

动载扰动诱发负煤柱巷道冲击地压机制及危险性判识研究

闫才¹, 朱斯陶^{1,2}, 张修峰², 张翔¹, 马玉镇¹, 陈林林³, 夏开文⁴, 杨涛⁵, 王伟康¹

(1. 北京大学资源与安全工程学院, 北京 100083; 2. 山东能源集团有限公司, 山东 济南 250014; 3. 河南大有能源股份有限公司耿村煤矿, 河南 三门峡 472401; 4. 中国地质大学(北京)工程技术学院, 北京 100083; 5. 华北科技学院 矿山安全学院, 河北 三河 065201)

摘要: 负煤柱巷道布置方式已然在全国冲击地压矿井中得到广泛应用, 在现场工程实践中已被证实能有效降低沿空巷道的冲击危险性, 然而, 峻德煤矿 17 层煤沿空综放工作面开采期间负煤柱巷道首次发生了冲击地压事故。针对上述问题, 以峻德煤矿三水平“11·14”冲击事件为工程背景, 通过现场实测、颗粒流数值模拟和理论分析等手段, 研究动载扰动下负煤柱巷道冲击破坏特征, 揭示动载扰动诱发负煤柱巷道冲击地压机制, 提出动载扰动下负煤柱巷道冲击危险性判识方法。研究结论如下: 分析负煤柱巷道围岩运动演化特征, 以煤岩体抛射速度和巷道径向最大位移为冲击危险性判定指标提出负煤柱巷道动载扰动冲击破坏准则; 基于能量衰减理论和岩石动力学理论, 设计动载扰动下负煤柱巷道冲击破坏计算模型, 推导动载扰动下负煤柱巷道的位移破坏工程判据和煤体动力破坏抛出工程判据, 提出动载扰动下负煤柱巷道冲击危险性判识方法; 从位移角度分析, 巷道径向位移量与原岩应力、反映岩石强度性质的内摩擦角和黏聚力、支护阻力和震动波动载相关; 从能量角度分析, 巷道煤体的抛射速度与矿震能量、矿震至负煤柱巷道的距离、能量衰减系数、塑性区范围和巷道支护组合体吸能效果等有关; 从震源的产生、震动波传播路径、震动波致灾机制 3 个方面入手, 提出卸压保护带临界宽度的量化方法、负煤柱巷道超前支护和顶板预裂爆破 3 种针对性防治措施, 实现了降低动载扰动下负煤柱巷道冲击危险性的目的。

关键词: 采矿工程; 冲击地压; 负煤柱巷道; 动载; 矿震; 能量衰减理论; 岩石动力学理论

中图分类号: TD 32

文献标识码: A

文章编号: 1000-6915(2025)12-3417-13

Mechanism and risk identification of rockburst in negative coal pillar roadway induced by dynamic load disturbance

YAN Cai¹, ZHU Sitao^{1,2}, ZHANG Xiufeng², ZHANG Xiang¹, MA Yuzhen¹, CHEN Linlin³, XIA Kaiwen⁴, YANG Tao⁵, WANG Weikang¹

(1. School of Resources and Security Engineering, University of Science and Technology Beijing, Beijing 100083, China; 2. Shandong Energy Group Co., Ltd., Jinan, Shandong 250014, China; 3. Gengcun Coal Mine, Henan Dayou Energy Co., Ltd., Sanmenxia, Henan 472401, China; 4. School of Engineering and Technology, China University of Geosciences, Beijing 100083, China; 5. School of Mine Safety, North China Institute of Science and Technology, Sanhe, Hebei 065201, China)

Abstract: The negative coal pillar roadway arrangement has been widely adopted in rockburst-prone mines across the country, demonstrating effectiveness in mitigating the rockburst risk associated with roadways along the gob. However, an unexpected rockburst incident occurred in the negative coal pillar roadway during the mining of the

收稿日期: 2024-11-25; **修回日期:** 2025-07-23

作者简介: 闫才(1999-), 男, 2022年毕业于武汉科技大学采矿工程专业, 现为博士研究生, 主要从事煤矿冲击地压机制及防治方面的研究工作。E-mail: m202210097@xs.ustb.edu.cn; 通讯作者: 朱斯陶(1990-), 男, 博士, 现任副教授、博士生导师。E-mail: zhusitao@ustb.edu.cn

DOI: 10.3724/1000-6915.jrme.2024.0907

17-seam coal gob-side fully mechanized caving face at Junde Coal Mine. In response to this incident, we conducted a comprehensive investigation of the rockburst damage characteristics of the negative coal pillar roadway in the context of dynamic load disturbances. Our approach utilized a multifaceted methodology, incorporating field measurements, numerical simulations of particle flow, and theoretical analysis. This enabled us to clarify the underlying mechanisms of rockbursts in negative coal pillar roadways induced by dynamic load disturbances and to propose a methodology for identifying rockburst hazards in such roadways. The findings of this study can be summarized as follows: We analyzed the movement and evolution characteristics of surrounding rock in the negative coal pillar roadway and proposed a risk criterion for rockbursts under dynamic load disturbances based on the ejection velocity of coal and rock bodies and the maximum radial displacement of the roadway. A rockburst damage calculation model for the negative coal pillar roadway under dynamic load disturbances was developed based on energy attenuation theory and rock dynamics. We derived the displacement damage engineering criterion and the dynamic damage criterion for the coal body in the negative coal pillar roadway under dynamic load disturbances, and proposed a method for identifying rockburst risk in this context. From a displacement perspective, the radial displacement of the roadway depends on the stress of the original rock, the angle of internal friction, and cohesion, which reflect the inherent strength of the rock, support resistance, and dynamic load. From an energy perspective, the ejection velocity of the coal body in the roadway is influenced by the energy of the mining shock, the distance from the mining shock to the negative coal pillar roadway, the energy attenuation coefficient, the range of the plastic zone, and the energy-absorbing effect of the roadway support assemblies. We proposed three targeted prevention and control measures, focusing on the generation of the vibration source, the propagation path of the vibration wave, and the mechanism of vibration wave disaster. These measures are designed to reduce the risk of rockbursts in negative coal pillar roadways subjected to dynamic load disturbances. The first measure involves quantifying the critical width of the pressure relief protection zone. The second measure addresses the over-support of the negative coal pillar roadway. The third measure entails pre-cracking and blasting of the roof plate.

Key words: mining engineering; rockburst; negative coal pillar; dynamic load; mining-induced tremor; the theory of energy attenuation; the theory of rock dynamics

1 引言

随着浅部资源逐渐枯竭和煤矿深部开采技术的逐渐完善,深部开采现已成为国内煤矿行业的大趋势。在“三高强扰动”的赋存条件下,深部矿井冲击地压发生的频次和能量也日趋增多,出现了矿震诱发巷道失稳等一系列动力灾害问题,对深部资源的安全高效化开采造成了巨大影响^[1-3]。为了解决深部巷道围岩应力集中程度过高等问题,王志强等^[4]提出“负煤柱”的概念,该概念指出,长壁工作面两回采巷道分别沿顶板和底板布置,工作面下端呈弧形,两巷道内错或重叠布置就会产生负煤柱,负煤柱巷道位于采空区边缘下方,能规避高应力,从而降低巷道冲击地压发生的风险^[5]。“负煤柱”布巷方式在华丰煤矿 1411 工作面、镇城底矿 18111 - 1

工作面等实践中已被证实能有效防治沿空巷道冲击地压灾害。

针对沿空巷道冲击地压机制及控制,众多学者开展了一系列研究,取得了一系列成果。姜福兴等^[6]推导了沿空巷道冲击危险性的工程量化判据,并以此为基础在实际工程中验证“负煤柱”沿空巷道对于防治冲击地压和围岩大变形的有效性;王志强等^[7]提出冲击地压煤层“负煤柱”开采理念,并认为其承载的应力主要源于采空区内堆积矸石,能有效避免超前及固定支承压力的影响;张德飞等^[8]对山东能源集团华丰煤矿 4 层煤上平巷“负煤柱”布置进行了冲击地压防治效果分析,结果表明,综放工作面上平巷“负煤柱”的布置在加快推采速度的同时,还有效降低了微震事件发生的频次,且配合实施实体煤侧大直径卸压钻孔能有效达到冲击地压防治的效果;翟明华等^[9]认为冲击地压存在“关键工作面

效应”、“震动诱冲效应”和“冲击震动效应”3 个共同特点，以此提出了关键工作面的辨识方法，并通过采用负煤柱设计等方法实现了防冲安全的目的；王 鹏^[10]认为当负煤柱巷道布置于梯形煤体中时，有效转移了支承压力的峰值，对于沿空巷道底鼓防治效果明显。针对巷道诱发型动力灾害的机制及控制，众多学者开展了一系列研究，取得了一系列成果。窦林名等^[11]认为顶煤厚度与矿震诱发巷道冒顶程度正相关，提出了锚杆索+钢带的顶煤稳定控制技术；王桂峰等^[12]认为矿震能量、至巷道距离、围岩应力分布情况和支护措施等均为影响巷道发生冲击地压的主控因素，据此提出了巷道抗冲能力评价模型；周坤友等^[13]分析了动载与静载对巷道围岩的损伤区别，提出了矿震诱发高应力巷道顶煤失稳机制。

