

УДК 622.831.325:550:34

ОБОСНОВАНИЕ ФОРМУЛ ДЛЯ ОЦЕНКИ КРИТИЧЕСКОЙ ГЛУБИНЫ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПО УСЛОВИЮ УДАРООПАСНОСТИ

В. Н. ТЮПИН, проф., д-р техн. наук, tyupinvn@mail.ru

Белгородский государственный национальный исследовательский университет, Белгород, Россия

Введение

Определение критической глубины, с которой разведанное месторождение можно считать опасным по горным ударам, является весьма важной и масштабной задачей. Это связано с тем, что начиная с критической глубины существенно возрастают материальные и финансовые затраты горных предприятий для обеспечения безопасности и эффективности работ, создаются организационные структуры, обеспечивающие прогнозирование, предупреждение и фиксирование удароопасных ситуаций. Отнесение месторождения к опасным по горным ударам в настоящее время проводят на стадии проектирования [1, 2]. Обычно перед строительством нового горного предприятия в районе расположения полезного ископаемого осуществляют геологоразведочное бурение. По керну определяют физико-механические свойства горных пород и степень трещиноватости массива, что является основой для выбора системы разработки, определения устойчивых размеров обнажений и целиков, способов крепления выработок [3–7]. Кроме того, необходимо определять напряженно-деформированное состояние горного массива [8–19] и разрабатывать методы предупреждения удароопасных ситуаций [20–25].

Удароопасность месторождения устанавливают по наличию удароопасных пород и величине горного давления, при которой возможно хрупкое разрушение пород. Оценку удароопасности, склонности горной породы к хрупкому разрушению, как правило, проводят по отношению упругой деформации образца к общей деформации при наибольшем значении сжимающих напряжений [3]. При отношении не менее 0,7 порода считается удароопасной. Глубину, с которой месторождение относят к опасным по горным ударам, устанавливают более точно при ведении разведочных работ путем выполнения инструментальных исследований с определением уровня напряжений [2], а также по наличию в выработках динамических проявлений горного давления в виде шелушений, стреляний, динамического заколообразования, микроударов и горных ударов. Согласно нормативным документам [1], весьма важным вопросом является прогнозирование появления удароопасных ситуаций на определенной глубине уже на стадии изысканий и проектирования [2].

Приведена упрощенная формула для расчета критической глубины $H_{кр}$, основанная на упругих свойствах горных пород, проведены расчеты $H_{кр}$. Разработана новая формула, основанная на закономерности увеличения диаметра зоны раздавливания и уменьшения радиуса зоны трещинообразования с увеличением горного давления при взрыве шпуровых зарядов ВВ. Правомерность использования новой формулы доказана путем расчетов и сравнения с фактической критической глубиной месторождений. Численные расчеты $H_{кр,р}$ для удароопасных пород Стрельцовской группы месторождений по обеим формулам дают хорошее совпадение с фактически принятой глубиной 500 м. Формулы для расчета критической глубины месторождений по удароопасности рекомендуется использовать для предварительных расчетов на стадии изысканий и проектирования месторождений. Для определения более точных значений критической глубины следует определять физико-механические свойства горных пород, отобранных на глубине 300–700 м.

Ключевые слова: горные породы, удароопасность, изыскание и проектирование, критическая глубина, упругие и прочностные свойства пород, радиусы зоны раздавливания и радиальных трещин, расчетные формулы, численные расчеты
DOI: 10.17580/gzh.2023.12.01

Целью статьи является вывод формулы для определения критической глубины месторождения по условию удароопасности на основе учета прочностных свойств горных пород.

Обоснование формулы для расчета критической глубины по фактору удароопасности

В работе [26] критическая глубина месторождения по горным ударам обосновывается тем, что при проходке разведочных выработок в процессе ведения взрывных работ в окружающем массиве образуется зона заколов. При этом в работе [26] установлено, что чем больше величина горного давления в массиве, тем больше размер зоны заколов. С учетом результатов исследований [27, 28] предполагается, что на удароопасном участке массива в зону заколов устремляется упругая энергия из прилегающих пород, провоцируя удароопасную ситуацию. Исходя из данной модели, получена формула для определения критической глубины, которая зависит от упругих свойств горных пород и параметров трещиноватости массива. Упрощенная формула расчета в работе [26] имеет вид:

$$H_{кр} = 2,62 \cdot 10^{-9} \frac{E\nu}{(1-\nu)}, \quad (1)$$

где E – модуль упругости горной породы, Па; ν – коэффициент Пуассона.

