

УДК 622.272/275.34; 504.05/06:622.34

**ПРИМЕНЕНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ПОДЭТАЖНОЙ ВЫЕМКИ  
С ТВЕРДЕЮЩЕЙ ЗАКЛАДКОЙ В ОСЛАБЛЕННЫХ ЗОНАХ МАССИВА ПОРОД**

**В. И. Голик<sup>1,2</sup>, О. З. Габараев<sup>1</sup>, А. О. Кудря<sup>3</sup>**

<sup>1</sup>Северо-Кавказский государственный технологический университет,  
E-mail: v.i.golik@mail.ru, ул. Николаева, 44, 362021, г. Владикавказ, Россия

<sup>2</sup>Московский политехнический университет,  
ул. Б. Семеновская, 38, 107023, г. Москва, Россия

<sup>3</sup>Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН,  
Красный проспект, 54, 630091, г. Новосибирск, Россия

Для разработки рудных залежей сложноструктурных месторождений в ослабленных зонах массива пород предложен вариант технологии выемки подэтажами с твердеющей закладкой. На основе натуральных данных приведены аналитические зависимости, с помощью которых определяются устойчивость искусственной кровли и стенок очистных камер. Установлено, что закладочный массив с прочностью на одноосное сжатие 3 МПа будет устойчив как при выемке смежных камер, так и запасов нижерасположенного этажа. Даны рекомендации по технологии ведения закладочных работ.

*Месторождение, подземная разработка, напряжения, руда, порода, закладка, массив, малая мощность, контурное взрывание*

DOI: 10.15372/FTPRI20220613

Приоритетным направлением развития горнодобывающего производства является интенсификация процессов разработки месторождений с увеличением объема добычи руд за счет использования новой техники. Предполагается, что неизбежное увеличение разубоживания при этом будет компенсировано ростом извлечения при переработке добытых из недр руд [1–3].

В условиях локализации запасов руд, прежде всего цветных, редких и благородных металлов, такое направление не всегда возможно реализовать. Для повышения эффективности использования недр ведутся поиски резервов модернизации технологии очистных работ, особенно там, где применить высокопроизводительное оборудование и механизмы нельзя по геологическим и горнотехническим условиям [4–7]. Основное направление решения данных проблем — снижение потерь металлов и улучшение их качества за счет пока еще скрытых ресурсов технологий добычи и переработки от отбойки и дробления до процессов обработки руд и извлекаемых из них компонентов [8–11].

Из сложноструктурных месторождений с малыми запасами подземным способом добывается до половины руд цветных и редких металлов. Высокое разубоживание извлекаемого сырья объясняется малой мощностью и сложными условиями залегания рудных тел, результатом становится неконкурентоспособность горных предприятий, а также повышенные потери руды в целиках, оставляемых для обеспечения безопасности работ. Основное направление повышения эффективности добычи металлических руд — совершенствование технологии отбойки с учетом места и состояния полезного компонента в рудовмещающем массиве.

Рудные тела сложноструктурных месторождений характеризуются переменными углами падения, неравномерной мощностью, сбросами и пережимами, а также высокой контрастностью оруденения, что определяет выборочную выемку более богатых запасов. Вмещающие породы в целом устойчивы и допускают значительные обнажения пород кровли, это объясняет применение систем разработки с открытым выработанным пространством.

Варианты сплошной системы разработки отличаются высоким разубоживанием руды, снижающим качество добытой горной массы. Причиной является прихват пород при отбойке, обусловленный ручным трудом и необходимостью работы в очистном пространстве, а также отсутствие малогабаритного и производительного оборудования.

С понижением глубины горных работ условия добычи руд усложняются. Уменьшение мощности, изменчивость угла падения, сбросы и пережимы приводят к необходимости увеличения объема нарезных работ, что снижает эффективность системы, требует многовариантного подхода к управлению извлечением минерального сырья из недр.

Для разработки сложноструктурных месторождений руд средней и выше средней ценности широко применяется система поэтажных выработок с твердеющей закладкой. Отделение руд от массива проводится шпуровой и в меньшей степени скважинной отбойкой. Для улучшения дробления руды и снижения сейсмического эффекта выполняется короткозамедленное взрывание зарядов. Однако, как показали практические данные, интервалы замедления при взрывании не всегда защищают разрабатываемый массив от сейсмического воздействия.

