

李庚, 曹安业, 窦林名, 等. 强动载扰动下高应力巷道底板冲击机理与爆破参数优化[J]. 采矿与岩层控制工程学报, 2025, 7(2): 023027.

LI Geng, CAO Anye, DOU Linming, et al. Mechanism of floor rockburst and blasting parameter optimisation for high-stress roadway subjected to severe dynamic loads[J]. Journal of Mining and Strata Control Engineering, 2025, 7(2): 023027.

强动载扰动下高应力巷道底板冲击机理与 爆破参数优化

李 庚¹, 曹安业^{1,2,3}, 窦林名¹, 吕国伟¹, 彭雨杰¹, 郝 琪¹, 薛成春¹, 谢永勤¹, 史矿民⁴

(1. 中国矿业大学 矿业工程学院, 江苏 徐州 221116; 2. 中国矿业大学 深部煤炭资源开采教育部重点实验室, 江苏 徐州 221116; 3. 新疆大学 地质与矿业工程学院, 新疆 乌鲁木齐 830046; 4. 上海大屯能源股份有限公司, 江苏 徐州 221611)

摘 要: 针对我国西北部矿区受水平构造应力影响严重, 易在强动载扰动下诱发冲击地压灾害的问题, 以某矿 208 工作面材料巷底板大面积冲击破坏为工程背景, 运用相似试验、理论分析、数值模拟及工程试验等方法, 基于弹性力学板壳理论与突变理论, 分析了高构造应力和动载作用对巷道底板型冲击地压的影响机制, 研究了底板冲击的爆破减冲原理, 对比分析了有无底板爆破卸压措施对强动载扰动下高应力巷道围岩位移、巷表加速度和变形破坏动态响应特征的影响规律, 研究了水平应力、炮孔角度、装药密度和不耦合系数对底板爆破卸压效果的影响, 提出了针对强动载、高应力条件下较优的底板爆破参数。数值模拟结果表明: 高水平应力易加剧巷道底板爆破卸压时非对称损伤而诱发冲击; 炮孔角度的选择是爆破参数设计的前提, 应当考虑炮孔角度与岩体的自然裂隙或层理面相适应, 提升底板爆破卸压效果; 不耦合系数取 1.46 左右时, 损伤区及裂纹扩展长度较其他显著增大, 爆破效果较优; 装药密度与岩体损伤区、裂纹扩展长度及围岩应力呈正相关, 但较大装药密度下的强化增幅并不明显。优化了强动载扰动下高应力巷道底板爆破卸压方案, 现场试验后底板变形较参数未优化前降低了 22%~61%; 微震监测数据表明, 优化爆破措施后煤层底板未发生 1×10^5 J 以上大能量事件, 且底板微震事件占比显著降低, 卸压效果较好。研究结果可为强动载扰动下高应力巷道底板爆破卸压参数设计提供参考。

关键词: 动载扰动; 水平应力; 冲击地压; 底板爆破; 参数优化

中图分类号: TD324

文献标志码: A

文章编号: 2096-7187(2025)02-3027-16

Mechanism of floor rockburst and blasting parameter optimisation for high-stress roadway subjected to severe dynamic loads

LI Geng¹, CAO Anye^{1,2,3}, DOU Linming¹, LYU Guowei¹, PENG Yujie¹, HAO Qi¹,
XUE Chengchun¹, XIE Yongqin¹, SHI Kuangmin⁴

(1. School of Mines, China University of Mining and Technology, Xuzhou 221116, China; 2. Key Laboratory of Deep Coal Resource Mining, Ministry of Education of China, China University of Mining and Technology, Xuzhou 221116, China; 3. School of Geology and Mining Engineering, Xinjiang University,

收稿日期: 2025-01-11

修回日期: 2025-02-17

责任编辑: 施红霞

DOI: 10.13532/j.jmsce.cn10-1638/td.2025-1013

基金项目: 国家重点研发计划资助项目 (2022YFC3004603); 国家自然科学基金资助项目 (52274098); 江苏省研究生科研与实践创新计划资助项目 (KYCX23_2797); 中国矿业大学研究生创新计划资助项目 (2023WLKXJ035)

作者简介: 李庚 (1997—), 男, 安徽滁州人, 博士研究生。E-mail: TB22020014A41@cumt.edu.cn

通信作者: 曹安业 (1982—), 男, 江苏盐城人, 教授, 博士生导师。E-mail: caoanye@163.com

Urumqi 830046, China; 4. Datun Energy Company Limited, Xuzhou 221611, China)

Abstract: For mining in the north-west of China, coalburst frequently occurs when subjecting to horizontal tectonic stress and strong dynamic loading. Experiment, theoretical analysis, numerical simulation and engineering test were performed to investigate the large-area rock burst floor failure in 208 working face. Based on the elasticity theory and the catastrophe theory, the influence mechanism of high stress and dynamic loading was analyzed, and the principle of coalburst mitigation by blasting was studied. The deformation, displacement and surface acceleration of the surrounding rock of roadways caused by dynamic loading with and without floor blasting were analyzed. The horizontal stress should be taken into account to avoid exacerbating the damage to the tunnel or the coalburst due to asymmetric damage. The influence of blasting hole angle, charge density and uncoupling coefficient on the pressure relief effect of floor blasting were simulated and analyzed. The results show that the high horizontal stresses tend to exacerbate the asymmetric damage after floor blasting, inducing coalburst. The hole angle determination is the premise of the design of the floor blasting parameters, and its adaption to the natural fracture or bedding plane of the rock mass should be considered to improve the blasting pressure relief effect. The optimal interval of the uncoupling coefficient is 1.46, beyond which the damage zone and crack extension length are significantly larger than the other. The charge density is positively correlated with the damage zone of rock mass, crack propagation length and surrounding rock stress, but the strengthening increase is not obvious under the larger charge density. The floor deformation was reduced by 22% to 61% after floor blasting optimisation parameters. During field implementation, no microseismic events with energy more than 1×10^5 J were observed and the proportion of tremors in floor reduced significantly. The results can be used as a reference for the design of floor blasting parameters for high-stress roadways subjected to severe dynamic loading.

Key words: dynamic loading; horizontal stress; coalburst; floor blasting; parameter optimisation

巷道底板冲击是冲击地压表现形式之一,是采掘空间在高应力作用下诱发底板煤岩瞬时发生变形、失稳破坏的动力灾害,严重威胁煤矿作业人员安全及巷道稳定性^[1-2]。因此,进一步提高巷道底板卸压措施的针对性、有效性,降低冲击危险,是亟待解决的矿井安全生产难题^[3-4]。针对底板冲击已有诸多有效的防冲措施,如底板深孔爆破、底板大直径钻孔、底板开槽等^[5-6],相较而言,底板爆破卸压布置简单、工作量小,可显著降低巷道底臃程度,并且参数选择合理时可有效阻断底板应力传递,进而防治底板冲击地压。

徐学锋等^[7]分析了动载作用下底板冲击地压的演化规律,认为动载应力波和高应力环境是诱发巷道底板冲击的主要原因;潘俊锋^[8]通过案例和理论分析,建立了巷道冲击发生结构模型,提出了底板冲击地压发生的冲击启动理论;谢龙等^[9]研究了特厚煤层在不同侧压系数下动载诱发底板冲击的动态响应规律,底板塑性区随着侧压系数的增加而

相应扩大;赵善坤等^[10]采用了薄板理论对巷道底板进行受力分析,研究了冲击危险巷道底板冲击的主要影响因素,发现采动水平应力是造成巷道底臃的主要原因;王书文等^[11]认为采空区侧向顶板压力传递作用及煤柱弹性能积聚水平,易使留巷底板成为主要的冲击显现区;盖德成等^[12]提出了以滑移变形为理论基础的底板冲击力学模型,理论分析了上分层遗留煤柱效应下底板冲击破坏机理。上述研究揭示了矿井常见开采条件下底板冲击发生机制,但针对高水平应力影响条件下,具有高能量瞬态释放的强冲击动载耦合作用时巷道底板冲击破坏规律与发生机制的研究还不够深入。

诸多学者针对底板爆破卸压技术与参数优化开展了深入研究。曹安业等^[13]提出了改变巷道底板的抗弯强度是降低巷道底板冲击的必要条件,并通过数值模拟得出底板大直径钻孔和卸压爆破组合卸压的解危效果较为理想;欧阳振华^[14]分析了多级爆破卸压技术的防治冲击地压机理及效果,结果

表明底板爆破卸压可切断力源传递并向煤岩深部转移,降低冲击危险程度;程敬义等^[15]提出了底板爆破卸压技术可以阻断底板高应力传播路径,改善巷道围岩应力环境,释放底板压力;曹进军等^[16]基于 LS-DYNA 分析了联合布孔装药结构爆破过程中的应力分布规律,结果表明改变煤层底板爆破参数可以增大拉应力峰值,强化破岩效果;张晨阳等^[17]模拟研究了巷道底板岩层是主要的冲击动力能贮存体,而底煤是主要的动力释放显现体,底板岩层采取解危措施可以阻断应力传递路径,减小底板能量积聚,从而降低底板冲击危险性。上述研究证实了底板爆破卸压在改善高应力环境、降低冲击危险性方面的有效性,并在爆破参数设计方面也取得了一定成果。然而,现有研究多聚焦于爆破致裂机理与静态卸压效果评价,对高地应力与高能量瞬态释放的强冲击动载耦合作用下的爆破参数敏感性、围岩损伤等关键问题缺乏系统考量,同时现场爆破参数的确定常依赖经验法或理论计算获得,易导致爆破卸压效果不佳,甚至降低巷道围岩结构稳定性。

因此,笔者采用理论分析与物理相似试验相结合的方式研究底板冲击机理及爆破卸压措施对巷道强动载扰动下力学响应规律的影响,基于数值模拟探究不同爆破参数下岩体损伤区范围、裂纹扩展情况与应力演化特征,综合考虑提出了较优的底板爆破参数,通过开展工程实践,验证优化后底板爆破措施方案的防冲效果。

1 工程背景

某矿 208 工作面布置于 5 号煤中,于 2019 年 10 月开始开采,采用分层低位放顶煤采煤法,分层煤厚为 5.6~19.4 m,平均厚度 12.8 m,工作面平均埋深 548 m。工作面东、北部为实体煤并存在大型背斜构造,南部为采区大巷,西部为 207 采空区(2017 年 8 月开采结束),受构造影响巷道水平应力较高,工作面间留有 6 m 煤柱,工作面倾向长度 200 m,设计开采走向长度 2 007 m。根据鉴定结果,5 号煤层具有强冲击倾向性,顶、底板具有弱冲击倾向性。工作面布置如图 1 所示。