峻德煤矿 17 层煤沿空综放工作面开采期间负煤柱巷道首次发生了冲击地压事故，表明“负煤柱”布巷方式仍然存在抗冲局限性。然而，目前对于目标矿井特有的动载诱发负煤柱巷道冲击地压的相关研究尚属空白，现有理论难以对此类型冲击地压进行精准防治。针对上述问题，本文以峻德煤矿三水平“11·14”冲击事件为工程背景，通过现场实测、颗粒流数值模拟和理论分析等手段，研究了动载扰动下负煤柱巷道冲击破坏特征，揭示了动载扰动诱发负煤柱巷道冲击地压机制，提出了动载扰动下负煤柱巷道冲击危险性判识方法，以期进一步完善“负煤柱”巷道相关理论研究，为同类型冲击地压防治提供理论及实践经验。

2 工程案例

峻德煤矿三水平北 17 层三四区回风巷采取“负煤柱”布置方法，巷道内错布置在三水平 17 层三四区一段顶分层机道内侧，起底掘进，下帮煤层底板与巷道底板高度一致。负煤柱巷道宽度为 4.5 m，高度为 3 m，平均埋深约 590 m，巷道通过 U 型棚+液压支架支护。巷道西侧靠近三水平北 21 层三四区三段采空区，东侧毗邻 17 层三四区二段回采工作面(见图 1)。煤层厚度 8.71~13.94 m，平均 11.3 m，煤层平均埋深约 638 m，倾角 28°~36°，平均倾向角 31.9°，工作面走向长度为 1 106 m，倾向长 176 m，经冲击倾向性鉴定，煤层及其顶底板均具有强冲击倾向性，实测该区域最大主应力为 34.6 MPa。根据案例巷道工作面中部 67~26 钻孔揭露情况获得煤层顶底板情况(见表 1)。

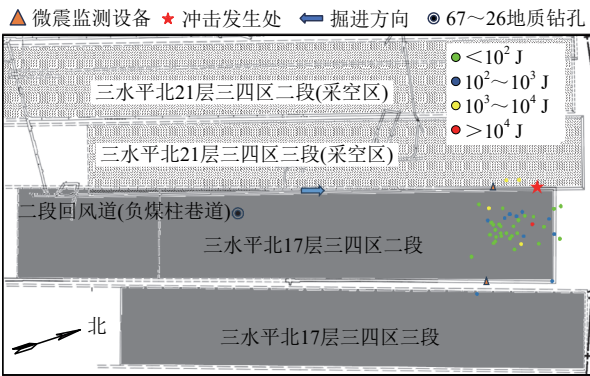


图 1 负煤柱巷道空间位置
Fig.1 Location of negative coal pillar roadway

表 1 67~26 钻孔柱状图参数
Table 1 Parameters of the 67 - 26 Borehole column

编号	岩性	埋深/m	厚度/m
R ₁₀	粗粒砂岩	518.25	27.55
R ₉	粉砂岩	520.95	2.70
R ₈	粗粒砂岩	550.05	29.10
R ₇	细粒砂岩	557.40	7.35
R ₆	粉砂岩	570.50	13.10
R ₅	粗粒砂岩	575.80	5.30
R ₄	粉砂岩	579.50	3.70
R ₃	细粒砂岩	584.00	4.50
R ₂	粗粒砂岩	586.00	2.00
R ₁	粉砂岩	605.15	19.15
Coal	17 号煤	617.55	12.40
F ₁	粉砂岩	623.70	6.15

2018 年 11 月 14 日 3 时 22 分，案例巷道上端头推进至 3 m、下端头推进至 7 m 时，冲击地压发生，导致巷道围岩变形偏帮、U 型棚错位、安全阀失效、液压支架失稳等(见图 2)。通过微震监测信号初步判断案例巷道上覆岩层断裂产生矿震为本次冲击的主要诱因，微震监测能量约为 1.17×10⁴ J，震源位于工作面前 20 m，距案例巷道 47.12 m，距煤层顶板 40.42 m。

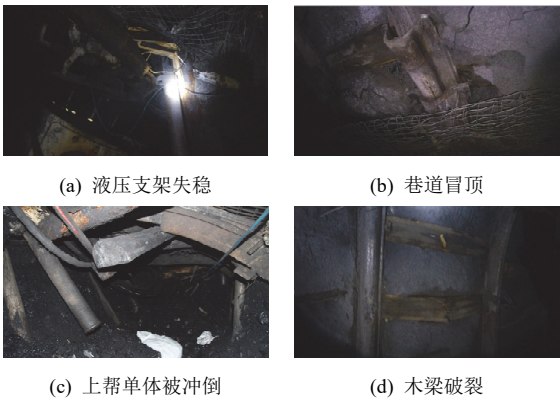


图 2 负煤柱巷道破坏现场
Fig.2 Destruction site of negative coal pillar roadway

张翔等^[1]指出煤矿冲击地压本质上是应力问题,而应力可以简单地划分为静载和动载。考虑到工作面在 9, 11 层遗留煤柱、巨厚坚硬顶板及大断层的耦合影响下应力集中程度较高,案例巷道内错布置在三水平 17 层三四区一段顶分层机道内侧,此种布置方式能有效避免原岩应力导致的支承压力的峰值^[8],由此判断静载不是诱发“11·14”冲击事件的主要诱因。案例巷道生产帮侧围岩受掘进作业和上区段回采影响,其破碎程度较高,且支护措施单一,受矿震影响较大(见图 3),故有必要针对矿震影响下负煤柱巷道围岩的速度、位移和应力演化特征进行研究,揭示矿震诱发负煤柱巷道冲击的机制,设计防冲技术,为负煤柱巷道的安全掘进提供安全保障。

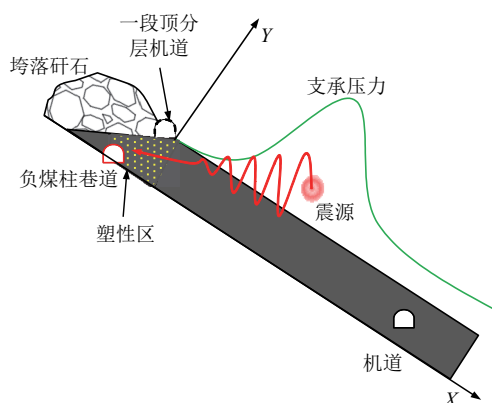


图 3 负煤柱生产帮侧塑性区受力环境

Fig.3 The force environment in the plastic zone on the production gang side of the negative coal pillar

3 冲击破坏演化过程研究

3.1 数值模型的建立

根据 67~26 钻孔揭露的情况和地质、开采条件,采用 PFC^{2D} 数值模拟软件建立如图 4 所示的模型来模拟负煤柱巷道受震动波扰动的情况,数值模型长×宽为 500 m×446 m(于模型左下角处建立坐标系,竖直方向为 y 轴,水平方向为 x 轴)。为减少模型运算时间的同时又能准确表征负煤柱巷道在矿震影响下的动态变化,将 17 煤及其直接顶和直接底的颗粒最小粒径设为 0.5,其余岩层颗粒半径设为 1,粒径比为 1.5,颗粒密度为 2 000 kg/m³,孔隙率为 0.18,颗粒数为 16 233 个,模型共计 14 层。对模型两侧及底部的墙体约束位移,在顶部墙体施加的 8.6 MPa 的上覆荷载^[14]。在负煤柱巷道生产帮侧及破碎煤体上布设 2 个测量圆进行数据监测。

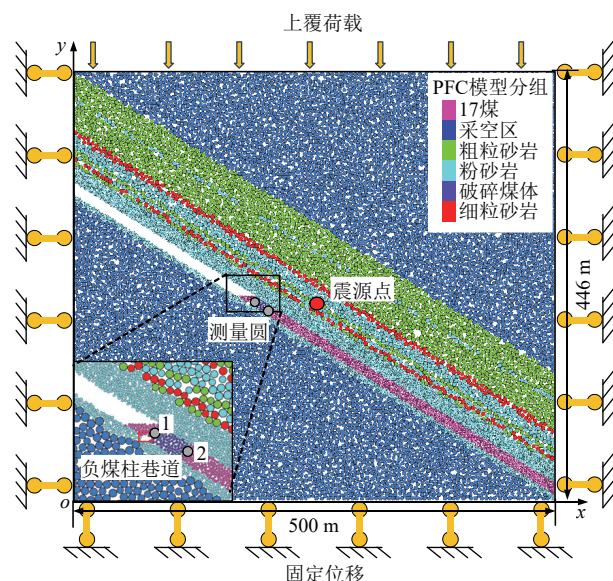


图 4 颗粒流数值模型

Fig.4 Particle flow code numerical model

本文主要研究负煤柱巷道的失稳问题,考虑到岩石的实际力学特性,黏结颗粒模型选用 Parallel Bonded Model,根据现场实测、试错法和赵国彦等^[15]的经验公式确定模型的宏观和细观力学参数,结果见表 2,其中考虑到负煤柱巷道生产帮侧 0~15 m 范围内煤体破碎程度较高,对该区域煤体进行弱化处理。

