

УДК 539.3

**АНАЛИЗ УСТОЙЧИВОСТИ МАССИВА НАД ЗАБРОШЕННЫМИ
УГОЛЬНЫМИ ШАХТАМИ С ПОМОЩЬЮ МОДЕЛИРОВАНИЯ
МЕТОДОМ КОНЕЧНЫХ ЭЛЕМЕНТОВ И МЕТОДОМ МОНТЕ-КАРЛО**

Ахил Авчар¹, Самир Кумар Пал², Ануп Кумар Трипати¹, Гяндип Кумар²

¹Национальный технологический институт, Карнатака, Индия

²Индийский технологический институт,

E-mail: pab.samir09@gmail.com, Харагпур, Западная Бенгалия, Индия

Рассмотрены возможные причины осадки поверхности над заброшенными угольными шахтами, разрабатываемыми камерно-столбовым методом. На примере заброшенной угольной шахты, принадлежащей компании South Eastern Coalfields Ltd, проведен расчет коэффициента запаса прочности целиков и определена их устойчивость с помощью моделирования методом конечных элементов и методом Монте-Карло.

Горная осадка, камерно-столбовая разработка, коэффициент запаса прочности, метод Монте-Карло, метод конечных элементов, прочность целиков

DOI: 10.15372/FTPRPI20240304

EDN: DZPHTW

Заброшенными шахтами считаются ранее действующие шахты, в которых не проведены соответствующие мероприятия по их выводу из эксплуатации и рекультивация. Оработка таких шахт осуществлялась до введения стандартов по выводу шахт из эксплуатации. Добыча полезных ископаемых представляет собой процесс временного использования земли; эксплуатация шахты длится от нескольких лет до нескольких десятилетий. До 1970 г. в Индии считалось обычной практикой, когда горнодобывающие компании после остановки отработки оставляли заброшенными шахты и карьеры без вывода их из эксплуатации [1]. В настоящее время вывод шахты из эксплуатации требует рекультивации и восстановления отработанных горных участков, возвращение земельных и водных ресурсов к принятым стандартизованным нормам для дальнейшего использования [2]. Рекультивация обычно включает в себя полный или частичный вывоз опасных материалов, реорганизацию земель, восстановление почвенного слоя и лесное насаждение [3].

Заброшенные шахты могут быть рекультивированы согласно текущим стандартам, однако в некоторых случаях данные методы не являются эффективными для предотвращения экологического загрязнения. Многие заброшенные шахты не имеют конкретного собственника или собственник не имеет финансовой возможности или желания выполнять мероприятия по рекультивации горнодобывающего участка [4].

АНАЛИТИЧЕСКИЙ ОБЗОР

Пост-эксплуатационное обслуживание шахт — ключевой вопрос для горнодобывающих компаний на локальном и глобальном уровнях. На последних стадиях эксплуатации шахты Индии сталкиваются с проблемами их закрытия ввиду высокой стоимости рекультивации. Одна из таких проблем, характерная для неглубоких заброшенных шахт, — осадка земной поверхности в результате формирования мульды сдвижения пород [5].

Мульда сдвижения представляет собой сдвижение породного массива над выработанным пространством в результате обрушения кровли выработки. Выделяют различные формы осадки земной поверхности, например в форме карстового провала или в форме впадины [6].

Мульды сдвижения породных массивов и связанные с ними вопросы рассмотрены в ряде научных публикаций [7–11]. В отдельных исследованиях сделано предположение, что максимальная осадка равна мощности пласта, однако на нее также влияет технология добычи и временной фактор. Для более точного анализа осадки необходимо учитывать глубину выработки, объем впадины на дневной поверхности, особенности горнодобывающего района, а также расположение точек поверхности относительно выработки [12].