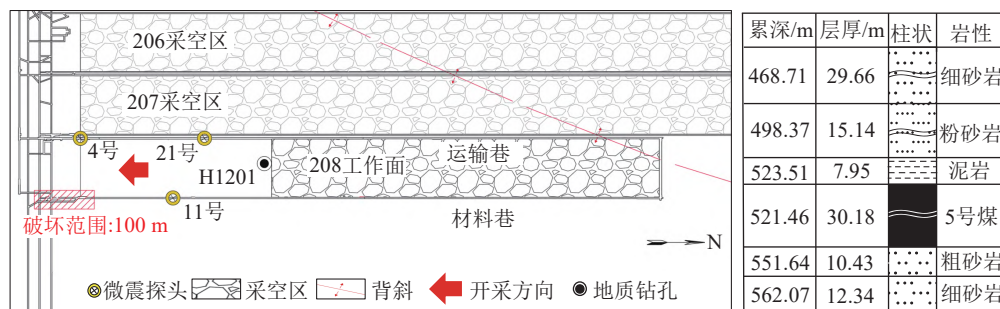


图 1 208 工作面布置

Fig. 1 208 working face layout in a mine

该矿采用 SOS 微震监测系统,在 208 工作面布置有 5 个单轴速度传感器,满足采掘期间微震活动定位精度需求。受背斜构造、基本顶大范围暴露等影响,208 工作面开采期间大能量微震事件(大于 1×10^4 J)频繁、矿压显现强烈。选取 2021 年 3 月至 4 月期间微震数据进行分析(累计进尺约 112 m),如图 2 所示,冲击事故发生前,大能量微震事件频发且有多次位于煤层底板中。为降低冲击危险,现场开展了底板爆破卸压工程,但 2021 年 4 月 22 日在工作面前方发生能量 2.47×10^5 J 的大能量事件,震源位于巷道底板,造成材料巷超前 370~470 m 范围内严重底臌破坏(图 3),最大底臌量达到 1.5 m,

严重影响行人、运输和通风安全。可见,原有底板爆破措施未能有效降低冲击危险,因此亟需开展强动载扰动下高应力巷道底板冲击发生机理和爆破卸压参数优化研究。

2 底板冲击及爆破防冲机理

2.1 底板型冲击地压发生机理

底板型冲击地压多发生在“硬煤-硬底”的结构之中,受含煤地层赋存特性和多期的地质构造影响,岩体中大量裂隙和节理在多种因素组合作用下使巷道围岩被分割成近似层状结构^[10]。在重力和构造应力长期组合作用下,底板岩层发生不同程度的

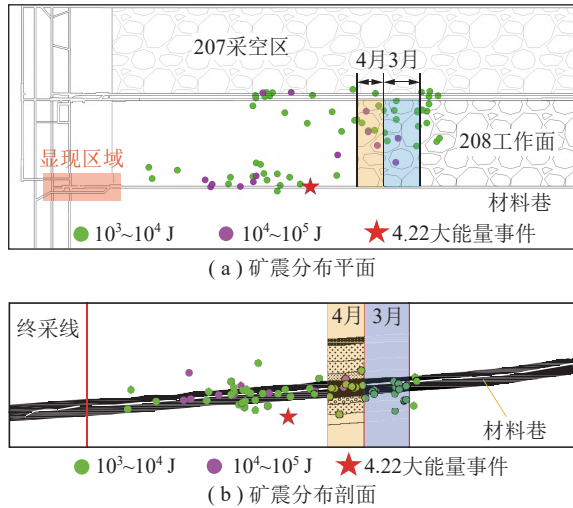


图2 矿震分布

Fig. 2 Map of micro seismic events distribution

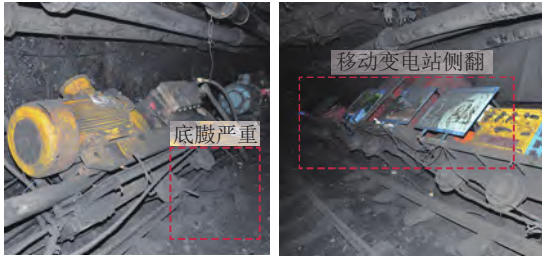


图3 208工作面底板冲击破坏情况

Fig. 3 Floor coalburst in 208 working face

弯曲变形并积聚弹性能量, 并且围岩中裂纹沿层裂面持续发育, 当这些裂隙扩展、贯通联合时, 形成平行于巷道底板的一层或多层板状结构, 导致巷道底板结构刚度下降, 当动静载叠加应力超过底板层裂板结构稳定性临界应力时, 将造成底板层裂结构的屈曲失稳, 从而诱发巷道底板冲击的发生^[18]。

图4中, 取巷道底板的岩层为岩板结构, σ_z 为巷道底板岩层承载竖向应力; λ 为侧压系数; σ_N 为水平应力, $\sigma_N = \lambda\sigma_z$; σ_P 为巷道底板岩层受到的动载应力; a 、 b 、 h 分别为简化的底板层状结构屈曲长度、宽度和厚度。

根据层裂板结构受力情况, 总势能 V 由层裂板结构的形变势能 U 、竖向应力 σ_z 、水平应力 σ_N 和动载应力 σ_P 引起的外载势能 $W_{\sigma_z+\sigma_P}$ 和 $W_{\sigma_N+\sigma_P}$ 组成。

$$V = U + W_{\sigma_z+\sigma_P} + W_{\sigma_N+\sigma_P} \quad (1)$$

假设底板岩板为两边简支薄板, 板的挠曲变形方程可设为

$$\omega = A \sin(\pi x/a) \quad (2)$$

式中, A 为挠度最大值。

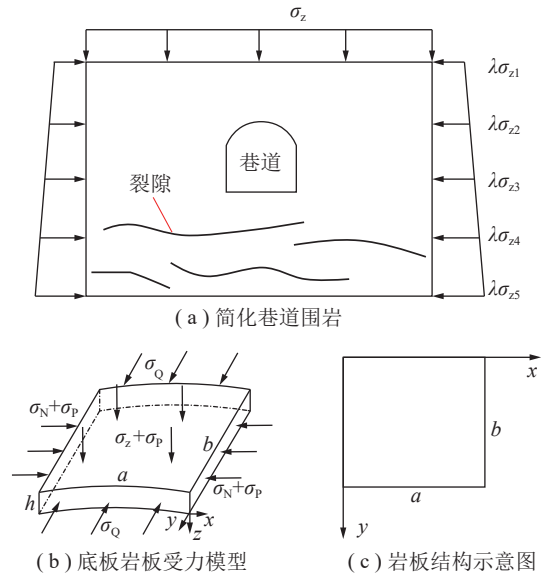


图4 巷道底板层裂屈曲力学模型

Fig. 4 Mechanical modelling of laminar fracture in roadway substrate

由弹性理论可知, 板的应变能可表示为

$$U = \frac{D}{2} \int_0^a k^2 ds \quad (3)$$

式中, s 为层裂板挠度曲线的弧长; k 为层裂板的曲率; D 为层裂板的弯曲刚度。

则外载势能 $W_{\sigma_z+\sigma_P}$ 和 $W_{\sigma_N+\sigma_P}$ 分别为

$$\begin{cases} W_{\sigma_N+\sigma_P} = - \int_0^a (\sigma_N + \sigma_P) \omega dx \\ W_{\sigma_z+\sigma_P} = - \frac{1}{2} (\sigma_z + \sigma_P) \int_0^a \left(\frac{\partial \omega}{\partial x} \right)^2 dx \end{cases} \quad (4)$$

将式(3)和式(4)代入式(1), 在 $A=0$ 处进行泰勒展开, 然后积分, 构建尖点突变势函数, 略去高于 A^4 的项得底板岩板总势能为

$$V = \frac{\pi^6 D}{16a^5} A^4 + \left[\frac{\pi^4 D}{4a^3} - \frac{\pi^2 (\sigma_N + \sigma_P)}{4a} \right] A^2 - \frac{2(\sigma_z + \sigma_P)a}{\pi} A \quad (5)$$

依据突变理论^[19-20], 将底板的岩板总势能转化为尖点突变势函数的标准平衡方程, 则式(5)中右边各项式可简化为

$$V = \frac{1}{4} x^4 + \frac{1}{2} u x^2 + v x \quad (6)$$

$$\text{其中, } \begin{cases} x = \left(\frac{\pi^6 D}{4a^5} \right)^{\frac{1}{4}} A \\ u = 2 \left[\frac{\pi^4 D}{4a^3} - \frac{\pi^2 (\sigma_N + \sigma_P)}{4a} \right] \left(\frac{\pi^6 D}{4a^5} \right)^{-\frac{1}{2}} \\ v = - \frac{2(\sigma_z + \sigma_P)a}{\pi} \left(\frac{\pi^6 D}{4a^5} \right)^{-\frac{1}{4}} \end{cases}$$

式中, x 为状态变量, 与层裂板的弯曲刚度及岩板几何尺寸有关; u 、 v 为控制变量, 与应力状态有关。

巷道开挖后, 在重力和构造应力长期组合作用下, 原处于平衡曲面上平衡状态的巷道底板稳定系统先转变到非失稳区。当外界的强大扰动将原本稳定系统状态跃迁到失稳区时, 巷道底板就会发生失稳破坏。

为分析各因素对巷道底板力学模型突变的影响程度, 选取 208 工作面巷道参数, 计算水平应力 $\sigma_N=19.73$ MPa, 分别取薄板宽度 a 值为 4、5 m 进行数值拟合, 则 u 随 σ_P 和 D 的变化如图 5 所示。

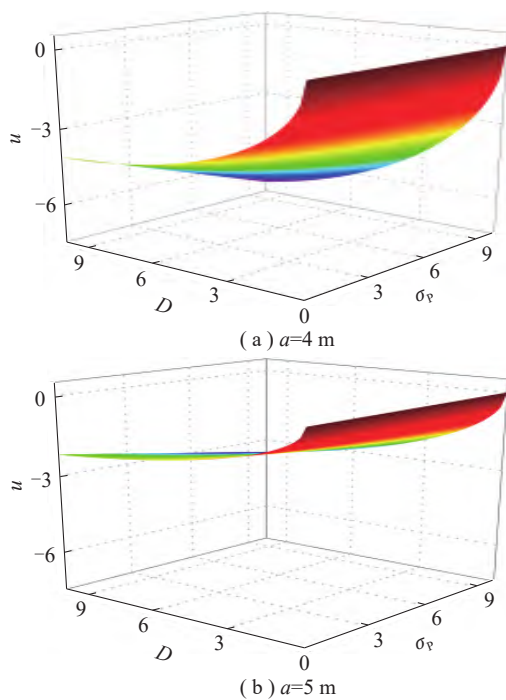


图 5 控制变量与影响因素关系

Fig. 5 The diagram between control variables and influencing factors

其中, 巷道底板系统稳定平衡的临界点为 $u \leq 0$, 即 $\frac{\pi^4 D}{4a^3} - \frac{\pi^2(\sigma_N + \sigma_P)}{4a} \leq 0$ 时, 底板系统才能跨越分叉集发生突变失稳。对比图 5 中 $u=0$ 时的数据集可以发现, 当 a 、 D 取值一定时, 底板系统达到临界条件与动载应力大小呈正相关, 即较大的动载应力更易诱发底板失稳; 当 D 取值一定时, a 取 5 m 比 4 m 时需要更小的动载应力便可使底板系统达到临界条件, 即底板层状结构屈曲长度越大越容易达到失稳状态。由以上分析可知, 应力环境、动载强度、煤岩物理力学性质等是诱发底板冲击的重要因素, 因此在制定卸压防冲方案时需系统考量上述

