

岩爆倾向岩石巷帮钻孔爆破卸压的静态模拟

李俊平，王红星，王晓光，程贤根

(西安建筑科技大学材料与矿资学院，陕西西安 710055)

摘要：冲击地压、大变形或分区破裂化正成为我国深部开采的难题。高地压是导致冲击地压、大变形或分区破裂化的根源。钻孔爆破卸压是转移或释放高地压的有效措施。以厂坝铅锌矿灰岩为样本，应用 FLAC^{3D}静态模拟巷道掘进中巷帮钻孔卸压的钻孔间距、钻孔深度及有无孔底爆破的卸压效果。研究表明：巷道埋深越深，支承压力越大，钻孔间距也将越大；钻孔深度介于支承压力峰值与支承压力区最大宽度所处的位置之间；仅钻孔而不孔底爆破的卸压效果不明显。上述研究规律应用于文峪金矿、豫灵镇某万米平巷和东桐峪金矿的灰岩、大理岩巷道掘进，成功控制了岩爆飞石。巷道穿过无岩爆倾向的岩石，如煌斑岩时，尽管不会发生岩爆，但是将它们的钻孔间距、钻孔深度较岩爆倾向地段增大 0.5~1.0 m并类似孔底爆破，可以确保支承压力持续向围岩深部转移或部分释放，避免巷帮因应力集中而发生开裂或片帮。**关键词：**采矿工程；岩爆控制；支承压力；爆破卸压；钻孔卸压；钻孔爆破卸压；数值模拟中图分类号：TD324 文献标志码：A文章编号：1006-7930(2015)01-097-06

Static numerical simulation of drilling & blasting pressure relief of burst-prone rocks in tunnel wall

LI Junping, WANG Hongxing, WANG Xiaoguang, CHENG Xiangen

(School of Materials and Mineral Resources, Xi'an University of Architecture and Technology, Xi'an 710055, China) **Abstract:** Rockburst, large deformation and zonal fracturing are becoming technical problems for deep mining in China. High ground pressure is the root cause of rockburst, large deformation and zonal fracturing. Moreover drilling and blasting pressure relief is an effective measure for transferring the abutment pressure peak to deep rock masses and release part concentrated stress. Taking Changba lead-zinc mine limestone as a sample, the drilling space and depth for drilling pressure relief in tunnel wall, and the effects of stress relief with and without bottom-blasting are numerically simulated by FLAC^{3D}. **Research shows that the deeper overburden, the greater abutment pressure, and the borehole space should be larger. The drilling depth for blasting pressure relief lies between the position of abutment pressure peak and the maximum width of abutment pressure zone. In addition, the pressure relief effect is insignificant as compared with drilling without borehole bottom blasting. The control measures following the above mentioned research rules are applied at limestone and marble tunnels in Wenyu gold mine, a myriameter adit in Yuling town and Dongtongyu gold mine. Though**

rock burst does not occur when tunnelling in no burst-prone rock masses, such as lamprophyre, due to their borehole space and depth increasing 0.5~1.0 m than the location where distressing is needed, it can also reach an ideal effect making sure the abutment pressure transferred to the deep or is partly released, and the tunnel wall cracking or spalling at the stress concentration are avoided by the similar borehole bottom explosion applied in burst-prone zone. **Key words:** mining engineering; rock burst control; abutment/support/bearing pressure; stress relief by blasting; stress relief by drilling; stress relief by drilling and blasting; numerical simulation

冲击地压、大变形或分区破裂化问题正成为困理论、分叉理论、耗散结构理论和混沌理论等^[2-7]。在扰我国深部开采的难题。在深部开采中，由于地应诸多岩爆机理研究的基础上，人们加深了对岩爆的力高度集中，在有冲击倾向的围岩中常发生冲击地认识，并据此提出了许多岩爆防治措施。大体分三压事故，在工程软岩中常发生大变形失稳或分区破种岩爆防治方式^[8-9]：1) 优化采矿方法或改变开采裂化^[1]。可见，高地压是导致冲击地压、大变形或顺序。这是为了降低围岩应力集中系数，主要包括分区破裂化的根源。优化巷道及采场形状、布置永久矿柱、嗣后充填或

对高地压引起的岩爆问题，各国学者都进行了改变开采顺序等；2) 人工支护，这是为了提高围相关研究。在岩爆机理方面早期有强度理论、刚度岩强度以降低岩爆发生的可能性，主要包括随机或理论、能量理论和冲击倾向性理论，后来又提出了系统锚杆、锚索喷射混凝土或钢纤维混凝土、钢拱失稳理论、分形理论、断裂理论、损伤理论、突变架与混凝土衬砌、柔性材料支护、小断面成巷等；

