

文章编号: 1671-251X(2025)02-0138-10

DOI: 10.13272/j.issn.1671-251x.2024120019

# 动静载叠加条件下近直立煤层巷道围岩 损伤特征及支护优化

朱红伟<sup>1</sup>, 康忠全<sup>2</sup>, 宋炳霖<sup>1</sup>, 冯攀飞<sup>1</sup>

(1. 国家能源集团新疆能源化工有限公司, 新疆 乌鲁木齐 830000;

2. 北京科技大学 资源与安全工程学院, 北京 100083)

**摘要:** 目前大多数冲击地压防治研究集中于水平和缓倾斜煤层, 而近直立煤层由于独特的赋存特性, 冲击地压显现特征与常规水平煤层具有显著差异。以国家能源集团新疆能源化工有限公司乌东煤矿为研究背景, 通过数值模拟研究了动静载叠加条件下近直立煤层巷道围岩应力、位移和塑性区分布特征, 结果表明: 静载作用下, 围岩应力分布呈区域应力相互贯通、局部高应力集中的特点, 巷道围岩应力、位移和塑性区呈非对称分布特征, 具体表现为巷道上部区域应力和位移随着距坚硬顶板距离变小而逐渐增大, 并在巷道右帮肩部煤体与坚硬顶板交界位置达到峰值; 动静载叠加作用后, 围岩应力、位移和塑性区非对称分布特征进一步加剧, 局部峰值应力显著增加, 动载导致的围岩最大变形量比静载条件下提高了 2 倍, 高应力集中区和塑性区急速扩展。基于动静载叠加条件下巷道围岩非对称损伤特征, 针对性提出了乌东煤矿近直立煤层群开采的巷道支护优化方案: 加密顶板锚杆索间排距以减少动静载影响; 增加巷道上部锚杆数量、调整锚杆倾斜角度来应对巷道顶板变形; 在巷道右帮肩部增设短锚索以避免坚硬顶板的挤压和撬动影响; 提高锚杆预紧力来提高抗动载冲击能力。该支护优化方案大幅提高了巷道围岩在动静载叠加条件下的稳定性。

**关键词:** 近直立煤层; 动静载叠加; 围岩应力; 围岩位移; 非对称损伤特征; 巷道支护

中图分类号: TD322/353

文献标志码: A

Damage characteristics and support optimization of roadway surrounding rock in near-vertical coal seams under combined dynamic and static loads

ZHU Hongwei<sup>1</sup>, KANG Zhongquan<sup>2</sup>, SONG Binglin<sup>1</sup>, FENG Panfei<sup>1</sup>

(1. CHN Energy Xinjiang Energy Co., Ltd., Urumqi 830000, China; 2. School of Resources and Safety Engineering, University of Science and Technology Beijing, Beijing 100083, China)

**Abstract:** Currently, most research on rock burst prevention and control focuses on horizontal and gently inclined coal seams. However, due to the unique occurrence characteristics of near-vertical coal seams, the characteristics of rock burst in these seams are significantly different from those of conventional horizontal coal seams. Using the Wudong coal mine of CHN Energy Xinjiang Energy Co., Ltd. as a case study, numerical simulations were conducted to investigate the distribution characteristics of stress, displacement, and plastic zones of roadway surrounding rock in near-vertical coal seams under combined dynamic and static loads. The results showed that under static loads, the surrounding rock stress distribution exhibited regional stress interconnection and local high stress concentration, with asymmetric distribution characteristics of stress, displacement, and plastic zones. Specifically, the stress and displacement in the upper region of the roadways gradually increased as

收稿日期: 2024-12-06; 修回日期: 2025-02-22; 责任编辑: 盛男。

基金项目: 国家自然科学基金资助项目(52327804, 52204197)。

作者简介: 朱红伟(1987—), 男, 河南永城人, 工程师, 现从事冲击地压灾害防治研究工作, E-mail: 1095005929@qq.com。

引用格式: 朱红伟, 康忠全, 宋炳霖, 等. 动静载叠加条件下近直立煤层巷道围岩损伤特征及支护优化[J]. 工矿自动化, 2025, 51(2): 138-147.

ZHU Hongwei, KANG Zhongquan, SONG Binglin, et al. Damage characteristics and support optimization of roadway surrounding rock in near-vertical coal seams under combined dynamic and static loads[J]. Journal of Mine Automation, 2025, 51(2): 138-147.



扫码移动阅读

the distance to the hard roof decreased, reaching a peak at the junction of the coal body and the hard roof on the right shoulder of the roadway. Under combined dynamic and static loads, the asymmetric distribution characteristics of surrounding rock stress, displacement, and plastic zones were further intensified. The local peak stress significantly increased, and the maximum deformation of the surrounding rock caused by dynamic loads doubled compared to under the condition of static loads. The high stress concentration zones and plastic zones rapidly expanded. Based on the asymmetric damage characteristics of the roadway surrounding rock under combined dynamic and static loads, an optimized roadway support scheme was proposed for the near-vertical coal seam group at Wudong Coal Mine, which included the following measures: reducing the spacing between roof anchor bolts and cables to mitigate the effect of dynamic and static loads; increasing the number of roof anchor bolts and adjusting their inclination angles to address the roof deformation; adding short anchor cables at the right shoulder of the roadway to prevent the compression and prying of the hard roof; and enhancing the pre-tensioning force of the anchor bolts to improve the resistance to dynamic load impact. This optimized support scheme significantly improves the stability of the roadway surrounding rock under the condition of combined dynamic and static loads.

**Key words:** near-vertical coal seam; combined dynamic and static loads; surrounding rock stress; surrounding rock displacement; asymmetric damage characteristics; roadway support

## 0 引言

随着浅部资源的枯竭,我国煤炭开采向深部进军<sup>[1-2]</sup>,煤岩体面临的应力状态愈发复杂,给矿井冲击地压防治带来了严峻挑战<sup>[3-8]</sup>。准确防治冲击地压需要从诱冲机理入手,明晰巷道围岩在煤层采动下的复杂应力状态及损伤特征是研究冲击地压机理的关键。

近年来,动静载叠加理论在冲击地压诱冲机理中逐渐占主导地位。该理论认为,静载是冲击地压发生的基础,动载主要起触发冲击的作用,动载越强越容易诱发冲击,静载水平越高,冲击剩余能量越大,冲击越猛烈<sup>[9]</sup>。相关学者对此展开了大量研究,Tao Ming等<sup>[10]</sup>通过数值模拟研究了深埋开挖口周围的岩石破坏,得出在高地应力和动载作用下,围岩发生破坏和能量释放。Kong Peng等<sup>[11]</sup>采用FLAC3D动态模块模拟了不同能级动静载作用下巷道变形情况,推算了冲击地压发生的可能性,得到高静载是发生冲击地压的重要因素。Huang Runqiu等<sup>[12]</sup>用有限元方法分析了动载诱发冲击地压的机理,认为冲击地压的发生是由煤岩性质和动载的频率、能量等共同决定的。何江<sup>[13]</sup>在FLAC2D中采用频率为50 Hz的正弦波为动载来模拟开采扰动,研究开采过程中的动载对巷道及煤岩体的扰动作用,进一步完善了动载诱发冲击地压的机理。王恩元等<sup>[14]</sup>采用LS-DYNA数值模拟软件,将现场采集到的真实震源产生的震动波经应力波计算进行简化后模拟,揭示了采场坚硬顶板断裂震源和应力集中区煤体破裂震源