因素对底板稳定性的影响。

2.2 底板爆破卸压防冲机理

深孔断底爆破作为一种卸压防冲技术, 通过爆破使巷道底板局部围岩强度弱化改变底板煤岩力学传递结构, 从而实现应力峰值向巷道围岩深部岩体中转移的卸压防冲技术, 是控制高应力巷道底板发生冲击的有效方法。底板爆破应力转移原理如图 6 所示。

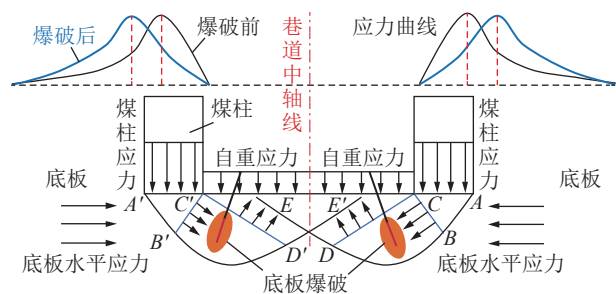


图 6 爆破卸压原理

Fig. 6 Principle of blasting pressure relief

巷道开挖后, 围岩整体由三向应力状态转为二向应力状态, 其中, 底板岩层因水平构造应力集中、水理作用及支护强度不足等综合作用, 相较于巷道顶板及两帮更易发生强度劣化, 成为围岩系统中的薄弱环节。当底板的水平应力达到破坏强度极限时, 便会产生局部破坏, 在强动载的进一步扰动影响下, 系统能量在已破坏局部区域进行释放, 导致破坏范围和规模急剧扩大, 发生破坏性的底板冲击^[2]。如图 6 所示, 巷道底板在围岩应力叠加影响下会出现弱面并进一步形成连续、对称的滑动面, 即底板水平应力推动区 (ABC 、 $A'B'C'$)、应力过渡区 (BCD 、 $B'C'D'$) 和叠加应力推动区 (CDE 、 $C'D'E'$), 采取底板爆破措施后, 使底板围岩中应力过渡区的岩体强度弱化, 显著阻断或削弱底板应力连续传递能力; 同时, 爆破产生的能量在应力过渡区岩体中形成局部压碎区和裂隙扩展区, 并促使积聚在巷道底板的能量提前释放, 在压碎区、裂隙区的缓冲和吸能作用下, 强动载在巷道底板局部煤岩裂隙发育区域快速衰减, 降低动载影响, 有效防止巷道底板在强动载扰动下发生冲击破坏^[21]。

3 底板弱化改性相似模拟研究

3.1 相似模型的建立

为探究动载扰动作用下巷道底板的变形破坏

特征及底板爆破措施的弱化改性作用, 选取某矿 208 工作面材料巷为工程背景, 采用的巷道动静组合加载相似模拟试验系统^[22-23] 如图 7(a) 所示。为模拟工作面推进过程中, 超前支承压力与底板残余应力叠加形成的动态应力扰动, 在试验箱体内预置水平板, 将摆锤的冲击载荷通过入射杆传递至箱体内部的整条巷道, 同时, 为防止摆锤的多次摆动影响试验结果, 通过在摆锤处加装制动装置避免其二次撞击入射杆。

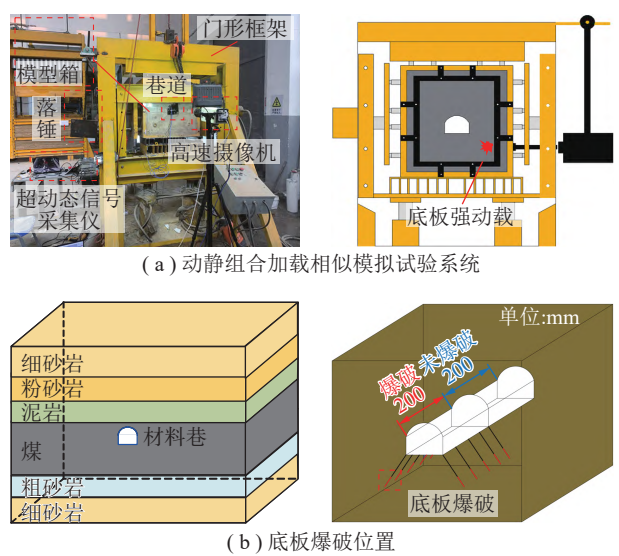


图 7 巷道动静组合加载相似模拟试验系统
Fig. 7 Similar simulation test table of roadway supporting by static and dynamic combination

208 工作面材料巷宽×高为 4.8 m×3.6 m, 埋深 548 m, 模型箱尺寸为 65 cm×65 cm×40 cm(长×宽×高), 巷道布置于模型箱中部偏下位置, 为方便铺设确定模型中巷道尺寸为 10 cm×8 cm, 基于弗洛德相似定律^[24-25] 确定模型的几何、应力、容重相似比和能量相似比分别为 0.006、0.005、0.781 和 5×10^{-4} 。由于炸药及雷管的使用受到严格管控, 因此在底板打钻后使用常规鞭炮定性模拟底板爆破, 钻孔深度为 7 cm, 如图 7(b) 所示, 巷道模型前 200 mm 采取底板爆破卸压措施, 后 200 mm 不采取卸压措施。巷道模型前后部分均采用长度为 30 mm 和 55 mm 的不锈钢螺丝来模拟锚杆、锚索, 支护参数一致。

相似材料以河砂、石膏为骨料, 利用自制的模型箱铺设成型, 自下而上分别铺设细砂岩、粗砂岩、煤、泥岩、粉砂岩和细砂岩, 各模拟岩层相似配比及基本力学参数见表 1。

模型铺设完成 1 周后拆除模型箱前后挡板, 待

表 1 相似模型岩层力学参数及配比

Table 1 Mechanical parameters and ratio schemes of rock layers in similar models

岩性	岩层厚度/m	岩层强度/MPa	模拟层厚/cm	模拟强度/MPa	体积比	
					石膏	砂膏
细砂岩	29.66	70.63	18.24	0.35	1 : 1	3 : 1
粉砂岩	15.14	91.05	9.31	0.46	1 : 1	5 : 1
泥岩	7.95	38.13	4.89	0.19	3 : 2	3 : 1
煤	30.18	10.14	18.56	0.05	2 : 1	3 : 1
粗砂岩	10.43	65.00	6.41	0.33	1 : 1	5 : 2
细砂岩	12.34	70.63	7.59	0.35	1 : 1	3 : 1

模型养护 1 个月后, 重新安装好前后挡板并将模型箱吊装至试验台。208 工作面材料巷平均埋深 548 m, 巷道模型距上边界 32.44 cm, 几何相似比为 0.006, 实际巷道顶板高度 54 m, 未模拟覆岩厚度为 494 m, 水平载荷为垂直载荷的 1.44 倍, 应力相似比为 0.005, 据此确定试验机应对模型逐级施加垂直、水平荷载至 0.062 MPa 和 0.089 MPa, 然后模拟开挖巷道并进行支护, 待模型在静载作用下稳定后, 将摆锤依次提升至 0.2~1.6 m 后 (摆锤质量 30 kg, 当提升至 1.6 m 时, 经能量相似比换算后动能为 9.41×10^5 J) 在试验箱体右侧自由释放, 摆锤绕固定轴心转动下落, 将自身的重力势能转化为冲击动能, 因此可通过改变摆锤高度获得不同能量大小的冲击动载, 并由入射杆将冲击动能传递至试验箱体内。

通过在巷道不同位置 (即前底板, 前右巷帮、后底板, 后右巷帮) 的围岩表面布置加速度传感器和位移传感器, 结合高速动态采集系统等对巷道冲击破坏过程中的围岩响应规律进行分析。其中, 1A518EB 冲击压电式加速度传感器的测量量程设定为 $3\,770\text{ m/s}^2$; 5E110 电涡流位移传感器量程设定 20 mm; MemrecamGX-3 高速动态采集系统采集频率设置为 500 帧/s。

3.2 试验结果分析

3.2.1 巷道围岩冲击破坏特征

图 8 为强动载作用下巷道失稳冲击破坏全过程, 随着施加动载强度不断增大后, 巷道的破坏形态存在显著差异。①动载强度分析: 随摆锤下落高度由 0.2 m(施加动载能量 59 J) 增至 1.6 m(施加动载能量 472 J), 巷道变形破坏呈加剧趋势。试验中, 当施加动载能量小于 413 J(摆锤高度 1.4 m) 时, 整个巷道均未发生明显破坏; 当施加动载能量超过

413 J(摆锤高度 1.4 m) 时, 未实施底板爆破卸压巷道围岩瞬间形成冲击破坏, 底板部分煤体崩出, 巷道内浮尘扬起。因此, 强动载是诱发巷道底板冲击的必要条件, 只有当动载能量达到一定值时, 才能造成巷道瞬间失稳破坏。②卸压措施分析: 对于施工底板爆破卸压区域, 巷道底板完整, 无明显变形破坏, 未发生冲击破坏; 对于未施工底板爆破卸压区域, 多次强动载下巷道底板裂隙发育贯通, 最终导致底板大面积冲击破坏, 围岩结构破坏严重。因此, 底板爆破卸压措施可显著降低强动载对于巷道围岩结构的影响, 在强动载作用下仍可使巷道具有一定的完整性。③动静组合加载下冲击失稳破坏过程分析: 高水平应力条件下, 巷道围岩受小能量扰动时发生累积损伤但仍可保持稳定; 随着动载荷强度增大, 巷道底板中部裂隙不断发育、贯通, 当动载强度超过临界值后, 岩块由巷道底板瞬时崩出, 发生煤岩动力失稳破坏。

