



爆破扰动高应力巷道围岩力学响应特征研究

常聚才 齐潮 殷志强 史文豹 吴博文 王拓 高翔

引用本文：

常聚才, 齐潮, 殷志强, 等. 爆破扰动高应力巷道围岩力学响应特征研究[J]. 煤炭科学技术, 2024, 52(6): 1–13.
CHANG Jucai, QI Chao, YIN Zhiqiang. Study on the dynamic response characteristics of surrounding rock in high stress tunnel under blasting disturbance[J]. Coal Science and Technology, 2024, 52(6): 1–13.

在线阅读 View online: <https://doi.org/10.12438/est.2023-1177>

您可能感兴趣的其他文章

Articles you may be interested in

动载冲击地压巷道围岩稳定性多层次控制技术

Multi-layer control technologies for surrounding rock stability of dynamic-loading rock burst roadway
煤炭科学技术. 2019(12) <http://www.mtkxjs.com.cn/article/id/7dca6b01-e2e4-423c-91dc-8f4043575449>

动载扰动下深部大断面硐室围岩“帮-顶”联动失稳机理

Mechanism of connected instability of “rib-roof” in deep large section chamber under dynamic disturbance
煤炭科学技术. 2021, 49(10): 23–33 <http://www.mtkxjs.com.cn/article/id/0c72ddac-ff77-4acd-9f23-80b6644eb38b>

坚硬顶板工作面高静载型冲击地压防治研究

Research on rock burst prevention of high static coal seam in hard roof working face
煤炭科学技术. 2019(3) <http://www.mtkxjs.com.cn/article/id/9573fe5f-2b1d-4d89-b04d-05b9ea0e5ee8>

冲击倾向性煤岩动静载下破坏机理及声发射特性研究

Study on failure mechanism and acoustic emission characteristics of outburst proneness coal rock under dynamic and static loading
煤炭科学技术. 2021, 49(3): 57–63 <https://doi.org/10.13199/j.cnki.cst.2021.03.006>

考虑动载扰动作用的窄煤柱巷道底板失稳机制

Instability mechanism of narrow coal pillar roadway floor considering dynamic load disturbance
煤炭科学技术. 2022, 50(2): 56–64 <http://www.mtkxjs.com.cn/article/id/4531ea84-2048-4804-adca-2ab6dce7799f>

动力扰动下巷道围岩变形影响因素敏感性分析

Sensitivity analysis of roadway surrounding rock deformation factors under dynamic disturbance
煤炭科学技术. 2020, 48(5) <http://www.mtkxjs.com.cn/article/id/ac851296-267d-486a-9085-37765f20be0f>



关注微信公众号，获得更多资讯信息

采矿科学与工程



移动扫码阅读

常聚才,齐潮,殷志强,等.爆破扰动高应力巷道围岩力学响应特征研究[J].煤炭科学技术,2024,52(6):1-13.
CHANG Jucai, QI Chao, YIN Zhiqiang, et al. Study on the dynamic response characteristics of surrounding rock in high stress tunnel under blasting disturbance[J]. Coal Science and Technology, 2024, 52(6): 1-13.

爆破扰动高应力巷道围岩力学响应特征研究

常聚才^{1,2},齐潮^{1,2,3},殷志强^{1,2,3},史文豹^{1,2},吴博文^{1,2},王拓^{1,2},高翔²

(1.安徽理工大学 煤矿安全高效开采省部共建教育部重点实验室,安徽淮南 232001; 2.安徽理工大学 矿业工程学院,安徽淮南 232001;
3.安徽理工大学 安徽省煤矿安全采掘装备制造业创新中心,安徽淮南 232001)

摘要:为研究深井厚硬顶板采场巷道围岩在高静载和强动载耦合作用下的力学响应,基于相似模拟试验分析原岩应力、采动应力及爆破扰动三阶段的巷道围岩应力场与位移场,结合光纤环向应变场研究巷道围岩破坏特征,探索爆破扰动应力波在不同煤岩体中的传播规律及巷道动力响应机制。研究结果表明:巷道开挖后顶底板卸压明显,两帮产生应力集中区,采动应力阶段应力集中区范围增加50%,爆破后顶板围岩沿垮落角大范围卸压,应力沿巷道左肩窝逆时针逐渐增大;浅部巷道围岩呈现向自由面膨胀-变形,受巷道肩窝处剪切滑移错动影响,锚杆、锚索支护场产生相反的位移量,应力波扰动后,巷道左帮产生拉伸裂纹并与锚杆支护场连成宏观裂纹,裂纹发育高度大于锚杆支护场高度;巷道围岩顶底板呈现明显的张拉破坏特征,左右肩角呈现张拉及剪切复合破坏形式;应力波由小阻抗介质进入大阻抗介质的衰减速度最快,在同种介质中衰减速度次之,由大阻抗介质进入小阻抗介质中应力波峰值反而增大,应力波峰值强度衰减后仍大于巷道顶板极限抗拉强度,导致巷道围岩大变形失稳并产生一定程度的动力响应。基于应力波连续穿过层状岩体理论模型,结合动静载叠加理论,可优化爆破参数从而实现减冲抗冲主被动联合支护。

关键词:高静载;强动载;巷道围岩;爆破扰动;高应力

中图分类号:TD322;TD353 文献标志码:A 文章编号:0253-2336(2024)06-0001-13

Study on the dynamic response characteristics of surrounding rock in high stress tunnel under blasting disturbance

CHANG Jucai^{1,2}, QI Chao^{1,2,3}, YIN Zhiqiang^{1,2,3}, SHI Wenbao^{1,2}, WU Bowen^{1,2}, WANG Tuo^{1,2}, GAO Xiang²

(1.Key Laboratory of Safety and High-Efficiency Coal Mining of Ministry of Education, Anhui University of Science and Technology, Huainan 232001, China;
2.School of Mining Engineering, Anhui University of Science and Technology, Huainan 232001, China; 3.Coal Mine Safety Mining Equipment Innovation Center of Anhui Province, Anhui University of Science and Technology, Huainan 232001, China)

Abstract: This research delves into the mechanical response of surrounding rock in deep coal mine roadways under high static and dynamic loads, utilizing similarity simulation experiments. The focus is on the stress and displacement fields during distinct phases: original rock stress mining-induced stress, and blasting disturbance. Integrating fiber-optic technology for circumferential strain field examination, the study characterizes rock failure and investigates the rules governing stress wave propagation post-blasting in different coal rock masses, and the consequent dynamic roadway responses. The research results highlighted substantial stress reduction in roadway roofs and floors post-excavation, accompanied by a 50% expansion in stress concentration during mining. Post-blasting observations revealed extensive roof rock stress relief and increased stress along the roadway's left shoulder. Shallow surrounding rock showed expansion-deformation, with displacements in support structures due to shear slip faulting at the roadway shoulder. Stress wave disturbances induced tensile cracks on the roadway's left, leading to macroscopic fractures exceeding support field heights. The study observed pronounced tensile failures in

收稿日期:2023-08-05 责任编辑:常琛 DOI:10.12438/cst.2023-1177

基金项目:国家自然科学基金资助项目(52174105, 52274070);优秀科研创新团队资助项目(2023AH010023)

作者简介:常聚才(1979—),男,山东临沂人,教授,博士。E-mail: cjcminecoal@163.com

通讯作者:殷志强(1983—),男,安徽萧县人,教授,博士。E-mail: zhqyin@aust.edu.cn

rock roofs and floors, and combined tensile-shear failures at the shoulders. Stress wave attenuation is fastest from low to high impedance media, slower within identical media, and peak values escalate when transitioning from high to low impedance media, surpassing the roof's tensile strength and causing significant rock deformation and instability. Conclusively, blending the theoretical model of stress wave continuously passing through layered rock mass with static-dynamic load superposition principles, the research suggests blasting parameter optimization for enhanced impact reduction and robust joint support in roadway constructions.

Key words: high static load; strong dynamic load; tunnel surrounding rock; blasting disturbance; high stress

0 引言

随着我国浅部煤炭资源逐渐枯竭,开采逐渐趋于深部。采煤工作面遇厚硬顶板越来越频繁^[1],厚硬顶板由于其来压强烈、采动应力集中系数较大等特点,是导致压架、煤与瓦斯突出,巷道围岩大变形灾害发生的主要诱因^[2-4]。切顶爆破通过切断工作面上方厚层顶板铰接岩梁,改善围岩应力环境被广泛应用^[5-7]。厚硬顶板采场巷道此时受高地应力、强采动应力及爆破强扰动的叠加影响,强扰动应力波经煤岩体传播至巷道顶底板,极易导致巷道围岩失稳,严重影响矿井安全高效生产。因此,充分认识复杂应力环境下采场巷道的力学响应特征是巷道围岩稳定及支护的先决条件,对实现巷道围岩变形失稳控制具有十分重要的现实意义。

众多学者针对高应力、强采动应力对巷道围岩的力学响应已进行了大量的研究,谢和平等^[8-9]首先综合了深部开采煤炭资源开采深度的概念,指出深部煤岩地应力高,构造应力场复杂,采动压力剧烈,煤巷围岩大变形,总体呈现变形量大、承载能力差、整体来压快、持续变形时间长的特征,为深部煤炭开采提供了有利的指导。深部采场巷道不仅受自身高地应力影响,受工作面回采强采动扰动荷载传递影响是巷道围岩控制的难点^[10],发现单纯的应力改变一般不会造成巷道大变形失稳或者锚固支护系统损伤^[11],工作面回采过程中初次及周期来压反复扰动后围岩力学强度降低,导致围岩出现峰后变形破坏是巷道围岩大变形失稳的主要原因,深井巷道围岩由浅部的稳态小变形转变为深部的强动压、长时强流变^[12-15]。