收稿日期：2014-07-07修改稿日期：2015-01-30基金项目：国家自然科学基金项目（51244006）；西安建筑科技大学重点培育学科建设基金项目（XK2012005）
作者简介：李俊平（1969-），男，工学博士，教授，博士生导师，主要从事矿山岩石力学的教学与科研工作。E-mail: junpingli@163.com

3) 地压预处理, 即在施工中对局部应力集中区域采取手段, 以降低或向深部转移支承压力峰值. 这包括注水软化、爆破弱化、切槽卸压、钻孔爆破卸压等. 在实际应用过程中, 若发现岩爆灾害非常严重, 一般在工程设计阶段或施工阶段首先采用优化采矿方法或改变开采顺序, 若岩爆控制效果还不明显, 通常再采用地压预处理措施. 人工支护或预测预报都属于被动防治手段, 防治局部应力集中而导致的岩爆灾害的效果不佳.

钻孔爆破卸压是一种灵活的卸压工艺^[1, 9-11]. 德国学者 CARL Heising 在面积 2 m×2 m 巷道及长 10 m 采场平面应变试验台上施加千余吨外载, 模拟支架与围岩相互作用时提出用钻孔卸压控制冲击地压^[12]. 前苏联学者认为钻孔并孔底装药爆破能释放支承压力积聚在巷道围岩中的弹性变形能, 并引起支承压力峰值向围岩深部转移^[13]. 蒋斌松等^[14]通过数学分析方法获得了长圆形巷道应力和变形的封闭解析解, 并证明了围岩出现破裂区后应力才重新分布、垂直应力峰值才向围岩深部转移. 陈寿峰等^[15]采用全息静光弹实验对巷帮钻孔爆破卸压进行了不同围压条件下的模型实验, 发现爆炸空腔与爆生裂隙形成弱化带后, 巷道周围应力条纹由无卸压巷道的闭合条纹改变成钻孔爆破卸压的发散条纹, 巷道周边的应力峰值向围岩深部转移. 近年来, 数值模拟方法成为钻孔爆破卸压防治岩爆灾害的重要研究手段之一. WEN Yanliang 等^[16]、张兆民等^[17]通过数值模拟得到钻孔直径和孔间距是影响钻孔卸压开采效果的主要因素, 确保钻孔之间因受压而形成基本贯通的弱化带是实现卸压开采的前提. 熊祖强等^[18]通过数值模拟验证了钻孔爆破卸压是防治岩爆的有效手段, 得到超深部分辅助眼是工作面卸压的一种优选方案. 尽管其他人已经证实了钻孔爆破能起到卸压效果, 也提出了部分可能实施方法, 但具体如何布置钻孔、钻孔多深、孔底是否少量装药(如 1/3 药卷)爆破等仍有待深入研究.

本文以秦岭地区厂坝铅锌矿的灰岩为例, 应用 FLAC^{3D} 静态模拟巷道掘进中钻孔卸压的钻孔间距、钻孔深度及孔底有无装药爆破的卸压效果, 并将研究规律应用于文峪金矿、东桐峪金矿井巷掘进及豫灵某万米平硐掘进的岩爆控制.

1 模型建立

采用三维模型(见图 1), 使用显式有限差分程序 FLAC^{3D} 建立连续介质模型. 假设模型

以经过巷道中心点的垂直平面为对称面，巷道形状为半圆直墙拱型，取 1/2巷道模型，保留的 1/2巷道宽度为

1.5 m，墙高为 2.0 m。模型 x方向长 17 m，z方向长 12 m，y方向高 33 m。在直墙拱腰部位沿巷道走向布置一排钻孔，孔径为 100 mm。

分别模拟覆岩厚度 500 m、1 000 m、1 500 m三个模型，深度不够的部分借助在模型上表面（自由边界）加垂直向下的均布荷载（自重应力）来实现。模型其它表面均采用法向位移约束。

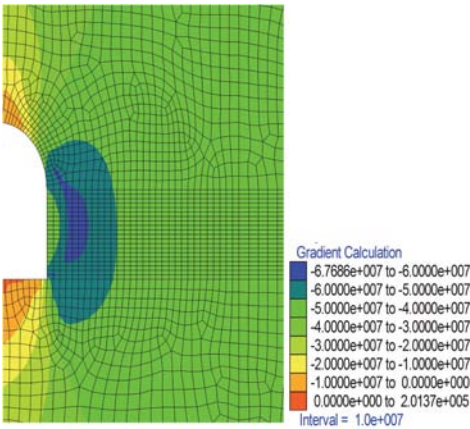
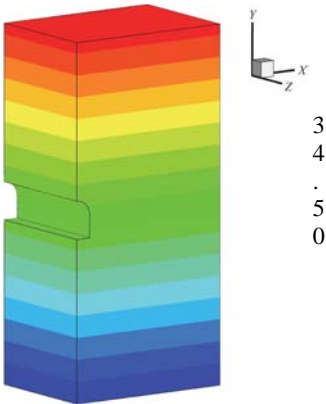
按文献[19]或文献[20]取平均值得到厂坝铅锌矿灰岩物理力学参数，再按文献 [21]取其完整性系数 0.71修正得到数值模拟所需岩体力学参数，见表 1。 1 500 m埋深时支承压力分布见图 2。