Изначально методы прогнозирования осадки основывались на величинах пограничных углов, которые затем корректировались за счет учета гравитационной силы и падения пласта [13]. Далее некоторые исследователи рассматривали динамическую осадку, т.е. в процесс прогнозирования включали временной фактор [14]. Прогнозирование осадки земной поверхности получило значительное развитие после введения в расчеты геологических параметров выработки, технологий отработки месторождения и механизма удержания налегающих пород [15]. В настоящее время развитие методов прогнозирования осадки связано с использованием уточненных параметров и пространственного моделирования с использованием метода конечных элементов [16].

В основе традиционных методов оценки устойчивости целиков лежат детерминированные (эмпирические или аналитические) подходы, где в качестве показателя устойчивости используется коэффициент запаса прочности (КЗП) [17]. КЗП представляет собой соотношение прочности целика к среднему вертикальному напряжению, действующему на целик. С теоретической точки зрения, если $KЗП > 1$, то система устойчива, если $KЗП < 1$, то система неустойчива [18, 19]. На этапе проектирования пороговое значение КЗП всегда превышает 1 с целью учета возможных неопределенных факторов [20]. Напряжение, действующее на целик, зависит от условий нагружения прилегающей области массива. [21]. Долговременная прочность целика рассмотрена в [22] с точки зрения соотношения его ширины к высоте.

Возможными причинами осадки над заброшенной шахтой являются: снижение прочности целиков по прошествии времени, геологические особенности налегающих пород, геологические дислокации и воздействие грунтовых вод [23, 24].

Осадку, связанную с камерно-столбовой отработкой угольного пласта, зависит от прочности целика и нагрузки на него, в том числе со стороны прилегающей области массива. Для расчета прочности целиков и нагрузки на них используется ряд формул [15]:

- формула для расчета прилегающей нагрузки $\sigma_p = (\gamma H (W_p + W_o)^2) / W_p^2$;
- формула для расчета прочности целика (Соломон Мурро) $S_p = 7.2(W_p^{0.46} / h^{0.66})$;
- формула для расчета прочности целика (Шеорай) $S_p = 0.27\sigma_c h^{-0.36} + (H / 250 + 1)(W_p / h - 1)$;
- формула для расчета прочности целика (Ван Дер Мерве) $S_p = 3.5(W_p / h)$,

где W_p — ширина целика, м; W_o — межцентровое расстояние; h — высота целика, м; H — глубина выработки, м; γ — удельный вес налегающей породы; σ_c — прочность угля на одноосное сжатие, МПа.

Прилегающая нагрузка также вносит вклад в накопление напряжений в опорных элементах (рис. 1).

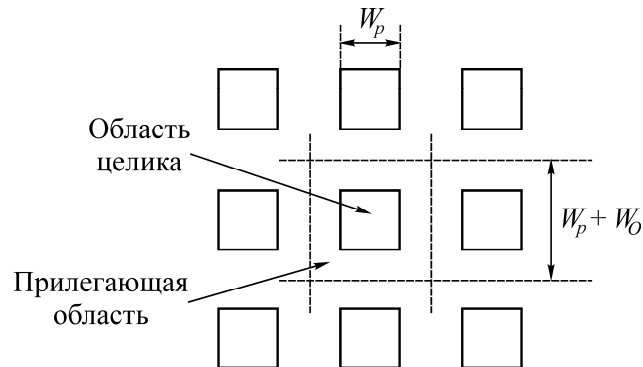


Рис. 1. Прилегающая область к угольному целику [25]

МЕТОДОЛОГИЯ И ПОЛЕВЫЕ ИЗМЕРЕНИЯ

Исследования выполнены на примере заброшенной шахты, принадлежащей компании South Eastern Coalfields Ltd. Для более детального анализа шахта разделена на три зоны (рис. 2). Зона *A* представляет собой область отработки целиков, где каждый целик разделен на четыре отдельных столба. Зона *B* состоит из стандартных целиков, зона *C* — из целиков, не разделенных на столбы (табл. 1).