在动载对巷道围岩的动力响应方面,“三因素”理论^[16]、弱化减冲理论^[17]、动静载叠加理论^[18]、动载扰动理论^[19]等用来解释巷道围岩动力响应特征的理论被先后提出,基于此,还原现场动载扰动条件的实验室室内试验陆续开展,小尺度真三轴试验^[20]及大尺度相似模拟试验^[21]模拟岩爆发现,动静载叠加后的形变大于围岩的变形能力是导致围岩破坏的根本原因,与此同时,数值模拟方法被用来研究不同巷道

埋深及应力波损伤的关系^[22-24],围岩变形和冲击破坏范围与冲击力源大小及初始地应力大小具有很大的相关性。文献[25]等基于爆破载荷诱发围岩失稳机理,推导出爆炸应力波影响范围理论公式,文献[26-27]等通过建立动载应力波与巷道围岩相互作用简化模型,推导了巷道围岩承载结构在动静载组合作用下破坏的应力判据和能量准则。爆破动载应力波通过煤岩介质传递至巷道顶底板,文献[28]探讨了动力扰动对不同硬度煤层巷道围岩稳定性的影响规律。

以上研究为巷道围岩的力学响应提供了重要参考,但是,厚硬顶板采场巷道在切顶卸压爆破时受高地应力及强动载扰动的叠加影响,对煤岩组合体中的应力波传播规律及巷道的力学响应还需进一步研究。基于此,以潘三煤矿17191(1)工作面运输巷为背景,开展相似模拟试验,研究巷道围岩的力学响应,探索高应力环境下煤岩组合体中的应力波传播规律,得到巷道围岩环向应力场变化趋势,获得巷道围岩破坏特征,并建立应力波连续穿过层状岩体理论模型,揭示高应力巷道围岩动力响应机制。

1 相似模型制作与试验方案

1.1 工程地质概况

潘三煤矿-800 m水平17191(1)工作面开采煤层为11-2煤,煤层厚度0.1~2.7 m,均厚1.7 m,为近水平煤层,倾角为5°~10°,岩层柱状图如图1所示。直接顶为灰~深灰色,泥质结构,夹薄层炭质泥岩,厚度约为4.9 m,性脆且松散易破碎,抗压强度为9 MPa。基平顶为中细砂岩,以中砂为主,少量含细砂,层厚约7.2 m。抗压强度为26 MPa。直接底层厚4 m,为深灰色,泥质结构,易破碎,抗压强度为9 MPa。

该工作面运顺巷道断面为矩形,尺寸为5 000 mm×3 500 mm(宽×高),具体支护方式如图2所示。顶板及两帮采用ø22 mm×2 400 mm左旋无纵筋螺纹钢锚杆,采用锚固料进行加长锚固,锚索尺寸为ø22 mm×6 300 mm,所配备的锚杆托盘尺寸为150 mm×150 mm×8 mm,锚索托盘为300 mm×300 mm×16 mm。同时铺设菱形金属网进行支护,菱形金属网尺寸为150 mm×

岩性	柱状	厚度/m	岩性描述
粉细砂岩	2.5~9.8 5.8	浅灰~灰色, 中厚层, 粒径分布不均, 见少量裂隙
砂质泥岩	1.80~16.2 8.6	灰色, 砂泥质结构, 具缓波状层理, 无层强易碎
粉细砂岩	0.4~9.2 7.2	浅灰色, 钙质胶结, 中厚层状
泥岩	0.8~10.0 4.9	灰~深灰色, 泥质结构, 松散易破碎
11-2 煤	0.1~2.7 1.7	黑色, 粉末状、块状, 以暗煤为主
泥岩	2.3~6.5 4.0	深灰色, 泥质结构, 裂隙节理发育交错, 易破碎
11-1 煤	0.4~0.8 0.6	黑色, 以镜煤为主, 裂隙发育
泥岩	1.2~5.0 3.6	深灰色, 泥质结构, 节理发育, 易破碎

图 1 17191(1) 工作面岩层柱状图

Fig.1 17191 (1) working face rock stratum histogram

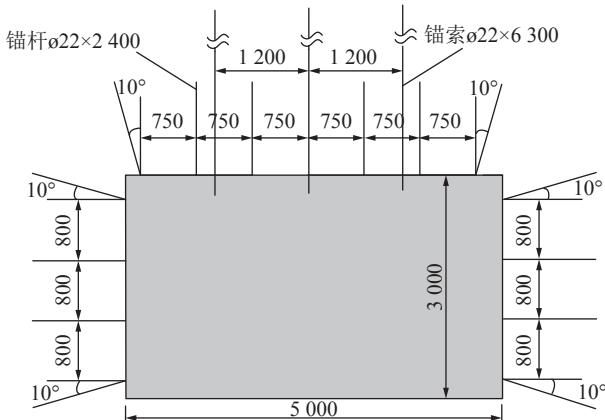


图 2 17191(1) 运输巷支护断面

Fig.2 17191 (1) transportation support section

150 mm。顶板与两帮锚杆布置间排距为 800 mm×800 mm, 肩窝锚杆仰角 10°, 帮角锚杆下扎 10°。

1.2 相似材料及参数确定

工作面回采前采用爆破切顶预裂顶板, 动载由上覆岩层传递至运输巷, 为了尽可能模拟出工作面巷道受爆破扰动的动力响应, 将模型几何相似比确定为 $C_L=1:20$, 容重相似比为 $C_\gamma=1:1.6$, 应力相似比为 $C_\sigma=1:32$ 。选用河沙、碳酸钙、高岭土及石膏配比出模型抗压强度较高的相似体^[29], 对应各煤岩体的相似材料配比参数见表 1。

模型上方需要施加的重力载荷为

$$q_m = q_p C_\gamma C_L = \gamma_p (H - H_1) C_\gamma C_L \quad (1)$$

式中, q_m 为模型施加的重力载荷, MPa; γ_p 为上覆岩层平均容重, 25 kN/m³; H 为从地表至 11-2 煤顶板岩层厚度, 740 m; H_1 为从模型顶部至 11-2 煤顶板岩层厚度, 26 m。

爆炸参数确定: 爆破相似模拟试验需要满足动力相似, 假设爆炸应力场和变形场只受爆炸能量的影响^[30]。原型和模型在几何、时间和强度上相似, 即:

$$C_L = \frac{R_M}{R_Y} \quad (2)$$

$$\alpha_T = \frac{t_M}{t_Y} \quad (3)$$

$$\sigma'_Y = \sigma'_M \quad (4)$$

式中, R_Y 、 R_M 、 t_Y 、 t_M 和 σ'_Y 、 σ'_M 分别为原型和模型爆炸中的长度、时间和应力。

采用能量相似定律确定用药量, 即:

$$C_I = \frac{R_M}{R_Y} = \sqrt[3]{\frac{W_M}{W_Y}} = \sqrt[3]{\frac{Q_M}{Q_Y}} \quad (5)$$

式中, W_Y 、 W_M 和 Q_Y 、 Q_M 分别为原形和模型爆炸用药量和炸药能量。

表 1 煤岩体相似材料配比参数

Table 1 Proportioning parameters of similar materials in coal and rock mass

岩性	模型抗压强度/MPa	质量配比	质量/kg			
			河沙	碳酸钙	高岭土	石膏
粉细砂岩	0.81	4 : 15 : 15 : 70	191.2	7.17	7.17	33.46
砂质泥岩	0.45	6 : 15 : 15 : 70	498.0	12.45	12.45	58.10
粉细砂岩	0.81	4 : 15 : 15 : 70	388.0	14.55	14.55	67.90
泥岩	0.25	4 : 50 : 20 : 30	272.0	34.00	13.60	20.40
煤层	0.19	8 : 20 : 40 : 40	94.2	2.36	4.72	4.72
泥岩	0.25	4 : 50 : 20 : 30	534.4	66.80	26.72	40.08
						74.20

现场装药总质量为 130 kg, 爆炸产生的总能量为 520 MJ。试验过程中, 选用黑索金作为试验用药, 根据能量相似条件, 采用衡量炸药对外做功的爆力

值代替炸药能量进行相似计算,实际计算模型起爆炸药总药量为16.25 g。

1.3 巷道及支护系统制作

按照相似模拟参数,将巷道支护系统尺寸参数对应缩尺20倍,锚杆尺寸为 $\varnothing 1.1\text{ mm} \times 120\text{ mm}$,锚索尺寸为 $\varnothing 0.4\text{ mm} \times 315\text{ mm}$,锚杆托盘尺寸为 $7.5\text{ mm} \times 7.5\text{ mm} \times 0.4\text{ mm}$,锚索托盘为 $15\text{ mm} \times 15\text{ mm} \times 0.8\text{ mm}$,锚杆、锚索抗拉强度与延伸率见表2、表3。

表2 锚杆相似参数

Table 2 Similar parameters of bolts

材料类型	应力相似比	几何相似比	直径/mm	抗拉强度/MPa	延伸率/%
锚杆	32	20	22	>700	>16
相似锚杆	1	1	1.1	>21	>16

表3 锚索相似参数

Table 3 Similar parameters of anchor cable

材料类型	应力相似比	几何相似比	直径/mm	抗拉强度/MPa	延伸率/%
锚杆	32	20	22	>1 860	>4.8
相似锚索	1	1	1.1	>60	>4.8

为了最大限度的减少缩尺巷道支护系统的尺寸效应,采用SOLIDWORKS进行三维建模生成STL文件后采用不锈钢粉进行3D打印,锚杆、锚杆托盘及锚索托盘建模如图3所示。

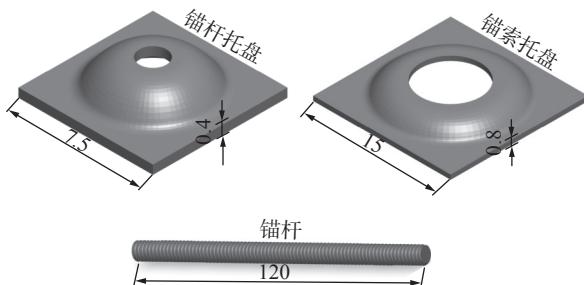


图3 SOLIDWORKS 三维建模图

Fig.3 SOLIDWORKS 3D modeling diagram

根据抗拔力等效原则^[31],锚索采用3根 $\varnothing 0.4\text{ mm}$ 的铁丝绕制而成。采用304不锈钢焊接网片铺设锚网,锚网丝直径为0.6 mm,孔径为8 mm。缩尺后的巷道支护系统成品如图4所示。