图1巷道开挖后模型
Fig.1 The tunnel model following excavation

图2支承压力分布
Fig.2 The abutment pressure distribution

表1灰岩物理力学参数
Tab.1 The physical and mechanical parameters of limestone rock-mass

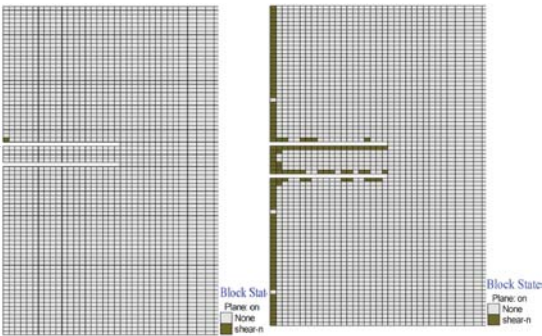
介质容重 $\gamma/\text{kN}\cdot\text{m}^{-3}$	弹模 E/GPa	泊松比	抗压强度 σ_b/MPa	抗拉强度 σ_t/MPa	凝聚力 C/MPa	内摩擦角 $\varphi/^\circ$
26.46	43.69	0.20	86.22	6.29	11.55	



2 数值模拟分析

2.1 巷帮钻孔卸压的钻孔间距研究

巷道开挖后，支承压力区约在离巷帮 3.0 m左右的范围之内，见图 2~3。假设钻孔深 4.0 m，按三种覆岩厚度模型，分别模拟钻孔间距为 0.5、1.0、2.0、3.0、4.0、5.0、6.0、7.0、8.0、9.0 m十个方案，部分结果见图 4。



覆岩厚度 500 m时地压较小，无论何种间距钻孔，支承压力都无变化（见图 3），支承压力不足以压裂灰岩钻孔间而形成塑性区（见图 4(a)），巷道周边处于弹性状态，支承压力峰值就处在巷道墙面（见图 3），因此，无论何种间距钻孔都不会起到卸压作用。秦岭地区的调查研究表明，埋深小于 700 m时不会发生岩爆，实际也无需钻孔爆破卸压^[22~23]。

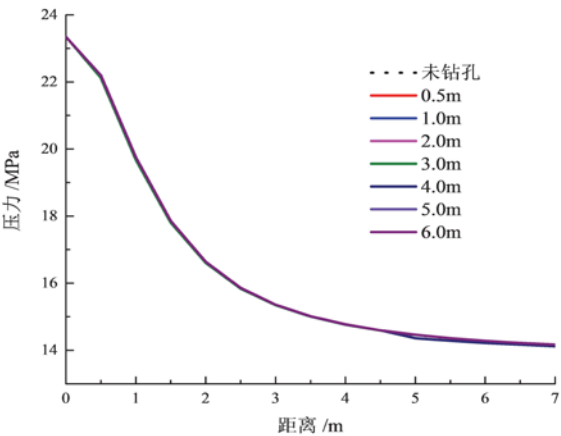
覆岩厚度 1 000 m时，钻孔间形成稳定贯通塑性区的钻孔间距约为 5.0~6.0 m(见图 4(b)~ 4(f))；覆岩厚度 1 500 m时，钻孔间形成贯通塑性区的钻孔间距可达 8.0 m（见图 4(g)~3(j)）。依据“确保钻孔之间因受压而形成基本贯通的弱化带是实现钻孔卸压的前提”^[16~17]，1 000 m覆岩时 100 mm直径钻孔卸压的钻孔间距约为 5.0~6.0 m，1 500 m时可达 8.0 m。这也说明：随着埋深加大，地压越大，钻孔间塑性区贯通的越好，钻孔卸压的钻孔间距可适当增大；埋深过小时，钻孔在支承压力作用下很难形成贯通塑性区，也无需卸压。

图3 500 m埋深时0.5~6.0 m钻孔间距的支承压力分布
Fig.3 The support pressure distribution of 0.5~6.0 m bore-hole space as overburden is 500 m