产生的应力波对巷道冲击破坏过程。Chen Guoxiang等<sup>[15]</sup>对顶板卸压爆破进行了数值模拟研究,得出坚硬岩石顶板破裂或滑动引起的剧烈震动和能量释放可触发冲击地压。彭维红等<sup>[16]</sup>基于LS-DYNA数值模拟软件研究了动载作用下围岩层裂结构的变化和冲击失稳现象,得出应力波强度越大,围岩越易形成层裂结构,诱发冲击地压。秦昊等<sup>[17]</sup>采用非连续离散元软件 UDEC 研究得出动载是导致完整岩体产生裂隙并贯通,继而诱发冲击地压的重要因素。高明仕<sup>[18]</sup>采用FLAC2D软件模拟分析了巷道顶板不同位置、不同能量震源对巷道的破坏过程和效应,得到了大能量震动单次冲击破坏、中等能量震动多次冲击累积破坏和小能量震动冲击不破坏的震动破坏效应。解盘石等<sup>[19]</sup>总结了大倾角大采高坚硬顶板工作面典型动载的特征,分析了支架在多维动载作用下的失稳机理。高玉兵等<sup>[20]</sup>发现作用在煤柱上的动载传递到巷道是造成底鼓大变形的主要原因。钟涛平等<sup>[21]</sup>通过数值模拟揭示了上覆刀把形采空区和厚硬顶板岩层组作用下工作面各回采阶段动静载叠加诱冲机制。

在动态扰动影响下围岩控制方面,相关学者做了丰富的研究。Zang Chuanwei等<sup>[22]</sup>通过在数值模型顶部添加不同类型简谐波荷载,研究了围岩变形特征,并据此提出了“双锚索+钢丝网+W钢带”联合支护方案,有效提高了围岩承载能力。Xiao Zhimin等<sup>[23]</sup>基于力学和能量理论,提出了一种“超前锚固-注浆回填”防冲措施。Gu Hongfei等<sup>[24]</sup>研究了不同动态扰动时有无支护条件下围岩破坏特征,结果表

明在巷道支护中,需要对巷道围岩提供一定的压应力。Ma Zhenqian 等<sup>[25]</sup>研究了动载影响下巷道不同支护方式响应效果,结果发现,锚固系统更能维持动载下的巷道稳定,据此提出了“双层锚网+喷浆+U型钢”支护系统。Wang Qizhou 等<sup>[26]</sup>全面研究了巷道U型钢支架与锚索协同加固系统的支护效果,通过优化支护元件的布置方案,提高了支护承载力。Qin Dongdong 等<sup>[27]</sup>通过理论分析结合数值模拟研究了不同支护方式对围岩承载结构的控制效果,提出了“索棚固定、底板卸压、复合注浆”的深部动力软岩巷道分区加固方案。钟涛平等<sup>[28]</sup>根据数值模拟的近直立煤层力学模型,提出了通过爆破或钻孔卸压等岩体工程措施在顶底板中形成弱化区的调控防冲方法。

目前,大多数研究集中于水平和缓倾斜煤层,而近直立煤层由于独特的赋存特性,冲击地压显现特征与常规水平煤层具有显著差异。本文对FLAC3D软件中动载模块进行二次开发,通过精细模拟研究在动静载叠加作用下近直立煤层巷道围岩损伤特征,并结合现场微震分布规律提出适用于近直立煤层的支护优化方案。

### 1 工程背景

#### 1.1 矿井概况

国家能源集团新疆能源化工有限公司乌东煤矿位于新疆乌鲁木齐,分南、北、西3个采区。其中南采区主采B<sub>1+2</sub>煤层和B<sub>3-6</sub>煤层,煤层地表标高约为+800 m,煤层倾角为87~89°,属于典型近直立煤层,B<sub>1+2</sub>煤层和B<sub>3-6</sub>煤层中间存在70~101 m宽的岩柱,煤层厚度分别为37 m和50 m,密度为1.3 t/m<sup>3</sup>,煤的坚固性系数为0.8~1.3,呈南硬北软,灰分为12%~15%,属长焰煤和弱黏结煤,煤的实体密度为1.3 t/m<sup>3</sup>。其中B<sub>1+2</sub>煤层含夹矸4~8层,总厚度约为3 m,有益厚度为35 m;B<sub>3-6</sub>煤层含夹矸4~12层,总厚度为3.88 m,有益厚度为45 m。该煤矿现采用水平分段放顶煤的采煤方法,2组煤交错开采,即同水平内首先开采B<sub>3-6</sub>煤层再开采B<sub>1+2</sub>煤层,每层分段高度为25 m,其中割煤厚度为3 m,放煤高度为22 m,上部采空区用黄土进行回填,采用上采下掘的开拓方式,回采和掘进活动同时进行,目前开采至+425 m水平。顶底板和煤层分布剖面如图1所示。乌东煤矿南采区特殊的近直立煤层赋存情况导致其冲击地压特征明显有异于常规缓倾斜煤层,需针对性制定冲击危险防治措施,以保证煤矿安全生产。

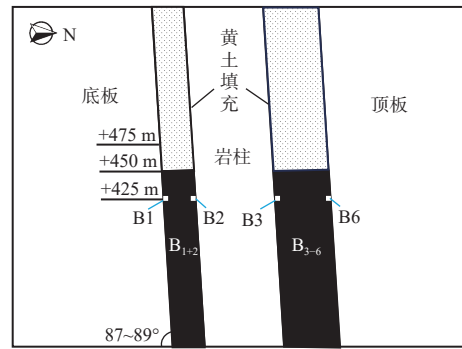
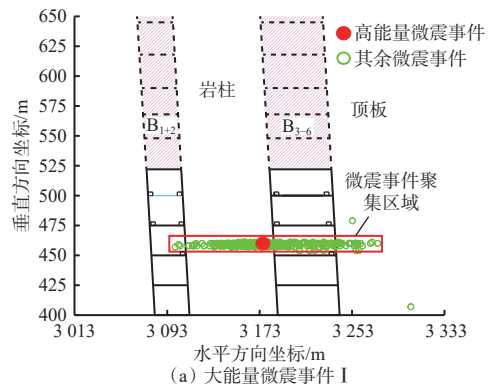