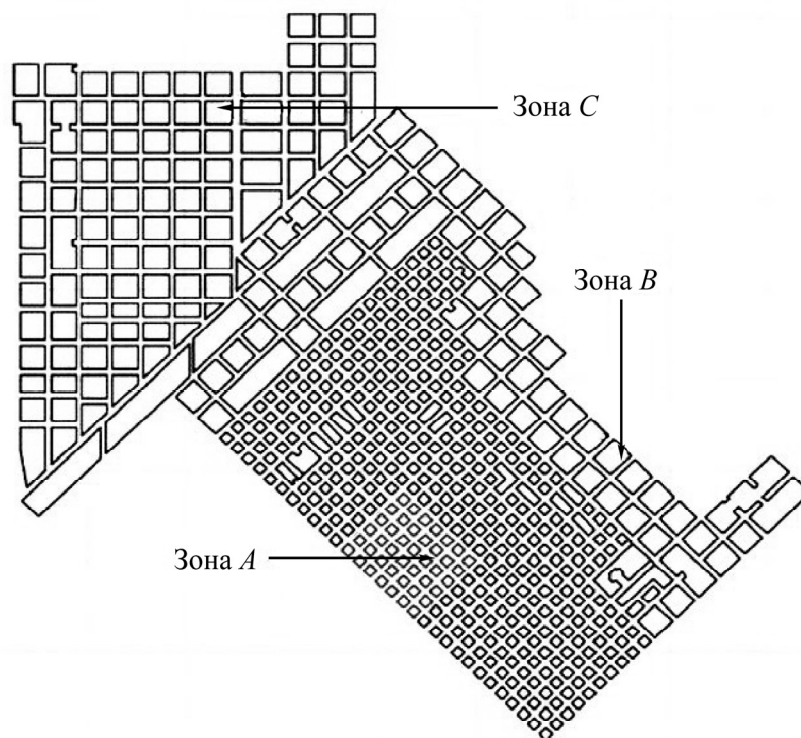


Рис. 2. Разделение шахты на три области: зоны *A*, *B* и *C*

ТАБЛИЦА 1. Размеры целиков в зонах *A*, *B* и *C*, м

Номер целика	Длина / ширина целика в зонах		
	<i>A</i>	<i>B</i>	<i>C</i>
1	4/4	13/14	10/8
2	4/5	14/14	12/10
3	5/5	12/14	10/8
4	5/6	14/15	10/10
5	6/6	15/15	12/10
6	5/5	16/15	10/12
7	5/5	13/15	12/12
8	4/4	14/13	10/12
9	6/6	15/13	10/10
10	6/5	15/13	8/10
11	5/6	13/13	10/12
12	4/5	15/15	12/12
13	5/5	15/13	14/8
14	5/4	13/13	10/12
15	6/5	13/15	8/8
Среднее	5/5.06	14/14	10.53/10.26
Среднее квадратичное отклонение (СКО)	0.76/0.70	1.13/0.93	1.59/1.67

Из табл. 1 видно, что целики имеют различные значения длины и ширины, поэтому для оценки прочности и других расчетов геометрические параметры необходимо привести к среднему размеру:

$$\text{Средняя ширина} = \sqrt{(\text{длина целика} \times \text{ширина целика})}.$$

Для безопасной эксплуатации шахты значение КЗП должно превышать 1. Для каждой зоны выполнен расчет действующей на целик нагрузки и его прочности. Результаты расчета представлены в табл. 2.

ТАБЛИЦА 2. Параметры целиков, нагрузка и КЗП для зон *A*, *B* и *C*

Параметр	<i>A</i>	<i>B</i>	<i>C</i>
Ширина целика, м	5	14	10
Межцентровое расстояние, м	9	18	20
Высота целика, м	4	4	4
Глубина добычи, м	25	21	26
Объемный вес, МПа	0.025	0.025	0.025
Прилегающая нагрузка, МПа	2.025	0.867	2.6
Нагрузка на целик, МПа / коэффициент запаса прочности			
Соломон Мунро	6.046/2.985	9.709/11.187	8.317/3.198
Ван Дер Мерве	4.375/2.160	12.25/14.115	8.75/3.365
Шеорай	2.897/1.430	5.332/6.144	4.278/1.645

С точки зрения КЗП, рассчитанного по трем различным формулам, можно сделать вывод, что прочность целиков достаточна для удержания в равновесии налегающих пород в течение продолжительного времени. Следовательно, данная заброшенная шахта не склонна к обрушению и формированию осадки земной поверхности.