Приоритетным условием повышения эффективности добычи руд является учет и использование свойств рудовмещающих неоднородных скальных массивов. Российскими и зарубежными учеными показано, что сохранность массива пород под влиянием горных работ определяется предельными напряжениями, особенно в зонах ослабленностей при вскрытии, нарезке и очистной выемке [1 – 3, 12, 13].

Если основные аспекты подземной разработки рудных месторождений исследованы в достаточно большом объеме, то отработка запасов в зонах тектонически нарушенных массивов, ослабленных природными и техногенными процессами, требует дополнительного изучения. Совершенствование технологии подземной выемки руд в зонах ослабленности пород представляет собой актуальную научно-практическую задачу, которая способствует решению вопросов сохранения окружающей среды в районе добычи минерального сырья [14 – 18].

Цель настоящей работы — обоснование возможности нахождения резервов модернизации горных работ при выемке запасов руд в зонах ослабления массива. В рамках исследования определялись полнота отбойки, потери руд и объем примешивания разубоживающих пород. Параметры структурного ослабления массива устанавливались анализом геолого-маркшейдерской документации. Надежность искусственной стенки обосновывалась с использованием зависимости Кулона – Мора. Эффективность выравнивания поверхности стенок камер путем взрывания контурных скважины устанавливалась экспериментально. Параметры анкерной крепи рассчитывались по Г. Л. Фисенко и В. М. Рогинскому [19 – 21].

### ПРОВЕДЕНИЕ ИССЛЕДОВАНИЙ И ИХ ОБСУЖДЕНИЕ

Рудная зона рассматриваемого сложноструктурного месторождения залегает в образованном разломами тектоническом блоке и представлена смесью туфоалевролитов с прослоями и линзами известняков. Это среднепрочные и упругие породы ( $0.5 > K_s > 0.2$ ,  $K_s$  — коэффициент структурного ослабления). В пределах рудного тела выделяются две ослабленные зоны: северная мощностью 2–8 м, южная — 5–15 м.

Висячий бок рудной зоны сложен диоритами с пределом прочности на сжатие 80–120 МПа, на растяжение 7–10 МПа и модулем упругости 65–74 ГПа, в остальной части он представлен среднепрочными породами. Ослабленные породы при обнажении, как показали натурные данные на месторождении, теряют свою устойчивость. Выемка запасов осуществляется системой разработки подэтажными ортами с твердеющей закладкой. Факторы в пользу выбора данной технологии выемки, кроме высокой производительности и низкой себестоимости добычи, следующие:

- сплошной порядок отработки;
- интенсивная выемка и закладка камер оптимальной длины;
- использование наклона границы отбойки на рудный массив с контурным взрыванием по зоне оруденения;
- оптимальная прочность твердеющих смеси.

Схема развития очистных работ при технологии подэтажной выемки представлена на рис. 1.

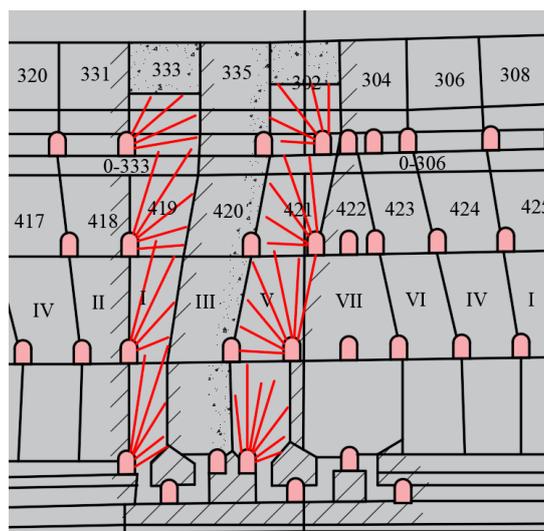


Рис. 1. Схема отработки камер блока: 320–308 — камеры этажа 3; 417–425 — камеры этажа 4; I–VII — очередность выемки камер блока в этаже

Наклон стенок камер составляет 78–82°, ширина камер в кровле принята 12 м. Для создания наклона бортов в основании первой и последней камер блока их ширина уменьшена до 7–10 м. Закладочный массив в соответствии с проведенными испытаниями обладает большей прочностью, чем рудное тело, поэтому длину выемочных камер можно увеличить до 30–40 м. Для оптимизации параметров камер в зависимости от коэффициента структурного ослабления использованы результаты анализа устойчивости ранее отработанных участков.