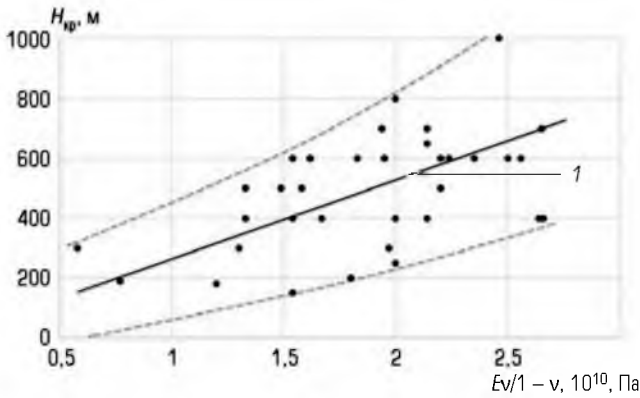


Рис. 1. Зависимость критической глубины месторождений от соотношения упругих свойств горных пород:

1 – кривая, построенная по зависимости (1); точки соответствуют фактической критической глубине [1] и соотношению упругих свойств $E\nu(1-\nu)^{-1}$ для пород месторождений, согласно работе [29]

Результаты численных расчетов по формуле (1) с использованием средних параметров упругих свойств горных пород, заимствованных в работе [29] для месторождений РФ и бывш. СССР, отражены на **рис. 1**.

Анализ **рис. 1** указывает на значительный разброс величины $H_{кр}$. Кроме того, удароопасные ситуации происходят с обязательным разрушением горного массива. Следовательно, в формуле для определения величины $H_{кр}$ должны присутствовать прочностные характеристики горных пород. В связи с этим исследования по определению величины $H_{кр}$ необходимо продолжить.

При проходке горных выработок на рудниках ПАО «ППГХО» в горных массивах трахидацитов была установлена следующая закономерность. С увеличением глубины от поверхности земли со 180 до 600 м (то есть с повышением горного давления) радиус зоны раздавливания вокруг взорванных проходческих шпуров возрастает, а радиус зоны радиальных трещин – уменьшается (**рис. 2**) [19, 21, 30]. Массивы трахидацитов Стрельцовского рудного поля обладают весьма малой вариацией физико-механических свойств и параметров трещиноватости.

Увеличение диаметра зоны раздавливания можно объяснить тем, что горное давление суммируется с давлением, создаваемым продуктами детонации при взрыве (**рис. 3**, левая часть).

В зоне радиальных трещин горное давление препятствует прорастанию трещин (см. **рис. 3**, правая часть).

В связи с этим возникла гипотеза: в удароопасном массиве радиус зоны раздавливания $R_{рд}$ равен радиусу зоны трещинообразования $R_{тр}$:

$$R_{рд} = R_{тр}. \quad (2)$$

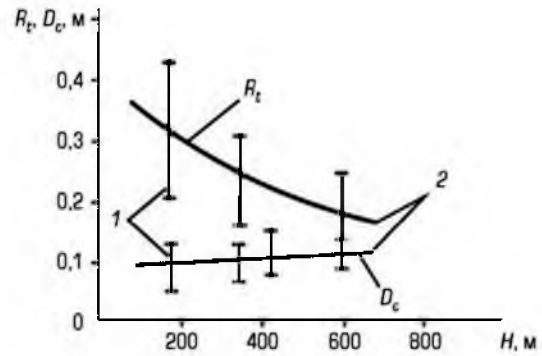


Рис. 2. Изменение радиуса зоны радиального трещинообразования R_t и диаметра зоны раздавливания «стакана» D_c от взрыва в массиве трахидацитов в зависимости от глубины разработки H :

1 – экспериментальные данные; 2 – расчетные показатели [21]

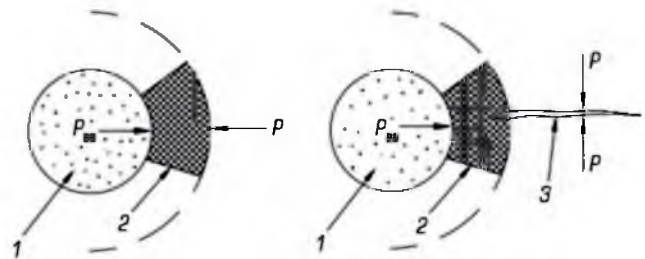


Рис. 3. Схема к определению воздействия продуктов взрыва и горного давления на зоны раздавливания и радиальную трещину:

1 – взрываемый шпур (скважина); 2 – зона раздавливания; 3 – прорастающая трещина; P – горное давление; $P_{ВВ}$ – давление продуктов детонации

Согласно работам [30, 31], формулы для определения радиусов указанных зон при взрыве цилиндрического заряда ВВ имеют вид:

$$R_{рд} = \frac{\sqrt{\pi}}{8} \frac{D\rho_в d_3 c}{(\sigma_{сж} - P)\Phi} \left(1 - \frac{\mu\nu}{1-\nu}\right); \quad (3)$$

$$R_{тр} = \frac{\sqrt{\pi}}{8} \frac{D\rho_в d_3 c\nu}{(\sigma_p + P)\Phi(1-\nu)} \left(1 - \frac{\mu\nu}{1-\nu}\right). \quad (4)$$

где D , $\rho_в$, d_3 – скорость детонации, м/с, плотность заряжения, кг/м³, диаметр заряда, м, ВВ соответственно; c – скорость продольной волны в отдельности массива, м/с; $\sigma_{сж}$ – предел прочности породы на сжатие; P – величина горного давления, Па; Φ – показатель трещиноватости горного массива; μ – коэффициент трения между отдельностями массива; σ_p – предел прочности породы на разрыв, Па.

Подставляя выражения (3) и (4) в (2) и решая уравнение относительно P , получим

$$P = \sigma_{сж} \nu - \sigma_p (1 - \nu). \quad (5)$$

Величину горного давления P можно выразить формулой

$$P = K \rho g H, \quad (6)$$

где K – коэффициент концентрации напряжений, создаваемый за счет образования выработанного пространства; ρ – объемная масса горного массива, кг/м³; g – ускорение свободного падения, м/с²; H – глубина от поверхности земли, м.

Подставляя (6) в (5), после преобразований получим

$$H_{кр,р} = \frac{\sigma_{сж} \nu - \sigma_p (1 - \nu)}{K \rho g}. \quad (7)$$

Таблица 1. Значения критической глубины удароопасных пород Стальцовского рудного поля, рассчитанные по формулам (1) и (8)

Горные породы	$E, 10^{10}, \text{Па}$	$\sigma_{сж}, 10^6, \text{Па}$	$\sigma_p, 10^6, \text{Па}$	ν	$H_{кр,р}, \text{м, по формулам}$	
					(1)	(8)
Андезиты	5,08	102,7	11,7	0,24	420,3	484,1
Базальты	6,44	135,1	13,0	0,23	504,5	421,3
Граниты	5,30	144,0	8,6	0,23	415,2	530,0
Трахидациты	4,75	97,2	13,9	0,29	507,8	366,4

Таблица 2. Фактическая и расчетная критическая глубина месторождений РФ и бывш. СССР по удароопасности

Месторождение	$H_{кр,р}, \text{м}$	Горная порода	ν	$\sigma_{сж}, \text{МПа}$	$\sigma_p, \text{МПа}$	$\sigma_{сж} \nu - \sigma_p (1 - \nu), \text{МПа}$	$H_{кр,р}, \text{м}$
Абаканское	600	Железная руда	0,23	158	10	28,7	573
Высокогорское	600	Сиениты	0,26	114	15	18,5	370
Гороблагодатское	300	Скарны	0,21	172	13	25,9	517
Казское	600	Диориты	0,22	170	22	20,3	405
		Роговики		172	11	29,3	585
Коробковское	600	Железистые кварциты	0,24	190	13,5	35,3	707
Лебяжинское	600	Скарны	0,23	172	13	29,5	591
Песчанское	400	Порфириты	0,22	148	17	19,3	386
Таштагольское	400	Сиениты	0,20	114	15	10,8	216
Шерегешское	600	Граниты	0,24	105	9	18,3	367
Яковлевское	600	Рудный массив	0,23	158	13	26,4	527
Белогорское	600	Граниты	0,23	105	9	17,2	344
Берикульское	600	Кварциты	0,16	190	13,5	19,0	381
		Габбро	0,24	162	16	26,7	534
«Восток-2»	500	Гранит-порфиры	0,20	148	17	16	320
Дарасунское	400	Кварцевые порфириты	0,26	148	17	25,9	518
Константиновское	300	Кварцевые диориты	0,16	170	22	8,7	174
Ловозерское	500	Уртиты	0,27	130	9	28,5	571
Николаевское «ОАО «Дальполиметалл»	700	Порфиры	0,26	148	17	25,9	518
Южное «ОАО «Дальполиметалл»	180	Песчаники	0,20	100	9,5	12,4	248
Огневско-Бакенное	600	Граниты	0,23	205	9	40,2	804
Октябрьское и Талнахское	700	Роговик, габбро-долериты	0,22	122	13	16,7	334
Перевальное (Солнечный ГОК)	600	Порфириты	0,22	148	17	19,3	386
Солнечное (Солнечный ГОК)	600	Порфириты	0,22	148	17	19,3	386
Садонское	700	Окварцованные граниты	0,23	205	9	40,2	804
Саткинское	250	Доломиты	0,24	121	11	20,6	413
Тырныаузское	800	Скарны	0,25	172	13	33,2	665
Хинганское	500	Брекчия	0,25	116	8,5	22,7	453
Кошвинское	400	Рискорриты	0,25	100	5,9	21	420
Партомчоррское	400	Ийолит-уртиты	0,25	167	11	33,5	670
Узельгинское	650	Кварцевые липаритовые порфиры	0,27	148	17	27,6	551
Стрельцовское рудное поле	500	Граниты	0,23	144	8,6	26,5	530
Зырянское	600	Микрокварциты	0,23	190	13,5	33,2	665