2.2 巷帮钻孔卸压的钻孔深度研究

在 1 500 m覆岩厚度下，用 100 mm直径钻孔卸压，孔底不装药爆破。为了确保钻孔间塑性区静态贯通，选择 7.0 m钻孔间距，分别模拟钻孔深度为 0.5、1.0、2.0、3.0、4.0、5.0 m的卸压效果。部分结果见图 5~6。

(a) 500 m埋深 0.5 m间距 (b) 1 000 m埋深 1.0 m间距



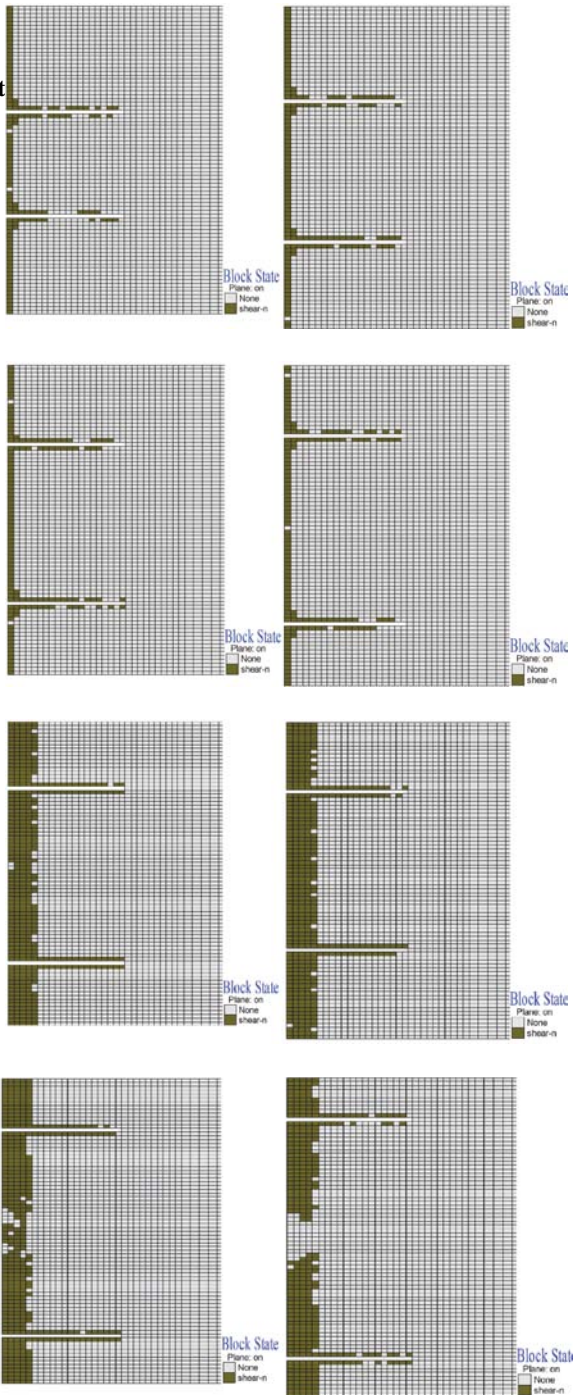
(c) 1 000 m埋深 4.0 m间距 (d) 1 000 m埋深 5.0 m间距

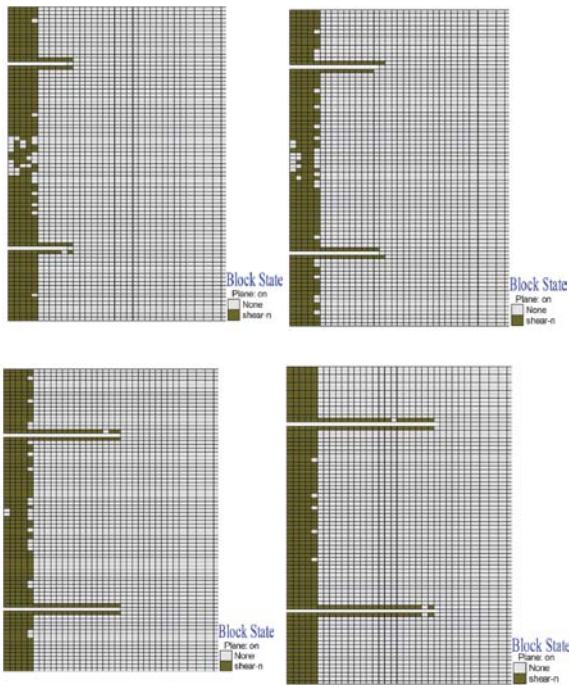
(e) 1 000 m埋深 6.0 m间距 (f) 1000 m埋深 7.0 m间距