Размеры стенок камер, полученные на основании графиков на рис. 2 с учетом конкретных инженерно-геологических условий, приведены в табл. 1. Из нее следует, что длина камер меньше допустимых, при этом высота подэтажа 18 м принята из условия удобства наклона

стенок и равномерности распределения объемов буровых работ. Для поддержания производительной мощности рудника разработан календарный график, в основу которого легли запасы руды, месячная производительность по руде 14 тыс. м<sup>3</sup>, закладке — 16 тыс. м<sup>3</sup>, производительность камеры 6 тыс. м<sup>3</sup>/мес, время на твердение массива закладки 1 мес. Установлено, что для поддержания производительности рудника необходимо иметь в одновременной работе три камеры. Сроки отбойки камер изменяются от 1 до 3 мес.

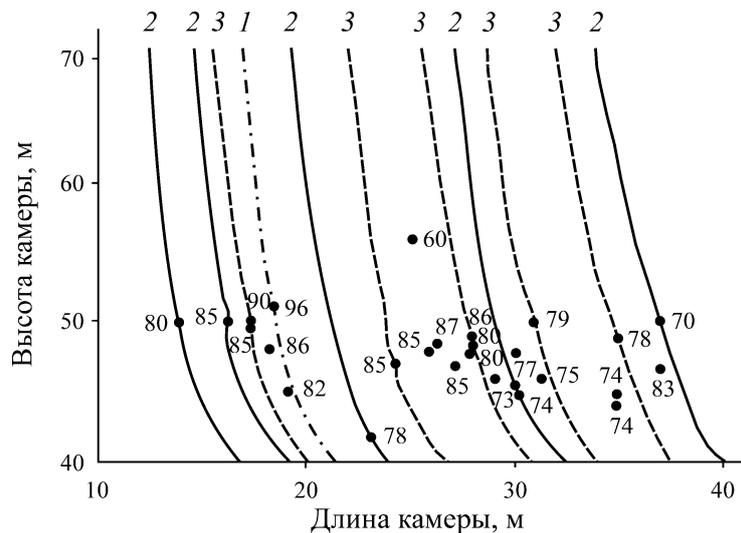


Рис. 2. Изменение устойчивости стенок камер в зависимости от их наклона: 1 — значение по проекту для  $K_s=0.15-0.20$ ; 2 — фактическое значение для  $K_s=0.20$ ; 3 — фактическое значение для  $K_s=0.20-0.40$ ; цифрами обозначены фактические углы наклона, равные углам естественного обрушения

ТАБЛИЦА 1. Размеры рудных стенок наклонных камер

Камера	Наклон стенки, град	Высота камеры, м	Длина камеры, м	
			допустимая	фактическая
402а	78	60	34	16
402б	78	40	38	11
402в	78	25	35	14
406а	80	60	28	28
406б	80	50	20	15
412а	90	60	16	13

Неровная поверхность контакта искусственного и рудного массивов приводит к подрыву выпуклых частей и зависимости разубоживания от качества плоскости контакта. Для выравнивания поверхности стенок камер буровые орты проходились по границе камеры, по плоскости стенки предварительно взрывались контурные скважины. Контурная щель служила экраном при взрывании верхних зарядов, что существенно повысило устойчивость стенок камер.

Восходящие скважины диаметром 85 мм через 0.8 м в плоскости стенки камеры бурились для образования контурной экранирующей щели. Плотность заряжения составляла 1 кг взрывчатого вещества, например ВА-8, на 1 м скважины или применялся сплошной заряд из патронов. Гирлянды заряда поднимались в скважину с помощью провода, переброшенного через за-

крепляемой на деревянной клиновой пробке в торце скважины блочка. Взрывание зарядов щели осуществляли перед началом отбойки камеры, что приводило к нарушению устойчивости пород вокруг буровых ортов. В один прием взрывались 10–15 скважин.

При отработке камер на границе с неустойчивыми вмещающими породами в зоне влияния тектонических разломов укрепление пород проводилось железобетонными анкерами, а также защитными бетонными стенками. В некоторых случаях оставлялись временные рудные целики.

Важным вопросом безопасности при выемке камер в ослабленных зонах горного массива является устойчивость искусственной кровли. Натурные наблюдения показали, что в ней при подработке возникают трещины отрыва, свидетельствующие о наличии растягивающих напряжений.

