге получена следующая зависимость (рис. 4):

$$n = 2.3481 - 0.168\phi_h \sqrt{\frac{(S/B)/1.15}{L_e/K}} \left(1 - \frac{W}{B}\right) \text{ВІ}^{0.25} \quad (10)$$

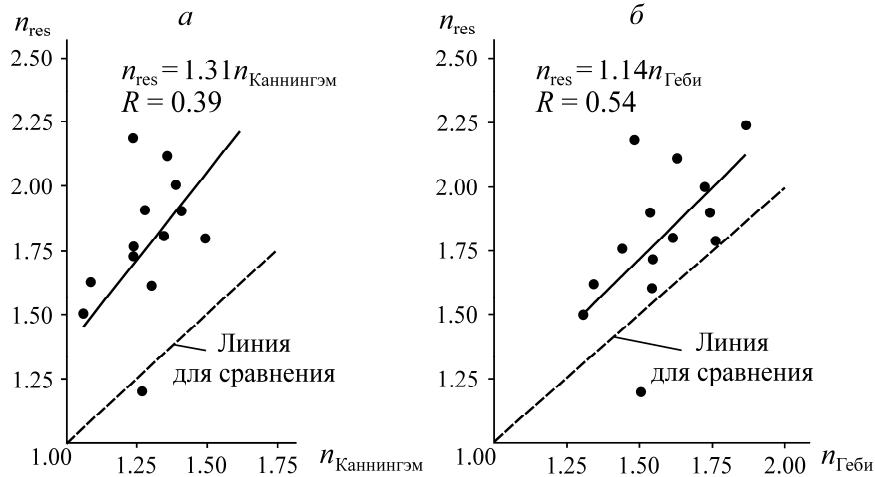


Рис. 3. Приблизительная корреляция между полученным индексом однородности аппроксимацией кривой фактических результатов и оценочным индексом по уравнению Каннингэма (а) и Геби (б)

Учитывая влияние X_{50} на сочетание параметров для оценки индекса однородности, получим зависимость с хорошей корреляцией:

$$n = 2.09 - 0.0012\phi_h \sqrt{\frac{(S/B)/1.15}{L_e/K}} \left(1 - \frac{W}{B}\right) \text{ВІ}^{0.25} X_{50}^{1.5}$$

Индекс однородности представим как функцию параметров скважины и коэффициента взрываемости по формуле (10). Несмотря на то что X_{50} влияет на индекс однородности, данный параметр — результат взрывных работ, поэтому предпочтительно проводить оценку индекса однородности по формуле (10).