图5为巷道制作流程,为了便于开挖巷道,制作巷道模型时,首先采用光滑松木条预制巷道模型,如图5a所示,在巷道表面安装固定泡沫,将锚杆及锚索按间排距插在固定泡沫上,如图5b所示。待煤岩层干燥至8%含水率左右时对巷道模型进行拆模,同

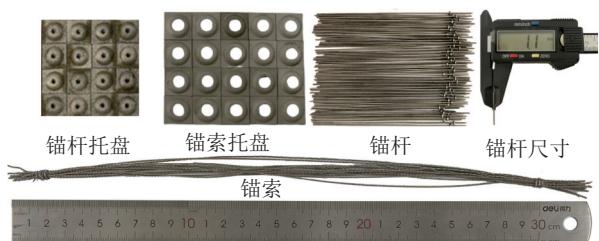


图4 缩尺后巷道支护系统构件

Fig.4 Component of roadway support system after scale

时在巷道围岩表面喷涂不均匀散斑,以便于后期采用三维应变软件获得巷道围岩变形场,制作完成后的巷道模型特写如图5c所示。由于巷道模型内空间尺寸的限制,施加锚索预紧力较为困难,借鉴文献[32]的方法,在锚索底部放入M6空心螺栓作为锚索鞘,将锚索伸入锚索鞘中,位于巷道内部的一端锚索伸出端采用固定螺母固定在锚索鞘上,将M6活动螺母放置在固定螺母巷道顶板之间,采用扭矩扳手即可对锚索施加预紧力,如图5d所示。需要说明的是,本次试验首先采用端头锚固预先进行相似模拟试验,以期为现场提供一定的试验基础。

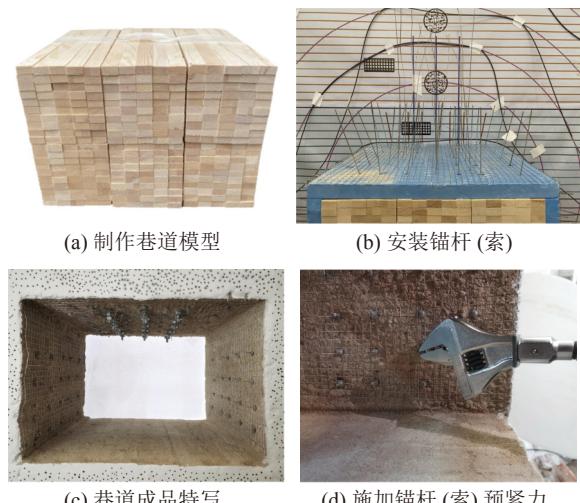


图5 巷道制作流程

Fig.5 Roadway production flow chart

1.4 试验方案

通过预实验发现,先加压后开挖时上覆压力荷载较大,抽出松木条困难,且容易破坏巷道围岩散斑监测点,因此,在不影响巷道围岩初始变形的情况下,先开挖后加压有利于保持巷道系统的稳定观察。巷道开挖后,试验系统通过伺服加载应力逐级施加至预设应力(0.5 MPa)以模拟原岩应力,根据前期研究成果^[33],17191(1)工作面采动应力为原岩应力的3倍,原岩应力水平下饱压4 h后,向应力边界施加3倍于原岩应力大小的应力以模拟回采,饱压4 h后进行爆破扰动模拟切顶卸压爆破下的巷道围岩动力

响应。在模型顶部按垮落角方向预埋一根 PVC 管, 待相似模拟实验体干燥至所需含水率后, 抽出 PVC 管, 加压前将雷管、炸药预埋入洞中, 采用黄泥进行封孔, 待相似体加载原岩应力后、采动应力阶段后, 通过雷管引线引爆炸药。

图 6 为模型试验与监测系统图, 模型加载及爆破过程中, 采用 XTDIC 三维全场变形测量及分析系统实时监测巷道围岩处于原岩应力、采动应力及爆破荷载下的全过程位移场, 全场应变系统可实时拍照并处理, 相机拍摄速度为 30 fps; 预铺应变砖在煤岩体中, 采用 LK2019 超动态应变仪采集爆破荷载在煤岩体中的应力波传播规律, 动态应变仪最大采集频率为 100 MHz; 分布式光纤沿巷道中心向外环向布置, 监测巷道围岩环向应变场变化, 光纤采用 FTB2505 解调仪, 可实现 5 cm 空间分布率; 土压力计铺设在巷道顶底板及两帮, 监测巷道围岩土压力变化, 土压力计采用静态应变仪自动采集, 采集频率为 1 s; 同时模型背后架设单反相机与高速摄像机监

测巷道围岩变形破坏情况, 单反相机分辨率为 6000×4000 , 高速摄像机拍摄速度为 5 000 fps, 像素深度为 30 bit, 曝光时间为 274 μs , 拍摄总时长为 2 s。模型中共布置了 4 条光纤、8 个动态监测点及 24 个静态监测点, 光纤测点 1~4 分别距巷道边 200, 300, 400, 500 mm、压力盒测点沿巷道四边对称布置, 距离巷道中心分别为 90, 120, 180, 280, 440, 800 mm, 动态监测点间隔 150 mm, 光纤测点与动态应变监测点布置图如图 7 所示。

2 巷道围岩应力场及位移场演化规律

2.1 巷道围岩应力场演化规律

通过统计巷道围岩布置的各测点压力盒采集数据, 分别选取原岩应力加载 4 h、采动应力加载 4 h 及动载扰动后时刻绘制巷道围岩应力场, 各阶段典型时刻的应力云图如图 8 所示。由图 8a 可得, 巷道开挖后, 原岩应力场下巷道围岩顶底板应力呈现明显的卸压效果, 远离巷帮临空面两侧形成应力集中



图 6 模型试验与监测系统

Fig.6 Model test and monitoring system diagram

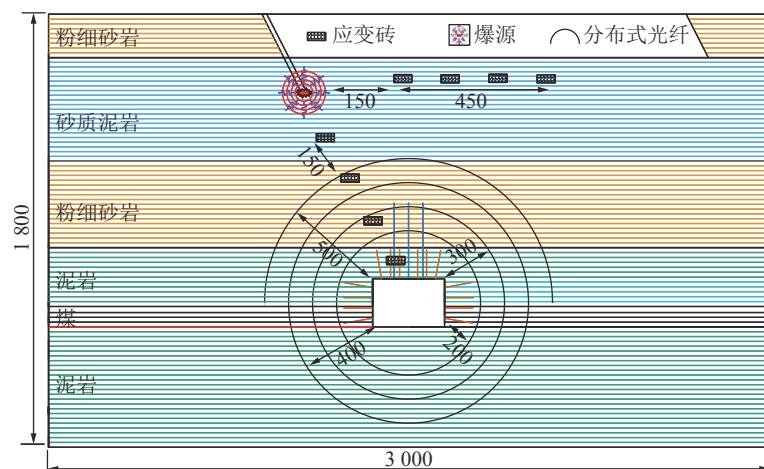


图 7 巷道围岩测点布置

Fig.7 Layout of measurement points for surrounding rock of tunnel

区,最大应力为1 MPa,应力集中系数为2,远离巷道临空面时应力集中程度迅速减小。

巷道围岩进入采动应力加载以后,加载应力剧增致使巷道围岩应力成倍增加,如图8b所示,巷道顶底板卸压区域及两帮应力集中区域扩大,顶底板应力释放程度进一步增加,两帮垂直应力峰值最大可达2 MPa,巷帮应力集中区范围接近30 cm,相比

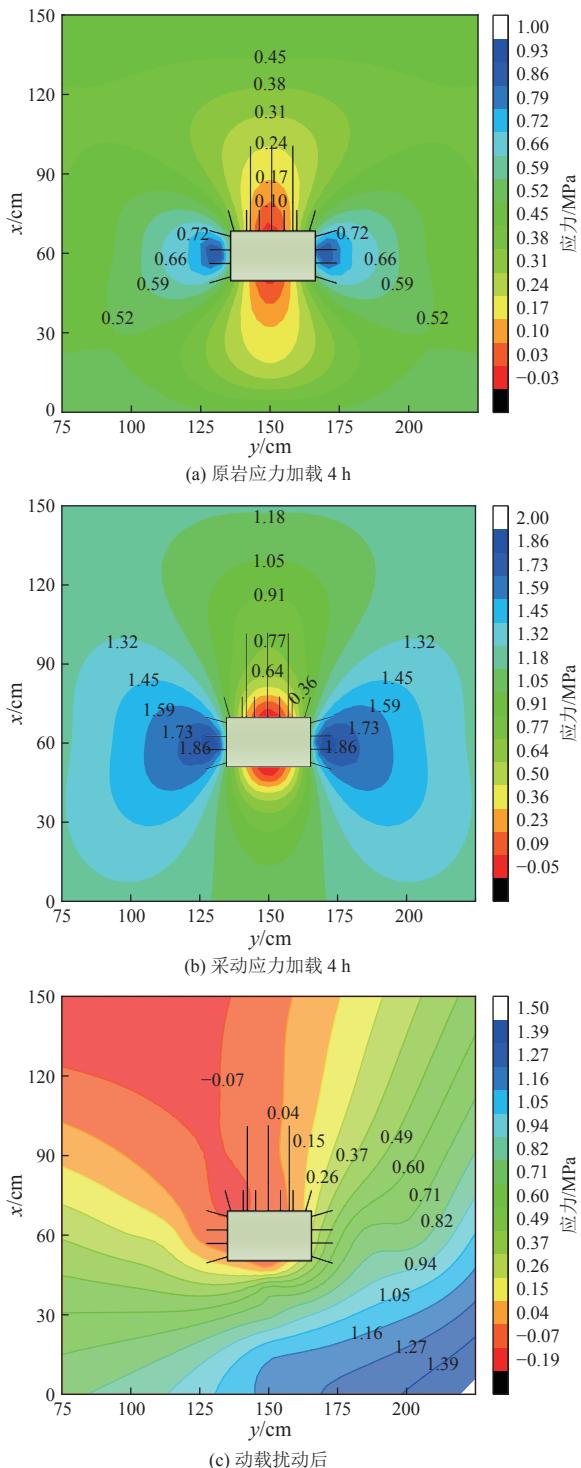


图8 巷道围岩应力场

Fig.8 Stress field of surrounding rock in tunnel

原岩应力阶段增加了50%。

爆破动载扰动后,可以看出爆破切顶可以大范围的卸除巷道两帮应力集中,有效控制巷道围岩稳定,如图8c所示,垮落角附近大范围卸压,受工作面回采扰动作用,由于采动应力的存在,岩层发生回转下沉,逐层压实,与此同时,顶部压力与侧压力作用于巷道左右两帮,左右帮部围岩向巷道右肩角运移,巷道围岩沿左肩窝逆时针方向逐渐增大,在右肩角处应力达到峰值。