首先对采空区进行开挖,其次对负煤柱巷道进行开挖,而后在(240, 220)处施加正弦速度波模拟矿震,速度幅值为 500 m/s,频率为 10 Hz,动力计算时间为 0.1 s^[16],分别获得采空区开挖、负煤柱巷道开挖和施加矿震后负煤柱巷道周边围岩颗粒的速度、位移和应力演化特征。

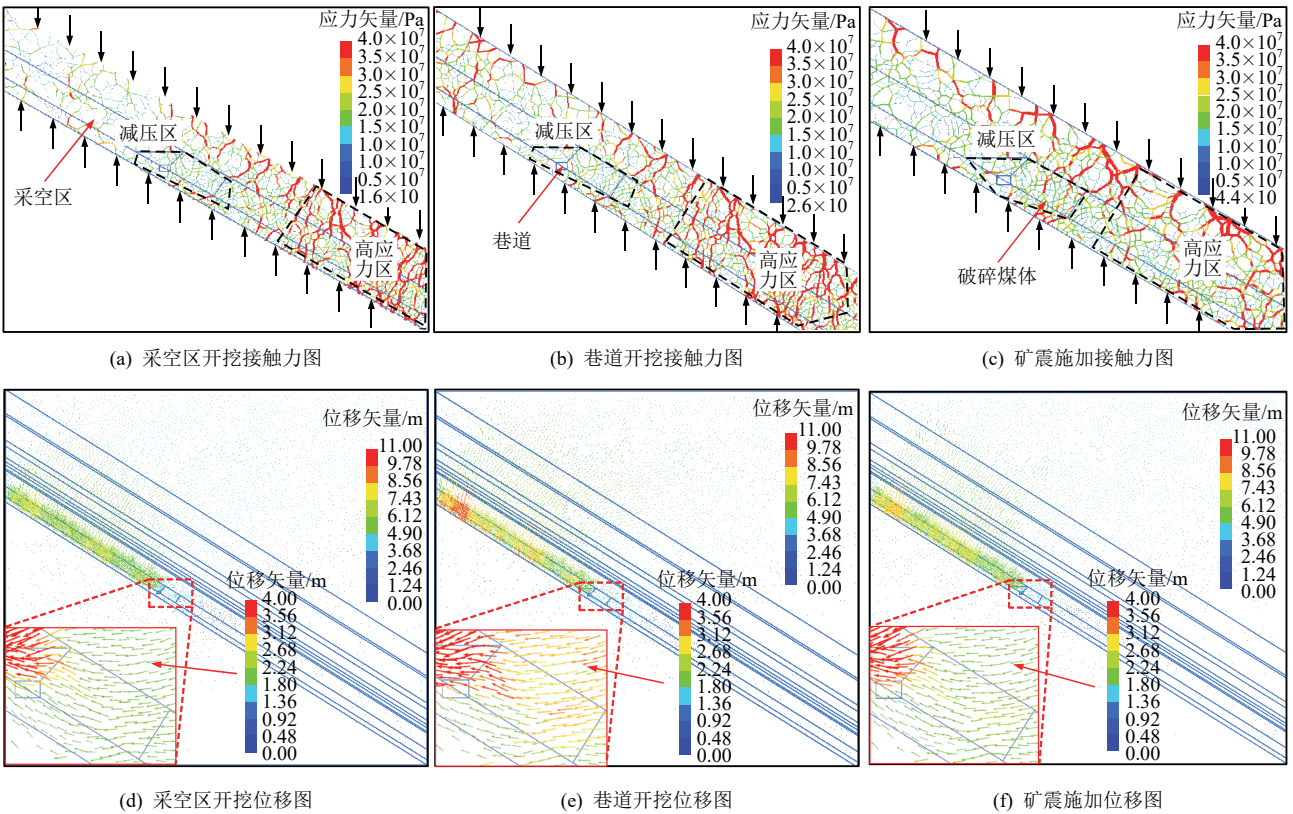
3.2 模拟结果与分析

PFC^{2D} 模型中,采空区与负煤柱巷道开挖并施加矿震后,负煤柱周边颗粒在上覆荷载和震动波动载的组合作用下发生相对位移,通过接触力云图、位移云图、测量圆垂直应力变化曲线、测量圆位移变化曲线、测量圆颗粒速度变化曲线、破碎煤体能量增量变化曲线和裂隙数量变化曲线来分析震动波扰动下负煤柱巷道冲击破坏演化过程。

如图 5(a)~(c)所示,三水平北 21 层三四区三段采空区与负煤柱巷道开挖并施加矿震后,17 煤出现明显的应力分区。负煤柱巷道处于减压区内,接触力的集中程度明显低于远离负煤柱巷道的高应力区,且采空区与负煤柱巷道开挖后破碎煤体接触力集中程度均较小,施加矿震后,巷道围岩受震动波影响,零星区域应力集中程度出现小幅上升,表明负煤柱布巷方式能有效改善巷道周边围岩应力集中程度。

表 2 模拟岩层力学参数
Table 2 Mechanical parameters of simulated rock stratum

编号	岩性	宏观力学参数					细观力学参数					
		泊松比	弹性模量/ GPa	抗拉强度/ MPa	黏聚力/ MPa	内摩擦角/ (°)	法向刚度/ GPa	法向/切向 刚度比	颗粒摩擦 因数	平行黏结 法向刚度/ GPa	平行黏结法 向/切向刚 度比	接触模量/ GPa
R ₁₁	缓冲区	0.19	7.88	1.80	4.70	35.00	8.00	1.50	0.50	1.20	1.00	6.50
R ₁₀	粗粒砂岩	0.25	10.06	8.34	15.60	35.50	12.60	1.10	0.60	1.10	1.10	12.60
R ₉	粉砂岩	1.60	7.07	1.50	7.60	34.30	9.50	1.50	0.75	1.50	1.00	33.00
R ₈	粗粒砂岩	0.25	10.06	8.34	15.60	35.50	12.60	1.10	0.60	1.10	1.10	12.60
R ₇	细粒砂岩	0.22	10.52	5.45	5.80	40.10	6.80	2.50	0.50	6.80	1.00	16.90
R ₆	粉砂岩	1.60	7.07	1.50	7.60	34.30	9.50	1.50	0.75	1.50	1.00	33.00
R ₅	粗粒砂岩	0.25	10.06	8.34	15.60	35.50	12.60	1.10	0.60	1.10	1.10	12.60
R ₄	粉砂岩	1.60	7.07	1.50	7.60	34.30	9.50	1.50	0.75	1.50	1.00	33.00
R ₃	细粒砂岩	0.22	10.52	5.45	5.80	40.10	6.80	2.50	0.50	6.80	1.00	16.90
R ₂	粗粒砂岩	0.25	10.06	8.34	15.60	35.50	12.60	1.10	0.60	1.10	1.10	12.60
R ₁	粉砂岩	1.60	7.07	1.50	7.60	34.30	9.50	1.50	0.75	1.50	1.00	33.00
Coal ₁	17 号煤	0.23	0.50	2.40	2.40	42.60	0.50	1.20	0.20	0.50	1.00	5.10
Coal ₂	破碎煤层	0.19	0.40	1.80	1.70	35.00	0.45	1.00	0.15	0.40	1.00	4.50
F ₁	粉砂岩	1.60	7.07	1.50	7.60	34.30	9.50	1.50	0.75	1.50	1.00	33.00
F ₂	缓冲区	0.19	7.88	1.80	4.70	35.00	8.00	1.50	0.50	1.20	1.00	6.50



注：图 6(d)、(e)、(f)中右上角图例代表整个模型的位移量，右下角图例代表放大区域的位移量。

图 5 巷道围岩应力和位移模拟云图

Fig.5 The stress and displacement simulation clouds of roadway surrounding rock

如图 5(d)~(f)所示, 采空区与负煤柱巷道开挖后, 模型的大位移变化区域主要集中在采空区顶板, 负煤柱巷道生产帮侧最大位移量分别为 -1.58 , -1.70 m。当在顶板位置施加矿震后, 大位移变化区域仍主要集中在破碎煤体上部顶板区域, 但负煤柱生产帮侧破碎煤体最大位移量增大至 -3.68 m, 增幅约为 116.4%, 表明此种工况条件下, 负煤柱巷道对于抵御矿震诱发冲击地压的能力较弱。