图1 顶底板和煤层分布剖面

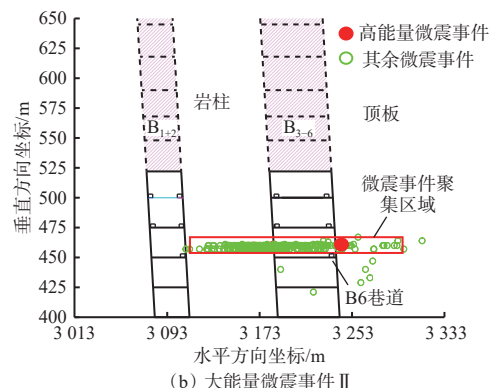
Fig. 1 Profile of roof floor and coal seam distribution

#### 1.2 微震事件分布规律

煤岩体破坏产生的震动波是动载主要来源,微震监测系统可实现震动波采集及不同能级微震事件精准定位和可视化展示。乌东煤矿是典型近直立煤层冲击地压矿井,现场微震监测统计结果表明,随着煤层开采,近几年已累计发生微震事件42 166次,使煤岩体处于强烈动态扰动影响状态。工作面回采时发生的2次大能量微震事件及其发生前1个月内其余微震事件空间分布规律如图2所示。



(a) 大能量微震事件 I



(b) 大能量微震事件 II

图2 矿井巷道围岩微震事件分布规律

Fig. 2 Distribution patterns of microseismic events in roadway surrounding rock

从图2可以看出,大量微震事件发生在挤压撬动区<sup>[29]</sup>的坚硬顶板和层间厚岩柱位置,强烈而频繁的动载扰动导致B6巷道围岩出现严重劣化和破坏,

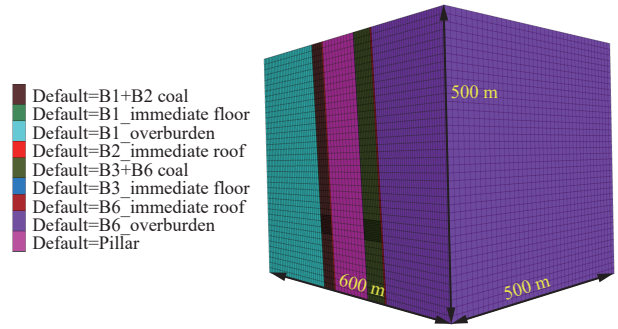
进而造成动静载叠加应力超过煤岩体临界破坏应力并有可能发生冲击灾害。因此,在进行冲击地压灾害诱发机理及支护分析时要充分考虑乌东煤矿巨厚岩柱和坚硬顶板破坏带来的震动波扰动载荷对结果的影响,以实现巷道的精准支护,避免支护不足或浪费成本。

## 2 数值模拟模型构建及边界条件设置

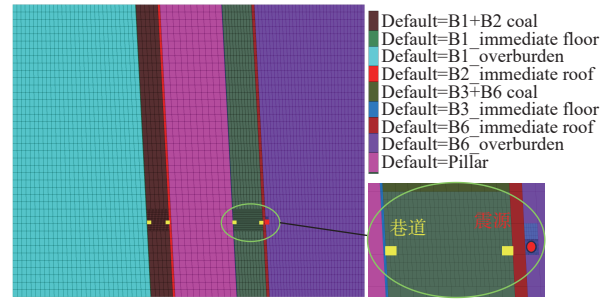
### 2.1 模型建立

为量化分析动静载对巷道失稳变形的影响,并为针对性巷道支护提供依据,采用 FLAC3D6.0 对动载扰动作用下巷道围岩损伤特征及支护方式进行研究。依照矿井地质赋存条件建立数值模拟模型,如图 3 所示,模型尺寸为 600 m×500 m×500 m(长×宽×高),巷道尺寸为 4 m×5 m(宽×高)。采空区参数根据黄土力学性质赋值,模型煤岩物理力学参数见表 1。

利用 FLAC3D 软件内置的 cable 单元模拟锚杆、锚索及锚固剂在围岩中的力学形态,其中锚杆索参数见表 2。



(a) 模型尺寸



(b) 震源及巷道位置

图 3 数值模拟模型

Fig. 3 Numerical simulation model

表 1 数值模拟模型煤岩物理力学参数

Table 1 Physical and mechanical parameters of coal and rock in numerical simulation model

煤岩层	密度/(kg·m <sup>-3</sup> )	弹性模量/GPa	泊松比	内摩擦角/(°)	黏聚力/MPa	抗拉强度/MPa	
B1 巷道底板	基本底	2 429.11	6.202	0.269	28.6	3.250	4.37
	直接底	2 651.97	5.171	0.219	27.1	2.400	3.59
B <sub>1+2</sub> 煤层煤体	1 271.42	3.089	0.326	31.5	2.420	1.22	
中间岩柱	B2 巷道直接顶	2 693.84	5.465	0.272	30.2	3.260	1.39
	B2 巷道基本顶	2 459.53	8.620	0.227	27.3	3.530	3.38
	B3 巷道直接底	2 693.54	3.629	0.353	32.7	2.910	3.28
B <sub>3,6</sub> 煤层煤体	1 273.84	2.132	0.348	30.5	2.310	1.36	
B6 巷道顶板	直接顶	2 403.50	4.040	0.272	26.9	2.670	3.87
	基本顶	2 709.88	6.176	0.284	28.5	3.510	2.43
黄土	2 000.00	0.200	0.400	15.0	0.009	0	

表 2 锚杆索参数

Table 2 Parameters of anchor bolt and cable

类型	长度/mm	锚固长度/mm	直径/mm	抗拉强度/kN	间距距/(mm×mm)
锚索	10 000	3 000	18.9	200	1 500×1 600
锚杆	2 500	900	20.0	120	800×800

模型顶部为自由面,固定模型底部和四周边界的法向位移;模型工作面倾向和走向施加应力边界,水平应力根据地应力实测值进行赋值,水平应力为垂直应力的 2 倍,工作面走向应力大小等于垂直应力,重力加速度设置为 10 m/s<sup>2</sup>。

实际模拟过程中在震源位置设置半径为 2 m 的

球面边界。为更准确模拟震动波对 B6 巷道围岩损伤,应用团队已建立的横纵波拆分重构方法对采集到的大能量微震事件 II 原始微震波形进行分解重构<sup>[30]</sup>,从而更准确地模拟工程中震动波 2 种振动-传播方式的实际情况,经过滤波及分解重构后的震动波 P 波和 S 波如图 4 所示。