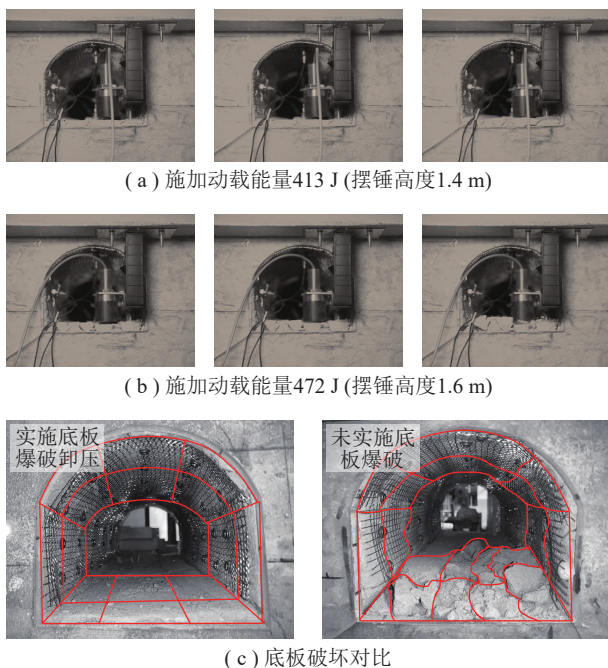


图 8 动态追踪冲击过程及破坏形态对比

Fig. 8 Dynamic tracking impact failure process and damage patterns

3.2.2 巷道底板加速度冲击响应特征

试验过程中, 采用 DH5960 超动态信号测试系统对动载作用下巷道的震动加速度信号进行记录, 如图 9 所示。由图 9 可知, ①低能量动载作用下, 底板爆破卸压并没有发挥显著降载作用, 巷道前后区域的震动加速度振幅几乎一致, 说明低能量的动

载往往对巷道围岩产生的应力增幅较小, 底板爆破卸压效果并不明显; ②当施加动载强度大于 118 J(摆锤高度 0.4 m) 时, 巷道前后区域的震动加速度振幅出现明显差异, 实施底板爆破卸压措施后使加速度峰值显著降低, 并且后续加速度峰值衰减迅速, 说明底板爆破卸压后形成的局部裂纹发挥了缓冲和吸能作用, 降低了强动载对巷道围岩的影响; ③实施底板爆破的巷道在 8 次动载作用下, 底板加速度峰值分别为 155.21、173.80、239.40、273.93、338.02、354.21、393.18 和 483.43 m/s^2 , 分别为未实施底板爆破卸压措施巷道的 97.13%、49.33%、45.09%、41.34%、47.56%、47.62%、46.60% 和 48.34%, 表明底板爆破卸压措施显著降低了强动载作用下巷道底板的加速度峰值, 提高了巷道的抗冲击能力。

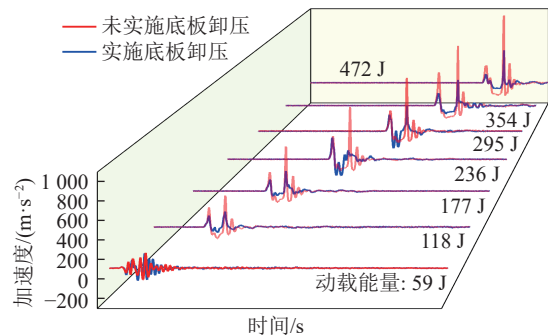


图 9 巷道底板震动加速度信号对比

Fig. 9 Comparison of floor vibration acceleration of roadway with or without floor blasting pressure relief

3.2.3 巷道底板位移变形特征

图 10 为动载作用下巷道模型底板变形量对比, 由图 10 可知, 当施加动载强度小于 236 J(摆锤高度 0.8 m) 时, 巷道整体底板变形量较小, 无显著差异, 说明当动载强度较小时, 底板爆破卸压措施对控制巷道变形无显著作用; 随着施加动载强度的逐渐增加, 巷道模型前后区域底板变形量出现显著差异, 当施加动载能量达到 413 J 时, 未实施底板爆破卸压措施的巷道底板发生部分煤体崩出, 瞬时发生冲击破坏, 产生较大变形破坏 (单次最大底臃量为 3.2 mm), 但实施底板爆破卸压措施的巷道底板未发生显著变形破坏, 单次最大底臃量仅为 1.5 mm, 巷道底板仍保持完整。

4 底板爆破卸压防冲参数研究

底板爆破卸压效果受多重因素耦合影响, 实际

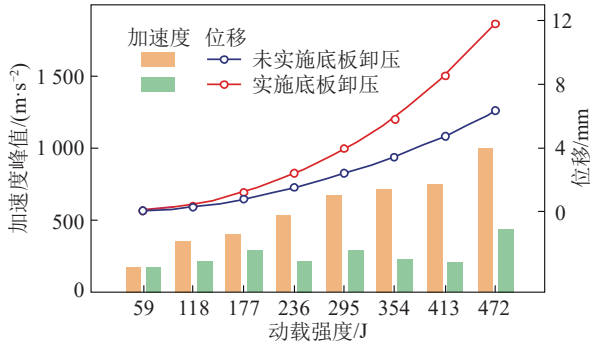


图 10 巷道底板位移变化及加速度峰值

Fig. 10 Comparison of floor vibration acceleration of roadway with or without floor blasting pressure relief

工程应用中,除炸药类型、炮孔装药长度、装药结构及炮孔间距外,水平应力分布特征、炮孔角度、不耦合系数及装药量是影响底板爆破卸压效果的重要因素。首先,地应力对爆破裂纹扩展有显著的控制作用,裂纹的扩展趋势朝向高应力方向^[26],同时可通过改变炮孔倾角克服水平应力对爆破裂纹扩展的主导作用,有效控制裂纹扩展情况;其次,炮孔装药量决定着爆破性能,并且改变不耦合系数可有效降低爆破孔内冲击波的作用时间,促使更多能量作用于裂纹扩展,提升裂隙区发育范围^[27]。因此,采用数值模拟研究上述参数对底板爆破卸压效果的影响,确定较优的爆破卸压参数。

4.1 模型建立与参数选择

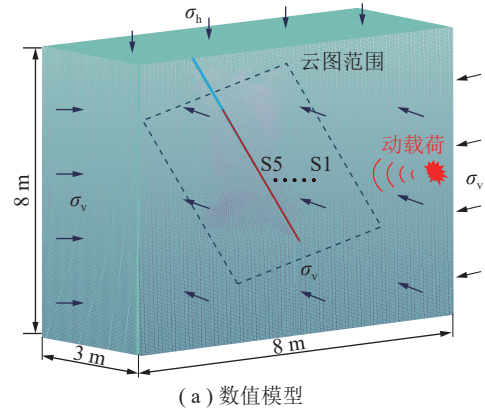
4.1.1 数值模型建立

采用非线性动力学分析软件 LS-DYNA,分析动静组合加载下爆破后底板岩石的损伤和应力响应特征^[28],综合考虑计算精度和计算性能,只取其中的岩体和部分爆破孔进行建模。数值模型由岩体、炸药、空气和堵塞 4 部分构成,采用流固耦合算法,岩石采用 Lagrange 算法,炸药和空气采用 ALE 算法,建立 3D-SOLID 全模型,单位制为 g-cm- μ s。如图 11(a) 所示 (1/2 模型),建立 8 m $\times$ 3 m $\times$ 8 m(长 $\times$ 宽 $\times$ 高)固体域,炮孔位于模型中央,药卷直径为 65 mm,孔深 6 m,堵塞长 2 m,装药 4 m,计算时间设为 5 ms,计算步长为 10 μ s。为避免爆炸应力波反射影响,在边界处施加非反射边界条件。模型四周均施加围压 σ_v ,模型顶部施加轴压 σ_h ,同时为模拟动载扰动,在模型水平方向一侧施加峰值强度为 10 MPa 的径向压力波。如图 11(b) 所示,动载荷的施加是一个在短时间内完成的瞬态过程,在此过程

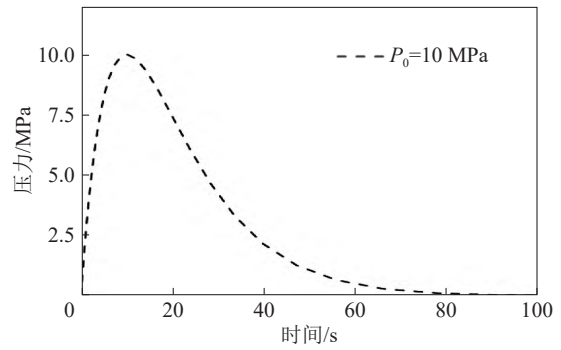
中,采用指数形式的冲击波函数来表示动载荷强度^[29-30]:

$$P(t) = P_0 \zeta (e^{-\alpha t} - e^{-\beta t}) \quad (7)$$

式中, $P(t)$ 为 t 时刻的动载强度; P_0 为动载荷峰值强度; α 、 β 、 ζ 为波形常数。



(a) 数值模型



(b) 动载荷的压力-时间曲线

图 11 底板爆破模型

Fig. 11 Floor blasting model

4.1.2 材料模型及参数的选取

(1) 岩石模型及参数

为探究底板爆破全过程中损伤开裂和破碎失稳演化规律,岩石材料选用 RHT 模型,可描述材料的初始屈服强度、失效强度和残余强度的变化^[31-33],RHT 本构模型的累积损伤 D 表达式为

$$D = \sum \frac{\Delta \epsilon_p}{\epsilon_f^f} \quad (8)$$

$$\epsilon_p^f = D_1 [P^* + (1 - D) T^*]^{D_2} \geq \epsilon_f^{\min} \quad (9)$$

式中, D_1 和 D_2 为损伤常数,其值为 0~1, $D=0$ 代表材料完整, $D=1$ 代表材料已完全损伤破坏; $\Delta \epsilon_p$ 为累积塑性应变; ϵ_f^f 为失效应变; P^* 为归一化压力; T^* 为归一化拉力; $\epsilon_f^{\min}$ 为最小失效应变,取值 0.01。

岩体模型材料的参数通过理论计算和参数研究确定^[34-35],RHT 模型主要参数见表 2。

表 2 岩体材料 RHT 模型主要参数
Table 2 Parameters of RHT model for rock mass

参数名称	数值	参数名称	数值
单轴抗压强度/MPa	119	抗压强度比	0.10
剪切模量/GPa	24.17	剪压强度比	0.38
材料密度/(kg·m ⁻³)	2 700	初始孔隙度	1.10
多项式参数 A ₁	0.87	孔隙度指数	4.00
多项式参数 A ₂	1.46	状态方程参数 B ₀	1.68
多项式参数 A ₃	8.89	状态方程参数 B ₁	1.68
状态方程参数 T ₁	0.87	压缩应变率指数	0.01
状态方程参数 T ₂	0	拉伸应变率指数	0.01
损伤参数 D ₁	0.04	残余应力强度参数	1.62
损伤参数 D ₂	1.00	残余应力强度指数	0.60
失效面参数	1.60	失效拉伸应变率	3×10 ¹⁹
失效面指数	0.60	失效压缩应变率	3×10 ¹⁹
压缩屈服面参数	0.40	参考压缩应变率	3×10 ⁻¹¹
拉伸屈服面参数	0.70	参考拉伸应变率	3×10 ⁻¹²

(2) 炸药模型及参数

采用 LS-DYNA 程序中内置的 *MATHIGH_EXPLOSIVE_BURN 高性能炸药材料模型和 JWL 状态方程, 描述爆炸过程中爆炸产物的体积、压力以及能量特性^[36], 其表达式为

$$P_0 = A_1 \left(1 - \frac{\omega_e}{R_1 V_e} \right) e^{-R_1 V_e} + B_1 \left(1 - \frac{\omega_e}{R_2 V_e} \right) e^{-R_2 V_e} + \frac{\omega_e E_0}{V_e} \quad (10)$$