2.2 巷道围岩位移场演化规律

通过XTIC三维全场变形及测量系统捕捉散斑,通过观测布置在模型前方的散斑测点,结合Matlab-Ncorr开源散斑处理软件可得到巷道围岩全周期锚固承载体位移场,原岩应力阶段与采动应力加载阶段典型时刻位移场如图9所示,规定图中位移量向上为负,向下为正。

由图9可得,原岩应力加载与采动应力加载下巷道围岩呈现明显的渐进破坏特征,原岩应力场下巷道围岩整体位移量较小,可以看出,巷道被开挖后,顶板开始下沉,底板中部出现轻微底鼓现象,究其原因:原岩应力下,巷道开挖后顶底板在相对较浅的范围内卸压,浅部巷道围岩无约束力,呈现向自由面的膨胀-变形,从而使得锚杆支护场位移量剧增,与锚索支护场形成明显的位移分界线。

原岩应力阶段末期锚杆支护场位移量逐渐增大,与锚索支护场产生相反方向的位移量。图10为锚杆(索)支护场位移变化示意。

分析原因可知,巷道围岩开挖后,由于临空面的存在,锚杆支护场持续向下位移,且锚杆端头固定在强度较低的泥岩中,而锚索端头固定在强度较高、稳定性较好的砂岩层位中,受原岩应力的影响,在巷道左右肩窝处围岩发生剪切滑移错动,锚杆支护场与锚索支护场产生相反方向的位移。

采动应力加载下锚索悬吊作用现象更加明显,与原岩应力阶段不同的是,巷道顶板直接顶开始出现冒落现象,顶底板位移量持续增大,直接顶最大冒落高度可达2 mm,锚杆、锚索支护场分界更加明显,随着采动应力持续加载,直接顶趋于冒落,锚杆、锚索支护场离层现象更加明显。

图11为爆破动载过程锚固承载体位移变化特征,爆破应力波动载扰动巷道围岩时,0时刻巷道内部并未发生颗粒弹射及大体积相似煤岩体崩塌等现象,而是巷道左侧帮部率先出现一道垂直于巷帮的拉伸裂纹,分析原因认为,由于巷道围岩抗压不抗拉,

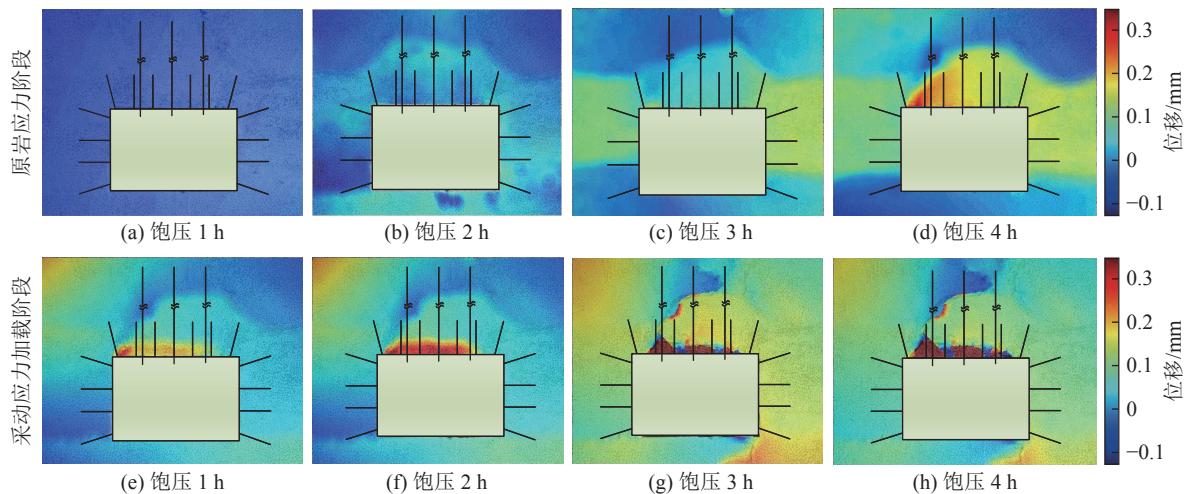


图 9 加载过程锚固承载体垂直位移场变化特征

Fig.9 Characteristics of vertical displacement field changes of anchor bearing body during loading process

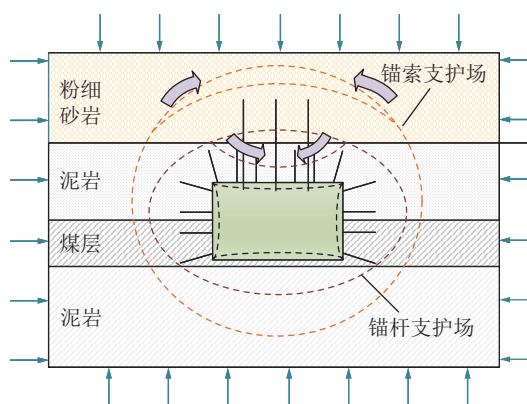


图 10 锚杆(索)支护场位移变化示意

Fig.10 Schematic diagram of change of displacement of bolt (cable) support field

爆破动载源首先产生一簇强压缩波, 动载应力波穿过层状岩体传递至煤层巷道时, 在巷帮左帮部遇到临空面, 动载压缩波变为拉伸波, 而由于岩石抗拉强度远远小于抗压强度, 因此巷道围岩整体率先出现宏观拉伸裂纹。

随着应力波持续加载, 巷道顶板发生冒落, 巷道左帮煤岩巷分界线由于爆破振动作用出现明显的宏观裂纹, 且左侧拉伸裂纹与锚杆支护场连成一圈宏观裂纹, 爆破动载扰动过程除产生宏观拉伸裂纹外, 巷道左侧肩窝产生若干处细小裂纹片裂现象, 裂纹发育高度大于锚杆支护场高度, 与此同时, 左帮开始出现相似煤岩体大范围倾出, 颗粒大范围弹射, 伴随巨大声响, 底鼓现象更加明显。可以看出, 强动载扰

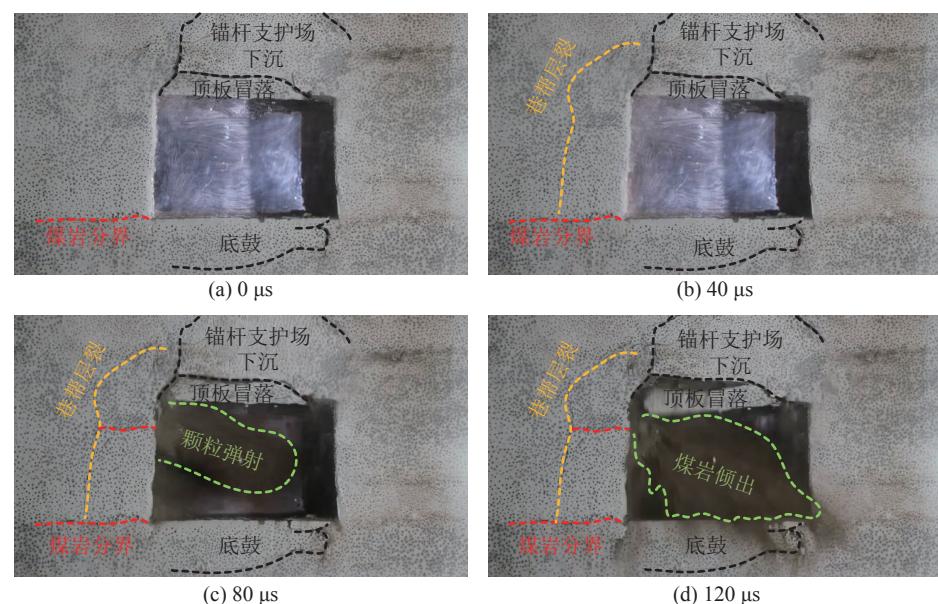


图 11 爆破动载过程锚固承载体位移变化特征

Fig.11 Characteristics of displacement changes of anchor bearing body during blasting dynamic load process

动下,锚杆支护场出现明显的整体下沉,但锚索支护场并未发生明显大变形。通过巷道前方位移场观测,强动载-高静载下巷道围岩稳定性并不能仅仅依靠锚杆支护场,锚索支护场起到更重要的作用。

