

УДК 622.834

## ОЦЕНКА СОСТОЯНИЯ И МОНИТОРИНГ ПРОЦЕССА ВОРОНКООБРАЗОВАНИЯ ПРИ ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКЕ СИСТЕМАМИ С БЛОЧНЫМ ОБРУШЕНИЕМ

Ефремов Евгений Юрьевич<sup>1</sup>,  
Efremov-eu@mail.ru

Дорохов Дмитрий Владимирович<sup>2</sup>,  
niz36@mail.ru

<sup>1</sup> Институт горного дела УрО РАН,  
Россия, 620219, г. Екатеринбург, ул. Мамина-Сибиряка, 58.

<sup>2</sup> Карагандинский государственный технический университет,  
Республика Казахстан, 100027, г. Караганда, бульвар Мира, 56.

**Актуальность.** Складирование отвальных пород в области обрушения подземных горных работ – один из рациональных методов отвалообразования, способствует экономии земельных ресурсов, уменьшению транспортного плеча доставки и др. Однако совмещение открытых и подземных горных работ – опасный производственный процесс, требующий специальных мер организации труда. Работа посвящена вопросам безопасности при отвалообразовании на земной поверхности в зоне обрушения действующих подземных рудников.

**Цель:** разработка методов мониторинга и оценки состояния процесса воронкообразования для организации процессов по засыпке воронок обрушения и формированию отвала при работе в зоне обрушения.

**Методы:** создание модели воронкообразования, связывающей объем воронки обрушения с объемом очистного пространства посредством коэффициента разрыхления обрушенного массива; разработка критерия оценки стадии воронкообразования. Критерием завершения роста воронок обрушения является увеличение воронки до максимально возможного объема, зависящего от параметров очистной выработки. Определение коэффициента разрыхления *in situ* для условий первичных и вторичных воронок обрушения.

**Результаты.** Разработана классификация этапов процесса воронкообразования. Установлена величина коэффициента разрыхления обрушенных пород в специфических условиях Соколовского месторождения при наличии мощного осадочного чехла, покрывающего комплекс скальных палеозойских пород. Коэффициент разрыхления обрушенного массива, определенный для условий первичных воронок обрушения, находится в рамках 1–1,4; зависит от соотношения осадочных и скальных пород в массиве над выработанным пространством. Для условий вторичного воронкообразования коэффициент разрыхления составляет около 1,0.

### Ключевые слова:

Воронка обрушения, коэффициент разрыхления, зона обрушения, блочное обрушение, воронкообразование, мониторинг деформаций, беспилотный летательный аппарат, цифровая модель рельефа.

### Введение

Разработка полезных ископаемых системой с обрушением выработанного пространства приводит к образованию зоны обрушения на земной поверхности [1, 2]. При этом существенные площади выводятся из хозяйственного оборота. Складирование скальных пород в зону обрушения, наряду с другими способами рационального отвалообразования [3], приводит к экономии земельных ресурсов, и в зависимости от горнотехнической ситуации может приносить дополнительные выгоды. Среди них уменьшение транспортного плеча доставки вскрышных пород и снижение рисков прорывов воды в горные выработки, т. к. зияющие воронки служат коллекторами поверхностных или грунтовых вод, а каналы обрушения – путями перетока накопленной воды в горные выработки [4, 5].

Однако организация работ на земной поверхности шахтного поля – опасный производственный процесс, требующий обеспечения промышленной безопасности. Несоблюдение мер безопасности может привести к трагедии. Так, в 2013 г., при доработке поверхностных запасов над шахтой «Сарановская» в Пермском крае во вновь образованную воронку провалились

пять единиц техники. Чрезвычайное происшествие произошло ночью, поэтому по чистой случайности ни один человек не пострадал, однако имуществу рудника был нанесен серьезный ущерб.

Основной источник опасности для персонала и техники – непогашенные очистные выработки и нелокализованные пустоты в обрушенных породах, образующиеся при консольном зависании окружающего массива (консольное зависание – явление частичного сохранения сплошности массива налегающих пород с массивом, окружающим выработанное пространство, как правило, со стороны висячего бока, рис. 1). Непогашенные пустоты образуются с момента начала очистных работ, поддаются учёту и впоследствии погашаются. При этом на земной поверхности огораживается зона ожидаемого воронкообразования, доступ в которую запрещен.

Особую опасность представляют нелокализованные пустоты, возникающие при консольном зависании. Во время их самоликвидации возникает большой риск выхода обрушения в существующую воронку, в которой производятся работы по ее засыпке. Определение наличия нелокализованных пустот на конкрет-

ном участке работ, в том числе при современных комбинированных системах разработки [6, 7], представляет научно-техническую задачу, важную для обеспечения промышленной безопасности.

Данное исследование направлено на изучение процесса сдвижения при подземной разработке в специфических условиях Соколовского железорудного месторождения. Его результатом является разработка критериев завершения процесса воронкообразования и инструментальная методика мониторинга развития воронок обрушения для обеспечения условий промышленной безопасности на земной поверхности над шахтным полем.

#### Условия воронкообразования на Соколовском месторождении

Шахта «Соколовская» расположена на северном фланге Соколовского месторождения, добыча руды ведется подземным способом системой с обрушением кровли. Отметка земной поверхности составляет около 185 м.

Рудные тела прослежены в палеозойском комплексе пород с отметки +30 м и ниже, угол падения 55–85°, в восточном направлении (рис. 1). Руды и вмещающие породы месторождения в целом характеризуются как слабоустойчивые и неустойчивые, склонные к самообрушению, причем с глубиной отработки запасов их устойчивость в подземных горных выработках возрастает весьма незначительно. Руды, как правило, менее устойчивы, чем вмещающие породы. В целом по месторождению среднеустойчивые породы составляют около 5 %, слабоустойчивые – 60 %, неустойчивые – 35 %.