动力分析过程中需要消除动力边界对震动波的反射影响,因此本文在模型边界设置了黏性边界以吸收传播到边界位置的震动波。同时根据 FLAC3D 手册,动力响应过程中需要对介质设定局部阻尼系数,具体表达式为

$$\alpha_L = \pi D \quad (1)$$

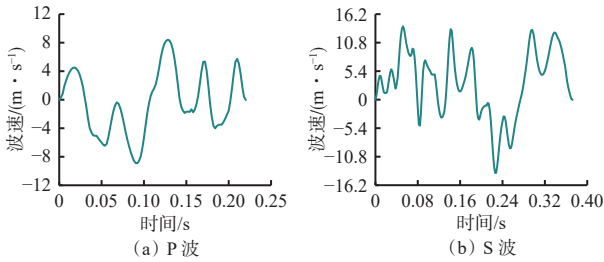


图 4 微震震源波形

Fig. 4 Microseismic source waveform

式中 $\alpha_L$ 和 $D$ 分别为局部阻尼系数和临界阻尼系数。

在应用过程中应根据数值模拟模型和输入数据对局部阻尼系数进行校正,得到距震源不同距离下

质点峰值速度(Peak Particle Velocity, PPV)曲线与不同阻尼系数下 PPV 曲线,最终按等比例原则使数值模拟模型中使用的 PPV 与理论计算的震动波 PPV 一致。

笔者团队通过对实际矿区条件下局部阻尼系数进行校正,确定局部阻尼系数为 5%<sup>[31]</sup>,按照该结果对震动波进行模拟,不同时刻震动波在模型中工作面倾向的速度场分布云图如图 5 所示。可看出随着时间推移,震动波从震源位置激发,不断向外扩散。同时,震动波传播到模型黏性边界时被完全吸收,证明已消除边界反射对结果的影响。

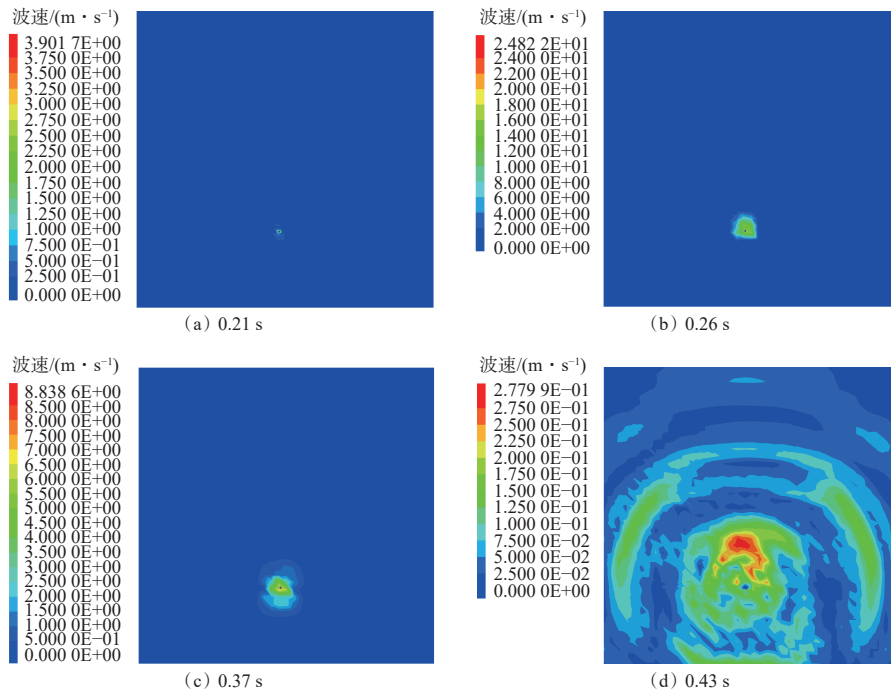


图 5 不同时刻震动波速度场分布云图

Fig. 5 Velocity field distribution contour maps of seismic waves at different times

## 2.2 边界条件设置

为模拟真实地质条件对研究区域的影响,固定模型底部及四周边界。模型原始垂直应力为自重,具体表达式为

$$\sigma_{zz}^0 = \gamma H \quad (2)$$

式中: $\sigma_{zz}^0$ 为垂直应力; $\gamma$ 为岩体容重; $H$ 为工作面埋深。

工作面倾向应力 $\sigma_{xx}^0$ 、工作面走向应力 $\sigma_{yy}^0$ 与垂直应力 $\sigma_{zz}^0$ 之间的关系可由地应力测量结果确定,具体表达式为

$$\sigma_{xx}^0 = 1.664\sigma_{zz}^0 \quad (3)$$

$$\sigma_{yy}^0 = 1.144\sigma_{zz}^0 \quad (4)$$

## 3 模拟结果与分析

### 3.1 动静载叠加条件下近直立煤层巷道围岩应力演化特征

不同载荷条件下巷道围岩应力分布特征如图 6 所示。可看出静载条件下 $B_{1+2}$ 煤层和 $B_{3-6}$ 煤层周围及底部出现了大范围水平应力集中,且两煤层应力集中区通过岩柱区域实现了贯通。对比分析两煤层应力分布发现,岩柱两侧水平应力分布呈非对称特征, $B_{3-6}$ 煤层应力集中程度更高,局部应力集中峰值达 36.7 MPa,在煤岩体垂直应力分布中, $B_{3-6}$ 煤层顶板侧出现了远大于 $B_{1+2}$ 煤层围岩区域的垂直应力集中。同时,高应力集中区总是出现在 $B_{3-6}$ 煤层巷道右侧顶板与煤层交界区域,而巷道左右两帮位置应力显著低于顶底板位置,这主要是由于乌东煤

矿煤层群的近直立赋存条件,导致随着煤层开采深度增加,上覆坚硬岩层和层间巨厚岩柱开始对煤体产生挤压和撬动作用,造成煤体在静载条件下出现局部应力集中,且应力集中区域峰值较大,最终导致围岩应力场呈典型非对称分布特征。对比分析静载条件和动静载叠加条件下围岩应力分布发现,动静

载叠加条件下应力场整体分布特征保持应力集中区相互贯通和非对称分布特征不变,但应力集中区峰值应力在动静载叠加条件下显著高于静载条件,局部水平和垂直应力分别达 39.5 MPa 和 31.4 MPa,巷道围岩不稳定性在高局部应力和非对称应力场影响下进一步增强。