(g) 1 500 m埋深 6.0 m间距 (h) 1 500 m埋深 7.0 m间距

(i) 1 500 m埋深 8.0 m间距 (j) 1 500 m埋深 9.0 m间距

图4不同钻孔间距的塑性区分布
Fig.4 The plastic zone distribution in different borehole space

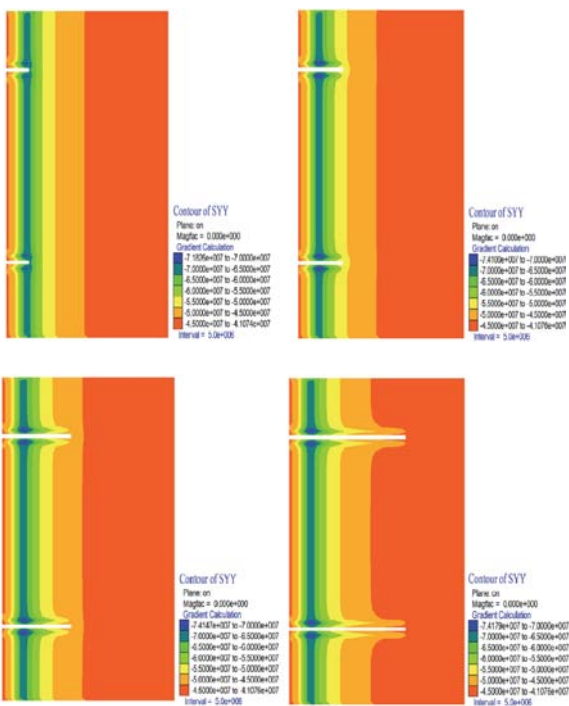




(a) 孔深 2.0 m (b)孔深 3.0 m
(c) 孔深 4.0 m (d)孔深 5.0 m

图 5 不同钻孔深度的塑性区分布

Fig.5 The plastic zone distribution in different borehole depths



(a) 孔深 1.0 m (b)孔深 2.0 m

(c) 孔深 3.0 m (d)孔深 5.0 m

图6不同钻孔深度的支承压力分布(Pa)

Fig.6 The abutment pressure distribution at different borehole depths (Pa)

从图 5可见，随着钻孔深度增加到接近或超过支承压力区最大宽度所处的深度 3.0 m，塑性区的贯通性越来越好。从图 6可见，钻孔深度超过支承压力峰值所处的深度 1.0 m时，支承压力峰值向岩体深部有微弱转移的趋势；钻孔深度 0.5、1.0、2.0、3.0、4.0、5.0 m对应的支承压力峰值分别为 67.88、71.83、74.10、74.15、74.16、74.18 MPa，可见随着钻孔深度的增加支承压力峰值降低的效果不明显。因此，仅用钻孔卸压、孔底不装药爆破时，钻孔卸压效果不

明显。

2.3 钻孔并孔底少量装药的卸压效果静态模拟

在 1500 m覆岩厚度下，用 100 mm直径钻孔并孔底少量装药爆破。根据爆破裂纹扩展损伤后岩体强度降低的等效原理，参考有关文献 [18, 24]，将以孔底为圆心、10倍钻孔直径为半径的球内参数折减为 1/4，静态模拟钻孔及孔底爆破卸压。钻孔间距取 7.0 m，钻孔深度分别取 0.5、0.7、1.0、1.2、1.5、1.8、2.0、3.0、4.0 m，计算结果见图 7。

从图 7可见，钻孔并孔底爆破，当钻孔深度小于等于支承压力峰值所处的深度 1.0 m时，支承压力峰值明显增大但向岩体深部明显转移，其中钻孔深度等于峰值所处深度时支承压力峰值增大最多；当钻孔深度大于支承压力峰

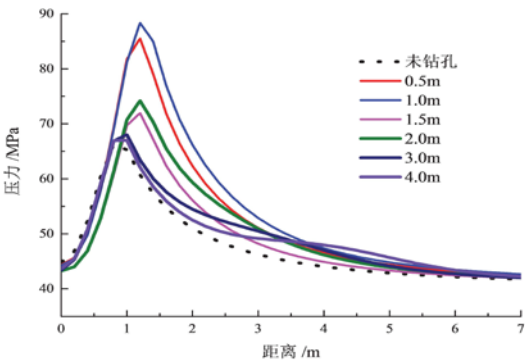
值所处的深度但小于支承压力区最大宽度所处的深度 3.0 m时，支承压力峰值微弱增大但向岩体深部明显转移；当钻孔深度接近或超过支承压力区最大宽度所处的深度 3.0 m时，支承压力峰值变化和向岩体深部转移都不明显．因此，钻孔爆破卸压的钻孔深度并不是越深越好．建议孔底爆破卸压的钻孔深度大于支承压力峰值所处的深度但不超过支承压力区最大宽度所处的深度．