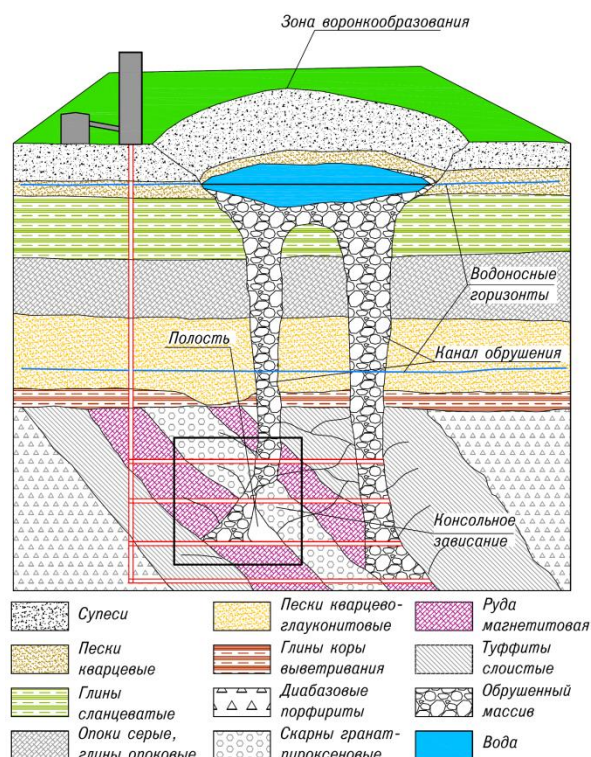


Рис. 1. Схематичный разрез Соколовского месторождения  
 Fig. 1. Schematic section of the Sokolovskoe ore deposit

На данный момент очистные горные работы проводятся на двух рабочих горизонтах –260 и –330 м, глубина которых от поверхности 465 и 515 м соответственно.

Месторождение перекрыто осадочным чехлом, мощность которого составляет около 110–115 м. Чехол сложен чередующимися слоями глин, песка, опок, супесей и суглинков. Отложения имеют горизонтальное залегание и обводнены, выделяются два основных водоносных горизонта, верхний приурочен к пескам олигоценного возраста. Пески залегают на кровле чеганских глин, отметка уровня воды около 175 м. Вмещающими породами нижележащего водоносного горизонта являются меловые пески, отметка уровня воды около 95 м (рис. 1).

При обрушении кровли, после посадки междуканальной трубу образная воронка обрушения, достигающая земной поверхности, практически с любой глубины. Часть воронок обрушения при выходе на поверхность отклоняется в сторону, согласованную с углом падения рудных тел.

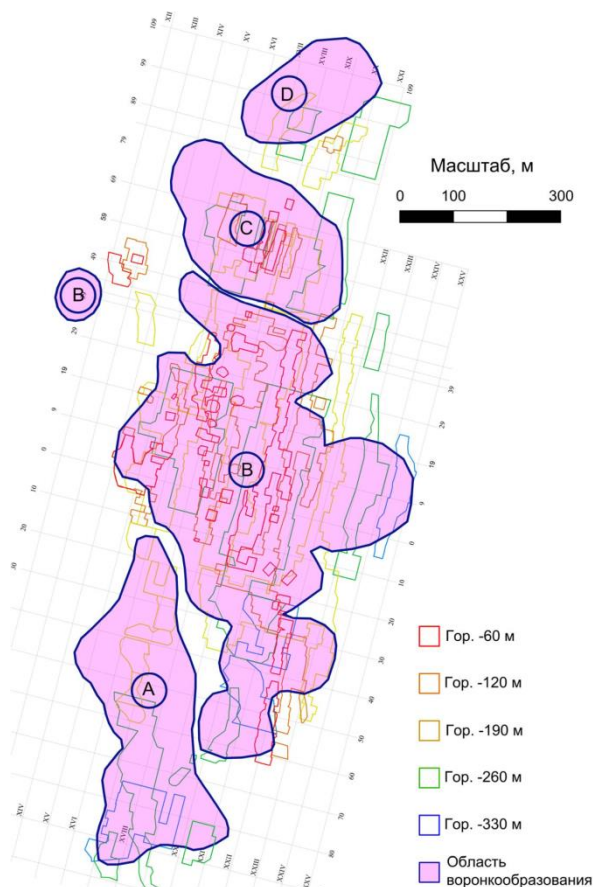


Рис. 2. Зона обрушения Соколовского месторождения: сиреневым цветом тонирована зона обрушения, латинскими буквами обозначены группы связанных воронок, цветными линиями показаны контуры очистных выработок в соответствии с рабочими горизонтами

Fig. 2. Caved zone of the Sokolovskoe ore deposit: zone of collapse is tinted lilac, groups of glory holes are marked in Latin letters, the contours of the undercuts are depicted with colored lines in accordance with the working horizons

Развитие зоны обрушения вверх характеризуется систематически незначительным сужением (уменьшением горизонтальных размеров), что при выходе ее на поверхность приводит к консольному зависанию необрушенных частей массива. В дальнейшем происходит обламывание консольных зависаний и расширение зоны обрушения [8].

На поверхности шахтного поля сформировалась зона обрушения, обладающая сложным строением. Размер области обрушения составляет 1,6 км по простиранию и 0,6 км вкрест. Многочисленные первичные и повторные выходы объединены в четыре группы, в основном повторяют геометрию отработанных рудных тел (рис. 2).

#### Методы исследования

Обрушению кровли выработанного пространства, соотношению глубины горных работ и высоты очистных выработок в горном деле уделяется достаточное внимание [9]. Развиваются методы определения высоты развития свода обрушения кровли очистных выработок и оценка риска появления воронок обрушения на основе геометрических параметров выработок и физико-механических характеристик пород [10–12]. Существуют исследования, посвященные изучению механизма перемещения горных пород в процессе воронкообразования [13] и проявлению сдвижения на земной поверхности [14].