Величину ρ можно принять равной $2,55 \cdot 10^3$ кг/м³, $g = 9,8$ м/с². Как правило, первые динамические проявления горного давления наблюдаются при проходке разведочных выработок или шахтных стволов. Коэффициент K при проходке выработок можно принять равным 2. Тогда формула (7) имеет вид:

$$H_{кр,р} = 2 \cdot 10^{-5} [\sigma_{сж} \nu - \sigma_p (1 - \nu)]. \quad (8)$$

Анализ выражения (8) показывает, что $H_{кр,р}$ наиболее существенно зависит от предела прочности породы на сжатие и коэффициента Пуассона. При этом с увеличением $\sigma_{сж}$ $H_{кр,р}$ также увеличивается: чем прочнее порода, тем большее давление (повышается с глубиной) она выдерживает без разрушения. Вполне логично и влияние коэффициента Пуассона: чем больше ν , тем более податлив, пластичен массив, что компенсирует возрастающую нагрузку, и $H_{кр,р}$, таким образом, можно увеличивать. Интересно влияние предела прочности на разрыв σ_p . Большое значение σ_p обеспечивает большее накопление упругой энергии в приконтурном массиве, которая затем преобразуется в горный удар. При малом значении σ_p происходит постепенное нединамическое разрушение породы с образованием, как правило, заколов вблизи открытых поверхностей.

Расчет фактической глубины по формулам (1) и (8)

На месторождениях Стрельцовского рудного поля в рудниках ПАО «ППГХО» к удароопасным горным породам с глубины 500 м отнесены: трахидациты, андезиты, базальты, граниты. Их физико-механические свойства заимствованы в работе [21]. Рассчитанные по формулам (1) и (8) значения критической глубины приведены в табл. 1.

Анализ данных табл. 1 указывает на то, что $H_{кр,р}$, вычисленная по формулам (1) и (8), соответствуют принятой в 500 м для данных удароопасных пород. Незначительный разброс принятой и расчетной $H_{кр,р}$ объясняется вариацией физико-механических свойств пород при их определении.

Для дальнейшего доказательства правомерности использования формулы (8) для определения критической глубины в табл. 2 приведены данные по месторождениям РФ и бывш. СССР, опасным и склонным к горным ударам, с указанием фактической глубины отнесения их к данной категории [1]. В табл. 2 приведены средние прочностные параметры и коэффициент Пуассона удароопасных пород месторождений, заимствованные в работе [29], а также результаты расчетов $H_{кр,р}$.

Анализ данных табл. 2 в некоторых случаях указывает на значительный разброс фактических $H_{кр}$ и расчетных $H_{кр,р}$ значений. Вероятно, это связано с произвольностью выбора физико-механических свойств пород по работе [29]. Для определения более точных значений критической глубины месторождений по условию удароопасности физико-механические свойства горных пород следует определять по керну, отобранному на глубине 300–700 м.