МКЭ-МОДЕЛИРОВАНИЕ

С использованием программного обеспечения ANSYS выполнено моделирование поперечного разреза каждой из зон шахты [26]. Модель состоит из слоев песчаника, сланца и угля и соответствует литологической структуре массива. Слой песчаника имеет мощность 22 м, слой сланца — 0.3 м, верхний слой угля — 4 м, слой сланца — 0.3 м, слой песчаника — 9 м, нижний слой угля — 2.3 м и слой песчаника — 3 м.

Для расчета значения общей деформации и эквивалентного напряжения необходимо определение механических свойств, геометрических параметров угольного пласта и окружающих пород, построение сетки конечных элементов, расчет и представление результатов [27]. Механические свойства песчаника, сланца и угля приведены в табл. 3.

ТАБЛИЦА 3. Механические свойства пород

Свойство	Песчаник	Сланец	Уголь
Плотность, кг/м ³	2400	2200	1600
Модуль Юнга, МПа	3440	3560	1750
Коэффициент Пуассона	0.17	0.16	0.12
Прочность на растяжение, МПа	2.3	3.47	2.27
Прочность на сжатие, МПа	13.32	21.15	16

Построение модели в ПО ANSYS. Смоделирован поперечный разрез разных зон шахты, где выработки имеют вид призм. Геометрические параметры целиков и выработок соответствуют фактическим размерам в рассматриваемых зонах (рис. 3). В зоне *A* представлены целики в форме одинаковых столбов, в зонах *B* и *C* — целики с различными размерами.

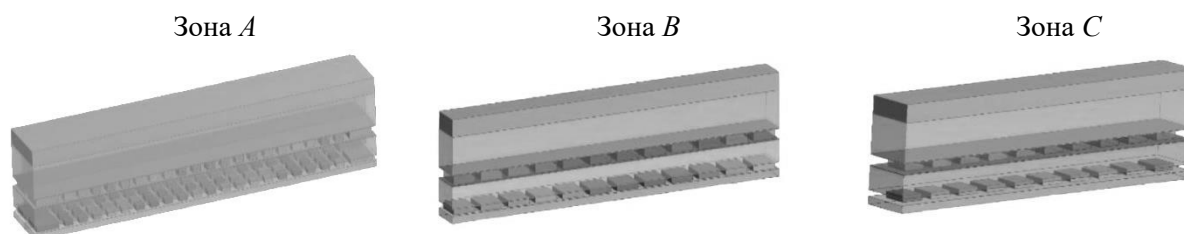


Рис. 3. Геометрическая структура моделей рассматриваемых зон

Выполнено построение сетки конечных элементов и проведена оптимизация размеров сегментов сетки для более точного расчета. Боковые стенки модели зафиксированы, нижний слой имеет возможность смещаться горизонтально без трения и закреплен в вертикальном направлении. На верхней границе расчетной области приложена сила, эквивалентная силе тяжести породных слоев.

Результаты моделирования приведены в табл. 4.

ТАБЛИЦА 4. Значения напряжений и деформаций в результате МКЭ-моделирования

Зона	Эквивалентное напряжение, МПа		Общая деформация, мм	
	минимальное	максимальное	минимальная	максимальная
<i>A</i>	0.897	4.43	0	14.2
<i>B</i>	0.173	2.72	0	9.3
<i>C</i>	0.953	5.70	0	16.8

Установлено, что общая деформация является недостаточной для возникновения осадки на дневной поверхности. Минимальное значение общей деформации в каждой зоне близко к нулю, а максимальное исчисляется в миллиметрах. Минимальная деформация наблюдается в зоне *B*, где расположены стандартные целики. Максимальная деформация около 17 мм зафиксирована в зоне *C*, где находятся целики, разделенные по боковым стенкам. По результатам моделирования можно заключить, что общая деформация не может спровоцировать осадку дневной поверхности.