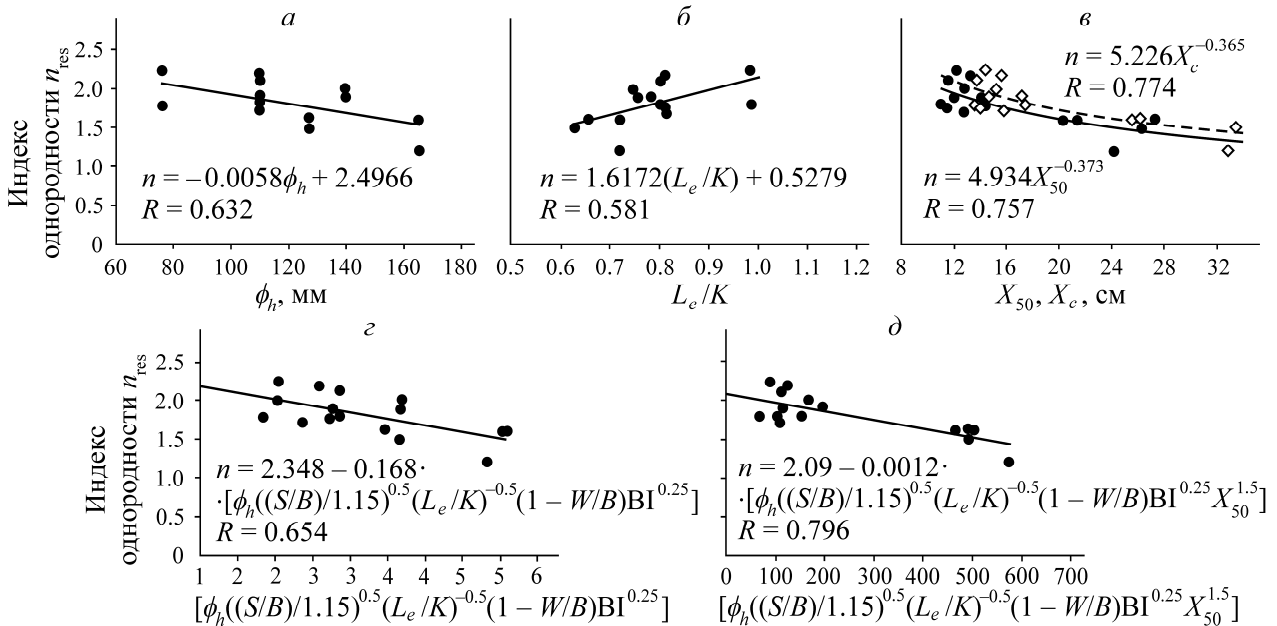


Рис. 4. Корреляция между полученным индексом однородности аппроксимации кривой фактических результатов n_{res} и диаметром взрывной скважины (а), отношением длины заряда к высоте уступа (б), размером X_{50} и $X_c = X_{63.2}$ (в) и сочетаниями параметров взрывной скважины, коэффициента взрываемости и размера X_{50} (г, д)

ВЫВОДЫ

Исследовано влияние параметров взрывной скважины и массивов горных пород с различными коэффициентами взрываемости на индекс однородности фрагментов пород в нескольких участках различных шахт. Выполнена оценка индекса однородности кумулятивной функции распределения фрагментов по размерам Розина – Раммлера по новой методике аппроксимации кривой согласно результатам анализа цифровых изображений. Полученный индекс однородности по фактическим результатам значительно отличается от оценочного индекса по формулам Каннингэма и Геби.

Достигнуты хорошие корреляции между фактическим индексом однородности и диаметром взрывной скважины, средним размером фрагментов и соотношением длины заряда к высоте уступа. Определена эмпирическая зависимость между индексом однородности и сочетанием параметров взрывной скважины и коэффициента взрываемости. Она более достоверна, чем существующие зависимости для оценки индекса однородности распределения взорванной породы по размеру.

Авторы выражают благодарность горному инженеру известняковой шахты “Rashakan” D. Taghizadeh, управляющему меднорудного карьера “Sungun” M. Baghernegad, управляющему олово- и цинкорудного карьера “Angouran” M. Shabany, горному инженеру известняковой шахты “Sousian” Mr. Ahmadzadeh и горному инженеру кремниевой шахты “Bonab Tookakhaneh” S. Habibi за поддержку в выполнении настоящего исследования.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. **Dhekne P. Y., Pradhan M., Jade R. K., and Mishra R.** Boulder prediction in rock blasting using artificial neural network, *J. Eng. and Appl. Sci.*, 2017, Vol. 12, No. 1. — P. 47–61.
2. **Inanloo Arabi Shad H., Sereshki F., Ataei A., and Karamoozian M.** Investigation of rock blast fragmentation based on specific explosive energy and in-situ block size, *J. Min. and Geo-Eng.*, 2017, Vol. 52, No. 1. — P. 1–6.
3. **Faramarzi F., Mansouri H., and Ebrahimi Farsangi M. A.** A rock engineering systems based model to predict rock fragmentation by blasting, *J. Rock Mech. and Min. Sci.*, 2013, Vol. 60. — P. 82–94.
4. **Sanchidria'n J. F. and Ouchterlony F.** A distribution-free description of fragmentation by blasting based on dimensional analysis, *J. Rock Mech. and Rock Eng.*, 2017, Vol. 50. — P. 781–806.
5. **Shi X., Huang D., Zhou J., and Zhang S.** Fragmentation distribution due to blasting, *J. Inform. and Computational Sci.*, 2013, Vol. 10, No. 11. — P. 3511–3518.
6. **Gheibie S., Aghababaei H., Hoseinie S. H., and Pourrahimian Y.** Modified Kuz-Ram fragmentation model and its use at the Sungun Copper Mine, *J. Rock Mech. and Min. Sci.*, 2009, Vol. 46, No. 6. — P. 967–973.
7. **Cunningham C. V. B.** The Kuz-Ram model for prediction of fragmentation from blasting, Holmberg R., Rustan A., Proc. of 1st Int. Symp. on Rock Fragmentation by Blasting, Lulea, Sweden, Lulea Tekniska Universitet, Lulea, 22–26 August, 1983. — P. 439–453.
8. **Cunningham C. V. B.** Fragmentation estimations and the Kuz-Ram model — four years on, Fournery W.L., Dick R.D., Proc. of 2nd Int. Symp. on Rock Fragmentation by Blasting, Keystone, CO, Society of Experimental Mechanics, Bethel, 23–26 August, 1987. — P. 475–487.
9. **Cunningham C. V. B.** The Kuz-Ram fragmentation model-20 years on, Proc. of 3rd World Conf. on Explosives and Blasting, Brighton, UK, 13–16 September, 2005. — P. 201–210.