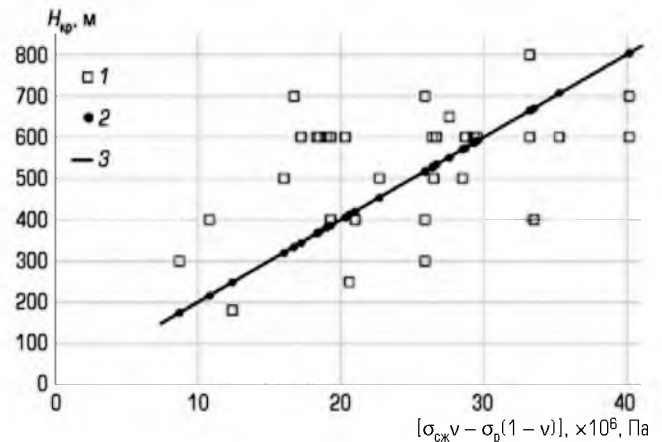


Рис. 4. Зависимость критической глубины $H_{кр}$ месторождений по условию удароопасности от соотношения прочностных свойств пород $[\sigma_{сж} \nu - \sigma_p (1 - \nu)]$:

1 — фактические значения по работе [1]; 2 — расчетные значения по формуле (8); 3 — расчетная прямая по формуле (8)

На рис. 4 приведена зависимость рассчитанной по формуле (8) и фактической критической глубины $H_{кр}$ от $[\sigma_{сж} \nu - \sigma_p (1 - \nu)]$.

Анализ рис. 4 указывает на относительно хорошую сходимость расчетных и фактических значений $H_{кр}$. Иными словами, полученная формула (8) может быть также использована для оценки критической глубины по условию удароопасности на стадии изысканий и проектирования месторождений к разработке.

Заключение

В настоящее время весьма актуальной и масштабной задачей является определение критической глубины, с которой разведанное месторождение следует считать опасным по горным ударам. Начиная с критической глубины возрастают материальные и финансовые затраты горных предприятий по обеспечению безопасности и эффективности работ. Автором проведены аналитические исследования и получены следующие результаты.

1. Разработана упрощенная формула (1) для расчета критической глубины $H_{кр}$ по условию удароопасности, основанная на упругих свойствах (E, ν) горных пород. Рассчитана величина $H_{кр}$ для месторождений РФ и бывш. СССР.

2. На основе закономерности увеличения диаметра зоны раздавливания и уменьшения радиуса зоны трещинообразования с увеличением горного давления при взрыве шпуровых зарядов ВВ получена новая формула (8) для определения $H_{кр,р}$, учитывающая прочностные свойства пород ($\sigma_{сж}, \sigma_p$) и коэффициент Пуассона ν . Правомерность использования

данной формулы доказана путем расчетов и сравнения полученных данных с фактической критической глубиной месторождений РФ и бывш. СССР.

3. Численные расчеты $H_{кр.р}$ для удароопасных пород Стрельцовской группы месторождений по формулам (1) и (8) дают хорошие совпадения с фактически принятой глубиной 500 м.

4. Формулы для расчета критической глубины месторождений по удароопасности (1) и (8) рекомендуется использовать для предварительных расчетов на стадии изысканий и проектирования месторождений к разработке.