Максимальное напряжение в целиках в зонах *A*, *B* и *C* составило 4.43, 2.72 и 5.70 МПа соответственно, что недостаточно для разрушения угольных целиков.

МОДЕЛИРОВАНИЕ МЕТОДОМ МОНТЕ-КАРЛО

Метод Монте-Карло — это математический метод, позволяющий оценить риск количественного анализа и процесса принятия решений [28]. Данный метод предоставляет принимающему решение диапазон возможных последствий с вероятностями их события для любого выбора параметров [29].

В рамках моделирования методом Монте-Карло проводится анализ рисков возможных вариантов путем подстановки диапазона значений (распределения вероятности) любого фактора, имеющего неопределенность [30]. Затем выполняется последовательный расчет вариантов с разным набором случайных значений вероятностных функций [31]. В зависимости от количества неопределенностей и диапазона их значений могут быть осуществлены тысячи или десятки тысяч расчетов, в результате чего получаются распределения значений возможных последствий [32].

Исходя из распределений, переменные могут иметь различные вероятности для различных последствий. Такой подход — наиболее реалистичный способ описания неопределенности переменных при анализе рисков [33].

Размеры целиков получены из карты шахты, а для расчетов взято среднее значение отдельно для трех зон (табл. 5).

ТАБЛИЦА 5. Размерные параметры целиков, м

Параметр	Зона <i>A</i>	Зона <i>B</i>	Зона <i>C</i>
Ширина	5	14	10
Межцентровое расстояние	9	18	20
Высота	4	4	4
Глубина добычи	25	21	26

На основе исходных данных, включающих возраст целиков, их количество и размерные параметры, составлена общая база данных. Вся рассматриваемая область разделена на три зоны (*A*, *B* и *C*). Зона *A* является областью, где осадка земной поверхности уже произошла. Зона *B* — область, где после отработки целиков сформировано выработанное пространство, в котором может обрушиться кровля. Зона *C* — область, включающая поверхностные структуры. Прочность целиков рассчитана по формулам Соломона Мунро, Ван Дер Мерве и Шеорая, затем формулы и их составляющие смоделированы по методу Монте-Карло.

В рамках моделирования методом Монте-Карло входные параметры классифицированы по разным распределениям, таким как нормальное и равномерное с 10 % от СКО, отражающее выветривание целиков по прошествии времени. В качестве выходных данных

взяты значения КЗП по каждой формуле для каждой зоны. На рис. 4 показаны итоговые значения КЗП при использовании формулы Соломона Мурро для зоны *A* после тысячи расчетных итераций. Результаты КЗП при использовании других формул приведены в табл. 6.