Методы мониторинга и критерий безопасности обусловлены процессом воронкообразования. Развитие воронки обрушения на поверхности можно условно описать тремя стадиями:

- 1) появление воронки. Обрушение кровли начинается после накопления критического объема пустот и обрушения свода очистных выработок. Величина пустого пространства для разных участков различна. Минимальные значения составляют около 8 тыс. м<sup>3</sup>, максимальные превышают 200 тыс. м<sup>3</sup>. Процесс разрушения кровли определяется величиной и соотношением напряжений в массиве и прочностными характеристиками массива пород [15, 16].
- 2) увеличение воронки. Продолжается в течение периода очистных работ в данной выработке и несколько дней–недель после. В процессе обрушения образуются и разрушаются участки консольного зависания. Вышележащие осадочные обводненные породы перемещаются вниз, в пространство между обрушенными скальными породами, откладываются или проникают в горные выработки, вызывая аварии. На поверхности этот период характеризуется увеличением размеров и объемов воронки обрушения. Увеличение воронок происходит не постепенно, а дискретно, резким увеличением на несколько тысяч м<sup>3</sup>. Длительность этой стадии может продолжаться от нескольких дней до десятков лет [17, 18].
- 3) устоявшаяся воронка. Наступает через некоторое время после окончания или приостановки очистных работ. Характеризуется относительным постоянством объема. Незначительное увеличение происходит за счет уплотнения обрушенных по-

род. Борта воронки при этом могут выполаживаться. Развитие процесса определяется главным образом последующим развитием очистных работ в данной и/или в соседних очистных единицах.

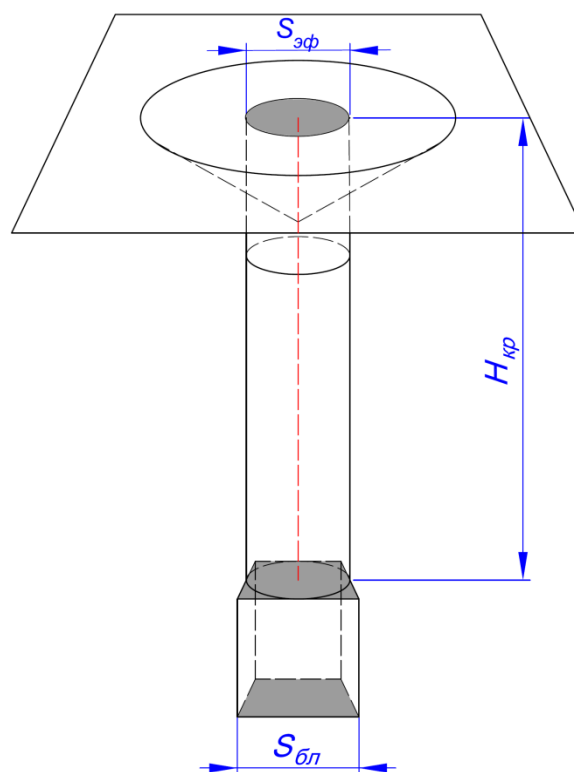


Рис. 3. Расчетная модель воронки обрушения:  $S_{эф}$  – эффективная площадь сечения очистного блока,  $S_{бл}$  – площадь среднего сечения очистного блока,  $H_{кр}$  – глубина кровли очистного блока

Fig. 3. Model of glory hole:  $S_{эф}$  – the effective cross-sectional area of the stope,  $S_{бл}$  – the average section area of the stope,  $H_{кр}$  – roof depth of the stope

Нормативные документы допускают возможность работ в зоне обрушения в случае, если процесс воронкообразования завершился, что соответствует третьей стадии развития воронки обрушения. Критерием перехода процесса воронкообразования к третьей стадии является условие равенства объема воронки расчетному объему, определяемому объемом очистной единицы и коэффициентом разрыхления обрушенного массива. Исследованиям коэффициента разрыхления при обрушениях уделяется внимание в литературе [19, 20]. В рамках данного исследования коэффициент разрыхления обрушенного массива – безразмерная величина, определяемая как изменение объема пород в процессе самообрушения и/или принудительного обрушения, или, иными словами, – отношение объема обрушенного массива  $V_{обр}$  к объему массива до обрушения  $V_m$ , или

$$K_p = \frac{V_{обр}}{V_m}$$

Расчетный максимальный объем определяется следующим образом (рис. 3):

$$V_{\text{изм}} \geq V_{\text{расч}} = V_{\text{бл}} - V_{\text{м}}(K_{\text{р}} - 1),$$

где  $V_{\text{изм}}$  – измеренный объем воронки обрушения (п. 4.6);  $V_{\text{расч}}$  – расчетный объем воронки обрушения;  $V_{\text{бл}}$  – объем пустот очистной единицы;  $V_{\text{м}}$  – начальный объем массива над очистным пространством;  $K_{\text{р}}$  – коэффициент разрыхления обрушенного массива над очистным пространством.

Исходный объем массива над очистным пространством определяется как

$$V_{\text{м}} = S_{\text{эф}} H_{\text{кр}},$$

где  $H_{\text{кр}}$  – расстояние от кровли до земной поверхности;  $S_{\text{эф}}$  – эффективная площадь разрушаемого горизонтального сечения кровли камеры.

При моделировании процесса используется допущение: при условии, что глубина работ значительно (более чем в 5 раз) превышает линейные размеры очистных единиц, площадь эффективного горизонтального сечения в процессе развития обрушения остается постоянной от кровли камеры до земной поверхности, не зависит от формы выработанного

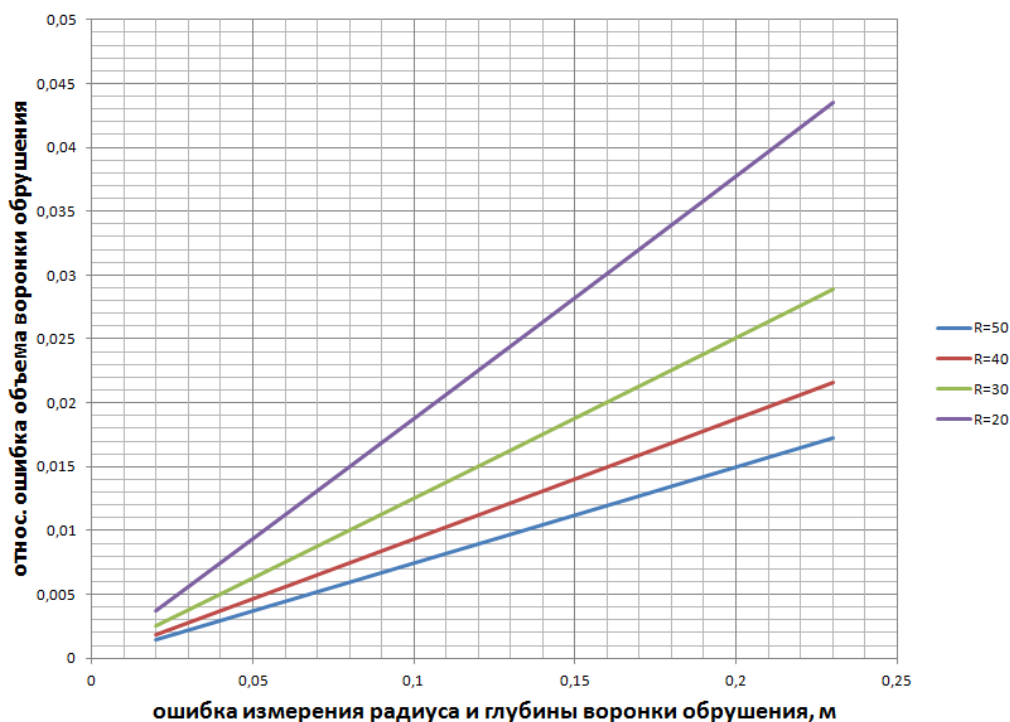
пространства и связана следующим отношением с площадью очистного блока:

$$S_{\text{эф}} = \frac{\pi}{4} S_{\text{бл}},$$

где  $S_{\text{бл}}$  – средняя площадь горизонтального сечения очистной единицы,  $\text{м}^2$  (рис. 2).

Данное допущение подтверждается практическими наблюдениями размеров площадей воронок на поверхности земли, близких к площадям горизонтального сечения выработок, результатами разведочного бурения, а также экспериментами по моделированию обрушения кровли эквивалентными материалами [8].

Определение объема воронок производится с помощью геодезических методов. В последние годы хорошо себя зарекомендовала фотограмметрическая съемка с беспилотных летательных аппаратов (БПЛА). Данный метод обеспечивает приемлемую точность при высокой производительности и небольших затратах на оборудование и полевые работы [21–24]. На основе снимков создается трехмерная модель рельефа, в которой легко производить измерение объемов.



**Рис. 4.** Диаграмма зависимости относительной ошибки определения объема конусовидной воронки от ошибки определения радиуса и глубины

**Рис. 4.** Dependence of a relative error of determining the volume of the conical funnel on the error of determining the radius and depth

Оценено влияние ошибки определения радиуса и глубины воронки обрушения на относительную ошибку объема воронки (рис. 4). Относительная ошибка объема определялась из условия, что погрешности определения радиуса и глубины воронки равны между собой. Оценка проводилась для воронок радиусами 20, 30, 40 и 50 м при угле естественного откоса

в наносах 30 градусов. Оценивалась ошибка определения радиуса и глубины воронки для среднеквадратических ошибок в диапазоне 0,02–0,23 м. Из диаграммы видно, что влияние погрешности измерения радиуса и глубины величиной в 20 см при радиусе воронки 20 м не превысит 5 %, а при радиусе 50 м – 2 % от объема воронки обрушения.

Современные методы съемки и обработки фотограмметрии позволяют получить точность трехмерной модели на уровне первых сантиметров. Таким образом, в реальных условиях относительная ошибка определения объема воронки фотограмметрическими методами не будет превышать одного процента.

#### Результаты определений

Коэффициент разрыхления обрушенного массива зависит от условий выхода воронки. Так, при прохождении канала обрушения через существующую зону обрушения, породы в которой находятся в разрушенном состоянии, коэффициент разрыхления *априори* должен составлять значение близкое единице, в отличие от условий обрушения в нетронutom массиве.

В связи с вышеизложенным коэффициент разрыхления обрушенного массива определялся для двух случаев:

1. Первичные воронки обрушения.
2. Вторичные воронки обрушения.

Под первичными воронками обрушения подразумеваются воронки, канал обрушения которых не пересекает очистные работы вышележащих горизонтов. В предыдущих исследованиях был произведен анализ объемов первичных воронок обрушения [25]. Для определения были использованы архивные данные измерения воронок с 1981 по 2017 гг., которые сопоставлялись с объемами очистных выработок. За отчетный период измерения проводились с помощью теодолитов и электронных тахеометров. Из сотни зарегистрированных воронок условиям, которые соответствуют первичным воронкам, для анализа удовлетворяют 28 выходов обрушения с глубиной кровли 240 до 440 м. Результаты анализа демонстрируют, что коэффициент разрыхления обрушенного массива исследованных воронок лежит в диапазоне 1,01–1,4, среднеквадратичное отклонение составляет 0,08. Имеется, несмотря на существенный разброс, тенденция уменьшения коэффициента разрыхления с глубиной работ (рис. 5).

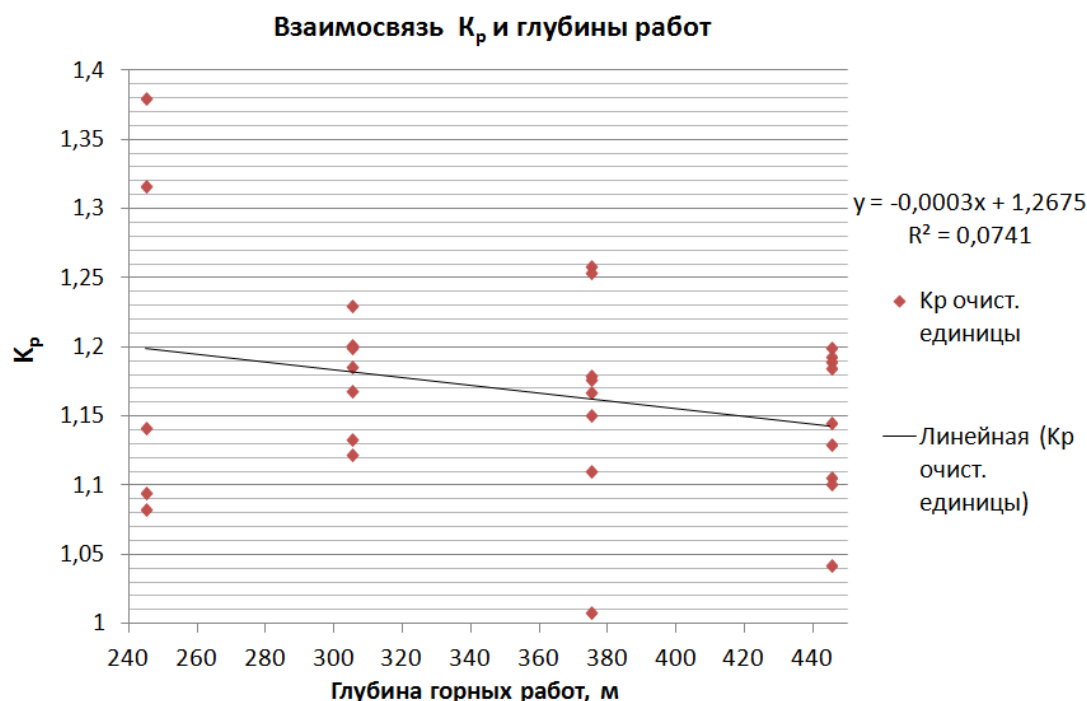


Рис. 5. Результаты определения коэффициента разрыхления обрушенного массива для первичных воронок