Библиографический список

1. Положение по безопасному ведению горных работ на месторождениях, склонных и опасных по горным ударам. Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности. Сер. 06. Вып. 7. – М.: ЗАО НТЦ ПБ, 2014. – 80 с.
2. Аксенов А. А., Ожиганов И. А. Совершенствование практики отнесения месторождений к склонным по горным ударам // Безопасность труда в промышленности. 2018. № 1. С. 58–60.
3. Айнбиндер И. И., Овчаренко О. В. Исследование потенциальной удароопасности массива горных пород на проектируемых глубинах отработки месторождения «Валунистое» // ГИАБ. 2022. № 6. С. 35–45.
4. Фрейдлин А. М., Неверов С. А., Неверов А. А., Конурич А. И. Геомеханическая оценка геотехнологий подземной добычи руд на стадии проектных решений // Горный журнал. 2016. № 2. С. 39–44.
5. Козырев А. А., Панин В. И., Семенова И. З., Рыбин В. В. Геомеханическое обеспечение горных работ на горнодобывающих предприятиях Мурманской области // Горный журнал. 2019. № 6. С. 45–50.
6. Соннов М. А., Трофимов А. В., Румянцев А. Е., Шпилев С. В. Применение численного и блочного геомеханического моделирования для определения параметров крепления камерных выработок большого сечения // Горная промышленность. 2021. № 2. С. 127–131.
7. Тюпин В. Н. Установление динамически устойчивых размеров обнажений трещиноватого напряженного горного массива при камерных вариантах систем разработки // Вестник Забайкальского гос. ун-та. 2016. Т. 22. № 6. С. 31–39.
8. Рассказов И. Ю. Контроль и управление горным давлением на рудниках Дальневосточного региона. – М.: Горная книга, 2008. – 329 с.
9. Курленя М. В., Миренков В. Е., Шутлов А. В. Напряженно-деформированное состояние массива горных пород в зоне взаимного влияния выработок // ФТПРПИ. 2000. № 3. С. 8–17.
10. Серяков В. М. Расчет напряженного состояния горных пород с учетом последовательности отработки и закладки рудных тел на больших глубинах // ФТПРПИ. 2021. № 6. С. 18–26.
11. Рассказов Ю. И., Петров В. А., Федотова Ю. В., Аникин П. А., Потанчук М. И., Усиков В. И. Геодинамика и геомеханические условия разработки Мало-Тулукуйского месторождения (Юго-Восточное Забайкалье) // ФТПРПИ. 2021. № 5. С. 83–94.
12. Куранов А. Д. Применение численного моделирования для выбора безопасных параметров систем разработки рудных месторождений в высоконапряженных массивах // Записки Горного института. 2013. Т. 206. С. 60–64.
13. Xia-Ting Feng, Jianpo Liu, Bingrui Chen, Yaxun Xiao, Guangliang Feng, Fengpeng Zhang. Monitoring, Warning, and Control of Rockburst in Deep Metal Mines // Engineering. 2017. Vol. 3. Iss. 4. P. 538–545.
14. Li C. C. Principles of rockbolting design // Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering. 2017. Vol. 9. Iss. 3. P. 396–414.
15. Wang N., Wan B. H., Zhang P., Du X. L. Analysis on deformation development of open-pit slope under the influence of underground mining // Proceedings of International Symposium on Land Reclamation and Ecological Restoration. Beijing, China. 2015. P. 53–58.
16. Braun L. G. Seismic hazard evaluation using apparent stress ratio for mining-induced seismic events : Ph. D. Thesis, Laurentian University, 2015. – 257 p.
17. Wesseloo J., Woodward K., Pereira J. Grid-based analysis of seismic data // The Journal of Southern African Institute of Mining and Metallurgy. 2014. Vol. 114. P. 815–822.
18. Тюпин В. Н. Механизм формирования зоны остаточных напряжений при взрывании в трещиноватом гранитном массиве рудников ПАО «ППГХО» // Горный журнал. 2020. № 10. С. 60–64.
19. Тюпин В. Н., Пономаренко К. Б. Разработка метода определения напряженного состояния горного массива при взрывной проходке выработок // ГИАБ. 2022. № 8. С. 27–37.
20. Сабянин Г. В., Шиленко С. В., Трофимов А. В., Киркин А. П. Разгрузка массива горных пород взрывным способом на глубоких рудниках ЗФ ПАО ГМК «Норильский никель» // Горный журнал. 2021. № 2. С. 32–36.
21. Тюпин В. Н. Взрывные и геомеханические процессы в трещиноватых напряженных горных массивах : монография. – Белгород : ИД «Белгород» НИУ «БелГУ», 2017. – 192 с.
22. Simser B. P. Rockburst managements in Canadian hard rock mines // Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering. 2019. Vol. 11. No. 5. P. 1036–1043.
23. Malkowski P., Niedbalski Z. A comprehensive geomechanical method for the assessment of rockburst hazards in underground mining // International Journal of Mining Science and Technology. 2020. Vol. 30. No. 3. P. 345–355.
24. Jinglin Wen, Husheng Li, Fuxing Jiang. Rock burst risk evaluation based on equivalent surrounding rock strength // International Journal of Mining Science and Technology. 2019. Vol. 29. No. 4. P. 571–576.
25. Yue Haozhen, Yu C., Li H. B., Zhou C. B. The Effect of Blast-Hole Arrangement, Delay Time, and Decoupling Charge on Rock Damage and Vibration Attenuation in Multihole Blasting // Hindawi. Shock and Vibration. 2022. Vol. 8. P. 1–18.
26. Тюпин В. Н. Оценка критической глубины месторождений по условию удароопасности // Записки Горного института. 2019. Т. 236. С. 167–171. DOI: 10.31897/PMI.2019.2.167
27. Петухов И. М. Классификация горных ударов // Безопасность труда в промышленности. 1987. № 12. С. 41–43.
28. Петухов И. М. О природе толчкообразного деформирования горного массива // Горный журнал. 1989. № 7. С. 45–48.
29. Протодьяконов М. М., Тедер Р. И., Ильницкая Е. И. и др. Распределение и корреляция показателей физических свойств горных пород : справочное пособие. – М.: Недра, 1981. – 192 с.
30. Тюпин В. Н., Хаустов В. В., Воронов Е. Т. Влияние зон действия взрыва в трещиноватых массивах на процессы горного производства // Горный журнал. 2020. № 12. С. 26–29.
31. Тюпин В. Н., Рубашкина Т. И. Инженерные формулы расчета размеров зон разрушения и деформирования трещиноватых массивов взрывом на карьерах Забайкалья // Горный журнал. 2021. № 7. С. 40–44. 