2.3 巷道围岩破坏特征

巷道围岩经“加载-爆破”阶段后,破坏特征如图12所示。巷道顶底板存在顶板冒落、顶板下沉及底板底鼓现象,主要原因是原岩应力及采动应力加载阶段巷道两帮煤岩体受高应力作用,巷道围岩顶底板卸压明显,岩体膨胀变形,由此出现顶板下沉及底鼓破坏。

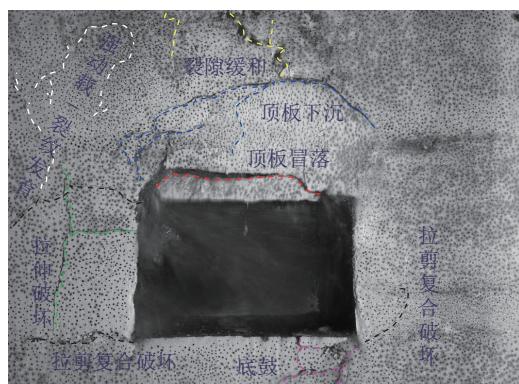


图 12 巷道围岩破坏特征

Fig.12 Failure characteristics of surrounding rock

巷道左右肩角呈现张拉及剪切复合破坏形式,其主要原因是,深部围岩受压剪破坏传递至帮部临空侧时,顶底板传递而来的垂直应力与深部围岩的压剪共同作用于帮部肩角位置,巷道顶板呈现非均匀卸压,顶板处形成非均匀应力场,从而使得顶板岩体非均匀膨胀变形,肩角处发生剪切错动滑移,巷帮无侧向约束力,岩体受力发生张拉破坏,巷道帮部临肩角处呈现拉剪复合破坏,由图8a、图8b可看出,顶底板巷道深部围岩卸压区范围较大,因此顶底板较少或基本不出现拉剪复合破坏,而是以张拉破坏形式为主导。

动载压缩波经煤岩组合体传递至巷道帮部时导致巷道左帮产生层裂裂纹,此外,强动载扰动诱发巷道左帮裂纹发育,发育高度与锚索支护场高度基本相同。锚杆支护场与锚索支护场发生明显离层,锚杆支护场整体下沉量较大,受锚索悬吊作用,裂隙在锚索支护场内缓慢向上发育。

结合巷道围岩光纤应变响应可进一步解释巷道围岩破坏特征,图13为加载-爆破全过程巷道围岩光纤应变响应,可以看出,原岩应力阶段、采动应力

加载阶段及动载扰动阶段光纤应变响应分界明显,原岩应力阶段下4条光纤应变整体最小,应变峰值最大仅 1.561×10^{-6} ,加载阶段巷道顶板应变最大为 2.542×10^{-6} ,底板为 2.262×10^{-6} ,帮部最大应变为 2.275×10^{-6} ,顶底板光纤应变远于帮部应变,且光纤测线越接近巷道临空面,光纤应变响应越大。

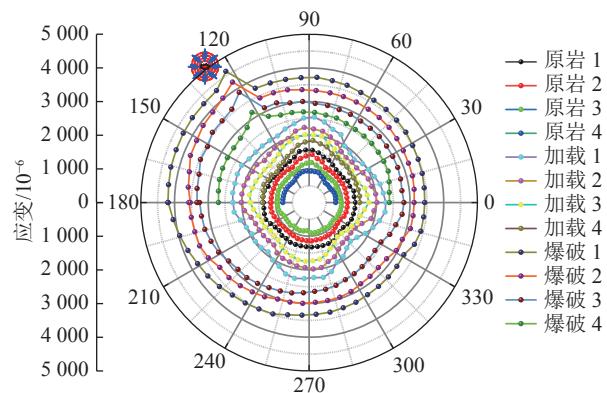


图 13 巷道围岩光纤应变响应

Fig.13 Fiber optic strain response of tunnel surrounding rock

动载应力波扰动后,光纤全段应变响应剧烈增加,巷道左肩窝爆源方向应变增加程度最大,锚杆支护场应变次之,以应力波传播方向为分界线,沿巷道左肩窝逆时针方向光纤应变逐渐减小,其原因是,在当前设计角度方案下进行爆破扰动,卸压后的巷道围岩沿垮落角被分为2部分,大部分沿震源切线压向巷道左帮,另一小部分则压向巷道顶板及右帮,上覆岩层压力不同导致光纤应变响应有所差异,巷道左帮光纤响应最大,而底板次之,右帮光纤响应最小,结合图12中的“强动载-裂纹发育”破坏特征亦可以看出光纤应变响应数据的合理性。

3 应力波传播规律及巷道动力响应机制

爆源产生的爆破动载应力波经过不同大小阻抗的煤岩介质传递至巷道顶板上,传播衰减后的应力波峰值应变决定巷道顶板是否发生大变形失稳,为研究动载应力波在不同岩体中的应力波传播规律,沿动载源径向及环向不同位置布置测点,假设同等介质中爆源环向半径上应力波峰值相同,径向与环向每2个测点间距为150 mm,径向首个测点距离爆源为300 mm,环向首个测点距离爆源为150 mm,提取不同测点(CH1~CH8)在煤岩体中的应力波动态应变曲线,如图14所示。

如图14所示,爆破动载应力波由爆源传递至巷道围岩的过程中,产生一簇短时程,高强度的压缩首

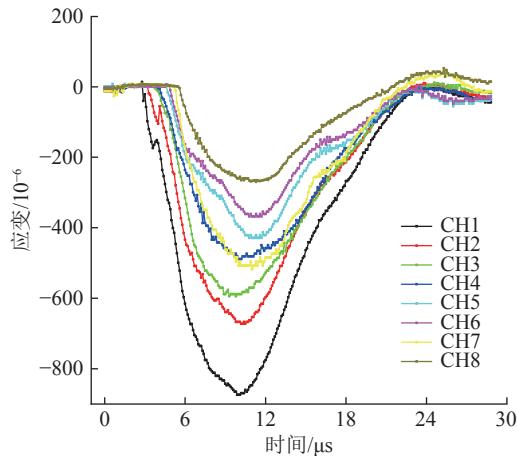


图 14 应力波动态应变曲线
Fig.14 Stress wave dynamic strain curve

波,随着传播距离的增加,煤岩体中动态应变峰值逐渐减小,但在不同介质的煤岩体中应力波衰减速度是不同的,这是由煤岩体自身的材料特性所决定的,提取应力波在不同煤岩介质中的应力波峰值,见表 4。

表 4 应力波在煤岩体介质中的应力波峰值

Table 4 Stress wave peak of stress wave in coal rock mass medium

测点	岩性	应力波峰值/ 10^{-6}	介质软/硬程度
CH1	砂质泥岩	873	软
CH2	砂质泥岩	671	软
CH3	粉细砂岩	594	硬
CH4	砂质泥岩	481	软
CH5	粉细砂岩	429	硬
CH6	砂质泥岩	368	软
CH7	泥岩	518	软
CH8	砂质泥岩	271	软

可以看出,应力波由砂质泥岩传递至粉细砂岩中,应力波峰值衰减了 279×10^{-6} ,在砂质泥岩中仅衰减了 202×10^{-6} ,造成应变衰减速度差异的主要原因是材料自身的阻抗差异,应力波由砂质泥岩穿过层理面进入到粉细砂岩界面,层理面上下介质阻抗不同,应力波会产生反射及折射现象,硬岩介质阻抗高于软岩介质阻抗界面,大部分应力波反射回上一界面,经过衰减折射后的应力波才会进入硬岩介质中,但相同介质中应力波并不存在这种现象,因此,在软岩介质中的衰减速度反而小于应力波由软介质进入硬介质的衰减速度。

在粉细砂岩自身介质中应力波峰值应变衰减了 165×10^{-6} ,而相同距离砂质泥岩介质中应力波峰值衰

减了 190×10^{-6} 。分析原因认为,硬岩阻抗大于软岩阻抗,软岩介质较为松软,内部孔隙率大于硬岩介质,应力波在软岩介质中传递时经过部分绕射与折射的次数多于硬岩介质,能量衰减较大,因此,应力波在硬岩介质的衰减速度较小于软岩介质。应力波由粉细砂岩传播至泥岩的过程中,应力波峰值由 429×10^{-6} 增加至 518×10^{-6} ,峰值不减反增,这是由于泥岩介质阻抗较小,在粉细砂岩硬介质中的应力波传递至软岩介质的过程中,大部分能量被透射进入软岩介质中,导致软岩介质应变增大。综上所述,应力波由小阻抗介质进入大阻抗介质的衰减速度最大,在小阻抗及大阻抗同种介质中的应力波衰减速度次之,由大阻抗介质进入小阻抗介质中的应力波峰值反而增大。这与李夕兵等^[34]对应力波垂直入射时的折射应力随波阻抗变化结果是一致的。

爆破力源产生的动载扰动应力波由上覆岩层穿过层理面经过若干层煤岩组合体,在煤岩组合体中及煤岩体分界面处应力波会产生不同程度的折射及反射,动载扰动应力波最后传递至巷道围岩上时的峰值强度大于煤体的极限抗拉强度,则会对巷道围岩产生拉伸破坏,导致高应力巷道围岩产生动能释放。为此,建立应力波连续穿过层状岩体理论模型,分析动载应力波作用机理,如图 15 所示。

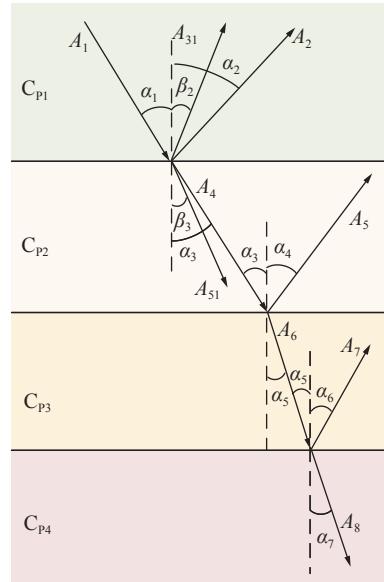


图 15 应力波连续穿过层状岩体理论模型
Fig.15 Theoretical model of stress waves continuously passing through layered rock mass