为了更加直观地展示震动波扰动下负煤柱巷道冲击破坏演化过程, 导出测量圆监测的垂直应力、位移和颗粒速度。如图 6 所示, 测量圆 1 位于破碎煤体与负煤柱巷道之间, 其垂直应力略低于位于破碎煤体与 17 煤之间的测量圆 2, 且远低于 17 煤高应力区应力, 表明“负煤柱巷道-破碎煤层-17 煤”的应力呈现增大的趋势。在颗粒速度监测方面, 测量圆 1 和测量圆 2 位于破碎煤体中, 由于破碎煤体力学性能较弱, 故颗粒速度受矿震影响较大, 其中

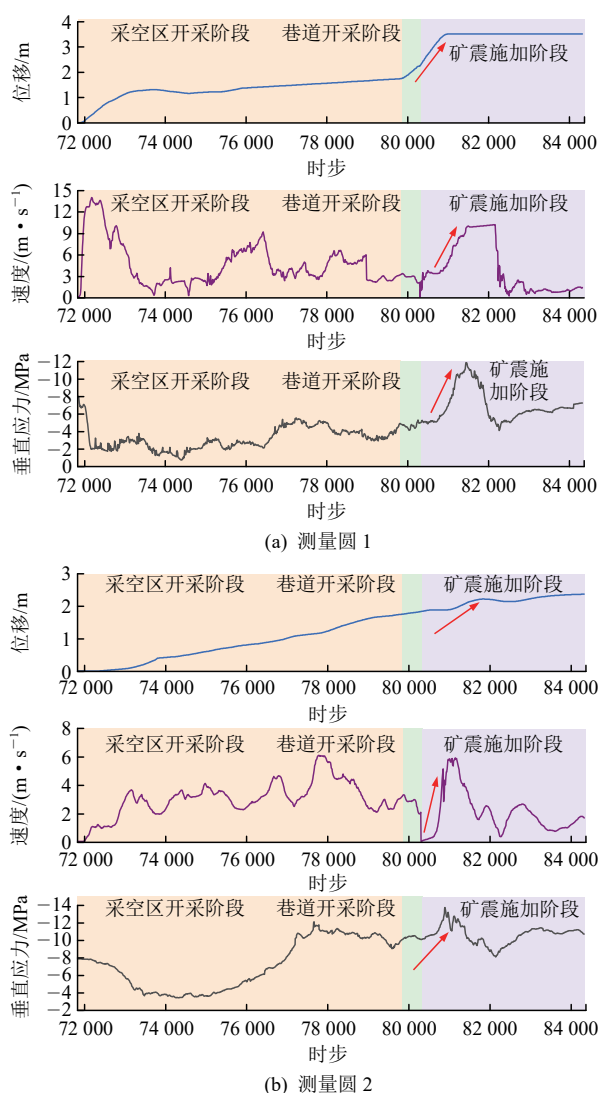


图 6 测量圆监测数据

Fig.6 Monitoring data diagram of measurement circles

测量圆 1 颗粒速度远大于测量圆 2, 是因为测量圆 1 中颗粒位于负煤柱巷道与破碎煤体之间, 当矿震施加后, 颗粒运动存在临空自由面, 故其速度较大, 而测量圆 2 虽然也位于破碎煤体之间, 但其处于三向应力状态, 故颗粒速度相对较小, 同时也表明破碎煤体对于震动波能量吸收率较高, 能有效增强巷道的稳定性。在颗粒位移监测方面, 测量圆 1 的位移大于测量圆 2 的位移。

根据能量守恒定律, 定义能量增量 = 总应变能增量 + 动能增量 - 边界能增量 - 摩擦能增量^[17]。如图 7 所示, 施加矿震后, 震源点能量快速增大至 11 700 J, 在此阶段破碎煤体裂隙数量快速增大, 表明破碎煤体对于震动波能量的吸收有一定效果。当震源点能量增量达到峰值后, 能量增量快速下降直至稳定, 此阶段裂隙数量增速进一步增大。而负煤柱巷道煤体能量增大表现出明显的滞后性且能量增量远小于震源点能量, 这表明负煤柱巷道仅能吸收小部分震源能量且震动波传递至负煤柱巷道需要一定时间。由于负煤柱巷道煤体破碎程度较高, 没有有效支护措施, 当能量增大至峰值能量后, 增量能量迅速下降至 -210 J, 表明负煤柱巷道煤体积累能量达到承载极限后, 巷道周边部分颗粒运动至临空自由面, 巷道抵御矿震的能力较低。

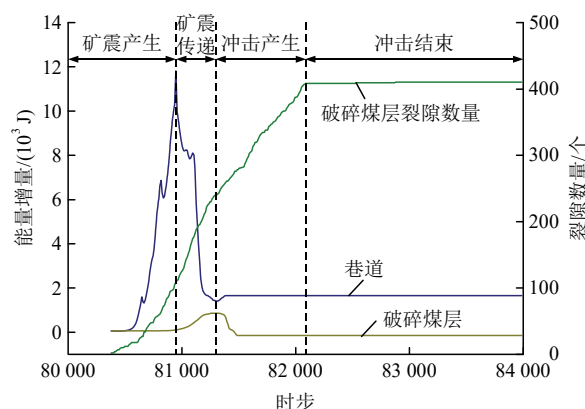


图 7 能量增量/裂隙数量图

Fig.7 Energy increment/fracture number diagram

3.3 冲击破坏准则

煤矿矿震对工作面及巷道的破坏程度与矿震的能量密切相关。按照工业生产中的大量动载诱发巷道或工作面冲击显现事故统计和冲击地压发生与矿震能量源能量大小关系可知, 诱发冲击地压发生的最低矿震能量源能量级约为 10^4 J^[18]。这种统计意义上的规律并不适用于所有工况, 更为科学的做法是根据矿震能量源传递至巷道或工作面的残余能量结合具体的工况条件判断作业区域的稳定性。

当矿震波传播至负煤柱巷道时, 其稳定性主要取决于矿震波所携带的能量与支护组合体破坏所需能量之间的相对关系^[19]。具体而言, 若矿震波的能量低于支护组合体破坏所需的能量阈值, 则负煤柱巷道将保持稳定状态; 若矿震波的能量超过支护组合体破坏的能量阈值的同时, 还能提供煤岩体在冲击过程中发生弹射或抛射所需的动能, 则支护结构失稳, 负煤柱巷道周边的煤体发生显著位移, 进而诱发冲击地压现象。

矿震波扰动下负煤柱巷道冲击破坏是在震动波驱动下的力学破坏过程, 伴随着能量的传递、吸收、释放和围岩的变形破坏。根据上文模拟可知, 矿震影响下案例巷道能量、速度和位移量变化较大。考虑到速度与能量为同类型物理参量, 选取巷道径向位移和能量对矿震影响下负煤柱巷道的冲击危险性进行综合分析(考虑到煤岩体由大量结构弱面和结构体组成, 将负煤柱周边塑性区煤体视为黏弹脆性体^[20])。

通过上述分析, 负煤柱巷道冲击破坏条件为

$$\left. \begin{aligned} U_d - U_z &\geq U_v \\ u_d &\geq u_z \end{aligned} \right\} \quad (1)$$

式中: U_d 为震源点传递至巷道的动载, U_z 为支护措施承载的极限能量, U_v 为冲击发生围岩所需最低动能, u_d 为震动波影响下巷道最大的位移, u_z 为不同稳定程度下巷道的位移。

上述条件可以表述为:

(1) 矿震波克服支护组合体后的盈余能量转化为围岩煤体的动能, 即负煤柱巷道冲击破坏要求矿震波携带的能量需要大于支护体承载冲击破坏耗能, 且提供围岩发生冲击破坏要求的动能, 即能量“超载”。

(2) 矿震波克服被动支护阻力后巷道围岩产生位移, 即负煤柱巷道稳定性与矿震和支护组合体叠加下巷道的最大位移相关, 最大位移越大, 巷道稳定性越低, 即位移“超限”。简言之, 负煤柱巷道冲击破坏要求传递至巷道的矿震波携带能量超过支护体的承载极限, 诱发巷道围岩发生位移, 溢出能量转化为围岩动能, 导致巷道围岩处于“双超”状态, 结合负煤柱巷道的具体工况条件, 将式(1)称为负煤柱巷道动载扰动冲击破坏准则。

上述准则体现了震动波扰动下负煤柱巷道位移破坏准则和煤体动力破坏抛出准则, 很好地解释了负煤柱巷道冲击破坏现象, 并为负煤柱巷道稳定性控制提供有益的支持。

4 冲击破坏机制研究

4.1 煤矿开采动载来源

煤矿中动载产生的原因: 地质或生产作用导致煤岩体发生形变, 从而使能量以弹性应变的形式储存在煤岩体中, 当弹性应变达到煤岩体承载极限时, 煤岩体发生断裂, 在此过程中的能量消耗以应力波的形式得以释放。主要的动载产生原因有: 断层活化、顶底板断裂和煤柱破裂失稳^[21]。根据动载发生的位置可以分为顶板、底板和煤层 3 种类型。根据上文冲击论述可知, 负煤柱巷道上覆岩层断裂导致动载产生, 从而诱发案例巷道冲击显现。