Validation of formulas for threshold mining depth evaluation by rockburst hazard criterion**Information about author**

V. N. Tyupin¹, Professor, Doctor of Engineering Sciences, tyupinvn@mail.ru

¹Belgorod State University, Belgorod, Russia

Abstract

A topical and large-scale task of the present day is the evaluation of a threshold depth below which mining should be assumed as hazardous operations by the criterion of rockburst hazard. From a certain threshold depth downward, the material and financial expenditures of mining companies in pursuit of mining safety and efficiency begin to grow. The author has performed the analytical research which made the framework for the threshold depth formula with regard to the strength properties of rocks (ultimate compressive and tensile strengths) and Poisson's ratio. The validity of the formula is proved by the comparison of the calculated data with the actual threshold depths at mineral deposits in Russia and in Soviet Union. The formula of the threshold mining depth by the rockburst hazard is recommended for the preliminary calculations at the stages of exploration and mine planning and design.

Keywords: rocks, rockburst hazard, exploration and design, threshold depth, elasticity and strength properties of rocks, radii of crushing and radial cracking zones, design formulas, numerical calculations

References

1. Federal Code of Industrial Safety : Safety Regulations for Rockburst-Hazardous Mining. Moscow : NTs PB, 2014. Series 06. Safety, supervision and permission activity in mining industry. Iss. 7. 80 p.
2. Aksenov A. A., Ozhiganov I. A. Improvement of rockburst-based evaluation of mineral deposits. *Bezopasnost truda v promyshlennosti*. 2018. No. 1. pp. 58–60.
3. Aynbinder I. I., Ovcharenko O. V. Potential rockburst hazard research at the project mining depth at the Valunistoe deposit. *GIAB*. 2022. No. 6. pp. 35–45.
4. Freidin A. M., Neverov S. A., Neverov A. A., Konurin A. I. Geomechanical assessment of geotechnology at a project stage of underground ore mining. *Gornyi Zhurnal*. 2016. No. 2. pp. 39–44.
5. Kozyrev A. A., Panin V. I., Semenova I. E., Rybin V. V. Geomechanical support of mining operations in mines of the Murmansk Region. *Gornyi Zhurnal*. 2019. No. 6. pp. 45–50.
6. Sonnov M. A., Trofimov A. V., Romyantsev A. E., Shpilev S. V. Application of numerical and block geomechanical modelling to determine parameters of large-section chambers. *Gornaya promyshlennost*. 2021. No. 2. pp. 127–131.
7. Tyupin V. N. Establishment of dynamically steady sizes of exposures of the jointed intense massif at chamber options of systems of development. *Vestnik Zabayskogo gosudarstvennogo universiteta*. 2016. Vol. 22, No. 6. pp. 31–39.
8. Rasskazov I. Yu. Control and management of rock pressure on the Far Eastern region mines. Moscow : Gornaya kniga, 2008. 329 p.
9. Kurlenya M. V., Mirenkov V. E., Shutov A. V. Stress-strain state of a rock mass in the zone of mutual influence of workings. *Journal of Mining Science*. 2000. Vol. 36, Iss. 3. pp. 200–208.
10. Seryakov V. M. Stress Determination in Rock Mass with Regard to Sequence of Deep-Level Cut-and-Fill. *Journal of Mining Science*. 2021. Vol. 57, Iss. 6. pp. 894–900.
11. Rasskazov I. Yu., Petrov V. A., Fedotova Yu. V., Anikin P. A., Potapchik M. I. et al. Maly Tulukui Deposit in Southeastern Transbaikalia: Geomechanics and Geodynamics. *Journal of Mining Science*. 2021. Vol. 57, Iss. 5. pp. 713–721.
12. Kuranov A. D. Application of numerical modeling for design of safety parameters of safety mining method in highly stressed masses. *Journal of Mining Institute*. 2013. Vol. 206. pp. 60–64.