式中, P_0 为爆轰压力; A_1 、 B_1 、 R_1 、 R_2 、 ω_e 均为描述 JWL 方程的独立常数; V_e 为相对体积; E_0 为初始比内能。

现场试验采用煤矿许用三级乳化炸药, 其 JWL 状态方程的参数已有相关研究, JWL 本构参数源于文献[37], 不同装药密度下 JWL 参数取值见表 3。

表 3 不同装药密度下炸药 JWL 方程部分参数
Table 3 JWL equation of state parameters of explosive

密度/(g·cm ⁻³)	爆速/(m·s ⁻¹)	CJ 压力/GPa	初始比内能/GPa
1.0	2 965	2.25	3.22
1.2	3 300	3.23	4.64
1.4	3 635	4.40	6.32
1.6	3 970	5.75	8.25
1.8	4 300	7.27	10.45
2.0	4 641	8.98	12.89

(3) 空气模型及参数

空气采用 LS-DYNA 程序中内置的空物质材料

模型 *MAT NULL 模拟, 以多项式 *EOS LINER POLYNOMIAL 表示其状态方程:

$$P = C_0 + C_1 V_e + C_2 V_e^2 + C_3 V_e^3 + (C_4 + C_5 V_e + C_6 V_e^2) E_0 \quad (11)$$

式中, P 为压力; $C_0 \sim C_6$ 均为方程相关参数, 其中, $C_4 = C_5 = 0.4$; V_e 为相对体积; $E_0 = 2.5 \times 10^9 \text{ J/m}^3$ 。

4.1.3 测点布置

选取垂直炮孔中部方向上的单元有效应力进行分析, 测点布置在裂隙区范围, 测点 S5 距离炮孔壁 30 cm, 其他测点 (S1~S4) 等距 20 cm 远离炮孔布置, 测点布置如图 11 所示。

4.1.4 模拟方案确定

模拟分析水平应力、底板爆破角度、装药量和装药孔径 4 个因素对底板爆破效果的影响。侧压系数拟为 1.3、1.4、1.5、1.6、1.7、1.8; 底板爆破角度拟为 30°、45°、60°、70°; 炸药装药密度为 1.0、1.2、1.4、1.6、1.8、2.0 g/cm³; 煤矿底板爆破孔径一般小于 100 mm, 药卷直径为 65 mm, 确定模拟炮孔孔径为 65、75、85、95 mm, 对应不耦合系数为 1.00、1.15、1.31、1.46。模拟方案见表 4。

表 4 底板爆破模拟方案
Table 4 Floor blasting simulation program

组别	侧压系数	爆破角度/(°)	装药密度/(g·cm ⁻³)	不耦合系数
A	1.3~1.8	60	1.6	1.31
B	1.4	30~70	1.6	1.31
C	1.4	60	1.0~2.0	1.31
D	1.4	60	1.6	1.00~1.46

4.2 底板爆破模拟结果分析

4.2.1 水平应力对底板爆破效果的影响

水平应力是影响巷道底板煤岩层稳定的主要因素。当底板水平应力较大时, 爆破产生的应力波与原有水平应力相互作用, 可能导致巷道围岩局部应力集中或重新分布。在高应力作用下, 巷道底板发生层裂屈曲破坏并处于非失稳状态, 当强动载扰动时, 以层裂屈曲结构为基础, 底板系统跃迁到失稳区, 破坏范围和规模会突然扩大。即不合理的爆破卸压措施反而会导致底板岩层发生更广泛的层裂破坏, 进而导致底臃现象进一步加剧, 甚至诱发冲击地压。

不同水平应力下的底板爆破损伤情况如图 12 所示, 当侧压系数为 1.3 时, 岩石完全损伤破坏

区范围较小, 裂纹未向深部发育。随着侧压系数的增大, 岩石裂纹扩展范围和完全损伤破坏区显著增大, 并且在动载和高应力的共同作用下, 炮孔周围完全损伤区的分布存在明显的非对称分布。正是由于动载产生的应力波造成了岩石中应力的不均匀分布, 在高静载的耦合作用下, 岩体发生非对称损伤, 因此在后续爆破作用下迎波侧岩石破裂损伤程度更为明显。炮孔附近岩体单元的拉应力和剪应力曲线及裂纹扩展情况如图 13 所示, 爆

破后炮孔周围岩体内裂纹扩展长度、剪切力和拉应力与侧压系数存在明显的正相关性, 但侧压系数的改变对于应力峰值影响并不大, 当侧压系数由 1.3 提升至 1.8 时, 炮孔附近 S5 监测点处剪切力和拉应力峰值仅增大了 16.5% 和 14.3%。综上, 应当考虑水平应力与炮孔角度、不耦合系数、炸药装药密度间的合理底板爆破设计, 避免加剧巷道底板的破坏或因先前的非对称损伤而诱发冲击的发生。

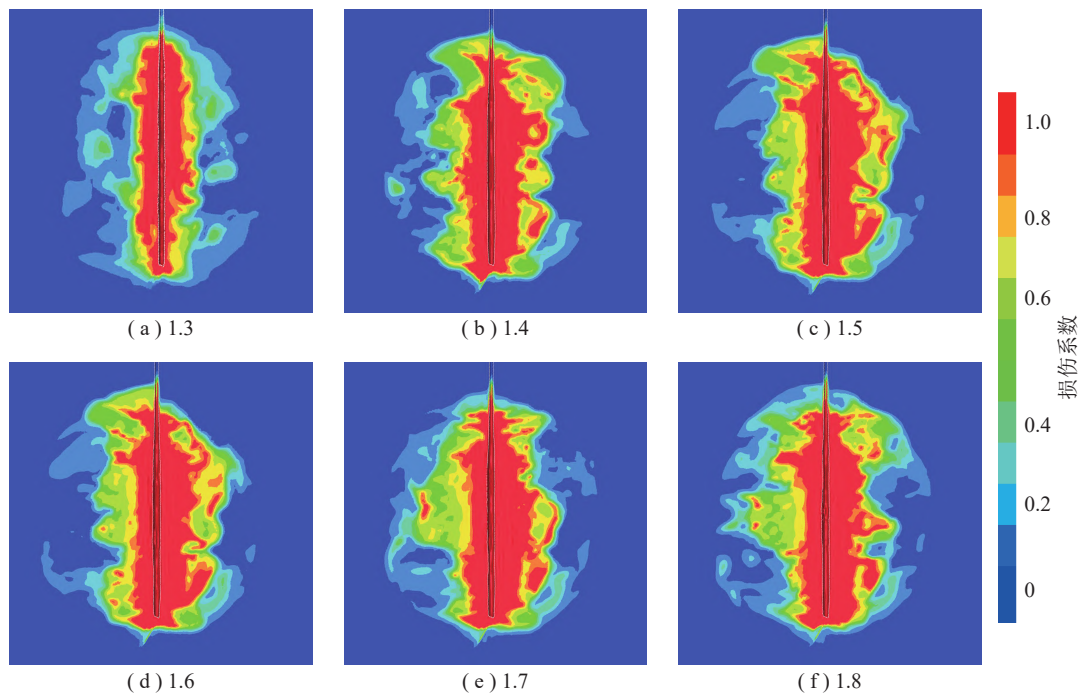


图 12 不同侧压系数下的底板爆破损伤云图

Fig. 12 Damage maps of floor blasting under different lateral pressure coefficients

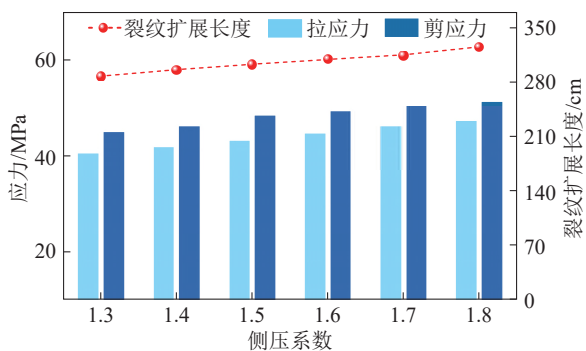


图 13 不同侧压系数下应力及裂纹扩展对比

Fig. 13 Comparison of stress and crack expansion under different lateral pressure coefficients

4.2.2 炮孔角度对底板爆破效果的影响

不同炮孔角度下的底板爆破损伤情况如图 14 所示, 当炮孔角度为 45° 时, 裂纹扩展长度最小, 但

岩石损伤区范围明显较大; 当炮孔角度增大至 70° 时, 裂纹扩展长度显著提升。正是由于爆破孔角度设置与岩体弱面近似, 爆破能量沿着弱面传递显著增强了岩石损伤效果, 但裂纹扩展在高水平应力影响下受到抑制^[26]。炮孔附近岩体单元的拉应力和剪应力曲线、损伤及裂纹扩展情况如图 15 所示, 在爆炸冲击波的作用下, 炮孔角度的改变对于岩体内剪切力和拉张力峰值影响并不大, 但爆破后裂纹扩展程度明显增大。同时, 当炮孔角度为 70° 时, 炮孔附近岩体损伤区面积最大, 在强动载作用下可有效提供更大的缓冲和吸能区域, 显著降低动载影响。因此, 针对高应力巷道底板爆破卸压时, 炮孔角度应选择 70° 以促进裂纹扩展, 提升底板爆破卸压效果。

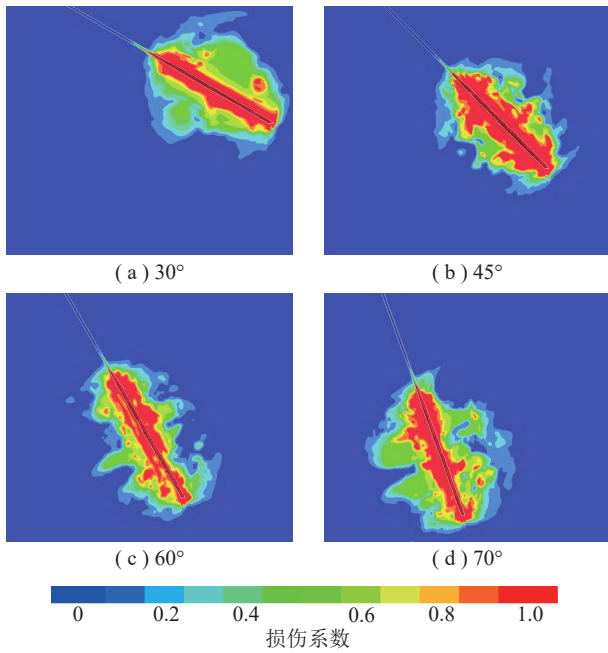


图 14 不同炮孔角度下的底板爆破损伤云图

Fig. 14 Damage maps of floor blasting under different hole angles

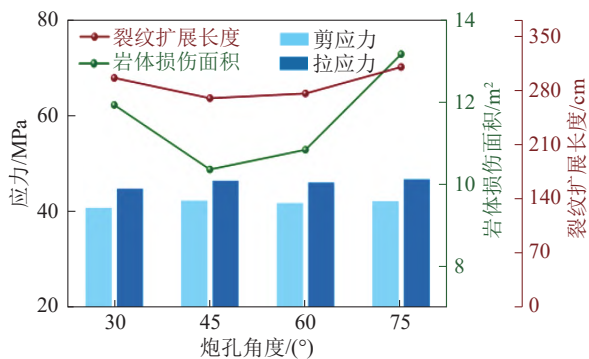


图 15 不同炮孔角度下应力、损伤面积及裂纹扩展对比

Fig. 15 Comparison of stress, damage area and crack expansion under different hole angles