4.2 巷道冲击破坏模型

4.2.1 动力破坏抛出计算模型

负煤柱巷道采掘动应力作用下产生微形变, 微破裂不断发育。当负煤柱巷道周边煤岩体变形系统达到非稳定状态时, 遇到震动波的扰动, 支护破坏, 剩余能量转化为动能。

(1) 震动波能量衰减

矿震产生后, 震动波由震源点呈球状向四周传播, 如图 8 所示, 根据震源点位置的不同, 震动波至负煤柱巷道的传播路径也不同, 主要路径有 3 种: 顶板震源-顶板岩层-破碎煤层-负煤柱巷道、底板震源-底板岩层-负煤柱巷道、煤层震源-煤层-破碎煤层-负煤柱巷道。

根据能量衰减理论, 震动波的动应力传播波动方程^[22]为

$$v = A e^{-\beta x} e^{i(\omega t - \alpha x)} \quad (2)$$

其中,

$$\alpha = \left\{ \frac{\rho \omega^2}{2 E_c E_a} \left[\left(\frac{E_a^2 + E_c^2 \omega^2 \tau^2}{1 + \omega^2 \tau^2} \right)^{1/2} + \frac{E_a^2 + E_c^2 \omega^2 \tau^2}{1 + \omega^2 \tau^2} \right] \right\}^{1/2} \quad (3)$$

式中: v 为煤体颗粒震动速度, A 为震动波入射波的波幅, t 为传播时间, x 为震动波传播距离, β 为震动波能量衰减系数, ρ 为介质密度, ω 为波的角频率, α 为相位滞后参数, E_a 为介质的弹性模量, E_c 为介质的柔度, τ 为 Voigt 模型的时间延迟参数, i 为虚数单位。

矿震能量随传播距离增长呈指数衰减规律为

$$\left. \begin{aligned} U_{ij} &= U_i e^{-\beta r_{ij}} \\ \beta &= \left\{ \frac{\rho \omega^2}{2 E_c E_a} \left[\left(\frac{E_a^2 + E_c^2 \omega^2 \tau^2}{1 + \omega^2 \tau^2} \right)^{1/2} - \frac{E_a^2 + E_c^2 \omega^2 \tau^2}{1 + \omega^2 \tau^2} \right] \right\}^{1/2} \end{aligned} \right\} \quad (4)$$

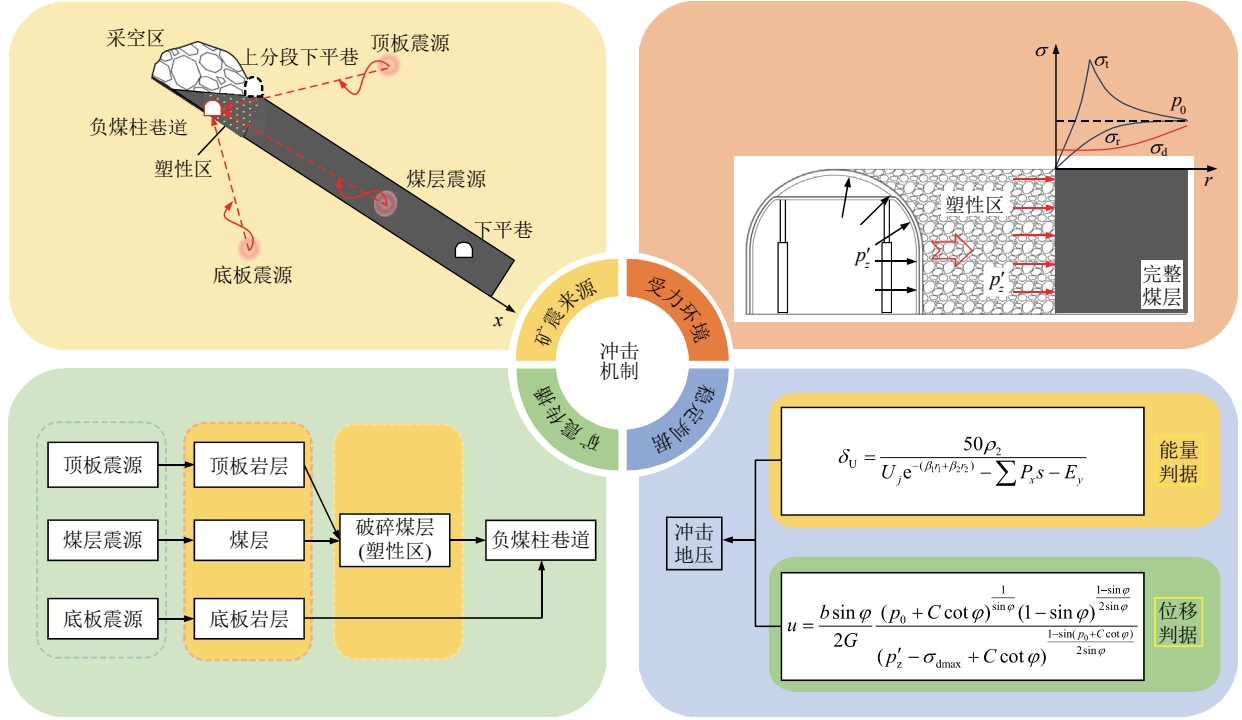


图8 负煤柱巷道冲击机制模型

Fig.8 Rockburst mechanism model of negative coal pillar roadway

其中,

$$\left. \begin{aligned} \omega &= 2\pi f \\ \tau &= \eta_v / E_v \\ E_c &= E_a E_v / (E_a + E_v) \end{aligned} \right\} \quad (5)$$

式中: r_{ij} 为震动波的传播距离, U_{ij} 为震动波传递至 r_{ij} 时震动波的能量, U_i 为震动波的初始能量, f 为震动波的频率, E_v 为结构弱面的刚度, η_v 为结构弱面黏性系数。

考虑到顶底板震源至负煤柱巷道传播介质有 2 种, 其衰减系数明显不同, 应分段计算其衰减能量。以顶板震源为例, 震动波传递至负煤柱巷道的能量 U_d 为

$$U_d = U_i e^{-(\beta_1 r_1 + \beta_2 r_2)} \quad (6)$$

式中: β_1 为震动波能量在顶板岩层中的衰减系数, β_2 为震动波能量在破碎煤层中的衰减系数, r_1 为震源点与负煤柱巷道连线顶板岩层段长度, r_2 为震源点与负煤柱巷道连线破碎煤层段长度。

(2) 巷道支护吸能

巷道支护措施主要包括锚杆(索)、锚网、液压支架和棚架。案例巷道生产帮侧煤体极为破碎且顶煤厚度较小, 故只通过液压支架+可伸缩棚架的形式来稳定巷道, 则巷道吸能防震能力主要是液压支架和棚架吸能防震能力的综合。

根据三级支护吸能理论可知^[23], 负煤柱巷道支

护组合体的支护阻力 p'_z 为

$$p'_z = \frac{P_u}{bu_0} + \frac{P_z}{bu_z} \quad (7)$$

式中: P_u 为可伸缩 U 型棚的支护阻力, b 为巷道宽度, u_0 为可伸缩 U 型棚棚距, P_z 为液压支架的支护阻力, u_z 为液压支架排距。则巷道支护吸能 E_z 为

$$E_z = p'_z s \quad (8)$$

式中: s 为负煤柱巷道的平均位移量。

综上所述, 动载扰动下负煤柱巷道煤体动力破坏抛出判据(以顶板动载为例)为

$$U_i e^{-(\beta_1 r_1 + \beta_2 r_2)} - \left(\frac{P_u}{bu_0} + \frac{P_z}{bu_z} \right) s \geq \frac{1}{2} \rho_2 v_p^2 \quad (9)$$

式中: ρ_2 为塑性区煤体的密度; v_p 为塑性区煤体的抛射速度, 当抛射速度 $v_p < 1$ m/s 时, 塑性区煤体不可能发生冲击, 当抛射速度 $1 \text{ m/s} \leq v_p < 10 \text{ m/s}$ 时, 塑性区煤体可能发生冲击, 且速度越大, 冲击发生的可能性越大, 当 $v_p \geq 10 \text{ m/s}$ 时, 塑性区煤体一定发生冲击^[24-25]。

由式(9)得动载扰动下负煤柱巷道冲击危险性能量系数 δ_U 为(从谨慎角度出发, v_p 取 1 m/s):

$$\delta_U = \frac{\rho_2}{2 \left[U_i e^{-(\beta_1 r_1 + \beta_2 r_2)} - \left(\frac{P_u}{bu_0} + \frac{P_z}{bu_z} \right) s \right]} \quad (10)$$