13. Xia-Ting Feng, Jianpo Liu, Bingrui Chen, Yaxun Xiao, Guangliang Feng et al. Monitoring, Warning, and Control of Rockburst in Deep Metal Mines. *Engineering*. 2017. Vol. 3, Iss. 4. pp. 538–545.
14. Li C. C. Principles of rockbolting design. *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering*. 2017. Vol. 9, Iss. 3. pp. 396–414.
15. Wang N., Wan B. H., Zhang P., Du X. L. Analysis on deformation development of open-pit slope under the influence of underground mining. *Legislation, Technology and Practice of Mine Land Reclamation : Proceedings of the Beijing International Symposium on Land Reclamation and Ecological Restoration*. London : CRC Press, 2014. pp. 53–58.
16. Braun L. G. Seismic hazard evaluation using apparent stress ratio for mining-induced seismic events : Ph. D. Thesis. Laurentian University, 2015. 257 p.
17. Wesseloo J., Woodward K., Pereira J. Grid-based analysis of seismic data. *The Journal of Southern African Institute of Mining and Metallurgy*. 2014. Vol. 114. pp. 815–822.
18. Tyupin V. N. Initiation of residual stress zone during blasting in jointed granite rock mass in operation of Priargunsky Industrial Mining and Chemical Union. *Gornyi Zhurnal*. 2020. No. 10. pp. 60–64.
19. Tyupin V. N., Ponomarenko K. B. Method to determine rock mass stresses in mining with blasting. *GIAB*. 2022. No. 8. pp. 27–37.
20. Sabyanin G. V., Shilenko S. Yu., Trofimov A. V., Kirkin A. P. Destress blasting in deep mines of NorNickel's Polar Division. *Gornyi Zhurnal*. 2021. No. 2. pp. 32–36.
21. Tyupin V. N. Blasting and Geomechanical Processes in High-Stress Fractured Rock Mass. Belgorod : ID Belgorod NIU BelGU, 2017. 192 p.
22. Simser B. P. Rockburst managements in Canadian hard rock mines. *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering*. 2019. Vol. 11, Iss. 5. pp. 1036–1043.
23. Małkowski P., Niedbalski Z. A comprehensive geomechanical method for the assessment of rockburst hazards in underground mining. *International Journal of Mining Science and Technology*. 2020. Vol. 30, Iss. 3. pp. 345–355.
24. Jinglin Wen, Husheng Li, Fuxing Jiang, Zhengxing Yu, Haitao Ma et al. Rock burst risk evaluation based on equivalent surrounding rock strength. *International Journal of Mining Science and Technology*. 2019. Vol. 29, Iss. 4. pp. 571–576.
25. Yue H. Z., Yu C., Li H. B., Zhou C. B., Chen S. H. et al. The Effect of Blast-Hole Arrangement, Delay Time, and Decoupling Charge on Rock Damage and Vibration Attenuation in Multihole Blasting. *Shock and Vibration*. 2022. Vol. 2022. 2110160. DOI: 10.1155/2022/2110160
26. Tyupin V. N. Estimation of critical depth of deposits by rock bump hazard condition. *Journal of Mining Institute*. 2019. Vol. 236. pp. 167–171.
27. Petukhov I. M. Classification of rock bursts. *Bezopasnost truda v promyshlennosti*. 1987. No. 12. pp. 41–43.
28. Petukhov I. M. Nature of shock-wise deformation of rock mass. *Gornyi Zhurnal*. 1989. No. 7. pp. 45–48.
29. Protodyakonov M. M., Teder R. I., Ilnitskaya E. I., Yakobashvili O. P., Safronova I. B. et al. Distribution and correlation of indicators of physical properties of rocks : Reference book. Moscow : Nedra, 1981. 192 p.
30. Tyupin V. N., Khaustov V. V., Voronov E. T. Impact of blast zone on mining processes in fractured rock mass. *Gornyi Zhurnal*. 2020. No. 12. pp. 26–29.
31. Tyupin V. N., Rubashkina T. I. Engineering formulas for dimensioning of deformation and damage zones in jointed rock mass under impact of blasting in quarries in Transbaikalia. *Gornyi Zhurnal*. 2021. No. 7. pp. 40–44.