图7不同钻孔深度的支承压力变化
Fig.7 The bearing pressure variation at different borehole depths

3 现场应用

在小秦岭某万米平硐、东桐峪金矿及文峪金矿井巷掘进中，根据公式（ 1 ），用支承压力带的宽度 b 来估算钻孔卸压的钻孔深度．

$$\frac{1}{k_{\square}} = \frac{(1 - \frac{b}{L})^{k_{\square}(1)}}{bL}$$



式中： k_c 为支承压力带的应力集中系数； k_L 开采空间的形状影响系数。长/宽=1时，如圆形、方形竖井， $k_L=0.7$ ；长/宽>3时，如掘进巷道、延伸竖井， $k_L \approx 1$ ； L 为巷道宽度，m； b 为支承压力带宽度，m。

从支承压力分布图 2 及其曲线图

7 都可见， b 大于支承压力峰值所处的深度但不超过支承压力区最大宽度所处的深度，因此，可用于设计钻孔爆破卸压的钻孔深度。研究表明， b 视岩体性质及开采空间跨度(巷道宽度)而异，大致有如下关系：

$b/L = k_l \cdot k_r$ 。其中， k_l 为跨度影响系数， $L=3.0$ m 时 $k_l=1$ ， $L=30\sim40$ m 时 $k_l=0.5$ ； k_r 为岩石性质影响系数，硬岩 $k_r=0.8$ ，中硬岩 $k_r=1.5$ ^[1]。灰岩或大理岩中掘进

3.0 m 宽巷道时， $k_r=0.8$ ， $k_l=1$ ，钻孔卸压的钻孔深度 $b \approx 2.4$ m，这小于支承压力区最大宽度所处的深度，即离巷帮 3.0 m 左右的范围（见图 2、7），大于支承压力峰值所处的深度 1.0 m（见图 7）。埋深 1 000 m 时，100 mm 直径钻孔卸压的孔间距约为 5.0~6.0 m，由于实际施工的钻孔直径为 40 mm，约是上述仿真所用钻孔直径的 40%，因此实际施工的钻孔间距按比例折减约为 2.0~2.4 m。埋深达到 1 500 m 时，100 mm 直径钻孔卸压的钻孔间距约为 8.0 m，类似折减，实际施工的钻孔间距约为 3.2 m。在巷道两帮壁的拱腰部位沿巷道轴向各按上述折减的间距布置一排钻孔。

现场应用表明：在灰岩或大理岩中掘进 3.0 m 宽巷道，巷帮用 40 mm 直径钻孔爆破卸压，巷道埋深约 1 000 m 时，采用 2.0~2.5 m 钻孔间距、约 2.4 m 深的钻孔并孔底堵塞 1/3 卷炸药（约 42 g）爆破卸压后巷帮不再发生岩爆飞石，若钻孔间距小于 1.5 m 时孔底爆破卸压后在巷帮偶会观察到贯通裂纹；巷道埋深达到 1 500 m 时，类似孔径、孔深、孔底装药爆破，采用约 3.0 m 钻孔间距卸压效果较好，若钻孔间距小于 1.5 m 时孔底爆破卸压后在巷帮偶会观察到贯通裂纹^[25~26]。

巷道穿过无岩爆倾向的煌斑岩（ $k_r=1.0$ ）、页岩（ $k_r=1.2$ ），按式（1）钻孔深度分别取 3.0 m、3.6 m，尽管不会发生岩爆，但是将钻孔间距和钻孔深度较相同地段岩爆倾向岩石增大 0.5~1.0 m，孔底装 1/3 卷炸药爆破卸压，能确保支承压力持续向围岩深部转移或部分释放，并可避免巷帮因应力集中而发生开裂或片帮^[25~26]。

4 结论

高地压是导致冲击地压、大变形、分区破裂化的根源。钻孔爆破卸压是释放或转移高地压的治本之策。本文采用 FLAC^{3D} 静态仿真有岩爆倾向岩石巷帮钻孔爆破卸压的应力及塑性区分布，探讨了别人未研究的钻孔间距、钻孔深度和有、无孔底爆破的卸压效果，得到如下结论：

- (1) 埋深越深、地压越大，钻孔卸压的钻孔间距也将越大。小秦岭地区埋深小于 700 m 时不会发生岩爆，不必钻孔爆破卸压；埋深为 1 000 m 时 100 mm 孔径卸压的钻孔间距为 5.0~6.0 m，埋深为 1 500 m 时钻孔间距可达 8.0 m。小直径卸压的钻孔间距可近似按大直径的比例折减。
- (2) 钻孔爆破卸压的钻孔深度并不是越深越好。孔底爆破卸压的钻孔深度大于支承压力峰值所处的深度但不超过支承压力区最大宽度所处的深度时，支承压力峰值的卸压和移压效果较好。
- (3) 仅钻孔而孔底不装药爆破时，钻孔卸压的钻孔深度超过巷道支承压力峰值所处的深度时，只能引起支承压力峰值向岩体深部微弱转移，但支承压力峰值变化不明显。