4.2.3 不耦合系数对底板爆破效果的影响

不耦合系数为爆破中钻孔直径和药卷直径的比值, 通过改变不耦合系数可控制爆破效果, 从而降低或避免过度破碎岩石。当不耦合装药时, 药卷与钻孔间存有其他介质间隙, 将对爆破产生的冲击破坏起到一定的缓冲作用。因此, 当装药量、炮孔角度一致时, 不耦合系数 K 将对岩体爆破损伤面积及损伤效果有显著控制作用。

改变不耦合系数时底板爆破损伤情况如图 16 所示, 其他参数一定时, 当不耦合系数 $K < 1.46$ 时, 岩体爆破损伤面积随 K 的增大而逐渐减小, 与已有研究结果^[38-39] 基本吻合, 进一步验证了本研究模拟结果的准确性。

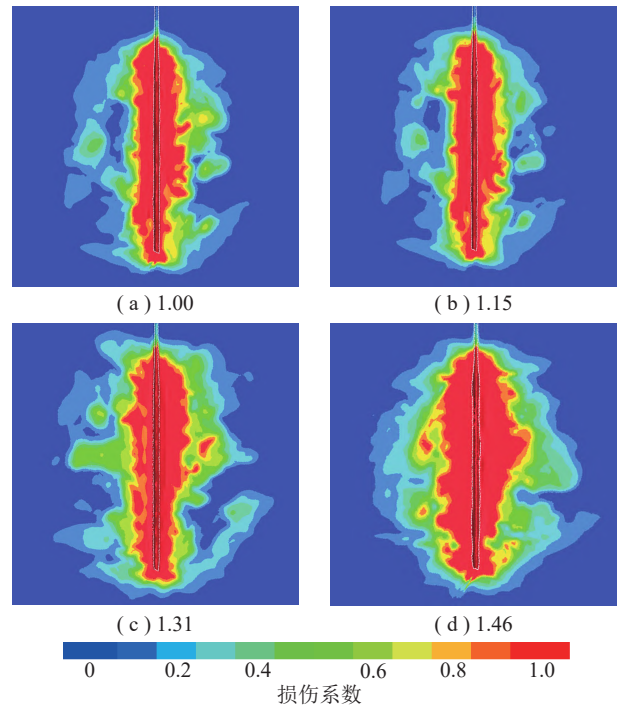


图 16 不同不耦合系数下底板爆破损伤云图

Fig. 16 Damage maps of floor blasting under different uncoupling coefficients

各测点峰值有效应力变化曲线如图 17 所示, 耦合装药显著提升了岩体内剪切力和拉张力水平; 当不耦合装药时, 岩体内剪切力和拉张力水平随着不耦合系数 K 增大而逐渐增大, 表明不耦合系数可增强孔间岩体的张拉损伤和剪切损伤, 有助于岩体的进一步破碎。综上, 受限于现场情况, 采取不耦合装药布置时, 不耦合系数取 1.46 左右, 爆破效果较好。

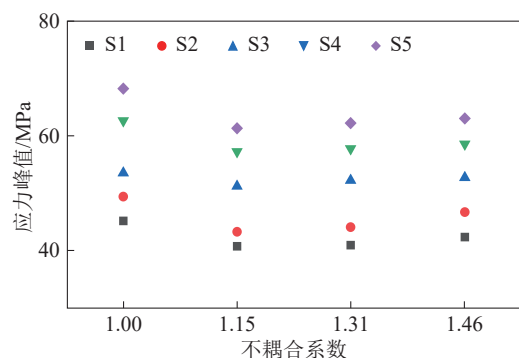


图 17 不同耦合系数下各测点峰值应力变化

Fig. 17 Change of peak effective stress at each measuring point under different decoupling coefficients

炮孔附近岩体单元的拉应力和剪应力曲线、损伤及裂纹扩展情况如图 18 所示, 耦合装药爆破时, 炸药能量更多用于炮孔周围损伤区的形成, 一定程

度上弱化了冲击波诱发岩体裂隙扩展的能力; 不耦合装药爆破时, 裂纹扩展长度分别为 289、305、319 cm, 呈明显增大趋势, 当不耦合系数为 1.46 时, 炮孔周围损伤区显著增大, 裂纹进一步扩展贯通, 爆破效果较好。并且不耦合装药下岩体损伤区域随着系数增大而逐渐增大, 表明增大不耦合系数可有效提升爆破效果, 即增大底板围岩中岩体强度弱化区域, 可显著阻断或削弱底板应力连续传递能力, 进而降低强动载扰动下冲击发生的可能性。

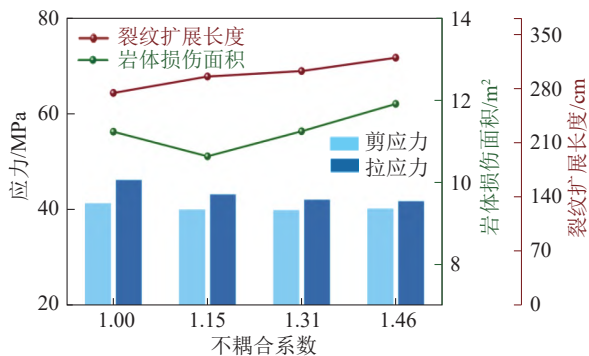


图 18 不同耦合系数下应力、损伤面积及裂纹扩展对比
Fig. 18 Comparison of stress, damage area and crack expansion under different coupling coefficients

4.2.4 不同装药密度对底板爆破效果的影响

当爆破钻孔的长度和孔径固定时, 可通过调整炮孔内每米的炸药装载量来实现装药量的优化。

本文中, 药卷直径确定为 65 mm, 则 $\rho_x = 3.32\rho_z$, 其中, ρ_x 为装药线密度, kg/m; ρ_z 为装药密度, g/cm³。爆破孔装药密度的确定也是研究底板爆破卸压效果的关键因素, 装药密度较小时产生的爆炸冲击波和爆生气体难以破碎岩体, 装药密度较大时又将导致岩体损伤范围过大, 不利于巷道围岩稳定^[40]。不同装药密度下炮孔附近岩体单元的拉应力和剪应力曲线、损伤及裂纹扩展情况如图 19 所示, 底板爆破后围岩损伤情况如图 20 所示。

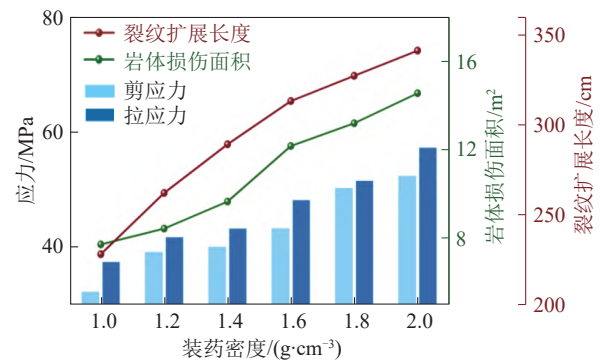


图 19 不同装药密度下应力、损伤面积及裂纹扩展对比
Fig. 19 Comparison of stress, damage area and crack expansion under different charge densities

由图 19、20 可知, 装药密度的增大导致岩体内剪应力和拉应力显著提高, 有助于岩体的张拉损伤和剪切损伤。同时, 随着装药密度由 1.0 g/cm³ 增大

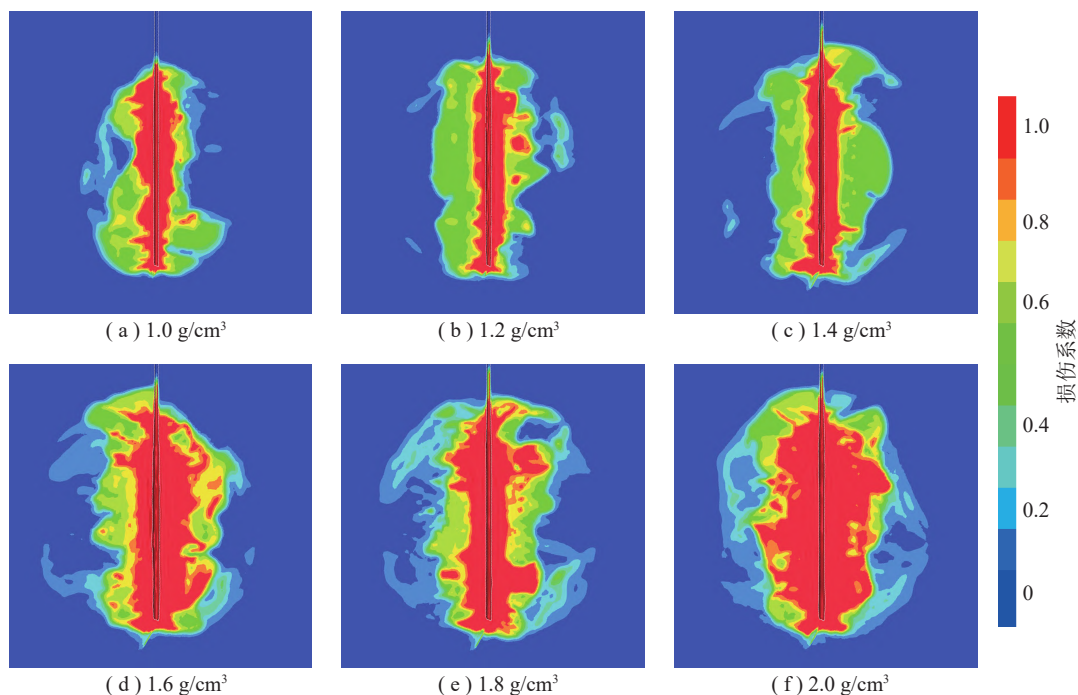


图 20 不同装药密度下的底板爆破损伤云图

Fig. 20 Damage maps of floor blasting under different charge densities

至 2.0 g/cm^3 , 爆破后裂纹扩展长度依次为 228、262、289、313、327、341 cm, 呈增大趋势, 但增幅逐渐降低, 依次为 14.9%、10.3%、8.3%、4.5%、4.3%。对比不同装药密度下岩石损伤面积, 当装药密度为 1.6 g/cm^3 时, 岩石损伤区面积增幅为 25.9%, 显著高于其他装药情况。因此, 从经济角度考虑, 仅增大装药密度并不是较好的爆破参数优化思路。