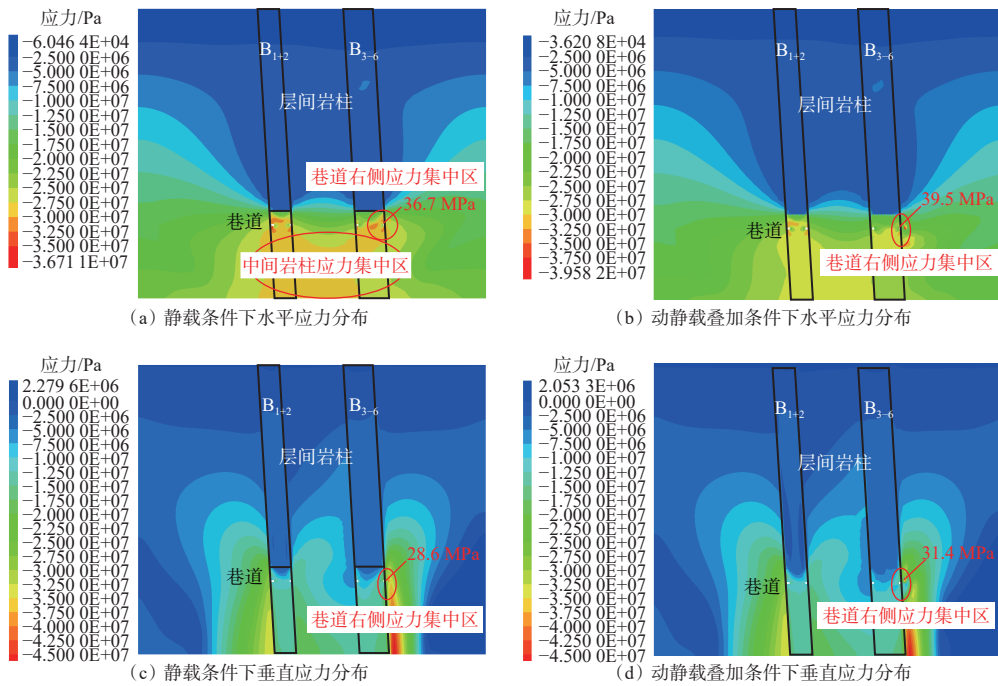


图6 不同荷载条件下巷道围岩应力分布

Fig. 6 Stress distribution of roadway surrounding rock under different load conditions

巷道应力非对称分布极易导致围岩在采动等影响因素下发生局部应力重分布,造成巷道失稳变形。考虑到乌东煤矿煤层开采受水平应力影响较大,提取不同荷载条件下巷道断面不同位置水平应力(图7),量化分析巷道围岩局部应力场空间分布特征,为后续卸压及支护提供依据。可看出测点5和测点7—测点9在动静载叠加条件下应力高于静载条件下应力,而其余位置在动静载叠加条件下应力有不同程度的降低,且顶板位置应力降低现象最显著;在测点1—测点5范围(即巷道上部),随着距坚硬顶板距离减小,应力整体增大,在煤层与坚硬顶板交界位置达到峰值。基于震源与坚硬顶板及煤层的空间位置关系,发现出现上述现象的原因主要是测点5—测点9区域围岩距离震源位置最近,所受冲击最强,同时,坚硬顶板在震动波作用下持续积聚能量,导致该区域出现应力集中且峰值应力高于静载条件下应力,这使得巷道开挖后煤层区域应力拱内压力变小,不稳定性增强,巷道围岩在采动影响下极易造成叠加载荷大于临界载荷,导致坚硬顶板发生破断,诱发冲击灾害。

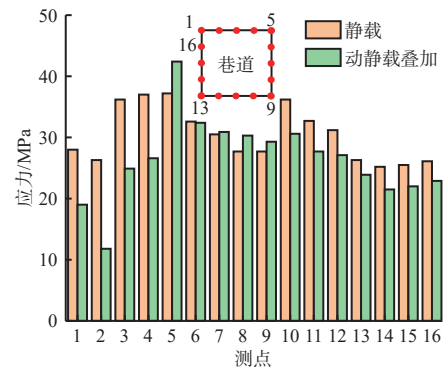


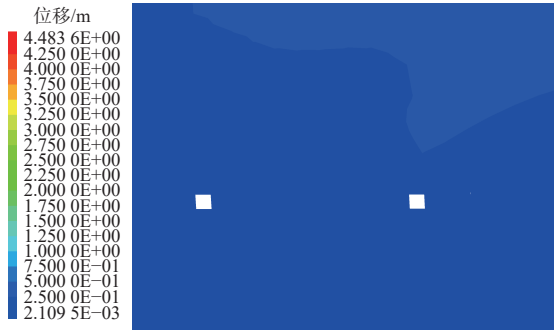
图7 不同荷载条件下巷道断面不同位置水平应力

Fig. 7 Horizontal stress at different positions of roadway cross-section under different load conditions

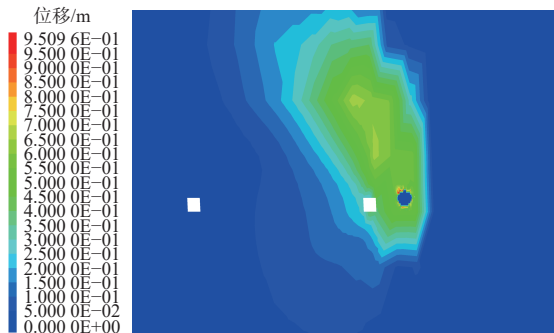
### 3.2 动静载叠加条件下近直立煤层巷道围岩位移演化特征

围岩位移变化可表征质点在力源驱动作用下的变形特征,因此,提取不同荷载条件下煤层围岩位移分布结果,如图8所示。可看出静载条件下,不同位置围岩位移无明显差异,均为0.25 m左右;动静载叠加条件下,围岩快速变形,整体位移为0.4 m左右,巷道右侧和上部位移显著高于其他区域,左侧位移较

小,整体呈非对称分布特征,与围岩应力分布规律一致;巷道右帮肩部方向围岩位移较大,且越靠近震源位置,位移增大越明显,这主要是由于越靠近震源,围岩受到震动波作用越强,越易发生变形。



(a) 静载条件下煤层围岩位移

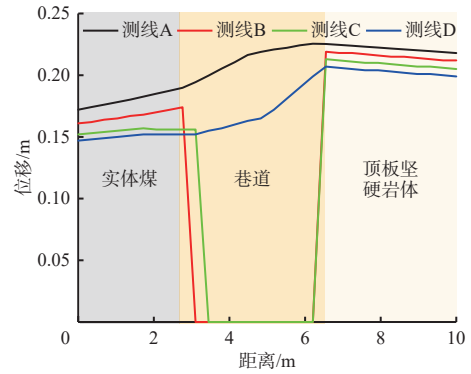


(b) 动静载叠加条件下煤层围岩位移

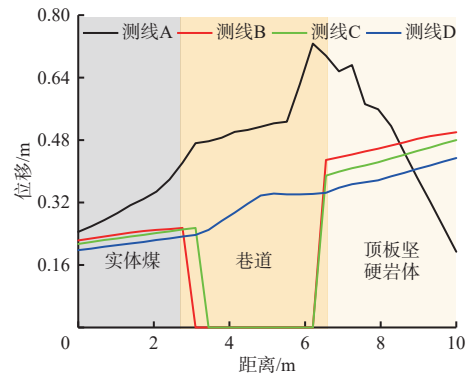
图 8 不同荷载条件下煤层围岩位移

Fig. 8 Surrounding rock displacement of coal seams under different load conditions