Fig. 5. Results of determining the swell factor of the rock caved mass for the first glory holes

Данное явление объясняется переотложением осадочных пород в пространство между разрушенным скальным массивом внутри канала обрушения. Мощность осадочных пород – постоянная величина. При очистных работах на глубоких горизонтах, относительная объемная доля перемещенных осадочных пород в общем объеме пород в канале обрушения уменьшается. Соответственно, уменьшается и коэффициент разрыхления первичных воронок обрушения.

Для определения коэффициента разрыхления обрушенного массива вторичных воронок было произведено измерение объемов воронок с помощью БПЛА (рис. 6). Съемка производилась с помощью устрой-

ства DJI Phantom IV, оснащенного штатной фотокамерой. Обработка результатов съемки осуществлялась в ПО Agisoft photoscan, определение объемов производилось ПО Surpac.

На дату съемки на земной поверхности Соколовского месторождения обнаружены две открытые воронки обрушения. Обе являются вторичными. Результаты обработки измерений (табл. 1) показывают, что при выходе обрушений на земную поверхность через зону обрушения среднее из двух значений коэффициента разрыхления массива 0,99. Разброс значений составляет 0,02, что значительно меньше, чем аналогичный параметр первичных воронок.

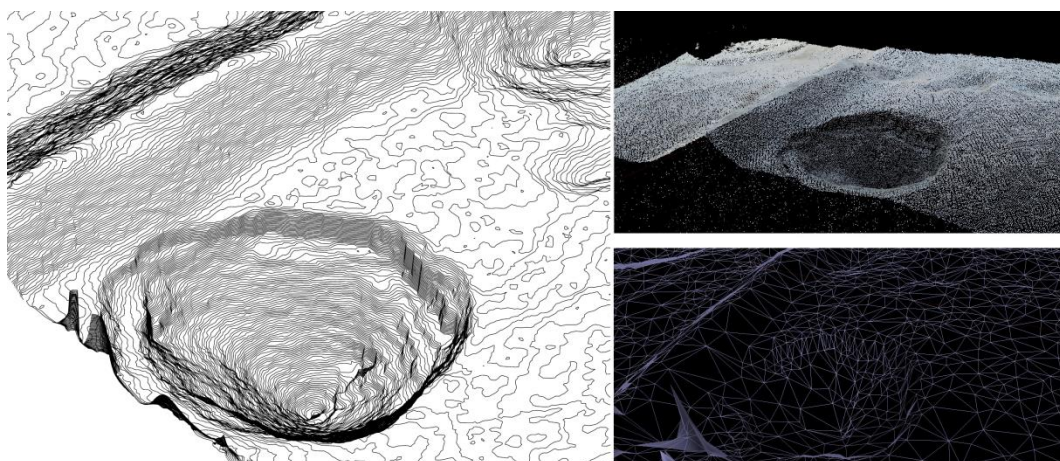


Рис. 6. Пример обработки результатов измерений  
 Fig. 6. Example of processing measurement results

Этому имеются несколько возможных объяснений. Первое – преимущество современной фотограмметрической техники измерений по сравнению с теодолитной и тахеометрической съемкой, второе – малое количество измерений вторичных воронок, третье – особенности процесса обрушения при развитии первичных воронок, а именно наличие значительных полостей под консольным зависанием окружающего массива, влияющих на продолжительность второй стадии воронкообразования (увеличение размеров

воронки). Иными словами, на дату производства измерений часть первичных воронок еще не достигли третьей стадии, что отражается на определяемом коэффициенте разрыхления.

В силу того, что с момента измерений *первичных воронок* прошло от 3 до 25 лет и к настоящему времени они ликвидированы, установить, какое из перечисленных объяснений является достоверным, возможно в дальнейшем, с накоплением статистики по вновь появляющимся воронкам обрушения.

Таблица. Результаты определения  $K_p$  обрушенного массива вторичных воронок

Table. Results of determining the  $K_p$  for the second glory holes

Линии разрезов (С-Ю) Lines of section	Измеренный объем воронок, куб. м Measured volume of glory hole, m <sup>3</sup>	Очистные единицы Stopes	Объем пустот, на дату съемки куб. м Cavity volume, m <sup>3</sup>	$S_{эф}$ , м <sup>2</sup> $S_{ef}$ , m <sup>2</sup>	Глубина кровли, м Roof depth, m	Объем обрушенного массива, куб. м Caved rock volume, m <sup>3</sup>	$K_p$ Swell factor
34–46	40462,541	Б 46/38, гор. –190/–260	36476	477,4	445	212474,0	0,981
65–49	82630,231	Б 49/53, гор. –190/–260	86527	1132,6	445	504022,9	1,008

При организации наблюдений за процессом воронкообразования для различных условий выхода обрушений на поверхность следует использовать соответствующие значения коэффициентов разрыхления, определенные для конкретных условий на месторождении.

#### Заключение

Таким образом, на основании исследований процесса сдвижения, вызванного подземными горными работами, разработана модель воронкообразования. Анализ натурных измерений воронок обрушения позволил определить значения основных параметров модели. Проведенные исследования систематизируют этапы развития воронок обрушения и на основе численных критериев позволяют определять окончание процесса воронкообразования.

Практическими результатами исследований являются: способ оценки состояния и методика монито-

ринга развития воронок обрушения. Данные методы являются технологичными, за счёт использования современных решений, связанных с развитием фотограмметрии и использования беспилотных летательных аппаратов. Технологичность методов заключается главным образом в невысокой стоимости и относительной легкости развертывания мониторинга силами инженерных служб предприятия и быстрого (в течение часа–двух) получения оценки состояния воронкообразования и принятия решения ответственными лицами.