Для монолитной среды Г. Л. Фисенко рекомендует определять прочность массива на растяжение исходя из условия предельного равновесия в плоской кровле — равенства веса материала в пределах сводаобразной поверхности и суммы сил сопротивления отрыву пород по ней. Наиболее напряженная сводаобразная поверхность — свод высотой, равной половине пролета. Для условий монолитной сплошной среды определена высота свода, равная пролету, как более надежное решение. Прочность массива закладки над камерой можно вычислить с заменой полупролета кровли на пролет [19, 20]:

$$[\sigma_p] \geq \frac{7\gamma l}{20K},$$

где  $\gamma$  — объемный вес закладки, т/м<sup>3</sup>;  $l$  — пролет кровли, м;  $K$  — коэффициент, учитывающий неравномерность прочности закладки в массиве.

Применительно к условиям ослабленной зоны массива пород рассматриваемого сложноструктурного месторождения получим

$$[\sigma_p] \geq \frac{\gamma l}{2.3}.$$

В случае пригрузки породами прочность закладки устанавливалась по В. Д. Слесареву [22]:

$$\gamma_n = \frac{q + \gamma H}{H}.$$

Здесь  $q$  — удельное давление со стороны налегающих пород, т/м<sup>2</sup>;  $\gamma$  — объемный вес закладки, т/м<sup>3</sup>;  $H$  — высота массива закладки, м. Отсюда

$$[\sigma_p] \geq \frac{l\gamma(q + \gamma H)}{2.3H}.$$

Прочность закладочного массива к моменту отработки под ней запасов должна превышать растягивающие напряжения. Принимая во внимание, что выемка камер под закладочным массивом будет происходить через 2–4 года после возведения его в отработанном этаже, прочность затвердевшей смеси должна быть равна

$$[\sigma_p] = \frac{l\gamma(q + \gamma H)}{2.3HK_1K_2},$$

$K_1$  — коэффициент, учитывающий увеличение прочности закладки во времени, определяемый по графику на рис. 3;  $K_2$  — коэффициент, учитывающий увеличение прочности закладки относительно контрольных лабораторных кубиков при условии продолжительности отработки камеры не более 2 мес.

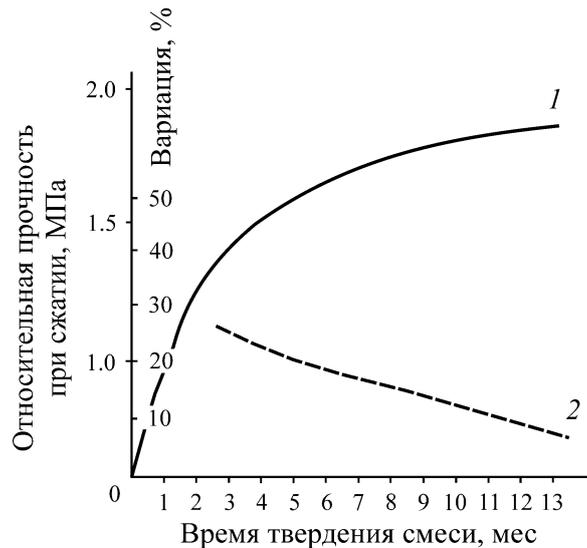


Рис. 3. Зависимость прочности закладки от времени: 1 — прочность; 2 — коэффициент вариации

Например, для условий отработки камеры при  $l = 1.2$  м,  $\gamma = 2$  т/м<sup>3</sup>,  $H = 120$  м,  $q = 200$  т/м<sup>2</sup>,  $K_1 = 1.9$ ,  $K_2 = 1.3$  прочность закладки на разрыв должна составлять 15.4 т/м<sup>2</sup>. Таковую прочность на растяжение имеют составы твердеющей закладки, у которых прочность на сжатие  $\sigma_s$  изменяется от 2 до 3 МПа. При этом прочность массива твердеющей закладки должна обеспечивать устойчивость вертикальных и наклонных обнажений при сплошной отработке камер через 30 дней после окончания ее возведения.