各测点峰值有效应力变化曲线如图 21 所示, 对比 S5 和 S1 应力峰值, 随着装药密度增大, 应力降幅依次为 47.4%、41.9%、33.4%、31.8%、30.2%, 则较高装药密度下, 爆破冲击波导致的岩体应力增幅传播较远、衰减较慢, 有助于岩体内裂纹进一步扩展发育。综上, 考虑经济因素, 装药密度选择 1.6 g/cm^3 即装药量约为 5 kg/m 时, 底板爆破卸压效果较优。

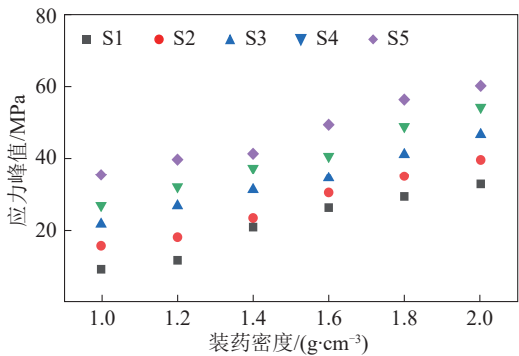


图 21 不同装药密度下各测点应力峰值变化

Fig. 21 Change of peak effective stress at each measuring point under different charge densities

5 工程实践

5.1 底板爆破参数优化

结合数值模拟结果与现场条件分析, 原有底板爆破装药量未能满足卸压需求, 存在爆破盲区, 并且爆破孔角度为 45° 时, 在高应力影响下裂纹扩展程度显著降低, 未能有效降低冲击危险。因此, 在某矿 208 工作面材料巷底板变形较大区域依次向北重新施工 1 组 2 孔底板爆破孔, 优化后装药量由原设计的 3 kg/m 增大至 5 kg/m , 确定爆破孔直径为 76 mm , 不耦合系数增大为 1.46, 钻孔倾角调整至 70° 。优化后的底板爆破参数见表 5。

5.2 防治效果检验

5.2.1 巷道底板位移监测数据分析

采用十字布点法对某矿 208 工作面材料巷进

表 5 底板爆破参数对比

Table 5 Comparison of floor blasting parameters

方案	装药长度/m	装药量/($\text{kg} \cdot \text{m}^{-1}$)	不耦合系数	炮孔角度/($^\circ$)	组间距/m
原方案	2.5	3	1.31	45	10
优化后	2.5	5	1.46	70	10

行参数优化前后巷道变形位移观测, 每隔 20 d 收集 1 次数据, 其底板位移变形情况如图 22 所示, 其中, 1、2 号测点为参数优化前底板位移监测点; 3 号测点为参数优化后底板位移监测点。由图 22 可知, 底板爆破卸压优化前, 材料巷巷帮不同程度鼓出, 位移量最大约 300 mm , 底臃量 $500 \sim 1\,000 \text{ mm}$, 矿压显现明显。底板采取爆破卸压措施后仍在 4 月 22 日发生了冲击地压事件, 说明前期爆破方案并未很好地释放底板聚集能量、切断底板应力传递路径, 爆破卸压效果不佳。对该矿材料巷底板爆破参数优化后, 巷道在 100 d 内最大底臃量为 390 mm , 底板变形量较原方案降低了 22%~61%, 后续观测期间, 巷道帮角、底板未发生明显变形破坏和冲击灾害。因此, 优化后的底板爆破卸压措施控制巷道底臃的效果显著提升, 有效地降低了巷道底臃变形和冲击危险程度。

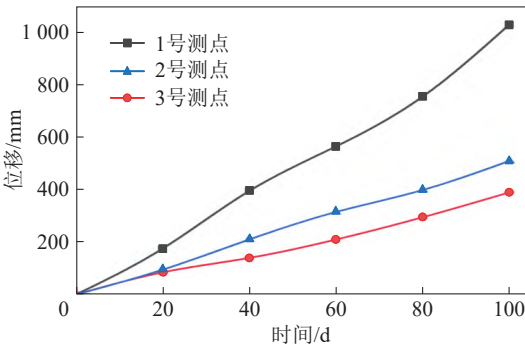


图 22 巷道底板位移变化

Fig. 22 Displacement variation of roadway floor

5.2.2 微震监测数据分析

图 23 为 2021 年 4 月至 5 月期间微震事件垂直方向分布情况。由图 23 可知, 此轮底板爆破后, 矿震频次和能量明显下降, 煤层底板无大能量事件 ($> 1 \times 10^5 \text{ J}$) 发生, 说明底板爆破卸压后, 原先积聚在巷道底板的弹性能得到了充足释放, 卸压效果显著提升, 并且材料巷后期未发生显著变形, 巷道整体变形量较底板爆破卸压优化前显著降低。优化后的底板爆破卸压措施使积聚在底板内的高应

力提前释放,破坏了应力传递路径,从而降低了底板因强动载扰动发生冲击的可能性。

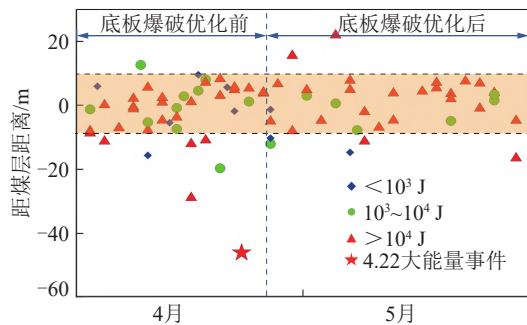


图 23 底板爆破措施优化前后微震事件分布剖面

Fig. 23 Distribution of micro seismic events before and after optimisation of floor blasting

6 结论与展望

(1) 理论分析表明,巷道底板冲击破坏临界条件与水平应力、动载强度、煤岩物理力学性质等密切相关,并且动载强度的变化更易促使底板围岩系统达到冲击失稳临界状态。

(2) 物理相似试验显示,动载强度的提升与巷道底板冲击破坏程度、震动加速度峰值及位移间存在显著线性增长关系,并且采取底板爆破卸压的巷道在强动载作用后底板仍保持完整,单次最大底臃量由 3.2 mm 降为 1.5 mm,显著提高了巷道的抗冲击能力。

(3) 基于数值模拟结果,确定不耦合系数取 1.46 左右,炮孔周围损伤区显著增大,有利于裂纹进一步扩展贯通;针对高应力巷道,炮孔角度为 70° 时可显著提升裂纹扩展程度;装药密度与岩体损伤区、裂纹扩展长度及围岩应力成正相关,对比分析确定合理经济的装药密度为 1.6 g/cm³。

(4) 针对 208 工作面材料巷提出优化后的底板爆破方案并开展现场试验,监测数据表明,巷道底板变形情况得到明显控制,优化爆破措施后煤层底板未发生 1×10^5 J 大能量事件,且底板微震事件占比显著降低,卸压效果较好。

底板爆破卸压作为深部矿井冲击地压防控的核心手段,其围岩弱化效应与应力调控机制的精准解析是实现冲击灾害主动防控的重要前提。通过分析高水平应力和强动载扰动下爆破裂纹扩展特征与围岩损伤演化规律,初步确定了多个参数对底

板爆破卸压效果的影响,实现了底板爆破卸压方案优化,同时工程实践现场监测数据显示优化后的卸压方案显著降低了底板冲击风险,但面对复杂的深部地质条件与动态开采扰动的现场难题,下一步研究将考虑结合底板岩层特性、高应力各向异性、采掘时空效应等开展大型真三轴物理模拟与数值模拟,实现复杂工况下底板型冲击地压的有效防治。

参考文献 (References):

- [1] 窦林名, 田鑫元, 曹安业, 等. 我国煤矿冲击地压防治现状与难题[J]. 煤炭学报, 2022, 47(1): 152–171.
DOU Linming, TIAN Xinyuan, CAO Anye, et al. Present situation and problems of coal mine rock burst prevention and control in China[J]. Journal of China Coal Society, 2022, 47(1): 152–171.
- [2] 徐学锋, 窦林名, 刘军, 等. 煤矿巷道底板冲击矿压发生的原因及控制研究[J]. 岩土力学, 2010, 31(6): 1977–1982.
XU Xuefeng, DOU Linming, LIU Jun, et al. Research of reasons and controlling for floor burst in coal mine roadway[J]. Rock and Soil Mechanics, 2010, 31(6): 1977–1982.
- [3] 姜耀东, 潘一山, 姜福兴, 等. 我国煤炭开采中的冲击地压机理和防治[J]. 煤炭学报, 2014, 39(2): 205–213.
JIANG Yaodong, PAN Yishan, JIANG Fuxing, et al. State of the art review on mechanism and prevention of coal bumps in China[J]. Journal of China Coal Society, 2014, 39(2): 205–213.
- [4] 徐刚, 张震, 张春会, 等. 我国煤矿开采工作面顶板灾害及防治技术研究现状[J]. 采矿与岩层控制工程学报, 2024, 6(5): 053028.
XU Gang, ZHANG Zhen, ZHANG Chunhui, et al. Review on roof disaster and prevention technology for coal mining face in China[J]. Journal of Mining and Strata Control Engineering, 2024, 6(5): 053028.
- [5] 姜耀东, 赵毅鑫. 我国煤矿冲击地压的研究现状: 机制、预警与控制[J]. 岩石力学与工程学报, 2015, 34(11): 2188–2204.
JIANG Yaodong, ZHAO Yixin. State of the art: investigation on mechanism, forecast and control of coal bumps in China[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2015, 34(11): 2188–2204.
- [6] 葛家良, 张玉祥. 回采巷道底臃机理及其防治[J]. 矿山压力与顶板管理, 1995(1): 43–46.
GE Jialiang, ZHANG Yuxiang. The mechanism of bottom dropsy and its prevention and control in back-mining roadway[J]. Ground Pressure and Strata Control, 1995(1): 43–46.