由图 15 可得,建立 4 层连续煤岩介质 $C_{P1}, C_{P2}, C_{P3}, C_{P4}$,以 C_{P1}, C_{P2} 界面为例,根据煤岩体应力波界面应力及质点连续条件可得:

$$\begin{aligned}
 & (A_1 - A_2) \cos \alpha_1 + A_{31} \sin \beta_2 - A_4 \cos \alpha_3 - A_{51} \sin \beta_2 = 0 \\
 & (A_1 + A_2) \sin \alpha_1 + A_{31} \cos \beta_1 - A_4 \sin \alpha_3 + A_{51} \cos \beta_2 = 0 \\
 & (A_1 + A_2) C_{P1} \cos 2\beta_2 - A_{31} C_{S1} \left(\frac{\rho_2}{\rho_1} \right) \sin 2\beta_2 - \\
 & AC_{P2} \left(\frac{\rho_2}{\rho_1} \right) \cos 2\beta_3 - A_{51} C_{S2} \left(\frac{\rho_2}{\rho_1} \right) \sin 2\beta_3 = 0 \\
 & \rho_1 C_{S1}^2 \left[(A_1 - A_2) \sin 2\alpha_1 - A_{31} \frac{C_{P1}}{C_{S1}} \cos 2\beta_2 \right] - \\
 & \rho_2 C_{S2}^2 \left[A_4 \frac{C_{P1}}{C_{P2}} \sin 2\alpha_3 - A_{51} \frac{C_{P1}}{C_{P2}} \cos 2\beta_3 \right] = 0
 \end{aligned} \quad (6)$$

式中: A_1 为 C_{P1} 入射纵波幅值; A_2 为 C_{P1} 反射纵波幅值; A_{31} 为入射横波幅值; A_4 为透射纵波幅值; A_{51} 为 C_{P1} 透射横波幅值; ρ_1 为 C_{P1} 介质密度; ρ_2 为 C_{P2} 介质密度; C_{S1} 为 C_{P1} 介质的横波波速; C_{S2} 为 C_{P2} 介质的横波波速; C_{P1} 为 C_{P1} 介质的纵波波速; C_{P2} 为 C_{P2} 介质的纵波波速; A_5 为 C_{P2} 反射纵波幅值; A_6 为 C_{P3} 入射纵波幅值; A_7 为 C_{P3} 反射纵波幅值; A_8 为 C_{P4} 透射纵波幅值; α_1 为 C_{P1} 入射角; α_2 为 C_{P1} 反射角; α_3 为 C_{P1} 透射角; α_4 为 C_{P2} 反射角; α_5 为 C_{P2} 透射角; α_6 为 C_{P3} 反射角; α_7 为 C_{P3} 透射角; β_2 为 C_{P1} 横波反射角; β_3 为 C_{P1} 横波透射角。

忽略横波影响, 令 C_{S1} 、 C_{S2} 、 β_2 、 β_3 等于 0, 令对式(1)求解, 可得:

$$\begin{aligned}
 & (A_2 - A_1) \cos \alpha_1 - A_4 \cos \alpha_3 = 0 \\
 & (A_2 + A_1) \sin \alpha_1 - A_4 \sin \alpha_3 = 0
 \end{aligned} \quad (7)$$

$$(A_2 + A_1) C_{P1} - A_4 C_{P2} \left(\frac{\rho_2}{\rho_1} \right) = 0$$

$$A_6 = \frac{4e^{-d_1 v_1} \cos \alpha_1 \cos \alpha_3 C_{P1} C_{P2} \rho_1 \rho_2}{(C_{P1} \rho_1 \cos \alpha_3 + C_{P2} \rho_2 \cos \alpha_1)(C_{P2} \rho_2 \cos \alpha_5 + C_{P3} \rho_3 \cos \alpha_3)} \quad (17)$$

$$A_8 = \frac{8e^{(d_1 v_1) - (d_2 v_2)} \cos \alpha_1 \cos \alpha_3 \cos \alpha_5 C_{P1} C_{P2} C_{P3} \rho_1 \rho_2 \rho_3}{(C_{P1} \rho_1 \cos \alpha_3 + C_{P2} \rho_2 \cos \alpha_1)(C_{P2} \rho_2 \cos \alpha_5 + C_{P3} \rho_3 \cos \alpha_3)(C_{P3} \rho_3 \cos \alpha_7 + C_{P4} \rho_4 \cos \alpha_5)} \quad (18)$$

应力波穿过第 n 层时的纵波幅值为:

$$A_{2(n+1)} = \frac{2^n e^{\prod_{i=1}^n -d_i v_i} \prod_{i=1}^n \cos(\alpha_{2i-1}) \prod_{i=1}^n C_{P_i} \prod_{i=1}^n \rho_i}{\prod_{i=1}^n (C_{P_i} \rho_i \cos \alpha_{2i+1} + C_{i+1} \rho_{i+1} \cos \alpha_i)} \quad (19)$$

选取软岩及硬岩常见波速^[37], 令 $C_{P1}=3500$ m/s, $C_{P2}=5000$ m/s, $C_{P3}=3000$ m/s, $\rho_1=2200$ kg/m³, $\rho_2=2600$ kg/m³, $\rho_3=2100$ kg/m³, $\alpha_1=10^\circ$, $d=0.36$ m, $A_1=1$, $\mu=0.3$, 可求得 $A_{4\text{model}}=0.75$, $A_{5\text{model}}=0.42$, $A_{6\text{model}}=0.55$, 试验所得透射系数 $A_{4\text{test}}=0.68$, $A_{5\text{test}}=0.49$, $A_{6\text{test}}=0.59$, 应力波连续穿过层状岩体理论模型结果与试验所得结果对比如图 16 所示, 采用文献 [38] 的误差处理

根据 Snell 定律有:

$$\frac{C_{P1}}{\sin \alpha_1} = \frac{C_{P2}}{\sin \alpha_2} = \frac{C_{P3}}{\sin \alpha_3} = \frac{C_{P4}}{\sin \beta_2} = \frac{C_{S2}}{\sin \beta_2} = Cr \quad (8)$$

联立式(6)、(7)、(8)可得:

$$A_2 = A_1 \frac{C_{P2} \rho_2 \cos \alpha_1 - C_{P1} \rho_1 \cos \alpha_3}{C_{P1} \rho_1 \cos \alpha_3 + C_{P2} \rho_2 \cos \alpha_1} \quad (9)$$

$$A_4 = A_1 \frac{2C_{P1} \rho_a \cos \alpha_1}{C_{P1} \rho_a \cos \alpha_3 + C_{P2} \rho_b \cos \alpha_1} \quad (10)$$

考虑层间应力波衰减, 纵波在煤岩体中衰减公式满足以下规律^[35-36]:

$$A_{41} = A_4 e^{-v_1 d_1} \quad (11)$$

$$A_{61} = A_6 e^{-v_2 d_2} \quad (12)$$

其中,

$$v_1 = 2 - \frac{\mu_1}{1 - \mu_1} \quad (13)$$

$$d_1 = d / \cos \alpha_3 \quad (14)$$

式中: μ_1 为 C_{P1} 介质的泊松比; d 为应力波在 C_{P1} 介质的直线传播距离; A_{41} 为应力波在 C_{P2} 介质内衰减后的纵波幅值; A_{61} 为应力波在 C_{P3} 介质内衰减后的纵波幅值。

将式(11)、(12)、(13)、(14)代入式(6)中, 可得:

$$A_6 = A_{41} \frac{2C_{P2} \rho_b \cos \alpha_3}{C_{P2} \rho_b \cos \alpha_5 + C_{P3} \rho_c \cos \alpha_3} \quad (15)$$

$$A_8 = A_{61} \frac{2C_{P3} \rho_c \cos \alpha_5}{C_{P3} \rho_c \cos \alpha_7 + C_{P4} \rho_d \cos \alpha_5} \quad (16)$$

化简式(15)、(16), 可得:

$$A_6 = \frac{4e^{-d_1 v_1} \cos \alpha_1 \cos \alpha_3 C_{P1} C_{P2} \rho_1 \rho_2}{(C_{P1} \rho_1 \cos \alpha_3 + C_{P2} \rho_2 \cos \alpha_1)(C_{P2} \rho_2 \cos \alpha_5 + C_{P3} \rho_3 \cos \alpha_3)} \quad (17)$$

$$A_8 = \frac{8e^{(d_1 v_1) - (d_2 v_2)} \cos \alpha_1 \cos \alpha_3 \cos \alpha_5 C_{P1} C_{P2} C_{P3} \rho_1 \rho_2 \rho_3}{(C_{P1} \rho_1 \cos \alpha_3 + C_{P2} \rho_2 \cos \alpha_1)(C_{P2} \rho_2 \cos \alpha_5 + C_{P3} \rho_3 \cos \alpha_3)(C_{P3} \rho_3 \cos \alpha_7 + C_{P4} \rho_4 \cos \alpha_5)} \quad (18)$$

方法:

$$\delta = (|A_{\text{model}} - A_{\text{test}}| / |A_{\text{model}} + A_{\text{test}}|) \times 100\% \quad (20)$$

试验所得透射系数求得, A_4 的透射系数误差为 6.3%, A_5 的透射系数误差为 7.7%, A_6 的透射系数误差约为 3.5%, 应力波连续穿过 3 层不同阻抗介质产生的最大误差不超过 8%, 可以认为理论计算结果与试验结果基本符合。

巷道围岩开挖后, 围岩形成临空自由面, 顶底板及两帮围岩出现不同程度的变形, 回采过程中, 受原岩应力与采动应力的叠加影响, 巷道围岩破坏程度进一步加重, 围岩积蓄大量弹性能, 而切顶卸压爆破作业或者本工作面上方坚硬顶板突然垮落时, 产生