На рис. 4 приведена схема для расчета устойчивых размеров стенок камер из условия предельного равновесия фигуры  $OCF$ , состоящей из прямоугольных призм, ограниченных линией сдвига  $OC$ . Призма стремится сдвинуться в сторону выработанного пространства под влиянием сил собственного веса и пригрузки, которым противодействуют силы сцепления, действующие на плоскости сдвига  $OC$  и боковых поверхностях  $OAF$ , а также силы прочности отрыву на  $AE$ .

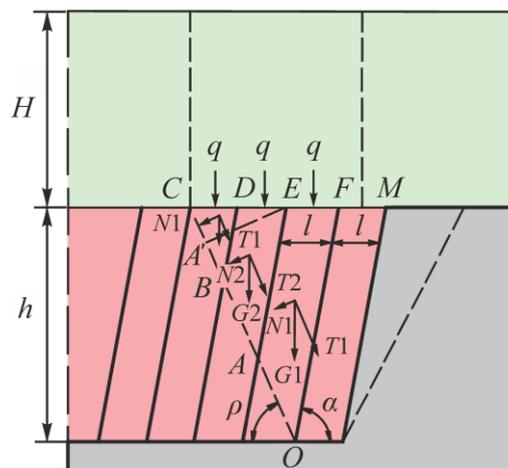


Рис. 4. Схема к расчету устойчивых размеров искусственной стенки камеры:  $H$  — глубина работ;  $h$  — высота рудного тела

Сцепление на плоскости зависит от нормального давления  $N_1$  и может быть определено по зависимости Кулона – Мора. Подставив вместо указанных сил их значения, коэффициент устойчивости  $n_1$  вертикальных и наклонных искусственных стенок можно найти из выражения:

$$n_1 = \frac{[\sigma_p] \left( \frac{h \sin \beta}{\sin \alpha} - l \sin \alpha \right) + \frac{l}{\sin \beta} \left[ K \sin \alpha + \left( h - \frac{l \sin \varphi \sin \alpha}{2 \sin \beta} \right) \gamma \cos \varphi \sin \beta \operatorname{tg} \rho \right] + \frac{Kl}{L} \left( 2h - \frac{l \sin \alpha \sin \varphi}{\sin \beta} \right)}{\gamma l \left( h - \frac{l \sin \alpha \sin \varphi}{2 \sin \beta} \right) + 1.5ql}$$

Здесь  $[\sigma_p]$  — прочность твердеющей смеси на отрыв, МПа;  $h$  — высота камеры, м;  $\beta = 180 - \varphi - \alpha$ , град;  $\alpha$  — угол наклона стенки камеры, град;  $\varphi$  — угол сдвижения искусственного массива, град;  $\rho$  — угол внутреннего трения твердеющей смеси, град;  $K$  — сцепление твердеющей смеси при нормальном давлении, равном нулю, тс/м<sup>2</sup>;  $\gamma$  — объемный вес закладки, тс/м<sup>3</sup>;  $q$  — пригрузка искусственного массива, тс/м<sup>2</sup>;  $L$  — длина камеры, м;  $l$  — пролет камеры, м.

Расчетами определялась устойчивость призмы — наиболее напряженной части массива для камеры шириной 12 м, длиной 40 м и высотой 60 м с наклоном стенки под углом 78° при следующих условиях:  $[\sigma_s]_{28} = 300$  тс/м<sup>2</sup>;  $[\sigma_p]_{28} = 22$  тс/м<sup>2</sup>;  $K = 74$  тс/м<sup>2</sup>;  $\rho = 38^\circ$ ;  $\varphi = 64^\circ$ ;  $\gamma = 2$  тс/м<sup>3</sup>;  $\beta = 38^\circ$ ;  $q = 200$  тс/м<sup>2</sup>;  $\sin \beta = 0.62$ ;  $\sin \varphi = 0.90$ ;  $\cos \varphi = 0.44$ ;  $\operatorname{tg} \rho = 0.78$ ;  $\operatorname{ctg} \varphi = 0.49$ ;  $\operatorname{ctg} \alpha = 0.21$ .

Пригрузка налегающими породами ( $q = 200$  тс/м<sup>2</sup>) определена исходя из параметров свода обрушения, формируемого в ослабленном массиве пород. Согласно выполненным расчетам, коэффициент устойчивости вертикального обнажения искусственной стенки в зависимости от  $K_s$  составил 2.0–2.5. Следовательно, закладочный массив с прочностью на одноосное сжатие 3 МПа будет устойчив при отработке соседних камер (табл. 2) и при выемке запасов ниже-расположенного этажа.