动载扰动下负煤柱巷道冲击危险性能量系数 δ_U 越高, 负煤柱巷道抵抗矿震的能力越强, 冲击发生的可能性越小。当 $\delta_U > 1$ 时, 负煤柱巷道处于稳定状态; 当 $\delta_U \leq 1$ 时, 负煤柱巷道处于超能量动态破坏状态。

从能量角度分析, 动载扰动下负煤柱巷道冲击危险性能量系数 δ_U 主要与矿震能量、矿震至负煤柱巷道的距离、能量衰减系数、塑性区范围、巷道支护组合体吸能效果等有关。它们之间的关系为:

① 动载扰动下负煤柱巷道冲击危险性能量系数 δ_U 与支护组合体的支护阻力 p'_z 呈正相关, 与传递至巷道的能量 U_d 呈负相关, 而传递至巷道的能量 U_d 与衰减系数 β 和传播距离 x 呈负相关;

② 动载扰动下负煤柱巷道冲击危险性能量系数 δ_U 随巷道围岩密度 ρ_2 呈线性增大。

4.2.2 径向位移破坏计算模型

未经开采的煤岩体, 在巷道掘进前处于弹性变形状态, 巷道开挖后, 原岩应力重新分布, 巷道周边围岩出现应力集中。矿震波传递至巷道周边围岩, 打破原本的平衡, 围岩出现变形, 巷道径向位移越大, 巷道稳定性越差。

根据岩石动力学理论, 震动波诱发动载大小与余弦函数相关, 只需考虑震动波诱发的峰值动载, 即可计算出负煤柱巷道的最大径向位移。矿震施加给煤体的峰值动荷载为

$$\sigma_{\max} A \sqrt{\rho E_a} e^{-\beta x} \quad (11)$$

式中: A 为震动波入射波的波幅, x 为震动波的传播距离。

考虑到顶底板震源至负煤柱巷道传播介质有 2 种, 其衰减系数明显不同, 应分段计算矿震施加给煤体的峰值动荷载。以顶板震源为例, 矿震施加给负煤柱巷道的峰值动荷载 $\sigma_{\max}$ 为

$$\sigma_{\max} = A \sqrt{\rho_1 E_{a1} \rho_2 E_{a2}} e^{-(\beta_1 r_1 + \beta_2 r_2)} \quad (12)$$

在各向等压条件下, 巷道周边径向最大位移为^[26]

$$u = \frac{b \sin \varphi}{2G} \frac{(p_0 + C \cot \varphi)^{\frac{1}{\sin \varphi}} (1 - \sin \varphi)^{\frac{1 - \sin \varphi}{2 \sin \varphi}}}{(p'_z - \sigma_{\max} + C \cot \varphi)^{\frac{1 - \sin(p_0 + C \cot \varphi)}{2 \sin \varphi}}} \quad (13)$$

式中: p_0 为原岩应力, φ 为围岩内摩擦角, C 为围岩的黏聚力, G 为围岩的剪切模量。

根据 R. P. Zhang 等^[25]可知, 当巷道径向位移量 $u < 50$ mm 时, 巷道稳定性较好, 尚可进行正常工业生产; 当巷道径向位移量 $50 \text{ mm} \leq u < 200$ mm 时, 巷道稳定性一般, 需要采取措施稳定巷道围岩; 当

巷道围岩径向位移量 $u \geq 200$ mm 时, 巷道稳定性极差, 工业生产需立即停止, 直至采取措施后, 巷道稳定性达标。据此, 结合式(13), 提出动载扰动下负煤柱巷道的位移破坏判据。

由式(13)易知, 巷道的稳定性和周边径向位移主要取决于原岩应力 p_0 、反应岩石强度性质的内摩擦角 φ 和黏聚力 C 、支护阻力 p'_z 和震动波动载 σ_d 。他们之间的关系为:

(1) 巷道的周边径向位移 u 随着巷道所在位置的原岩应力的增大呈指数函数关系迅速增大; 指数的大小取决于巷道围岩的内摩擦角 φ , 内摩擦角越小, 指数越大, 巷道周边径向位移增长越迅速;

(2) 巷道的周边径向位移 u 与支护阻力 p'_z 呈负相关, 与煤体的峰值动荷载 σ_d 呈正相关。

4.3 冲击危险判识方法

考虑到矿震属于动载的类型之一, 综上, 提出动载扰动下负煤柱巷道冲击危险性判识方法, 如图 9 所示。

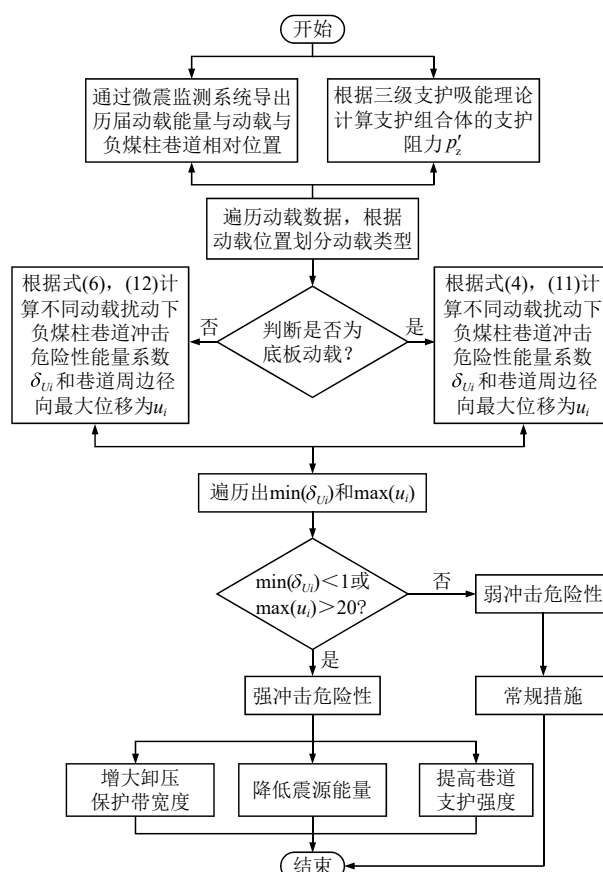


图9 动载影响下负煤柱巷道冲击危险性判识方法

Fig.9 Identification method of rockburst risk of negative coal pillar roadway under dynamic load

(1) 动载分类。通过微震监测系统导出历届动载能量和动载与负煤柱巷道相对位置关系, 据此划

分为底板动载和非底板动载。

(2) 稳定系数和径向最大位移计算。底板动载至负煤柱巷道的传播介质单一,故可以通过式(13), (11) 计算动载扰动下负煤柱巷道稳定性能量系数 δ_0 和动载扰动下巷道周边径向最大位移 u ; 而顶板动载和煤层动载的传播介质有 2 种,故通过式(6), (12) 计算。

(3) 冲击危险性判识。遍历出最小的动载扰动下负煤柱巷道冲击危险性能量系数 δ_0 和最大的巷道周边径向最大位移 u , 根据最小 δ_0 与 1 的大小关系和表 3 判识负煤柱巷道的冲击危险性:“双超”满足其一则巷道为强冲击危险性,反之则为弱冲击危险性。

表 3 负煤柱巷道稳定性划分

Table 3 Negative coal pillar roadway stability division

巷道稳定程度	围岩移近量/mm
稳定	$u < 50$
中等稳定	$50 \leq u < 200$
不稳定	$u \geq 200$

(4) 防治对策。负煤柱巷道若判识为强冲击危险性,则通过增大卸压保护带宽度、降低震源能量和提高巷道支护强度 3 种针对防治对策来确保降低负煤柱巷道的冲击危险性,其中增大卸压保护带宽度的具体措施为:遍历动载距离负煤柱巷道的距离和动载能量,计算出最大的破碎煤层的临界厚度 $l_{0\max}$,通过大直径卸压钻孔的方式,将破碎煤体的厚度增大至 $l_{0\max}$ 以上。负煤柱巷道若判识为弱冲击危险性,则采取常规措施即可。

5 实例分析及防治对策

根据三角函数关系,计算得出震源点与负煤柱巷连线顶板岩层段长度 r_1 为 26.26 m;震源点与负煤柱巷道连线破碎煤层段长度 r_2 为 19.75 m。

根据实验室试验结果,取震动波的频率 $f = 10$ Hz;底板岩石的参数为: $E_{a1} = 10$ GPa; $\rho_1 = 2\ 650$ kg/m³; $E_{v1} = 2.0$ Pa/m; $\eta_{v1} = 0.1$ GPa · s; 负煤柱塑性区参数为: $E_{a2} = 3.5$ GPa; $\rho_2 = 1\ 050$ kg/m³; $E_{v2} = 1.0$ Pa/m; $\eta_{v2} = 0.09$ GPa · s。将上述取值代入式(4)中,计算出底板岩石震动波能量衰减系数 $\beta_1 = 0.009\ 4$, 负煤柱塑性区震动波能量衰减系数 $\beta_2 = 0.017\ 1$ 。