Полученные результаты исследований позволяют значительно снизить риск провала людей и техники в зону обрушения при организации открытых горных работ на поверхности шахтного поля действующих подземных рудников. Результаты исследования легли в основу нормативных документов при производстве работ на Соколовском месторождении.

#### СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Brady B.H.G., Brown E.T. Rock mechanics: for underground mining. – Dordrecht: Springer Science & Business Media, 2007. – 628 p.

2. Empirical investigation and characterization of surface subsidence related to block cave mining / K. Woo, E. Eberhardt, D. Elmo, D. Stead // International Journal of Rock Mechanics and Mining

- Sciences. – 2013. – V. 61. – P. 31–42. URL: <https://doi.org/10.1016/j.ijrmms.2013.01.015> (дата обращения 10.12.2019).
3. Курехин Е.В. Технологические схемы отвалообразования вскрышных пород в карьерной выемке смежного участка // Известия Томского политехнического университета. Инжиниринг георесурсов. – 2017. – Т. 328. – № 5. – С. 67–82.
  4. Overburden failure and the prevention of water and sand inrush during coal mining under thin bedrock / W. Yang, X. Xia, G. Zhao, Y. Ji, D. Shen // Mining Science and Technology (China). – 2011. – V. 21. – № 5. – P. 733–736.
  5. Шнайдер М.Ф., Вороненко В.К. Совмещение подземных и открытых разработок рудных месторождений. – М.: Недра, 1985. – 132 с.
  6. Геотехнологические аспекты стратегии освоения крупных железорудных месторождений / И.В. Соколов, А.А. Смирнов, Ю.Г. Антипин, Н.В. Гобов, К.В. Барановский, И.В. Никитин, Ю.М. Соломеин, А.А. Рожков // Проблемы недропользования. – 2014. – № 3. – С. 113–125.
  7. Соколов И.В., Антипин Ю.Г., Барановский К.В. Исследование конструкции и параметров комбинированной системы разработки наклонного месторождения кварца // Известия Томского политехнического университета. Инжиниринг георесурсов. – 2017. – Т. 328. – № 10. – С. 87–99.
  8. Казикаев Д.М. Геомеханические процессы при совместной и повторной разработке. – М.: Недра, 1981. – 288 с.
  9. Singh K.B., Dhar B.B. Sinkhole subsidence due to mining // Geotechnical and Geological Engineering. – 1997. – № 4. – С. 327–341.
  10. Majdia A., Hassani F.P., Nasiri M.Y. Prediction of the height of distressed zone above the mined panel roof in long wall coal mining // International Journal of Coal Geology. – 2012. – V. 98. – P. 62–72. URL: <https://doi.org/10.1016/j.coal.2012.04.005> (дата обращения 10.12.2019).
  11. Palchik V. Influence of physical characteristics of weak rock mass on height of caved zone over abandoned subsurface coal mines // Environmental Geology. – 2002. – V. 42. – № 1. – P. 92–101.
  12. Bieniawski Z.T. Rock mechanics design in mining and tunneling. – Rotterdam: Balkema, 1984. – 272 p.
  13. Анিকেев А.В. Провалы и воронки оседания в карстовых районах: механизмы образования, прогноз и оценка риска. – М.: РУДН, 2017. – 328 с.
  14. Villegas T., Nordlund E., Dahnér-Lindqvist C. Hangingwall surface subsidence at the Kiirunavaara Mine, Sweden // Engineering Geology. – 2011. – V. 121. – № 1–2. – P. 18–27. URL: <https://doi.org/10.1016/j.enggeo.2011.04.010> (дата обращения 10.12.2019).
  15. Estimate of rock mass stability in surface-borehole mining of high-grade iron ore / A.S. Sammal, S.V. Antsiferov, P.V. Deev, S.V. Sergeev // IOP Conference Series: Earth and Environmental Science. All-Russian Conference on Challenges for Development in Mining Science and Mining Industry Devoted to the 85th Anniversary of Academician Mikhail Kurlenya. – 2017. – С. 012007. DOI: 10.1088/1755-1315/53/1/012007
  16. Deev P., Sammal A., Antsiferov S. Evaluation of mine support stress state on base of convergence measurement data // Conference Proceedings. International Multidisciplinary Scientific GeoConference Surveying Geology and Mining Ecology Management: SGEM 17, Science and Technologies in Geology, Exploration and Mining. – Albena, 2017. – P. 321–326.
  17. Ground collapses related to abandoned underground workings at Waihi, New Zealand / R.L. Brathwaite, C.M. Mazengarb, L. Richards, R.D. Beetham // Conference. – Auckland, New Zealand: Australasian Institute of Mining and Metallurgy, 2002. – V. 6. URL: [https://www.researchgate.net/publication/285288502\\_Ground\\_collapses\\_related\\_to\\_abandoned\\_underground\\_workings\\_at\\_Waihi\\_New\\_Zealand](https://www.researchgate.net/publication/285288502_Ground_collapses_related_to_abandoned_underground_workings_at_Waihi_New_Zealand) (дата обращения 10.12.2019).
  18. Gilbride L.J., Free K.S., Kehrman R. Modeling block cave subsidence at the Molycorp, Inc., Questa Mine – a case study // The 40th U.S. Symposium on Rock Mechanics (USRMS): Rock Mechanics for Energy, Mineral and Infrastructure Development in the Northern Regions. – Anchorage, Alaska, June 25–29, 2005. URL: <http://www.agapito.com/wp-content/uploads/2011/01/Modeling-Block-Cave-Subsidence-at-the-Molycorp-Inc-Questa-Mine-A-Case-Study.pdf> (дата обращения 10.12.2019).
  19. Investigation of swell factor in the block cave draw column / G.S. Esterhuizen, L. Rachmad, A.V. Potapov, L.K. Nordell // Investigation MassMin 2004 Proceedings. – Santiago, Chile, 22–25 August 2004. – P. 215–219.
  20. Palchik V. Bulking factors and extents of caved zones in weathered overburden of shallow abandoned underground workings // International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences. – 2015. – V. 79. – P. 227–240. URL: <https://doi.org/10.1016/j.ijrmms.2015.07.005> (дата обращения 10.12.2019).
  21. Chandler J. Effective application of automated digital photogrammetry for geomorphological research // Earth Surface Processes and Landforms. – 1999. URL: [https://doi.org/10.1002/\(SICI\)1096-9837\(199901\)24:1<51::AID-ESP948>3.0.CO;2-H](https://doi.org/10.1002/(SICI)1096-9837(199901)24:1<51::AID-ESP948>3.0.CO;2-H) (дата обращения 10.12.2019).
  22. Lucieer A., De Jong S.M., Turner D. Mapping landslide displacements using Structure from Motion (SfM) and image correlation of multi-temporal UAV photography // Progress in Physical Geography. – 2014. – V. 38. – № 1. – P. 97–116. URL: <https://doi.org/10.1177/0309133313515293> (дата обращения 10.12.2019).
  23. Dubbini M., Curzio L.I., Campedelli A. Digital elevation models from unmanned aerial vehicle surveys for archaeological interpretation of terrain anomalies: case study of the Roman castrum of Burnum (Croatia) // Journal of Archaeological Science: Reports. – 2016. – V. 8. – P. 121–134. URL: <https://doi.org/10.1016/j.jasrep.2016.05.054> (дата обращения 10.12.2019).
  24. Valkaniotis S., Papathanassiou G., Ganas A. Mapping an earthquake-induced landslide based on UAV imagery: case study of the 2015 Okeanos landslide, Lefkada, Greece // Engineering Geology. – 2018. – V. 245. – P. 141–152. URL: <https://doi.org/10.1016/j.enggeo.2018.08.010> (дата обращения 10.12.2019).
  25. Ефремов Е.Ю. Обоснование критерия завершения процесса воронкообразования // Известия Тульского государственного университета. Науки о земле. – 2018. – № 4. – С. 12–22.