(4) 现场应用表明：在灰岩或大理岩中掘进 3.0 m 宽巷道，巷帮用 40 mm 直径钻孔爆破卸压，巷道埋深约 1 000 m 时，采用 2.0~2.5 m 的钻孔间距，约 2.4 m 深的钻孔并孔底堵塞 1/3 卷炸药，卸压效果较好，能消除岩爆飞石；埋深达到 1 500 m 时，类似孔径、孔深、孔底装药爆破，采用约 3.0 m 的钻孔间距卸压时效果较好。

参考文献 References

- [1] 李俊平, 连民杰 . 矿山岩石力学 [M].北京: 冶金工业出版社, 2013: 226-230, 249.
- LI Junping, LIAN Minjie. Mine Rock Mechanics[M]. Beijing: Metallurgical Industry Press, 2013: 226-230, 249.
- [2] OBERT L, DUVALL W I. Rock Mechanics and the Design of Structures in Rock[M]. New York: Wiley & Sons, 1967: 260.
- [3] 唐礼忠. 深井矿山地震活动与岩爆监测及预测研究 [D].长沙: 中南大学, 2008. TANG Lizhong. Study on Monitoring and Prediction of Seismicity and Rock-burst in a Deep Mine[D]. Changsha: Central South University, 2008.
- [4] 章梦涛. 冲击地压失稳理论与数值模拟计算 [J].岩石力学与工程学报, 1987, 6(3): 197-204. ZHANG Mengtao. Instability Theory and Mathematical Model for Coal/Rock Bursts[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 1987, 6(3): 197-204.
- [5] 谢和平, PARISEAU W G.岩爆的分形特征和机理 [J].岩石力学与工程学报, 1993, 12(1): 28-37.
- XIE Heping, PARISEAU W G. Fractal Character and Mechanism of Rock Bursts[J]. Chinese Journal of Rock

Mechanics and Engineering, 1993, 12(1): 28-37.

- [6] 李新平, 朱瑞庚, 朱维申. 裂隙岩体的损伤断裂理论与应用[J]. 岩石力学与工程学报, 1995, 14(3): 236-245. LI Xinping, ZHU Ruigeng, ZHU Weishen. The Damage Fracture Theory and its Application in Jointed Rock Mass[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 1995, 14(3): 236-245.
- [7] 潘一山, 章梦涛. 用突变理论分析冲击地压发生的物理过程[J]. 阜新矿业学院学报: 自然科学版, 1992, 11(1): 12-18. PAN Yishan, ZHANG Mengtao. The Study of Coal-burst by Catastrophic Theory[J]. Journal of Fuxin Mining Institute, 1992, 11(1): 12-18.
- [8] TANG B. Rock-burst Control Using Destress Blasting[D]. McGill University, 2000.
- [9] KONICEK P, SAHARAN M R., MITRI H. Destress Blasting in Coal Mining—state-of-the-art Review[J]. Procedia Engineering, 2011, 26: 179-194.
- [10] 李俊平, 王红星, 王晓光, 等. 卸压开采研究进展 [J]. 岩土力学, 2014, 35(S2): 350-358, 363. LI Junping, WANG Hongxing, WANG Xiaoguang, et al. Research Progress in Pressure-relief Mining[J]. Rock and Soil Mechanics, 2014, 35(S2): 350-358, 363.
- [11] 窦林名, 何学秋. 冲击矿压防治理论与技术[M]. 徐州: 中国矿业大学出版社, 2001: 1-17. DOU Linming, HE Xueqiu. Theory and Technology of Rock burst Prevention[M]. Xuzhou: China University of Mining and Technology press, 2001: 1-17.
- [12] CARL Heising. Experiences with Explosions for Pressure Relief in Mines[J]. Gluckauf: Die Fachzeitschrift für Rohstoff, Bergbau und Energie, 1978, 114(17): 754-757.
- [13] ШЕМЯКИН Е И. Эффект зональной дезагрегации горных пород вокруг подземных выработок[J]. Доклады АН СССР, 1986, 289(5): 1088-1094.
- [14] 蒋斌松, 张强, 贺永年, 等. 深部圆形巷道破裂围岩的弹塑性分析 [J]. 岩石力学与工程学报, 2007, 26(5): 982-986. JIANG Binsong, ZHANG Qiang, HE Yongnian, et al. Elastoplastic Analysis of Cracked Surrounding Rocks in Deep Circular Openings[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2007, 26(5): 982-986.
- [15] 陈寿峰, 刘殿书, 王树仁. 爆破卸压法维护巷道静光弹实验研究 [J]. 辽宁工程技术大学学报, 2006, 25(6): 873-875. CHEN Shoufeng, LIU Dianshu, WANG Shuren. Static Photo-elastic Experiment Study on Maintenance of Roadway with Relieving Blasting[J]. Journal of Liaoning Technical University, 2006, 25(6): 873-875.
- [16] WEN Yanliang, ZHANG Guojian, ZHANG Zhiqiang. Numerical Experiments of Drilling Pressure Relief Preventing Roadway Rock Burst[J]. Applied Mechanics and Materials, 2013, 353-354(2013): 1 583-1 587.
- [17] 张兆民. 大直径钻孔卸压机理及其合理参数研究 [D]. 山东科技大学, 2011. ZHANG Zhaomin. Research of Reasonable Parameters and Large Diameter Borehole Pressure Relief Mecha-