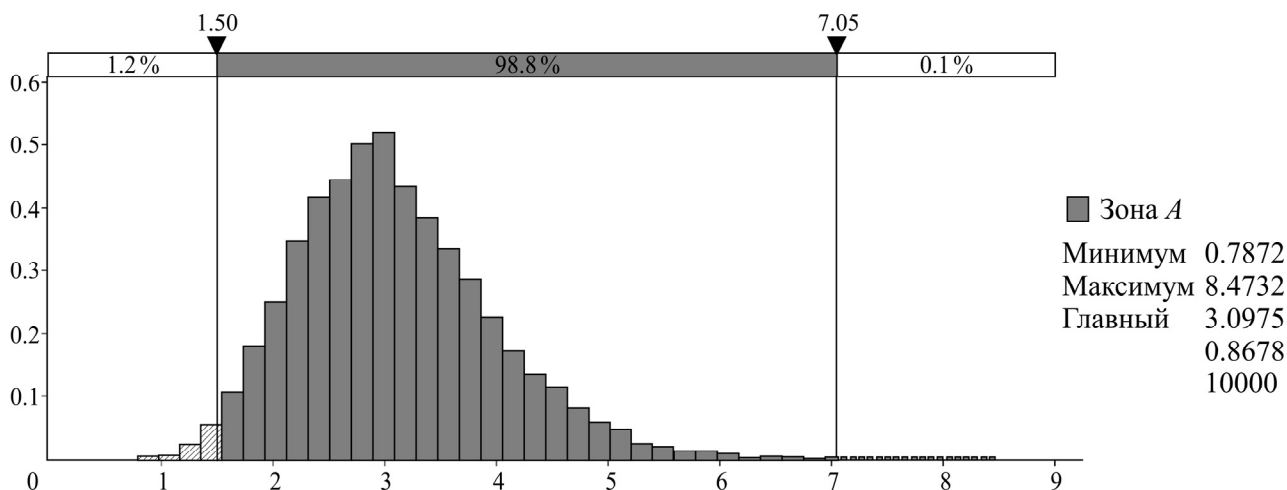


Рис. 4. Результаты моделирования КЗП методом Монте-Карло при использовании формулы Соломона Мурро для зоны *A*

ТАБЛИЦА 6. Средние значения КЗП / вероятность разрушения, % (КЗП < 1.5)

Зона	Формула		
	Соломона Мурро	Ван Дер Мерве	Шеорая
<i>A</i>	3.09 / 1.2	2.27 / 14.1	1.48 / 56
<i>B</i>	11.61 / 0	14.6 / 0	6.44 / 0
<i>C</i>	3.32 / 0.6	3.55 / 1.2	1.72 / 37

Из табл. 6 видно, что средние значения КЗП близки к результатам традиционного расчета. Однако метод Монте-Карло предоставляет возможные минимальные и максимальные значения КЗП для рассматриваемых расчетных формул (рис. 4). Также в табл. 7 определена процентная вероятность снижения КЗП ниже 1.5.

Видно, что зона *B*, имеющая стандартные целики, наиболее безопасна. По каждой из формул вероятность разрушения целика равна нулю. Для зоны *C* КЗП по всем формулам превышает 1.5, однако существует вероятность разрушения, так как в этой зоне велась отработка целиков. Например, при расчете по формуле Шеорая вероятность разрушения целика составила 37%. Наибольшая вероятность разрушения целиков наблюдается в зоне *A*, где целики имеют наименьшие размеры и разделены на отдельные столбы. Таким образом, зона *A* является областью, наиболее склонной к проявлению осадки земной поверхности. При расчете по каждой из формул наблюдается значительная вероятность разрушения целика, если КЗП ниже 1.5. С использованием в расчете формулы Шеорая вероятность разрушения максимальна и составляет 56%.

ВЫВОДЫ

Выполнена оценка устойчивости массива над заброшенной угольной шахтой, принадлежащей компании South Eastern Coalfields Ltd, с использованием трех подходов, когда прочность целиков определяется: а) традиционным методом; б) на основе МКЭ-моделирования, в) на основе моделирования с использованием метода Монте-Карло.

В результате традиционного расчета коэффициент запаса прочности целиков всюду превысил 1.5, что свидетельствует об их устойчивости. Численное МКЭ-моделирование, учитывающее механические свойства пород, также показало безопасность угольных целиков. Моделирование с использованием методов Монте-Карло выявило возможность разрушения целиков в двух из трех зон шахтного поля по прошествии времени, так как минимальное возможное значение КЗП с определенной вероятностью может стать ниже 1. Можно ожидать, что если один угольный целик разрушится, то соответствующая нагрузка перераспределится на соседние целики, что может привести к цепной реакции разрушения целиков и осадке земной поверхности над шахтным полем.