ТАБЛИЦА 2. Параметры вертикальных обнажений массива закладки

Блок	Размер вертикальных обнажений закладки, м		Номер камеры	Прочность закладки в смежных камерах, кг/см <sup>2</sup>	
	Высота	Длина		в днище	в середине блока
1	40	48	10	54	33
2	44	56	136	26–34	22–42
3	70	13	321	50	27
4	60	18	3156	40	30

На основании полученных результатов даны следующие рекомендации по применению рассматриваемой системы разработки. При возведении искусственного массива в камере небольшого сечения закладочной установкой производительностью 100–130 м<sup>3</sup>/ч подъем столба закладки опережает скорость ее твердения. В результате в нижней части незатвердевшей смеси возрастает гидростатическое давление, что следует учитывать при закладке на уровнях

подэтажей в местах установки водонепроницаемых перемычек. Исходя из максимально возможного давления столба незатвердевшей смеси, равной 10 м, перемычки должны рассчитываться на давление 20 т/м<sup>2</sup>. В таких условиях необходимо сооружать железобетонные перемычки. Чтобы бетон в перемычках набирал в двухдневном возрасте 30–50 % месячной прочности, в смесь необходимо добавлять хлористый кальций в количестве 3 % от объема вяжущих. Высоту днища камер целесообразно принимать равной 5 м (расстояние между почвой погружной выработки и подсечкой). Полученные результаты исследования подтверждаются работами специалистов данного направления горного дела России и зарубежья [23–26].

## ВЫВОДЫ

Предложена оценка устойчивости кровли и стенок искусственного массива в ослабленных зонах применительно к одному из сложноструктурных месторождений. При выемке запасов смежных участков, в том числе нижерасположенного этажа, установлена необходимая прочность закладки (3 МПа), обеспечивающая устойчивость искусственной кровли и стенок очистной камеры, что позволяет вести интенсивную отработку залежи при сплошном порядке добычи руды.

## СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. **Валиев Н. Г., Пропп В. Д., Вандышев А. М.** Кафедре горного дела УГГУ — 100 лет // Горн. журн. — 2020. — № 8. — С. 130–143.
2. **Golik V., Komashchenko V., Morkun V., and Burdzieva O.** Simulation of rock massif tension at ore underground mining, Metal. Min. Industry, 2016, No. 7. — P. 76–79.
3. **Huang P., Zhang J., Spearing A. J. S., Li M., Yan X., and Liu S.** Deformation response of roof in solid backfilling coal mining based on viscoelastic properties of waste gangue, Int. J. Min. Sci. Technol., 2021, Vol. 31, No. 2. — P. 279–289.
4. **Голик В. И., Качурин Н. М., Стась Г. В., Лискова М. Ю.** К природо- и ресурсосберегающим технологиям подземной разработки месторождений сложной структуры // Безопасность труда в пром-сти. — 2022. — № 9. — С. 22–27.
5. **Голик В. И., Титова А. В.** Моделирование показателей разработки рудных месторождений Садона // Горн. пром-сть. — 2022. — № 4. — С. 82–87.
6. **Ляшенко В. И., Хоменко О. Е., Голик В. И.** Развитие природоохранных и ресурсосберегающих технологий подземной добычи руд в энергонарушенных массивах // Горн. науки и технологии. — 2020. — Т. 5. — № 2. — С. 104–118.
7. **Валиев Н. Г., Беркович В. Х., Пропп В. Д., Боровиков Е. В.** Практика совершенствования системы разработки горизонтальными слоями с гидрозакладкой при отработке крутопадающего жильного месторождения // Изв. ТГУ. Науки о Земле. — 2020. — № 1. — С. 171–182.
8. **Еремеева Ж. В., Шарипзянова Г. Х., Ниткин Н. М., Крихтин В. В., Тер-Ваганянц Ю. С., Дахнова Т. В.** Влияние технологических факторов смешивания и природы наноразмерных частиц на механические свойства порошковой легированной стали СП60ХГС // Нанотехнологии: наука и производство. — 2016. — № 3. — С. 57–76.
9. **Панов В. С., Еремеева Ж. В., Иванов С. А., Скориков Р. А., Шарипзянова Г. Х., Ниткин Н. М., Тер-Ваганянц Ю. С.** Влияние природы наноразмерных частиц и способа смешивания на трибологические свойства порошковой стали СП70ХНМ // Нанотехнологии: наука и производство. — 2016. — № 4. — С. 15–21.