为量化揭示震动波作用下巷道围岩不同区域质点动态响应特征,在巷道围岩局部区域沿工作面走向布置 4 条间隔为 2 m 的测线(测线 A—测线 D 自巷道上方 1 m 处依次向下均匀排布),提取该区域不同荷载条件下巷道围岩位移变化,如图 9 所示。可看出静载条件下,巷道围岩位移随着距底部距离的增加而逐渐增大,巷道右帮肩部为区域位移最大值所在位置。对比实体煤侧和顶板坚硬岩体侧可发现,实体煤侧位移低于岩体侧,且越靠近岩体侧,位移越大,直至在巷道上部煤体与岩体交界区域位移达到最大值,这与应力分布特征一致。动静载叠加条件下巷道围岩位移最大值相较于静载条件下增大,由 0.23 m 增长至 0.73 m,增长了 2 倍多,其中巷道上部位移增长幅度最大,底部增长幅度最小。对比不同荷载条件下空间不同区域位置位移发现,围岩位移最大值出现在巷道右帮肩部煤体与岩体交界处,与区域应力集中区峰值应力所在位置相似,说明动载会导致围岩局部集中应力进一步升高,出现更显著变形。



(a) 静载条件下巷道围岩位移



(b) 动静载叠加条件下巷道围岩位移

图 9 不同荷载条件下巷道围岩位移

Fig. 9 Roadway surrounding rock displacement under different load conditions

### 3.3 动静载叠加条件下巷道围岩塑性区损伤破坏特征

围岩塑性区分布特征可直观展示出煤岩体在载荷作用下的损伤特征。不同荷载条件下巷道围岩塑性区分布如图 10 所示。可看出在静载条件下,煤岩体塑性破坏主要发生在采空区及下部部分煤体内,巷道断面仅上下区域出现部分塑性损伤,煤层上覆坚硬顶板完整性良好。动静载叠加条件下,巷道围岩各区域均出现不同程度损伤,尤其是坚硬顶板区域岩体在震动波到达后,其所受叠加应力超过了其极限应力,煤岩体发生塑性变形,并持续向深部扩展,尤其是近震源位置煤岩体所受损伤远超其他区域,这主要与震动波在煤岩体介质中的传播有关。整体而言,震动波作用下巷道围岩损伤与应力及位移分布相似,呈非对称分布特征,巷道上部与坚硬顶板交界位置塑性区范围最广,坚硬顶板侧受动态扰动影响较实体煤侧大。同时,塑性区分布特征与围岩应力、位移空间演化结果具有较好的一致性,证明了前述分析的合理性。

## 4 巷道围岩支护优化方案

乌东煤矿现有巷道支护条件(图 11)下,在大能量微震事件扰动影响下的围岩变形特征如图 12 所

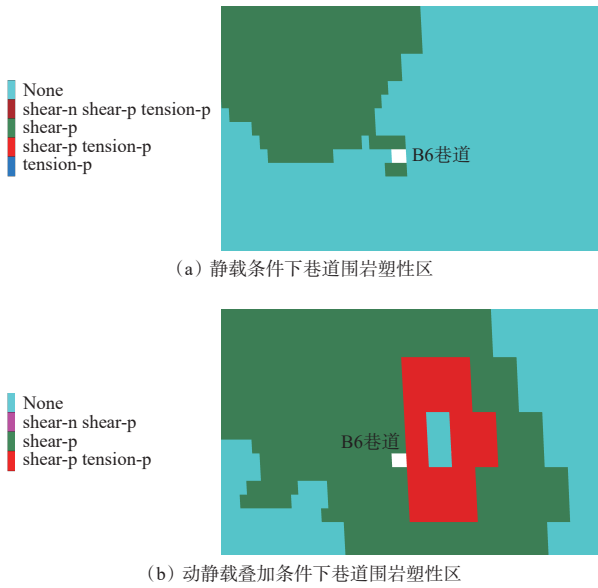


图 10 不同荷载条件下巷道围岩塑性区分布

Fig. 10 Plastic zone distribution of roadway surrounding rock under different load conditions

示。在动静载叠加作用下，巷道围岩失稳变形严重，右帮肩部及顶板出现大范围沉降，右帮肩部下沉 1.3 m，两侧出现不同程度帮鼓，鼓出范围为 0.3~1.0 m，且锚网在现场高应力作用下发生了大变形。

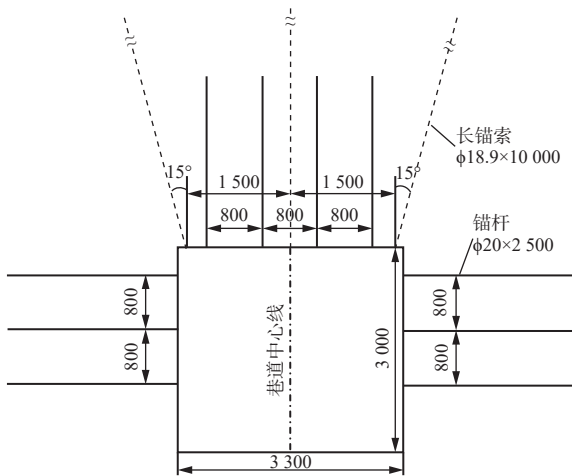


图 11 原始巷道支护方案

Fig. 11 Original roadway support scheme

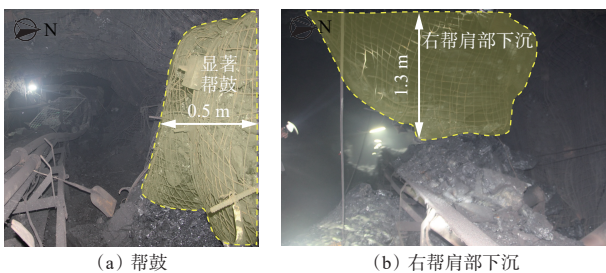


图 12 巷道现场变形特征

Fig. 12 On-site roadway deformation characteristics

基于前述不同荷载条件下巷道围岩应力、位移和塑性区分析发现，在巷道开挖后的静载条件下，煤

岩体在坚硬顶板及巨厚岩柱的挤压和撬动影响下已经出现区域应力贯通与局部应力集中现象，导致巷道围岩应力、位移和塑性区呈现典型的非对称空间分布特征，在动静载叠加条件下该非对称分布特征得到进一步强化，尤其是近震源区域围岩动态响应剧烈，位移变化幅度甚至达 2 倍。上述围岩动力学响应特征说明现有锚杆索支护体系已无法满足动载影响下矿井实际需求，因此，在考虑动静载叠加条件下巷道围岩非对称损伤特征的基础上，针对性提出乌东煤矿近直立煤层群开采的巷道支护优化方案，如图 13 所示。