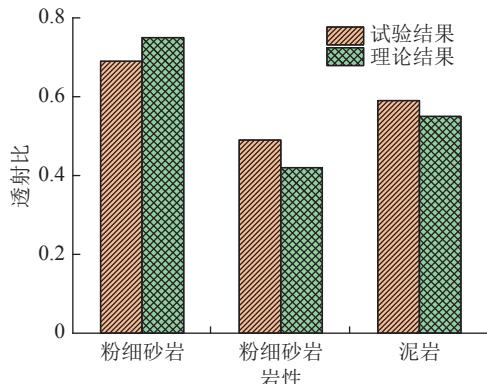


图 16 应力波穿过层状岩体理论与试验结果对比

Fig.16 Comparison of theory of stress waves passing through stratophy rock mass and experimental results

强动载扰动应力波, 应力波穿过层理面经过煤岩组合体时, 由大阻抗介质进入到小阻抗介质内应力波峰值反而会继续增加, 若传递至巷道临空面煤岩体最后一层时的应力波峰值强度仍大于巷道顶板及两帮的抗拉强度时, 巷道顶板及两帮就会造成破坏, 喷射倾出煤岩体, 此外, 巷道煤岩体破坏导致临空面空间结构进一步变大, 导致巷道围岩下沉倾出现象加剧。本次试验中应力波最终传播至巷道顶板时最大峰值应变为 518×10^{-6} , 峰值应力约为 0.16 MPa, 而顶板软岩承受的极限抗拉强度约为 0.025 MPa, 远小于爆炸源产生的应力波残余峰值应力, 因此巷道围岩在强动载应力波扰动下产生大变形失稳并产生一定程度的动力响应。

4 讨 论

文献 [39] 指出煤矿井下发生动力响应破坏的条件需要满足:

$$\sigma_j + \sigma_d \geq \sigma_{\min} \quad (21)$$

式中, σ_{\min} 为发生动载破坏时巷道的极限承载能力; σ_j 为围岩采掘引起的静载; σ_d 为动载引起的动应力。

巷道围岩所受静载为原岩应力与采动应力组成^[40]:

$$\sigma_j = \sigma_{j1} + \sigma_{j2} = (k + \lambda)\gamma h \quad (22)$$

式中, γ 为上覆岩层的重量; h 为上覆岩层的高度; λ 为构造应力集中系数; k 为采动应力集中系数。

巷道顶板动载产生的能量为

$$U_W = E \int_0^t \varepsilon(t)_{\min}^2 dt \quad (23)$$

式中, E 为煤岩体介质的弹性模量; ε 为煤岩体中的应变。

$$U_k = U_W / \eta_i \quad (i = 1, 2, 3, \dots, n) \quad (24)$$

式中, η 为应力波能量逐层衰减系数; U_k 为爆源附近

处产生的能量。

文献 [41] 对煤矿井下振动波传播规律的原位实验进行研究, 发现质点的振动速度与能量之间的关系为

$$V_{P_m} = 0.0645 U_k^{0.3566} \quad (25)$$

式中, V_{P_m} 为质点在煤岩体中的质点振动速度。

爆破荷载产生的动载能量^[42]为:

$$\sigma_d = \rho V_{P_m} V \quad (26)$$

式中, ρ 为煤岩体介质的密度; V 为应力波在煤岩体介质中的波速。

$$\sigma_d = 0.0645 \rho V E \int_0^t \varepsilon(t)_{\min}^2 dt^{0.3566} \eta_i^{-1} \quad (i = 1, 2, 3, \dots, n) \quad (27)$$

由上述推导可知, 井下进行爆破作业时, 为保证巷道围岩的稳定性, 可结合顶板的极限承受应力 σ_{\min} , 通过式 (19) 反推爆破源附近的极限应变, 获得保证爆破安全下的极限能量, 从而优化装药量, 达到控制巷道围岩稳定的目的。

此外, 可以通过加大锚杆(索)预紧力来提高顶板承受强度或采用恒阻大变形抗冲锚杆加固巷道左侧帮部及肩窝, 防止爆破动载冲击巷道围岩失稳, 实现减冲抗冲主动被动联合支护。

5 结 论

1) 巷道开挖后, 顶底板呈现明显的卸压效果, 远离临空面两侧形成应力集中区, 进入采动应力加载阶段后, 巷道顶底板卸压区域及巷帮应力集中区范围扩大, 相比原岩应力阶段增加了 50%, 爆破动载扰动后, 巷道顶板围岩沿左肩窝逆时针方向应力逐渐增大。

2) 原岩应力阶段, 巷道顶底板由于拉剪复合作用产生大变形区域, 巷道围岩锚杆支护场与锚索支护场形成明显的位移分界线, 且两者产生相反的位移量。

3) 巷道左右下肩角呈现张拉及剪切复合破坏形式, 顶底板以张拉破坏形式为主导, 动载应力波扰动后, 巷道左帮形成以拉伸破坏为主, 拉剪复合破坏为辅的拉伸破坏主导区, 锚索支护场形成裂隙缓和区。

4) 应力波由小阻抗介质进入大阻抗介质的衰减速度最大, 在小阻抗及大阻抗同种介质中的应力波衰减速度次之, 由大阻抗介质进入小阻抗介质中的应力波峰值反而增大。应力波峰值若大于巷道顶板极限抗拉强度, 则会导致巷道围岩大变形失稳并产生一定程度的动力响应。

参考文献(References):

- [1] 卜庆为, 涂敏, 张向阳, 等. 采场厚硬顶板破断失稳与能量聚散演化研究[J]. 采矿与安全工程学报, 2022, 39(5): 867-878.
- BU Qingwei, TU Min, ZHANG Xiangyang, et al. Study on frac-

- ture instability and energy accumulation-release evolution of thick-hard roof in stope[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2022, 39(5): 867–878.
- [2] 莫钟铭,徐林生.煤矿坚硬顶板控制[M].北京:煤炭工业出版社,1994: 30–35.
- [3] 薛成春,曹安业,郭文豪,等.深部大倾角厚煤层开采能量演化规律与冲击地压发生机理[J].采矿与安全工程学报,2021,38(5): 876–885.
- XUE Chengchun, CAO Anye, GUO Wenhao, et al. Energy evolution law and rock burst mechanism of deep thick seams with large inclination[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2021, 38(5): 876–885.
- [4] 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: 1–10.
- [5] 高玉兵,王琦,杨军,等.特厚煤层综放开采邻空动压巷道围岩变形机理及卸压控制[J].煤炭科学技术,2023,51(2): 83–94.
- GAO Yubing, WANG Qi, YANG Jun, et al. Mechanism of deformation and pressure relief control of dynamic gob-side entry surroundings in fully-mechanized caving mining for extra-thick coal seam[J]. Coal Science and Technology, 2023, 51(2): 83–94.
- [6] 何满潮,高玉兵,盖秋凯,等.无煤柱自成巷力学原理及其工法[J].煤炭科学技术,2023,51(1): 19–30.
- HE Manchao, GAO Yubing, GAI Qiukai, et al. Mechanical principle and mining methods of automagical entry formation without coal pillars[J]. Coal Science and Technology, 2023, 51(1): 19–30.
- [7] 苏超,弓培林,康红普,等.深井临空高应力巷道切顶卸压机理研究[J].采矿与安全工程学报,2020,37(6): 1104–1113.
- SU Chao, GONG Peilin, KANG Hongpu, et al. Mechanism of roof cutting and pressure relief in gob-side and high-stress roadway in deep coal mine[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2020, 37(6): 1104–1113.
- [8] 谢和平.深部岩体力学与开采理论研究进展[J].煤炭学报,2019,44(5): 1283–1305.
- XIE Heping. Research review of the state key research development program of China: deep rock mechanics and mining theory[J]. Journal of China Coal Society, 2019, 44(5): 1283–1305.
- [9] 谢和平,周宏伟,薛东杰,等.煤炭深部开采与极限开采深度的研究与思考[J].煤炭学报,2012,37(4): 535–542.
- XIE Heping, ZHOU Hongwei, XUE Dongjie, et al. Research and consideration on deep coal mining and critical mining depth[J]. Journal of China Coal Society, 2012, 37(4): 535–542.
- [10] 谢生荣,王恩,陈冬冬,等.深部强采动大断面煤巷围岩外锚–内卸协同控制技术[J].煤炭学报,2022,47(5): 1946–1957.
- XIE Shengrong, WANG En, CHEN Dongdong, et al. Collaborative control technology for external anchor-internal unloading of surrounding rock in deep large cross-section coal roadway under strong mining influence[J]. Journal of China Coal Society, 2022, 47(5): 1946–1957.
- [11] 余伟健,李可,张靖,等.采动影响下深埋软岩巷道变形特征与控制因素分析[J].煤炭科学技术,2020,48(1): 125–135.
- YU Weijian, LI Ke, ZHANG Jing, et al. Deformation characteristics and control factors of the surrounding rock in the deep buried soft rock roadway under the influence of mining[J]. Coal Science and Technology, 2020, 48(1): 125–135.
- [12] 吴祥业,刘洪涛,李建伟,等.重复采动巷道塑性区时空演化规律及稳定控制[J].煤炭学报,2020,45(10): 3389–3400.
- WU Xiangye, LIU Hongtao, LI Jianwei, et al. Temporal-spatial evolution law of plastic zone and stability control in repetitive mining roadway[J]. Journal of China Coal Society, 2020, 45(10): 3389–3400.
- [13] 黄炳香,张农,靖洪文,等.深井采动巷道围岩流变和结构失稳大变形理论[J].煤炭学报,2020,45(3): 911–926.
- HUANG Bingxiang, ZHANG Nong, JING Hongwen, et al. Large deformation theory of rheology and structural instability of the surrounding rock in deep mining roadway[J]. Journal of China Coal Society, 2020, 45(3): 911–926.
- [14] 徐佑林,张辉.动压影响下的软岩巷道加固治理技术研究[J].煤炭科学技术,2018,46(1): 68–73, 111.
- XU Youlin, ZHANG Hui. Research on reinforcement and treatment technology for soft rock roadway under dynamic pressure[J]. Coal Science and Technology, 2018, 46(1): 68–73, 111.
- [15] 张锋,李永恩,郭志强,等.采动巷道软弱顶板塑性破坏演化规律与支护方案[J].煤炭科学技术,2021,49(7): 24–30.
- ZHANG Feng, LI Yongen, GUO Zhiqiang, et al. Evolution law and control method of plastic zone in soft weak roof of mining roadway[J]. Coal Science and Technology, 2021, 49(7): 24–30.
- [16] 齐庆新,高作志,王升.层状煤岩体结构破坏的冲击矿压理论[J].煤矿开采,1998(2): 14–17, 64.
- QI Qingxin, GAO Zuozhi, WANG Sheng. Rock burst theory for structural failure of layered coal and rock masses[J]. Journal of Mining and Strata Control Engineering, 1998(2): 14–17, 64.
- [17] 窦林名,陆菜平,牟宗龙,等.冲击矿压的强度弱化减冲理论及其应用[J].煤炭学报,2005(6): 690–694.
- DOU Linming, LU Caiping, MOU Zonglong, et al. Intensity weakening theory for rockburst and its application[J]. Journal of China Coal Society, 2005(6): 690–694.
- [18] 窦林名,何江,曹安业,等.煤矿冲击矿压动静载叠加原理及其防治[J].煤炭学报,2015,40(7): 1469–1476.
- DOU Linming, HE Jiang, CAO Anye, et al. Rock burst prevention methods based on theory of dynamic and static combined load induced in coal mine[J]. Journal of China Coal Society, 2015, 40(7): 1469–1476.
- [19] 潘一山.煤矿冲击地压扰动响应失稳理论及应用[J].煤炭学报,2018,43(8): 2091–2098.
- PAN Yishan. Disturbance response instability theory of rockburst in coal mine[J]. Journal of China Coal Society, 2018, 43(8): 2091–2098.
- [20] LI Xibing, GONG Fengqiang, TAO Ming, et al. Failure mechanism and coupled static-dynamic loading theory in deep hard rock mining: a review[J]. Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering, 2017, 9(4): 767–782.
- [21] 王四巍,刘汉东,姜彤.动静荷载联合作用下冲击地压巷道破坏机制大型地质力学模型试验研究[J].岩石力学与工程学报,2014,33(10): 2095–2100.
- WANG Siwei, LIU Handong, JIANG Tong. Large geomechanical model test on failure mechanism of rockburst tunnel under static and explosive loads[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2014, 33(10): 2095–2100.
- [22] 秦昊,茅献彪.应力波扰动诱发冲击矿压数值模拟研究[J].采矿与安全工程学报,2008,25(2): 127–131.
- QIN Hao, MAO Xianbiao. Numerical simulation of stress wave induced rock burst[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2008, 25(2): 127–131.