По результатам моделирования рекомендуется проектировать размеры целиков таким образом, чтобы минимальное значение КЗП, рассчитанное с использованием метода Монте-Карло, было не менее 1.3. В этом случае целики будут способны воспринимать нагрузку со стороны налегающих пород на протяжении длительного времени.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Singh K. B. and Dhar B. B. Sinkhole subsidence due to mining, *Geotech. Geol. Eng.*, 1997, Vol. 15, No. 4. — P. 327–341.
2. Bahuguna P. P., Srivastava A. M. C., and Saxena N. C. A critical review of mine subsidence prediction methods, *Min. Sci. Technol.*, 1991, Vol. 13, No. 3. — P. 369–382.
3. Donnelly L. J. A review of international cases of fault reactivation during mining subsidence and fluid abstraction, *Q. J. Eng. Geol. Hydrogeol.*, 2009, Vol. 42, No. 1. — P. 73–94.
4. Peng S. S. Topical areas of research needs in ground control — A state of the art review on coal mine ground control, *Int. J. Min. Sci. Technol.*, 2015, Vol. 25, No. 1. — P. 1–6.
5. Jinhai Z., Ning J., Liming Y., and Liyang B. The effects of mining subsidence and drainage improvements on a waterlogged area, *Bull. Eng. Geol. Environ.*, 2019, Vol. 78, No. 5. — P. 3815–3831.
6. Kumar S., Kumar D., Donta P. K., and Amgoth T. Land subsidence prediction using recurrent neural networks, *Stoch. Environ. Res. Risk Assess.*, 2022, Vol. 36, No. 2. — P. 373–388.
7. Yu Y., Chen S.-E., Deng K.-Z., Wang P., and Fan H.-D. Subsidence mechanism and stability assessment methods for partial extraction mines for sustainable development of mining cities—a review, *Sustainability*, 2018, Vol. 10, No. 2, 2018. — P. 113.
8. Oh H.-J. and Lee S. Integration of ground subsidence hazard maps of abandoned coal mines in Samcheok, Korea, *Int. J. Coal Geol.*, 2011, Vol. 86, No. 1. — P. 58–72.
9. Nazarov L. A., Nazarova L. A., Khan G. N., and Vandamme M. Estimation of depth and dimension of underground void in soil by subsidence trough configuration based on inverse problem solution, *J. Min. Sci.*, 2014, Vol. 50, No. 3. — P. 411–416.
10. Lokhande R. D., Murthy V. M. S. R., and Singh K. B. Pot-hole subsidence in underground coal mining: some indian experiences, *Geotech. Geol. Eng.*, 2013, Vol. 31, No. 2. — P. 793–799.