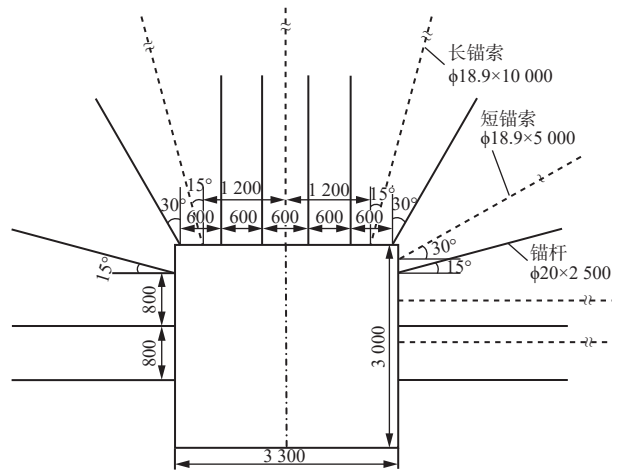


图 13 巷道支护优化方案

Fig. 13 Optimized roadway support scheme

为应对动静载对巷道煤岩体的破坏，对锚杆和锚索间排距进行加密处理，锚杆间排距变更为 600 mm×600 mm，锚索间排距变更为 1 200 mm×1 200 mm。为应对巷道顶板失稳变形，增加巷道上部锚杆数量，由原来的 4 根变为 6 根，且第 1 根和第 6 根锚杆与巷道垂直方向夹角变更为 30°；左侧锚杆数量及间排距不变，但两侧第 1 根锚杆与巷道水平方向夹角变更为 15°。为应对巷道右帮肩部坚硬顶板的挤压和撬动作用，同时为减少支护成本，将现有 10 000 mm 长锚索分为 2 段 5 000 mm 短锚索，在巷道右侧增加 3 根间排距为 600 mm×800 mm 的短锚索，且第 1 根短锚索与巷道水平方向夹角为 30°。在锚杆索支护系统受到动载冲击时，高预紧力可增加锚固体刚度，以提高锚固体的抗动载冲击能力，因此将巷道上部及左右两侧锚杆预紧力由原有的 60 kN 增加至 150 kN。

巷道支护优化方案实施前后围岩位移变化如图 14 所示。可看出实施支护优化方案后，巷道顶部位移降低了 8.30%，左右两帮位移分别降低了 27.01% 和 23.07%，提高了巷道围岩的稳定性。

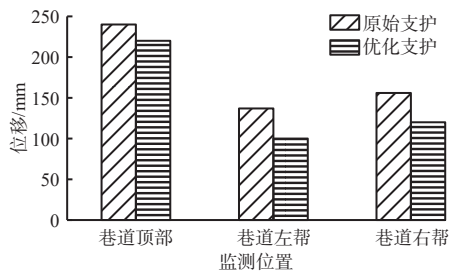


图 14 支护优化方案实施前后巷道围岩位移变化

Fig. 14 Roadway surrounding rock displacement variation before and after implementation of optimized support scheme

### 5 结论

1) 动静载叠加条件下近直立煤层巷道围岩应力、位移和塑性区具有典型非对称分布特征, 实体煤侧位移和应力较坚硬顶板侧小, 巷道上部区域越靠近坚硬顶板位置处应力和位移越大, 并在煤体与坚硬底板交界位置达到最大值, 同时, 围岩塑性区在巷道右帮肩部方向上的扩展范围最大。

2) 乌东煤矿坚硬顶板和层间岩柱破裂产生的动载会加剧巷道围岩应力、位移和塑性区非对称分布特征, 造成巷道围岩应力集中区峰值应力显著增加, 近震源区域坚硬顶板由弹性阶段转为塑性破坏阶段, 引发煤岩体破坏快速扩展至深部, 且动载作用后巷道位移最大值比静载位移最大值提高了 2 倍。

3) 在考虑动静载叠加条件下巷道围岩非对称损伤特征的基础上, 提出了乌东煤矿近直立煤层群开采的巷道支护优化方案, 大幅提高了巷道围岩在动静载叠加条件下的稳定性。

#### 参考文献(References):

[1] 武强, 涂坤, 曾一凡, 等. 打造我国主体能源(煤炭)升级版面临的主要问题与对策探讨[J]. 煤炭学报, 2019, 44(6): 1625-1636.  
WU Qiang, TU Kun, ZENG Yifan, et al. Discussion on the main problems and countermeasures for building an upgrade version of main energy(coal) industry in China[J]. Journal of China Coal Society, 2019, 44(6): 1625-1636.

[2] ZHANG Ming, JIANG Fuxing. Rock burst criteria and control based on an abutment-stress-transfer model in deep coal roadways[J]. Energy Science & Engineering, 2020, 8(8): 2966-2975.

[3] 何满潮, 谢和平, 彭苏萍, 等. 深部开采岩体力学及工程灾害控制研究[J]. 煤矿支护, 2007(3): 1-14.  
HE Manchao, XIE Heping, PENG Suping, et al. Research on rock mechanics and control of engineering disasters in deep mining[J]. Coal Mine Support, 2007(3): 1-14.

[4] 钱七虎. 岩爆、冲击地压的定义、机制、分类及其定量

预测模型[J]. 岩土力学, 2014, 35(1): 1-6.

QIAN Qihu. Definition, mechanism, classification and quantitative forecast model for rockburst and pressure bump[J]. Rock and Soil Mechanics, 2014, 35(1): 1-6.

[5] 于正兴, 姜福兴, 李峰, 等. 深井复杂条件下冲击地压主动防治技术[J]. 煤炭科学技术, 2015, 43(3): 26-29, 35.  
YU Zhengxing, JIANG Fuxing, LI Feng, et al. Initiative prevention and control technology of mine pressure bump under complicated condition of deep mine[J]. Coal Science and Technology, 2015, 43(3): 26-29, 35.

[6] 王宏伟, 王晴, 石瑞明, 等. 煤矿冲击地压与断层构造失稳的多物理场互馈机制研究进展[J]. 煤炭学报, 2022, 47(2): 762-790.  
WANG Hongwei, WANG Qing, SHI Ruiming, et al. A review on the interaction mechanism between coal bursts and fault structure instability from the perspective of multi-physical field[J]. Journal of China Coal Society, 2022, 47(2): 762-790.