5.1 径向位移判据验证

震动波入射波的波幅 $A = 30$ MPa, 代入式(12) 中可得 $\sigma_{d\max} = 1.005$ MPa。煤体的原岩应力 $p_0 =$

8.6 MPa; 围岩内摩擦角 $\varphi = 30^\circ$; 围岩的黏聚力 $C = 2.12$ kPa; 围岩的剪切模量 $G = 3.2$ GPa; 支护体支护阻力 $p'_z = 0.059$ MPa。将上述参数代入式(13), 可得 $u = 0.577$ m, 由计算结果可以看出,矿震影响下负煤柱巷道最大径向位移约为 577 mm(远大于 200 mm), 巷道处于“超限”状态。

5.2 动力破坏判据验证

峻德煤矿二段回风道震源能 $U_i = 1.17 \times 10^5$ J, 巷道平均位移 $s = 0.1$ m, 将上述参数代入式(10), 可得 $\delta_0 \approx 0.517 < 1$, 由计算结果可以看出,支护承载结构破坏后,有余能转化为围岩抛掷出的动能,负煤柱巷道处于“超载”状态。

据此判识此工况条件下,巷道处于“双超”状态,为强冲击危险性,需采取针对性防治对策来降低工作面回采情况下负煤柱巷道的冲击危险性。

5.3 针对性防治对策

根据式(10), (13)可知,想要降低负煤柱巷道冲击危险性,可以从震源的产生、震动波传播路径、震动波致灾机制 3 个方面入手。为此提出了增大卸压保护带宽度、降低震源能量和提高巷道支护强度 3 种方法来降低工作面回采情况下负煤柱巷道的冲击危险性。

5.3.1 增大卸压保护带宽度

由式(4), (5)易知,当震源点位置确定时,震源点传递给巷道的能量与结构弱面刚度相关。郑伟钰^[21]指出,结构弱面刚度与震动波衰减系数负相关,而煤岩体中裂隙密度、裂隙宽度、裂隙连通性、裂隙充填物与结构弱面刚度负相关。由此可知负煤柱巷道生产帮侧塑性区相较于完整煤岩体能有效吸收震动波能量,降低巷道的冲击危险性。基于此,提出通过增大负煤柱巷道生产帮侧塑性区范围的方法来降低负煤柱巷道的冲击危险性。

假设负煤柱巷道生产帮侧塑性区范围宽度为 l , 震源至负煤柱巷道的距离为 x , 当式(9)取等号且抛射速度 v 取 1 m/s 时,负煤柱巷道处于发生冲击地压的临界点。则式(9)变为

$$U_i e^{-[\beta_1(x-l)+\beta_2 l]} - \sum P_x s - E_z = \frac{\rho_2}{2} \quad (14)$$

根据式(14)易知,当震源点能量为 U_i 时,塑性区的临界宽度 l_0 为

$$l_0 = \left\{ \ln \left[\left(\frac{\rho_2}{2} + p'_z s \right) / U_i \right] + \beta_1 x \right\} / (\beta_1 - \beta_2) \quad (15)$$

将上文取值代入式(15)中得 $l_0 \approx 21.7$ (m) > 15 (m), 由此可知,针对距离负煤柱巷道 47 m, 能量为

1.17×10^4 J 的顶板矿震, 需要采取措施将负煤柱巷道生产帮侧塑性区范围宽度增大至 21.7 m 以上, 才能确保在顶板矿震影响下负煤柱巷道的稳定性。

基于此, 提出通过大直径卸压钻孔的措施来降低工作面回采过程中负煤柱巷道的冲击危险性。将历届顶板震源距离负煤柱巷道的距离和震源能量代入式(15)中, 计算出最大的塑性区临界宽度 $l_{0\max}$, 通过大直径卸压钻孔的方式, 将塑性区的宽度扩大至 $l_{0\max}$ 以上。针对案例巷道的实际工况, 具体大直径卸压钻孔的措施为: 回风道沿巷道走向每 1 m 下帮施工一个煤层大孔径卸压钻孔, 钻孔参数: 方位 N99°, 孔深 25 m, 孔径 $\phi 153$ mm, 倾角 -10° (见图 10)。

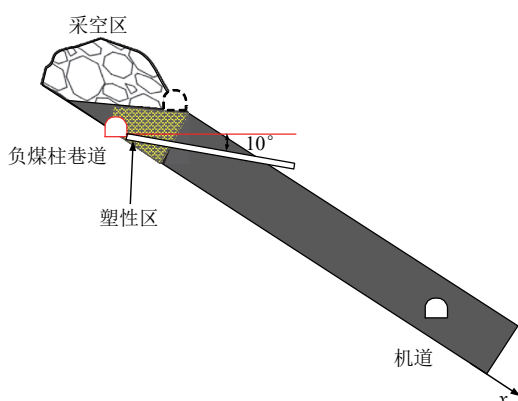


图 10 回风道下帮大孔径卸压钻孔剖面示意图

Fig.10 Schematic diagram of the large diameter pressure relief drill hole in the lower gang of the return airway

5.3.2 提高巷道支护强度

根据式(10), (13)易知, 增大巷道支护强度能同时增大动载扰动下负煤柱巷道冲击危险性能量系数 δ_U 和降低动载扰动下巷道周边径向最大位移 u , 有效降低动载对负煤柱巷道的影响。针对案例巷道的实际工况, 具体增强负煤柱巷道支护强度的措施为: 风道超前支护设计 100 m, 0~3 m 为单体+木梁四排柱管理, 3~100 m 在原 U 型棚联合支护的基础上加微拱 36U 钢梁—梁两柱支护, 并上齐框架防倒结构 (见图 11)。

5.3.3 降低震源能量

根据式(10), (13)易知, 震源能量对负煤柱巷道的冲击危险性起决定性作用, 震源能量越低, 负煤柱巷道冲击危险性越低, 故提出通过顶板预裂爆破的方式, 从根本上降低震源产生的概率和震源的能级, 从而确保工作面回采过程中负煤柱巷道的稳定性。具体措施为: 自工作面超前 50 m 开始, 沿走向每 15 m 施工一组扇形钻孔, 每组施工 3 个方位为 N99°, 孔径为 75 mm 的钻孔, 终孔在一条直线

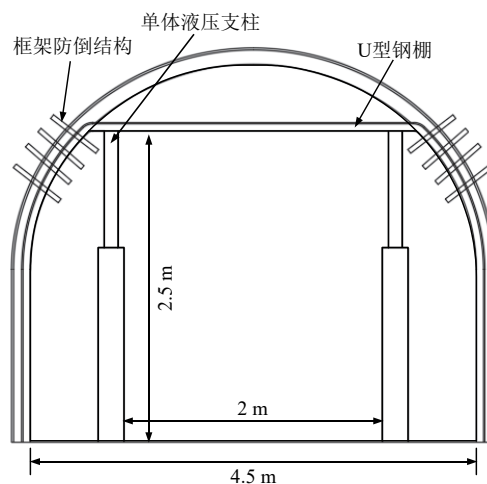


图 11 回风道超前支护示意图

Fig.11 Schematic diagram of over-advanced support for air return way

上, 距煤层顶板 38 m。1#孔孔深 73 m, 倾角 14° ; 2#孔孔深 84 m, 倾角 7° ; 3#孔孔深 96 m, 倾角 1° 。钻孔施工后, 每孔装 100 kg 火药爆破, 起爆瞬发雷管 2 发, 装药长度 25 m, 正向装药, 封孔长度 20 m, 孔口封泥 0.3 m, 联炮方式孔内并联、孔外串联, 每次最多起爆 1 组 3 个钻孔 (见图 12)。

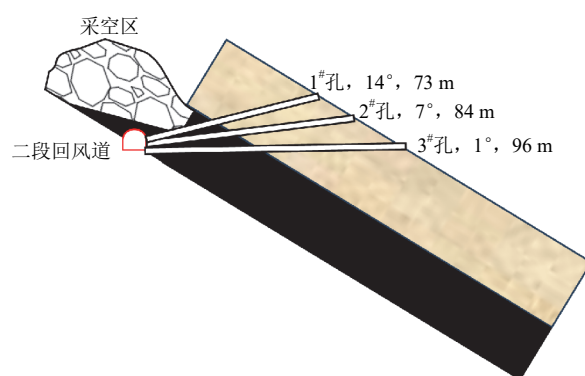


图 12 回风道顶板预裂爆破钻孔剖面示意图

Fig.12 Schematic of pre-cracked blasting drill holes in the top plate of the return duct