Поступила 16.12.2019 г.

#### Информация об авторах

**Ефремов Е.Ю.**, научный сотрудник Института горного дела УрО РАН.

**Дорохов Д.В.**, студент Карагандинского государственного технического университета.

UDC 622.834

## DETERMINATION OF THE SURFACE COLLAPSE PROCESS PHASE CAUSED BY BLOCK CAVING MINING

**Evgeniy Yu. Efremov<sup>1</sup>,**  
Efremov-eu@mail.ru

**Dmitriy V. Dorokhov<sup>2</sup>,**  
niz36@mail.ru

<sup>1</sup> Institute of Mining of the Ural Branch of the Russian Academy of Sciences,  
58, Mamin-Sibiryak street, Ekaterinburg, 620219, Russia.

<sup>2</sup> Karaganda State Technical University of the First President of the Republic of Kazakhstan,  
56, Mira boulevard, Karaganda, 100027, Republic of Kazakhstan.

**The relevance of the research.** Waste rock dumping in the area of the surface collapse caused by the underground mining is one of the rational methods of dumping. It contributes to saving land resources and reducing the transport path of overburden. The paper considers the safety of waste rock dumping on the earth's surface in the collapse zone caused by operating underground mines.

**The aim** of the research is to develop the methods for determining and monitoring the phase of glory hole evaluation for safety of people and equipment when working in the zone of collapse.

**Methods:** creating the caved rock zone model. Model sets the ratio between the glory hole volume and undercut volume using the swell factor. The criterion of the glory hole growth is the increase of the glory hole to the maximum volume, defined by the geometric parameters of the undercut. The swell factor of caved rock mass is determined in situ by analyzing the measured glory holes.

**Results.** The authors have developed the classification of the glory hole evaluation stages and methods for its determining and defined the value of the swell factor of caved rock mass in the specific conditions of the Sokolovskoe ore deposit. The swell factor of the caved rock mass, defined for the first glory holes, is within 1–1.4. It was determined by proportion soil and rock in the waste rock above undercut. The swell factor of the caved rock mass, defined for the second glory holes, is about 1,0

### Key words:

Glory hole, swell factor, caved rock zone, block caving, surface collapse, deformation monitoring, unmanned aerial vehicle, digital elevation model.