11. **Tian X., Jin X., and He X.** Prediction of coal mining subsidence based on machine learning probability theory, *J. Electr. Comput. Eng.*, 2022, Vol. 2022. — P. 1–10.
12. **Marino G. G., Zamiran S., and Almiron F.** An overview of chimney subsidence above coal mines, *Geotech. Geol. Eng.*, Jul. 2022, doi: 10.1007/s10706-022-02242-2.
13. **Sui W., Zhang D., Cui Z. C., Wu Z., and Zhao Q.** Environmental implications of mitigating overburden failure and subsidences using paste-like backfill mining: a case study, *Int. J. Mining, Reclam. Environ.*, 2015, Vol. 29, No. 6. — P. 521–543.
14. **Lechner A. M., Baumgartl T., Matthew P., and Glenn V.** The impact of underground longwall mining on prime agricultural land: a review and research agenda, *L. Degrad. Dev.*, 2016, Vol. 27, No. 6. — P. 1650–1663.
15. **Zhang C., Zhao Y., Han P., and Bai Q.** Coal pillar failure analysis and instability evaluation methods: A short review and prospect, *Eng. Fail. Anal.*, 2022, Vol. 138. — P. 106344.
16. **Chen S., Yin D., Cao F., Liu Y., and Ren K.** An overview of integrated surface subsidence-reducing technology in mining areas of China, *Nat. Hazards*, 2022, Vol. 81, No. 2. — P. 1129–1145.
17. **Donnelly L. J.** A review of coal mining induced fault reactivation in Great Britain, *Q. J. Eng. Geol. Hydrogeol.*, 2006, Vol. 39, No. 1. — P. 5–50.
18. **Edmonds C.** Five decades of settlement and subsidence, *Q. J. Eng. Geol. Hydrogeol.*, 2018, Vol. 51, No. 4. — P. 403–416.
19. **Galav A., Singh G. S. P., and Sharma S. K.** Design and performance of protective water barrier pillars for underground coal mines in India — A Review, *J. Inst. Eng. Ser. D*, 2021, Vol. 102, No. 2. — P. 539–547.
20. **Lokhande D. R., Murthy V. M. S. R., Vellanky V., and Singh B. K.** Assessment of pot-hole subsidence risk for Indian coal mines,” *Int. J. Min. Sci. Technol.*, 2015, Vol. 25, No. 2. — P. 185–192.
21. **Baryakh A. A., Devyatkov S. Y., and Samodelkina N. A.** Theoretical explanation of conditions for sink-holes after emergency flooding of potash mines, 2016, *J. Min. Sci.*, Vol. 52, No. 1. — P. 36–45.
22. **Hummel M., Hummelova I., Koudelkova J., and Cerna K.** Mining of protection pillars without subsidence, *J. Min. Sci.*, 2015, Vol. 51, No. 2. — P. 335–341.
23. **Sahu P., Lokhande R. D., Pradhan M., and Jade R.** The influence of geotechnical parameters on sink-hole subsidence and its model development for underground coal mines in central India, 2021, *J. Min. Sci.*, Vol. 57, No. 2. — P. 220–228.
24. **Sedlák V.** Mathematical testing the edges of subsidence in undermined areas, *J. Min. Sci.*, 2014, Vol. 50, No. 3. — P. 465–474.
25. **Galvin J. M.** Pillar Systems, in *Ground Engineering — Principles and Practices for Underground Coal Mining*, Cham: Springer Int. Publ., 2016. — P. 121–179.
26. **Wang Z. and Li L.** Study of energy release in failure of coal and rock near fault on ANSYS, *Geotech. Geol. Eng.*, Vol. 37, No. 4. — P. 2577–2589.
27. **Wang L. and Miao X.** Numerical simulation of coal floor fault activation influenced by mining, *J. China Univ. Min. Technol.*, 2006, Vol. 16, No. 4. — P. 385–388.
28. **Yu J., Wilson J., Forget B., Dave A. J., Sun K., and Phillips B.** Experimental validation of a high fidelity Monte Carlo neutron transport model of the MIT graphite exponential pile, *Prog. Nucl. Energy*, 2022, Vol. 152. — P. 104368.
29. **Dedes G. et al.** The role of Monte Carlo simulation in understanding the performance of proton computed tomography, *Z. Med. Phys.*, 2022, Vol. 32, No. 1. — P. 23–38.

30. **Guimarães V. de A., Leal Junior I. C., and da Silva M. A. V.** Evaluating the sustainability of urban passenger transportation by Monte Carlo simulation, *Renew. Sustain. Energy Rev.*, 2018, Vol. 93. — P. 732–752.
31. **Sarigul N.** Evaluation of the effect of field sizes on radiation dose in the presence of metal materials using Monte Carlo simulation, *Appl. Radiat. Isot.*, 2022, Vol. 182. — P. 110143.
32. **Tousi E. T.** Monte Carlo simulation of the mass attenuation coefficient and effective atomic number of the *Eremurus-Rhizophora ssp.* particleboard phantom at the mammography energy range, *Prog. Nucl. Energy*, 2022, Vol. 149. — P. 104281.
33. **Chen G., Huang N., Wu G., Luo L., Wang D., and Cheng Q.** Mineral prospectivity mapping based on wavelet neural network and Monte Carlo simulations in the Nanling W-Sn metallogenic province, *Ore Geol. Rev.*, Vol. 143. — P. 104765.

Поступила в редакцию 21/IX 2022

После доработки 15/V 2024

Принята к публикации 17/V 2024