nism[D]. Shandong University of Science and Technology, 2011.

- [18] 熊祖强, 贺怀建. 冲击地压应力状态及卸压治理数值模拟[J]. 采矿与安全工程学报, 2006, 23(4): 489-493. XIONG Zuqiang, HE Huaijian. Numerical Simulation of Rock Burst Stress and its Control by Stress-relief[J]. Journal of Mining and Safety Engineering, 2006, 23(4): 489-493.
- [19] 尹贤刚, 李庶林, 唐海燕, 等. 厂坝铅锌矿岩石物理力学性质测试研究 [J]. 矿业研究与开发, 2003, 23(5): 12-13. YIN Xiangang, LI Shulin, TANG Haiyan, et al. The Tests and Studies of the Physical Mechanical Properties of the Rocks from Changba Lead-Zinc Mine[J]. Mining Research and Development, 2003, 23(5): 12-13.

- [20] 吴永波, 高谦, 杨志强, 等. 厂坝露天矿边坡工程地质研究与岩体力学参数预测 [J]. 工程地质学报, 2007, 15(S1): 304-311. WU Yongbo, GAO Qian, YANG Zhiqiang, et al. Engineering Geologic Research and Prediction of Mechanical Parameters of Rock-masses for Changba Open Mine[J]. Journal of Engineering Geology, 2007, 15(S1): 304-311.
- [21] 闫长斌, 徐国元. 对 Hoek-Brown公式的改进及其工程应用 [J]. 岩石力学与工程学报, 2005, 24(22): 4030-4035. YAN Changbin, XU Guoyuan. Modification of Hoek-Brown Expressions and its Application to Engineering[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2005, 24(22): 4 030-4 035.
- [22] 郭志强. 秦岭终南山特长公路隧道岩爆特征与施工对策 [J]. 现代隧道技术, 2003, 40(6): 58-62. GUO Zhiqiang. Rock Bursts and Countermeasures in Zhongnanshan Highway Tunnel[J]. Modern Tunnelling Technology, 2003, 40(6): 58-62.
- [23] 张可诚, 曾金富, 张杰, 等. 秦岭隧道掘进机通过岩爆地段的对策[J]. 世界隧道, 2000, 37(4): 34-38. ZHANG Kecheng, ZENG Jinfu, ZHANG Jie, et al. Countermeasures for TBM Passing through Rock Blast ing Section in Qinling Tunnel[J]. The Word Tunnel, 2000, 37(4): 34-38.
- [24] 索永录. 坚硬顶煤弱化爆破的破坏区分布特征 [J]. 煤炭学报, 2004, 29(6): 650-653. SUO Yonglu. Distribution Characteristic of Breaking Extending Area of Weakening-blast in Hard Top coal[J]. Journal of China Coal Society, 2004, 29(6): 650-653.
- [25] 李俊平, 王石, 柳才旺. 小秦岭井巷工程岩爆控制试验 [J]. 科技导报, 2013, 31(1): 48-51. LI Junping, WANG Shi, LIU Caiwang, et al. Field Tests on Rock Burst Control of Shafts and Tunneling Engineering in Xiaoqinling Mountain[J]. Science and Technology Review, 2013, 31(1): 48-51.
- [26] 李俊平, 陈慧明. 灵宝县豫灵镇万米平洞岩爆控制试验 [J]. 科技导报, 2010, 28(18): 57-59. LI Junping, CHEN Huiming. Field Tests Research on Rock Burst Control in a Horizontal Tunnel of 10000 m

Long in Yuling Town, Lingbao County[J]. Science and Technology Review, 2010, 28(18): 57-59.

(本文编辑桂智刚)