- [7] 徐学锋, 窦林名, 刘军, 等. 动载扰动诱发底板冲击矿压演化规律研究[J]. 采矿与安全工程学报, 2012, 29(3): 334-338.
XU Xuefeng, DOU Linming, LIU Jun, et al. Analysis on evolution laws of floor burst induced by dynamic disturbance[J]. Journal of Mining and Safety Engineering, 2012, 29(3): 334-338.
- [8] 潘俊锋. 半孤岛面全煤巷道底板冲击启动原理分析[J]. 煤炭学报, 2011, 36(S2): 332-338.
PAN Junfeng. Start-up principium of rock burst in whole coal roadway floor in half-island face[J]. Journal of China Coal Society, 2011, 36(S2): 332-338.
- [9] 谢龙, 窦林名, 吕长国, 等. 不同侧压系数对动载诱发巷道底板冲击的影响[J]. 采矿与安全工程学报, 2013, 30(2): 251-255.
XIE Long, DOU Linming, LYU Changguo, et al. Study on the effect of floor burst induced by dynamic disturbance at different lateral pressure coefficients[J]. Journal of Mining and Safety Engineering, 2013, 30(2): 251-255.
- [10] 赵善坤, 黎立云, 吴宝杨, 等. 底板型冲击危险巷道深孔断底爆破防冲原理及实践研究[J]. 采矿与安全工程学报, 2016, 33(4): 636-642.
ZHAO Shankun, LI Liyun, WU Baoyang, et al. Theory and application of deep hole floor-break blasting in floor rock burst coal mine[J]. Journal of Mining and Safety Engineering, 2016, 33(4): 636-642.
- [11] 王书文, 鞠文君, 潘俊锋. 临空留巷底板冲击地压启动区判定与分步防治技术[J]. 煤炭学报, 2017, 42(11): 2799-2807.
WANG Shuwen, JU Wenjun, PAN Junfeng. Determination on start-up area for floor rockburst at retained entry and its stepwise control technology[J]. Journal of China Coal Society, 2017, 42(11): 2799-2807.
- [12] 盖德成, 姜福兴, 李东, 等. 煤柱效应下底板致冲机理与巷道布置优化[J]. 采矿与安全工程学报, 2020, 37(2): 282-288.
GAI Decheng, JIANG Fuxing, LI Dong, et al. Floor burst mechanism and roadway layout optimization under the influence of coal pillar[J]. Journal of Mining and Safety Engineering, 2020, 37(2): 282-288.
- [13] 曹安业, 朱亮亮, 杜中雨, 等. 巷道底板冲击控制原理与解危技术研究[J]. 采矿与安全工程学报, 2013, 30(6): 848-855.
CAO Anye, ZHU Liangliang, DU Zhongyu, et al. Control principle and pressure-relief technique of rock burst occurred in roadway floor[J]. Journal of Mining and Safety Engineering, 2013, 30(6): 848-855.
- [14] 欧阳振华. 多级爆破卸压技术防治冲击地压机理及其应用[J]. 煤炭科学技术, 2014, 42(10): 32-36, 74.
OUYANG Zhenhua. Application and mechanism of mine strata pressure pumping prevention with multi stage blasting pressure releasing technology[J]. Coal Science and Technology, 2014, 42(10): 32-36, 74.
- [15] 程敬义, 魏泽捷, 白纪成, 等. 基于爆破卸压的深部构造应力富水软岩巷道底臌控制技术研究[J]. 煤炭科学技术, 2022, 50(7): 117-126.
CHENG Jingyi, WEI Zejie, BAI Jicheng, et al. Study on floor heave control technology of deep tectonic stress water-rich soft rock roadway based on blasting pressure relief[J]. Coal Science and Technology, 2022, 50(7): 117-126.
- [16] 曹进军, 朱宽, 李晓虎, 等. 中深孔与浅孔联合布孔在煤层底板爆破中的数值模拟研究[J]. 爆破, 2016, 33(4): 65-72.
CAO Jinjun, ZHU Kuan, LI Xiaohu, et al. Numerical simulation research of medium-deep hole combined with shallow hole blasting in seam floor[J]. Blasting, 2016, 33(4): 65-72.
- [17] 张晨阳, 潘俊锋, 夏永学, 等. 底煤厚度对巷道底板冲击地压的影响机制及其应用分析[J]. 煤炭学报, 2020, 45(12): 3984-3994.
ZHANG Chenyang, PAN Junfeng, XIA Yongxue, et al. Influence mechanism and application analysis of bottom coal layer thickness on floor rock burst[J]. Journal of China Coal Society, 2020, 45(12): 3984-3994.
- [18] 李明, 茅献彪, 茅蓉蓉, 等. 基于尖点突变模型的巷道围岩屈曲失稳规律研究[J]. 采矿与安全工程学报, 2014, 31(3): 379-384.
LI Ming, MAO Xianbiao, MAO Rongrong, et al. Study on buckling instability of surrounding rock based on cusp catastrophe mode[J]. Journal of Mining and Safety Engineering, 2014, 31(3): 379-384.
- [19] 徐曾和, 徐小荷, 唐春安. 坚硬顶板下煤柱岩爆的尖点突变理论分析[J]. 煤炭学报, 1995(5): 485-491.
XU Zenghe, XU Xiaohu, TANG Chun'an. Theoretical analysis of a cusp catastrophe bump of coal pillar under hard rocks[J]. Journal of China Coal Society, 1995(5): 485-491.
- [20] 龚少坤. 巷道底板冲击的尖点突变模型及判据[D]. 徐州: 中国矿业大学, 2018.
- [21] 冯飞. 园子沟煤矿深部高应力工作面冲击地压防治技术研究[D]. 徐州: 中国矿业大学, 2023.
- [22] 王盛川. 褶皱区顶板型冲击矿压“三场”监测原理及其应用[D]. 徐州: 中国矿业大学, 2021.
- [23] WANG G F, LI G, DOU L M, et al. Applicability of energy-absorbing support system for rockburst prevention in underground roadways[J]. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 2020, 132: 104396.
- [24] 史新帅, 靖洪文, 赵振龙, 等. 大尺度三维巷道冲击地压灾变演化与失稳模拟试验系统研制与应用[J]. 岩石力学

- 与工程学报, 2021, 40(3): 556–565.
- SHI Xinshuai, JING Hongwen, ZHAO Zhenlong, et al. Development and application of a large scale 3D roadway rockburst disaster evolution and instability simulation test system[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2021, 40(3): 556–565.
- [25] 曹安业, 郭文豪, 温颖远, 等. 托顶煤巷道锚固“梁-拱”结构分类及顶板冲击失稳机制[J]. 煤炭学报, 2024, 49(4): 1752–1770.
- CAO Anye, GUO Wenhao, WEN Yingyuan, et al. Classification and instability mechanism of anchored "beam-arch" composite structure in rock burst roadways with top-coal[J]. Journal of China Coal Society, 2024, 49(4): 1752–1770.
- [26] YI C P, DANIEL Johansson, JENNY Greberg. Effects of in-situ stresses on the fracturing of rock by blasting[J]. Computers and Geotechnics, 2018, 104: 321–330.
- [27] 赵善坤. 深孔顶板预裂爆破与定向水压致裂防冲适用性对比分析[J]. 采矿与安全工程学报, 2021, 38(4): 706–719.
- ZHAO Shankun. A comparative analysis of deep hole roof pre-blasting and directional hydraulic fracture for rock-burst control[J]. Journal of Mining and Safety Engineering, 2021, 38(4): 706–719.
- [28] 张志镇, 滕业奇, 周睿, 等. 岩石非线性细观损伤-塑性耦合本构模型及其数值实现[J]. 岩石力学与工程学报, 2024, 43(6): 1425–1442.
- ZHANG Zhizhen, TENG Yeqi, ZHOU Rui, et al. Nonlinear mesoscale damage-plasticity coupled constitutive model for rocks and its numerical implementation[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2024, 43(6): 1425–1442.
- [29] LI Q, LI H B, FU S Y, et al. The effect of in-situ stress on blast-induced rock fracture and damage zone[J]. Tunnelling and Underground Space Technology, 2024, 154: 106091.
- [30] KANEKO C K. Influence of the applied pressure wave-form on the dynamic fracture processes in rock[J]. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 2004, 41: 771–784.
- [31] 凌天龙, 王宇涛, 刘殿书, 等. 修正 RHT 模型在岩体爆破响应数值模拟中的应用[J]. 煤炭学报, 2018, 43(S2): 434–442.
- LING Tianlong, WANG Yutao, LIU Dianshu, et al. Modified RHT model for numerical simulation of dynamic response of rockmass under blasting load[J]. Journal of China Coal Society, 2018, 43(S2): 434–442.
- [32] 李洪超. 岩石 RHT 模型理论及主要参数确定方法研究[D]. 北京: 中国矿业大学(北京), 2016.
- [33] XIE L X, LU W B, ZHANG Q B, et al. Analysis of damage mechanisms and optimization of cut blasting design under high in-situ stresses[J]. Tunnelling and Underground Space Technology, 2017, 66: 19–33.
- [34] 李东印, 敖良凯, 王伸, 等. 煤矿顶板深孔爆破封孔长度确定方法研究[J/OL]. 煤炭学报, 1–16[2024–12–10]. <https://doi.org/10.13225/j.cnki.jccs.2024.0704>.
- LI Dongyin, AO Liangkai, WANG Shen, et al. Determination methodology of optimal sealing length of deep blasting boreholes for hard roof cutting in coal mines[J/OL]. Journal of China Coal Society, 1–16[2024–10–25]. <https://doi.org/10.13225/j.cnki.jccs.2024.0704>.
- [35] 高启栋, 靳军, 王亚琼, 等. 隧道掏槽爆破中起爆点位置对爆炸能量传输的影响作用及其比选研究[J]. 中国公路学报, 2022, 35(5): 140–152.
- GAO Qidong, JIN Jun, WANG Yaqiong, et al. Study on influence law of initiation position on transmission of explosion energy and its comparison and selection in tunnel cutting blasting[J]. China Journal of Highway and Transport, 2022, 35(5): 140–152.
- [36] ALIA A, SOULI M. High explosive simulation using multi-material formulations[J]. Applied Thermal Engineering, 2006, 26(10): 1032–1042.
- [37] 郝琪, 曹安业, 王常彬, 等. 硬厚致灾岩层预裂爆破防冲参数优化及工程实践[J]. 采矿与安全工程学报, 2024, 41(3): 481–492.
- HAO Qi, CAO Anye, WANG Changbin, et al. Optimisation of anti-impact parameters and engineering practice of pre-split blasting for hard-thick disastrous rock strata[J]. Journal of Mining and Safety Engineering, 2024, 41(3): 481–492.
- [38] 王志亮, 李永池. 工程爆破中径向水不耦合系数效应数值仿真[J]. 岩土力学, 2005, 26(12): 1926–1930.
- WANG Zhiliang, LI Yongchi. Numerical simulation on effects of radial water-decoupling coefficient in engineering blast[J]. Rock and Soil Mechanics, 2005, 26(12): 1926–1930.
- [39] 王伟, 李小春. 不耦合装药下爆炸应力波传播规律的试验研究[J]. 岩土力学, 2010, 31(6): 1723–1728.
- WANG Wei, LI Xiaochun. Experimental study of propagation law of explosive stress wave under condition of decouple charge[J]. Rock and Soil Mechanics, 2010, 31(6): 1723–1728.
- [40] 何满潮, 曹伍富, 单仁亮, 等. 双向聚能拉伸爆破新技术[J]. 岩石力学与工程学报, 2003, 22(12): 2047–2051.
- HE Manchao, CAO Wufu, SHAN Renliang, et al. New blasting technology-bilateral cumulative tensile explosion[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2003, 22(12): 2047–2051.