10. **Kuznetsov V. M.** The mean diameter of the fragments formed by blasting rock, *J. Sov. Min. Sci.*, 1973, Vol. 9. — P. 144–148.
11. **Rosin P. and Rammler E.** The laws governing the fineness of powdered coal, *J. Inst. Fuel.*, 1933, Vol. 7. — P. 29–36.
12. **Fréchet M.** Sur la loi de probabilité de l'écart maximum, *Ann. Soc. Polon. Math.*, 1927, Vol. 93, No. 6.
13. **Lilly P. A.** An empirical method of assessing rock mass blastability, Davidson J. R., *Proc. of Large Open Pit Mine Conf.*, Newman, WA, The Australasian Institute of Min. and Metal, Parkville, 1986. — P. 89–92.
14. **Singh S. P. and Narendrul R.** Factors affecting the productivity of loaders in surface mines, *J. Min., Reclamation and Environment*, 2007.
15. **Monjezi M., Rezaei M., and Yazdian A. Varjani.** Prediction of rock fragmentation due to blasting in Gol-E-Gohar iron mine using fuzzy logic, *J. Rock Mech. and Min. Sci.*, 2009, Vol. 46, No. 8. — P. 1273–1280.
16. **Kulatilake P. H. S. W., Qiong W., Hudaverd T., and Kuzu C.** Mean particle size prediction in rock blast fragmentation using neural networks, *J. Eng. Geol.*, 2010, Vol. 114. — P. 298–311.
17. **Hudaverdi T., Kulatilake P., and Kuzu C.** Prediction of blast fragmentation using multivariate analysis procedures, *J. Numerical and Analytical Methods in Geomech.*, 2011, Vol. 35. — P. 1318–1333.
18. **Silva J. D., Amaya J. G., and Basso F.** Development of a predictive model of fragmentation using drilling and blasting data in open pit mining, *J. of the Southern African Institute of Min. and Metal.*, 2017, Vol. 117. — P. 1089–1094.
19. **Onederra I. and Riihioja K.** An alternative approach to determine the uniformity index of Rosin-Rammler based fragmentation models, *Proc. of the 8th Int. Symp. on Rock Frag. by Blast*, 2006. — P. 193–199.
20. **Roy M. P., Paswan R. K., Sarim M., Kumar S., Jha R., and Singh P. K.** Rock fragmentation by blasting — a review, *J. Mines, Metals and Fuels*, 2016, Vol. 64, No. 9. — P. 424–431.
21. **Split Engineering LLC Team**, manual of split desktop image analysis software, Version 3.1. P.O. Box 41766, Tucson, AZ 85717-1766, 2015, www.spliteng.com.
22. **Weibull W.** A statistical theory of the strength of materials, *Ingeniorvetenskapsakade Miens Handlingar*, 1939. — P. 1–45.
23. **Weibull W.** A statistical distribution function of wide applicability, *J. Appl. Mech.*, 1951. — P. 293–297.
24. **Gustafsson R.** Swedish blasting technique, Published by SPI, Gothenburg, Sweden, 1973. — P. 61–62.
25. **Ouchterlony F., Sanchidria n J. A., and Moser P.** Percentile fragment size predictions for blasted rock and the fragmentation-energy fan, *J. Rock Mech. and Rock Eng.*, 2017. DOI: 10.1007/s00603-016-1094-x.
26. **Sudhakar J., Adhikari G. R., and Gupta R. N.** Comparison of fragmentation measurements by photographic and image analysis techniques, *J. Rock Mech. and Rock Eng.*, 2006, Vol. 39, No. 2. — P. 159–168.
27. **Chung S. H. and Katsabanis P. D.** Fragmentation prediction using improved engineering formula, *Int. J. Blast Fragment Fragblast*, 2000, Vol. 4. — P. 198–207.
28. **Maerz N. H., Palangio T. C., and Franklin J. A.**, WipFrag image based granulometry system, *Proc. Of the FRAGBLAST 5, Workshop on Measurement of Blast Fragmentation*, Montreal, Quebec, Canada, 1996. — P. 91–99.
29. **Lilly P. A.** The use of blastability index in the design of blasts for open pit mines, Szwedzicki T., Baird G. R., Little T. N., *Proc. of Western Australian Conf. on Min. Geomech.*, Kalgoorlie, West Australia, Western Australia School of Mines, Kalgoorlie, 8–9 June, 1992. — P. 421–426.
30. **Sereshki F., Hoseini S. M., and Ataei M.** Blast fragmentation analysis using image processing, *J. Min. and Geo-Eng.*, 2016, Vol. 50, No. 2. — P. 211–218.
31. **Autodesk**, 2017. <http://pixlr.com/blog/123rf-acquires-autodesk-pixlr-to-boost-the-worlds-creative-ecosystem>.

Поступила в редакцию 25/X 2018

После доработки 09/IV 2019

Принята к публикации 04/II 2020