[7] 曹安业, 刘耀琪, 蒋思齐, 等. 临地堑开采冲击地压发生机制及主控因素研究[J]. 采矿与安全工程学报, 2022, 39(1): 36-44, 53.  
CAO Anye, LIU Yaoqi, JIANG Siqi, et al. Occurrence mechanism and main control factors of coal burst near graben mining[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2022, 39(1): 36-44, 53.

[8] XU Lianman, WEI Hao, KANG Xinyue, et al. Study of effect and mechanism of flame retardation-bursting liability reduction based on chelating water injection wetting agent in coal seam[J]. Energy Reports, 2022, 8: 4899-4912.

[9] 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.

[10] TAO Ming, ZHAO Huatao, LI Xibing, et al. Failure characteristics and stress distribution of pre-stressed rock specimen with circular cavity subjected to dynamic loading[J]. Tunnelling and Underground Space Technology, 2018, 81: 1-15.

[11] KONG Peng, JIANG Lishuai, JIANG Jinquan, et al. Numerical analysis of roadway rock-burst hazard under superposed dynamic and static loads[J]. Energies, 2019, 12(19). DOI: 10.3390/en12193761.

[12] HUANG Runqiu, WANG Xianneng. Analysis of dynamic disturbance on rock burst[J]. Bulletin of Engineering Geology and the Environment, 1999, 57(3): 281-284.

[13] 何江. 煤矿采动动载对煤岩体的作用及诱冲机理研究[D]. 徐州: 中国矿业大学, 2013.  
HE Jiang. Research of mining dynamic loading effect

- and its induced rock burst in coal mine[D]. Xuzhou: China University of Mining and Technology, 2013.
- [14] 王恩元, 冯俊军, 孔祥国, 等. 坚硬顶板断裂震源模型及应力波远场震动效应[J]. 采矿与安全工程学报, 2018, 35(4): 787-794.
- WANG Enyuan, FENG Junjun, KONG Xiangguo, et al. A hard roof fracture source model and its far-field seismic impact by stress wave[J]. *Journal of Mining & Safety Engineering*, 2018, 35(4): 787-794.
- [15] CHEN Guoxiang, DOU Linming, XU Xing. Research on prevention of rock burst with relieving shot in roof[J]. *Procedia Engineering*, 2012, 45: 904-909.
- [16] 彭维红, 卢爱红. 应力波作用下巷道围岩层裂失稳的数值模拟[J]. 采矿与安全工程学报, 2008, 25(2): 213-216.
- PENG Weihong, LU Aihong. Numerical simulation of layered crack and failure of roadway surrounding rock under the action of stress wave[J]. *Journal of Mining & Safety Engineering*, 2008, 25(2): 213-216.
- [17] 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.
- [18] 高明仕. 冲击矿压巷道围岩的强弱结构控制机理研究[D]. 徐州: 中国矿业大学, 2006.
- GAO Mingshi. Study on the control mechanism of strong and weak structure of surrounding rock in rock burst roadway[D]. Xuzhou: China University of Mining and Technology, 2006.
- [19] 解盘石, 吴少港, 罗生虎, 等. 大倾角大采高开采支架动载失稳机理及控制[J]. 煤炭科学技术, 2023, 51(2): 58-71.
- XIE Panshi, WU Shaogang, LUO Shenghu, et al. Dynamic instability mechanism of support and its control in longwall mining of steeply dipping coal seam[J]. *Coal Science and Technology*, 2023, 51(2): 58-71.
- [20] 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.
- [21] 钟涛平, 李振雷, 杨伟, 等. 厚硬顶板刀把形采空区下综放工作面冲击地压机理研究[J]. 煤炭科学技术, 2024, 52(6): 29-39.
- ZHONG Taoping, LI Zhenlei, YANG Wei, et al. Mechanism of rock burst induced within the fully mechanized top coal caving face with overlying knife-shape-like gob and hard thick roof[J]. *Coal Science and Technology*, 2024, 52(6): 29-39.
- [22] ZANG Chuanwei, CHEN Yang, CHEN Miao, et al. Research on deformation characteristics and control technology of soft rock roadway under dynamic disturbance[J]. *Shock and Vibration*, 2021, 2021(1). DOI: 10.1155/2021/6625233.
- [23] XIAO Zhimin, LIU Jun, GU Shitan, et al. A control method of rock burst for dynamic roadway floor in deep mining mine[J]. *Shock and Vibration*, 2019, 2019(1). DOI: 10.1155/2019/7938491.
- [24] GU Hongfei, LI Qingfeng, PENG Yuejin, et al. Analyzing dynamic disturbance fragmentation mechanism of surrounding rock in roadway roof[J]. *Journal of Vibroengineering*, 2019, 21(4): 1069-1078.
- [25] MA Zhenqian, JIANG Yaodong, LIU Yong, et al. Investigation on support pattern of a coal mine roadway under dynamic pressure of mining - a case study[J]. *International Journal of Oil, Gas and Coal Technology*, 2018, 18(3/4): 402-422.
- [26] WANG Qizhou, YE Haiwang, LI Ning, et al. A study of support characteristics of collaborative reinforce system of U-steel support and anchored cable for roadway under high dynamic stress[J]. *Geofluids*, 2021. DOI: 10.1155/2021/9881280.
- [27] QIN Dongdong, WANG Xufeng, ZHANG Dongsheng, et al. Study on surrounding rock-bearing structure and associated control mechanism of deep soft rock roadway under dynamic pressure[J]. *Sustainability*, 2019, 11(7). DOI: 10.3390/su11071892.
- [28] 钟涛平, 李振雷, 陈建强, 等. 近直立特厚煤层应力调控防冲方法及机制[J]. 中国矿业大学学报, 2024, 53(2): 291-306.
- ZHONG Taoping, LI Zhenlei, CHEN Jianqiang, et al. Method and mechanism of rock burst prevention in the steeply inclined extremely thick coal seam through stress regulation[J]. *Journal of China University of Mining & Technology*, 2024, 53(2): 291-306.
- [29] 何生全. 近直立煤层群综放开采冲击地压机理及预警技术研究[D]. 北京: 北京科技大学, 2021.
- HE Shengquan. Study on mechanism of rockburst and early warning technology in steeply inclined coal seams under fully mechanized top-coal caving mining[D]. Beijing: University of Science and Technology Beijing, 2021.
- [30] HE Shengquan, CHEN Tuo, VENNES I, et al. Dynamic modelling of seismic wave propagation due to a remote seismic source: a case study[J]. *Rock Mechanics and Rock Engineering*, 2020, 53(11): 5177-5201.
- [31] HE Shengquan, SONG Dazhao, HE Xueqiu, et al. Coupled mechanism of compression and prying-induced rock burst in steeply inclined coal seams and principles for its prevention[J]. *Tunnelling and Underground Space Technology*, 2020, 98. DOI: 10.1016/j.tust.2020.103327.