- [23] 杨书浩,王俊,宁建国,等.动载扰动下深部大断面硐室围岩“帮-顶”联动失稳机理[J].煤炭科学技术,2021,49(10):23–33.
YANG Shuhao, WANG Jun, NING Jianguo, et al. Mechanism of connected instability of “rib-roof” in deep large section chamber under dynamic disturbance[J]. Coal Science and Technology, 2021, 49(10): 23–33.
- [24] 周靖轩,朱传杰,任洁,等.高预应力与爆炸载荷耦合作用下的巷道围岩损伤破坏机制[J].煤炭学报,2020,45(S1):319–329.
ZHOU Jingxuan, ZHU Chuanjie, REN Jie, et al. Damage mechanism of roadway surrounding rock under coupling of high pre-stress and gas explosion[J]. Journal of China Coal Society, 2020, 45(S1): 319–329.
- [25] 陈大勇,黄炳香,吴占伟,等.煤矿顶板超深孔爆破对巷道围岩稳定性影响研究[J].采矿与安全工程学报,2022,39(6):1135–1142.
CHEN Dayong, HUANG Bingxiang, WU Zhanwei, et al. Study on the influence of ultra-deep hole blasting on the stability of surrounding rock of roadway[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2022, 39(6): 1135–1142.
- [26] 王正义,窦林名,王桂峰.动载作用下圆形巷道锚杆支护结构破坏机理研究[J].岩土工程学报,2015,37(10):1901–1909.
WANG Zhengyi, DOU Linming, WANG Guifeng. Failure mechanism of anchored bolt supporting structure of circular roadway under dynamic load[J]. Chinese Journal of Geotechnical Engineering, 2015, 37(10): 1901–1909.
- [27] 高明仕,赵一超,温颖远,等.震源扰动型巷道冲击矿压破坏力能准则及实践[J].煤炭学报,2016,41(4):808–814.
GAO Mingshi, ZHAO Yichao, WEN Yingyuan, et al. Stress and energy criterion of the roadway destruction subjected to disturbance type rock burst and its practice[J]. Journal of China Coal Society, 2016, 41(4): 808–814.
- [28] 温颖远,牟宗龙,易恩兵,等.动力扰动下不同硬度煤层巷道围岩响应特征研究[J].采矿与安全工程学报,2013,30(4):555–559.
WEN Yingyuan, MOU Zonglong, YI Enbing, et al. The response features of roadway surrounding rock in different hardness coal seams under dynamic disturbance[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2013, 30(4): 555–559.
- [29] 李晓红,卢义玉,康勇,等.岩石力学实验模拟技术[M].北京:科学出版社,2007:35–37.
- [30] 陈蓥,韩军,宋卫华.爆炸应力波作用煤巷变形破坏模拟试验研究[J].应用基础与工程科学学报,2011,19(6):995–1002.
CHEN Ying, HAN Jun, SONG Weihua. Experimental study on simulation of deformation and failure of coal tunnels under explosive stress waves[J]. Journal of Applied Fundamentals and Engineering Science, 2011, 19(6): 995–1002.
- [31] 徐颖,袁璞.爆炸荷载下深部围岩分区破裂模型试验研究[J].岩石力学与工程学报,2015,34(S2):3844–3851.
XU Ying, YUAN Pu. Model test of zonal disintegration in deep rock under blasting load[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2015, 34(S2): 3844–3851.
- [32] 郭毛毛,苏学贵,杜献杰,等.倾斜层理岩体预应力锚索主动锚固机理试验研究[J].矿业研究与开发,2022,42(5):89–94.
GUO Maomao, SU Xuegui, DU Xianjie, et al. Experimental study on the active anchoring mechanism of prestressed anchor cables in inclined layered rock masses[J]. Mining Research and Development, 2022, 42(5): 89–94.
- [33] 熊藤根.深井采场顶板巷道围岩变形破坏特征及卸压控制技术研究[D].淮南:安徽理工大学,2022.
XIONG Tenggen. Research on deformation and failure characteristics of surrounding rock and pressure relief control technology of roof roadway in deep mine stope[D]. Huainan: Anhui University of Science and Technology, 2022.
- [34] 李夕兵.岩石动力学基础与应用[M].北京:科学出版社,2014:320–325.
- [35] 常聚才,齐潮,殷志强,等.动载作用下全锚锚固体应力波传播及破坏特征[J].煤炭学报,2023,48(5):1996–2007.
CHANG Jucai, QI Chao, YIN Zhiqiang, et al. Propagation and failure characteristics of stress wave of full anchor solid under dynamic load[J]. Journal of China Coal Society, 2023, 48 (5) : 1996–2007.
- [36] 常聚才,齐潮,殷志强,等.动载作用下端锚锚固体力学响应特征研究[J].岩土力学,2022,43(12):3294–3304.
CHANG Jucai, QI Chao, YIN Zhiqiang, et al. Study on solid mechanical response characteristics of anchor anchor under dynamic loading[J]. Rock and Soil Mechanics, 2022, 43(12) : 3294–3304.
- [37] 王如江,任猛,刘劲松,等.岩石波速与强度参数的相关性研究[J].矿业研究与开发,2021,41(9):87–91.
WANG Ruijiang, REN Meng, LIU Jinsong, et al. Study on the correlation between rock wave velocity and strength parameters[J]. Mining Research and Development, 2021, 41(9): 87–91.
- [38] LI Xibing, WANG Shiming, WENG Lei, et al. Constitutive model of different age concretes under impact load[J]. Journal of Central South University, 2015, 22(2): 693–700.
- [39] 窦林名,周坤友,宋士康,等.煤矿冲击矿压机理、监测预警及防控技术研究[J].工程地质学报,2021,29(4):917–932.
DOU Linming, ZHOU Kunyou, SONG Shikang, et al. Occurrence mechanism, monitoring and prevention technology of rockburst in coal mines[J]. Journal of Engineering Geology, 2021, 29(4): 917–932.
- [40] 赵毅鑫,周金龙,刘文岗.新街矿区深部开采邻空巷道受载特征及冲击失稳规律分析[J].煤炭学报,2020,45(5):1595–1606.
ZHAO Yixin, ZHOU Jinlong, LIU Wengang. Characteristics of ground pressure and mechanism of coal burst in the gob side roadway at Xinjie deep mining area[J]. Journal of China Coal Society, 2020, 45(5): 1595–1606.
- [41] WANG Zhengyi, DOU Linming, WANG Guifeng, et al. Resisting impact mechanical analysis of an anchored roadway supporting structure under P-wave loading and its application in rock burst prevention[J]. Arabian Journal of Geosciences, 2018, 11(5): 81–97.
- [42] 窦林名,贺虎,何江,等.冲击危险评价的相对应力集中系数叠加法[J].煤炭学报,2018,43(2):327–332.
DOU Linming, HE Hu, HE Jiang, et al. New method of rockburst risk assessment using relative stress concentration factor superposition[J]. Journal of China Coal Society, 2018, 43 (2) : 327–332.