### REFERENCES

1. Brady B.H.G., Brown E.T. *Rock Mechanics: For Underground Mining*. Dordrecht, Springer Science & Business Media, 2007. 628 p.
2. Woo K., Eberhardt E., Elmo D., Stead D. Empirical investigation and characterization of surface subsidence related to block cave mining. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 2013, vol. 61, pp. 31–42. Available at: <https://doi.org/10.1016/j.ijrmmms.2013.01.015> (accessed 10 December 2019).
3. Kurehin E.V. Flow diagrams of overburden dumping in borrow excavation of the adjacent area. *Bulletin of the Tomsk Polytechnic University. Geo Assets Engineering*, 2017, vol. 328, no. 5, pp. 67–82. In Rus.
4. Yang W., Xia X., Zhao G., Ji Y., Shen D. Overburden failure and the prevention of water and sand inrush during coal mining under thin bedrock. *Mining Science and Technology (China)*, 2011, vol. 21, no. 5, pp. 733–736.
5. Snaider M.F., Voronenko V.K. *Sovmeshchenie podzemnikh i otkrytykh gornykh razrabotok* [The combination of underground and open pit mining]. Moscow, Nedra Publ., 1985. 132 p.
6. Sokolov I.V., Smirnov A.A., Antipin Y.G., Gobov N.V., Baranovskiy K.V., Nikitin I.V., Solomein Y.M., Rozhkov A.A. Geotechnological aspects of large iron ore deposits development strategy. *Problems of mining*, 2014, no. 3, pp. 113–125. In Rus.
7. Sokolov I.V., Smirnov A.A., Antipin Y.G., Baranovskiy K.V. Investigation of construction and parameters of the combined system for developing quartz slope deposit. *Bulletin of the Tomsk Polytechnic University. Geo Assets Engineering*, 2017, vol. 328, no. 10, pp. 87–99. In Rus.
8. Kazikaev D.M. *Geomekhanicheskie protsessy pri sovmeystnoy i povtorno podrabotke* [Geomechanical processes during combined and second mining]. Moscow, Nedra Publ., 1981. 288 p.
9. Singh K.B., Dhar B.B. Sinkhole subsidence due to mining. *Geotechnical and Geological Engineering*, 1997, no. 4, pp. 327–341.
10. Majdia A., Hassani F.P., Nasiri M.Y. Prediction of the height of distressed zone above the mined panel roof in longwall coal mining. *International Journal of Coal Geology*, 2012, vol. 98, pp. 62–72. Available at: <https://doi.org/10.1016/j.coal.2012.04.005> (accessed 10 December 2019).
11. Palchik V. Influence of physical characteristics of weak rock mass on height of caved zone over abandoned subsurface coal mines. *Environmental Geology*, 2002, vol. 42, no. 1, pp. 92–101.
12. Bieniawski Z.T. *Rock mechanics design in mining and tunneling*. Rotterdam, Balkema, 1984. 272 p.
13. Anikeev A.V. *Provaly i voronki osedaniya v karstovykh rayonakh: mekhanizmy obrazovaniya, prognoz i otsenka riska* [Sinkholes in the karst areas: formation mechanisms, forecast and risk assessment]. Moscow, RUDN Publ., 2017. 328 p.
14. Villegas T., Nordlund E., Dahner-Lindqvist C. Hangingwall surface subsidence at the Kiirunavaara Mine, Sweden. *Engineering Geology*, 2011, vol. 121, no. 1–2, pp. 18–27. Available at: <https://doi.org/10.1016/j.enggeo.2011.04.010> (accessed 10 December 2019).
15. Sammal A.S., Antsiferov S.V., Deev P.V., Sergeev S.V. Estimate of rock mass stability in surface-borehole mining of high-grade iron ore. *All-Russian Conference on Challenges for Development in Mining Science and Mining Industry Devoted to the 85<sup>th</sup> Anniversary of Academician Mikhail Kurlenya: IOP Conference Series: Earth and Environmental Science*, 2017, pp. 012007. DOI: 10.1088/1755-1315/53/1/012007
16. Deev P., Sammal A., Antsiferov S. Evaluation of mine support stress state on base of convergence measurement data. *International Multidisciplinary Scientific GeoConference Surveying Geology and Mining Ecology Management: Conference Proceedings SGEM 17, Science and Technologies in Geology, Exploration and Mining*. Albena, 2017. pp. 321–326.
17. Brathwaite R.L., Mazengarb C.M., Richards L., Beetham R.D. Ground collapses related to abandoned underground workings at Waihi, New Zealand. *Conference. Auckland, New Zealand, Australasian Institute of Mining and Metallurgy*, 2002. Vol. 6. Available at: <https://doi.org/10.1016/j.ijrmmms.2013.01.015>



- ble at: [https://www.researchgate.net/publication/285288502\\_Ground\\_collapses\\_related\\_to\\_abandoned\\_underground\\_workings\\_at\\_Waihi\\_New\\_Zealand](https://www.researchgate.net/publication/285288502_Ground_collapses_related_to_abandoned_underground_workings_at_Waihi_New_Zealand) (accessed 10 December 2019).
18. Gilbride L.J., Free K.S., Kehrman R. Modeling block cave subsidence at the Molycorp, Inc., Questa Mine – a case study. *The 40<sup>th</sup> U.S. Symposium on Rock Mechanics (USRMS): Rock Mechanics for Energy, Mineral and Infrastructure Development in the Northern Regions*. Anchorage, Alaska, June 25–29, 2005. Available at: <http://www.agapito.com/wp-content/uploads/2011/01/Modeling-Block-Cave-Subsidence-at-the-Molycorp-Inc-Questa-Mine-A-Case-Study.pdf> (accessed 10 December 2019).
  19. Esterhuizen G.S., Rachmad L., Potapov A.V., Nordell L.K. Investigation of swell factor in the block cave draw column. *Investigation MassMin 2004 Proceedings*. Santiago, Chile 22–25 August 2004. pp. 215–219.
  20. Palchik V. Bulking factors and extents of caved zones in weathered overburden of shallow abandoned underground workings. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 2015, vol. 79, pp. 227–240. Available at: <https://doi.org/10.1016/j.ijrmms.2015.07.005> (accessed 10 December 2019).
  21. Chandler J. Effective application of automated digital photogrammetry for geomorphological research. *Earth Surface Processes and Landforms*, 1999. Available at: [https://doi.org/10.1002/\(SICI\)1096-9837\(199901\)24:1<51::AID-ESP948>3.0.CO;2-H](https://doi.org/10.1002/(SICI)1096-9837(199901)24:1<51::AID-ESP948>3.0.CO;2-H) (accessed 10 December 2019).
  22. Lucieer A., De Jong S.M., Turner D. Mapping landslide displacements using Structure from Motion (SfM) and image correlation of multi-temporal UAV photography. *Progress in Physical Geography*, 2014, vol. 38, no. 1. pp. 97–116. Available at: <https://doi.org/10.1177/0309133313515293> (accessed 10 December 2019).
  23. Dubbini M., Curzio L.L., Campedelli A. Digital elevation models from unmanned aerial vehicle surveys for archaeological interpretation of terrain anomalies: case study of the Roman castrum of Burnum (Croatia). *Journal of Archaeological Science: Reports*, 2016, vol. 8, pp. 121–134. Available at: <https://doi.org/10.1016/j.jasrep.2016.05.054> (accessed 10 December 2019).
  24. Valkaniotis S., Papathanassiou G., Ganas A. Mapping an earthquake-induced landslide based on UAV imagery; case study of the 2015 Okeanos landslide, Lefkada, Greece. *Engineering Geology*, 2018 vol. 245, pp. 141–152. Available at: <https://doi.org/10.1016/j.enggeo.2018.08.010> (accessed 10 December 2019).
  25. Efremov E.Y. Obosnovanie criteria zavershenia protsessy voronkoobrazovaniya [Rationale of cave-in process consummation criterion]. *Izvestia Tl'skogo gosudarstvennogo universiteta. Nauki o zemle*, 2018, no. 4, pp. 12–22.

Received: 16 December 2019.

#### Information about the authors

**Evgeniy Yu. Efremov**, researcher, Institute of Mining of the Ural Branch of the Russian Academy of Sciences.

**Dmitriy V. Dorokhov**, student, Karaganda State Technical University of the First President of the Republic of Kazakhstan.