10. **Панов В. С., Еремеева Ж. В., Скориков Р. А., Михеев Г. В., Шарипзянова Г. Х., Тер-Ваганянц Ю. С.** Влияние наноразмерных частиц и способа смешивания на механические свойства порошковой стали СП70 // Перспективные материалы. — 2015. — № 7. — С. 30–41.
11. **Протосеня А. Г., Куранов А. Д.** Методика прогнозирования напряженно-деформированного состояния горного массива при комбинированной разработке Коашвинского месторождения // Горн. журн. — 2015. — № 1. — С. 67–71.
12. **Неверов А. А., Неверов С. А., Тапсиев А. П., Щукин С. А., Васичев С. Ю.** Обоснование геотехнологий выемки рудных месторождений на основе развития модельных представлений об изменении параметров природного поля напряжений // ФТПРПИ. — 2019. — № 4. — С. 74–90.
13. **Шапошник Ю. Н., Неверов А. А., Неверов С. А., Никольский А. М.** Оценка влияния накопившихся пустот на безопасность доработки Артемьевского месторождения // ФТПРПИ. — 2017. — № 3. — С. 108–118.
14. **Качурин Н. М., Стась Г. В., Корчагина Т. В., Змеев М. В.** Геомеханические и аэрогазодинамические последствия подработки территорий горных отводов шахт Восточного Донбасса // Изв. ТГУ. Науки о Земле. — 2017. — Вып. 1. — С. 170–182.
15. **Батугин А. С., Шевчук С. В., Шерматова С. С., Головки И. В., Бямбасурэн Зундуйжамц.** К вопросу мониторинга геоэкологической опасности при геодинамическом взаимодействии объектов освоения недр // ГИАБ. — 2021. — № 10-1. — С. 63–73.
16. **Rybak J., Gorbatyuk S., Bujanovna-Syuryun K., Khairutdinov A., Tyulyaeva Y., and Makarov P.** Utilization of mineral waste: A method for expanding the mineral resource base of a mining and smelting company, Metallurgist, 2021, Vol. 64. — P. 851–861.
17. **Zaalishvili V. B., Melkov D. A., Dzeranov B. V., Morozov F. S., and Tuaeв G. E.** Integrated instrumental monitoring of hazardous geological processes under the Kazbek volcanic center, Int. J. Geomate, 2018, Vol. 15, No. 47. — P. 158–163.
18. **Zuev B. Yu., Zubov V. P., and Fedorov A. S.** Application prospects for models of equivalent materials in studies of geomechanical processes in underground mining of solid minerals, Eurasian Min., 2019, No. 1. — P. 8–12.
19. **Фисенко Г. Л.** Предельные состояния горных пород вокруг выработок. — М.: Недра, 1976. — 272 с.
20. **Фисенко Г. Л.** Прочностные характеристики массива горных пород // Механика горных пород и маркшейдерское дело. — М.: Углетехиздат, 1959. — С. 91–100.
21. **Рогинский В. М.** Проведение горноразведочных выработок. — М.: Недра, 1987. — 296 с.
22. **Слесарев В. Д.** Механика горных пород и рудничное крепление. — М.: Углетехиздат, 1952. — 260 с.
23. **Aizhong Lu, Ning Zhang, and Guisen Zeng.** An extension failure criterion for brittle rock, Deep Rock Behaviour Eng. Env., 2020, Vol. 2020. — P. 1–12.
24. **Wang Li and Zhang Xiu-feng.** Correlation of ground surface subsidence characteristics and mining disasters under super-thick overlying strata, J. China Coal Soc., 2009, Vol. 34, No. 8. — P. 1048–1051.
25. **Freeman A. M., Herriges J. A., and Kling C. L.** The measurement of environmental and resource values, Theory and Methods, New York, USA, RFF Press, 2014. — 235 p.
26. **Shabanimashcool M. and Li C.** Analytical approaches for studying the stability of laminated roof strata, Int. J. Rock Mech. Min. Sci., 2015, No. 79. — P. 99–108.

*Поступила в редакцию 23/IV 2022*

*После доработки 20/IX 2022*

*Принята к публикации 24/XI 2022*