当负煤柱回风道实施大直径卸压钻孔、巷道超前支护和顶板预裂爆破后, 在整个工作面回采的过程中, 负煤柱巷道再无冲击显现。

5.4 有效性检验

华丰煤矿 1411 回风平巷内错布置在 1410 进风平巷内侧 10 m 处, 巷道掘进期间通过深孔爆破切顶卸压、大直径钻孔卸压和超前支护等手段进行冲击地压防治, 地质状况与峻德煤矿三水平北 17 层三四区回风巷类似, 能有效证明增大卸压保护带宽度、降低震源能量和提高巷道支护强度 3 种防冲思路的

可行性。

1411 回风平巷生产帮侧卸压孔深 20 m, 工作面周边最大微震事件能量小于 10^5 J, 微震事件距巷道平均距离取 50 m, 岩层密度为 $2\,548\text{ kg/m}^3$, 巷道周边煤层密度 $1\,300\text{ kg/m}^3$ 。取震源能 U_i 为 1×10^5 J, 震源平均距离为 50 m, 将华丰煤矿进风平巷相关数据代入式(10)中得卸压保护带宽度约为 17.2 m, 小于卸压保护带宽度 20 m, 因此根据理论计算可知 1411 风平巷在微震等动载影响下能够安全掘进。生产实践表明, 1411 回风平巷掘进期间微震能量日频次低于 10 次, 平均日释放能量远低于窄煤柱沿空布置方案, 超前工作面 60 m 范围内两帮收敛量、顶底移近量和顶板压力分别维持在 20, 25 和 1.4 MPa 左右, 工作面推进速度由原计划 1 m/d 提升至 2.4 m/d。综上可知, 增大卸压保护带宽度、降低震源能量和提高巷道支护强度 3 种防冲思路能有效保障负煤柱巷道安全掘进。

6 结 论

以峻德煤矿三水平“11·14”冲击事件为工程背景, 通过现场实测、颗粒流数值模拟和理论分析等手段, 分析了动载扰动下负煤柱巷道冲击破坏特征, 揭示了动载扰动诱发负煤柱巷道冲击地压机制, 提出动载扰动下负煤柱巷道冲击危险性判别方法, 据此提出了针对性的防冲方法, 得出以下结论:

(1) 采用 PFC^{2D} 数值模型研究了动载扰动下负煤柱巷道冲击破坏演化过程, 确定了负煤柱巷道“11·14”冲击事件为低应力高扰动型冲击, 并在此基础上选择煤岩体抛射速度和巷道径向最大位移作为冲击危险性判定指标, 提出了负煤柱巷道动载扰动冲击破坏准则。

(2) 分析了负煤柱巷道围岩运动演化特征, 设计了动载扰动下负煤柱巷道冲击破坏计算模型, 推导了动载扰动下负煤柱巷道的位移破坏工程判据和煤体动力破坏抛出工程判据, 提出了动载扰动下负煤柱巷道冲击危险性判别方法。

(3) 从位移角度分析, 巷道径向位移量与原岩应力、反映岩石强度性质的内摩擦角和黏聚力、支护阻力和震动波动载相关; 从能量角度分析, 巷道煤体的抛射速度与矿震能量、矿震至负煤柱巷道的距离、能量衰减系数、塑性区范围和巷道支护组合体吸能效果等有关。

(4) 从震源的产生、震动波传播路径、震动波致灾机制 3 个方面入手, 提出了卸压保护带临界宽度的量化方法、负煤柱巷道超前支护和顶板预裂爆破 3 种针对性防治措施, 实现了降低动载扰动下负煤柱巷道冲击危险性的目的。

参考文献(References):

- [1] 张 翔, 朱斯陶, 张修峰, 等. 深厚表土综放采场断层煤柱整体失稳型冲击地压机理研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2024, 43(3): 713–727.(ZHANG Xiang, ZHU Sitao, ZHANG Xiufeng, et al. Research on the mechanism of overall instability type rock burst of fault coal pillars in deep topsoil fully mechanized top coal caving mining area[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2024, 43(3): 713–727.(in Chinese))
- [2] 马玉镇, 朱斯陶, 潘俊峰, 等. 煤矿覆岩主控致灾层位危险识别及现场应用研究[J]. 煤炭学报, 2024, 49(6): 2 589–2 603.(MA Yuzhen, ZHU Sitao, PAN Junfeng, et al. Research on the identification and on-site application of the hazardous layer caused by the main control of overlying strata in coal mining[J]. Journal of China Coal Society, 2024, 49(6): 2 589–2 603.(in Chinese))
- [3] 张 翔, 朱斯陶, 姜福兴, 等. 深厚表土综放采场应力加载型冲击地压机理[J]. 煤炭学报, 2023, 48(5): 2 092–2 105.(ZHANG Xiang, ZHU Sitao, JIANG Fuxing, et al. Mechanism of stress-loaded rockburst in fully mechanized top-coal caving stope with deep overburden[J]. Journal of China Coal Society, 2023, 48(5): 2 092–2 105.(in Chinese))
- [4] 王志强, 乔建永, 武 超, 等. 基于负煤柱巷道布置的煤矿冲击地压防治技术研究[J]. 煤炭科学技术, 2019, 47(1): 69–78.(WANG Zhiqiang, QIAO Jianyong, WU Chao, et al. Study on mine rock burst prevention and control technology based on gateway layout with negative coal pillars[J]. Journal of China Coal Society, 2019, 47(1): 69–78.(in Chinese))
- [5] 王鹏飞, 刘佳男, 冯国瑞. 负煤柱长壁工作面底板应力分布及破坏特征[J]. 岩石力学与工程学报, 2023, 42(1): 194–211.(WANG Pengfei, LIU Jianan, FENG Guorui. Stress distribution and failure characteristics of a longwall panel floor with a negative gate pillar[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2023, 42(1): 194–211.(in Chinese))
- [6] 姜福兴, 王建超, 孙广京, 等. 深部开采沿空巷道冲击危险性的工程判据[J]. 煤炭学报, 2015, 40(8): 1 729–1 736.(JIANG Fuxing, WANG Jianchao, SUN Guangjing, et al. Engineering criterion of gob-side entry rock burst hazard in deep mining[J]. Journal of China Coal Society, 2015, 40(8): 1 729–1 736.(in Chinese))
- [7] 王志强, 王 鹏, 石 磊, 等. 基于沿空巷道围岩应力分析的防冲机制研究[J]. 中国矿业大学学报, 2020, 49(6): 1 046–1 056.(WANG Zhiqiang, WANG Peng, SHI Lei, et al. Research on prevention of rock burst based on stress analysis of surrounding rock

- of gob-side entry[J]. Journal of China University of Mining and Technology, 2020, 49(6): 1 046 - 1 056.(in Chinese))
- [8] 张德飞, 张庆林, 赵卫东, 等. 华丰煤矿冲击矿压分析与防治措施[J]. 煤炭科学技术, 2020, 48(增2): 111 - 117.(ZHANG Defei, ZHANG Qinglin, ZHAO Weidong, et al. Analysis and prevention measures of rock burst in Huafeng Coal Mine[J]. Coal Science and Technology, 2020, 48(Supp.2): 111 - 117.(in Chinese))
- [9] 翟明华, 姜福兴, 朱斯陶, 等. 巨厚坚硬岩层下基于防冲的开采设计研究与应用[J]. 煤炭学报, 2019, 44(6): 1 707 - 1 715.(ZHAI Minghua, JIANG Fuxing, ZHU Sitao, et al. Research and application of mining design based on prevention of rock burst under giant thickness hard strata[J]. Journal of China Coal Society, 2019, 44(6): 1 707 - 1 715.(in Chinese))
- [10] 王 鹏. 特厚煤层窄煤柱沿空巷道大变形机制与错层位布控研究[博士学位论文][D]. 北京: 中国矿业大学(北京), 2022.(WANG Peng. Study on the mechanism of large deformation and split-level layout control of gob-side entry with narrow coal pillar in extra-thick coal seam[Ph. D. Thesis][D]. Beijing: China University of Mining and Technology(Beijing), 2022.(in Chinese))
- [11] 窦林名, 马小涛, 边 戈, 等. 深部厚顶煤巷道矿震诱发冒顶复合灾害机制及其控制[J]. 采矿与安全工程学报, 2025, 42(1): 85 - 96.(DOU Linming, MA Xiaotao, BIAN Ge, et al. Mechanism and control of roof collapse induced by mining tremors in deep thick-top-coal roadway[J]. Journal of Mining and Safety Engineering, 2025, 42(1): 85 - 96.(in Chinese))
- [12] 王桂峰, 陈 烽, 李宏维, 等. 矿震动载效应及冲击地压瞬态触发-连锁破坏机制[J]. 采矿与安全工程学报, 2025, 42(1): 194 - 202.(WANG Guifeng, CHEN Feng, LI Hongwei, et al. Tremor dynamic loading effects and the transient triggering-linkage failure rockburst mechanism[J]. Journal of Mining and Safety Engineering, 2025, 42(1): 194 - 202.(in Chinese))
- [13] 周坤友, 窦林名, 曹安业, 等. 矿震诱发高应力巷道厚顶煤动力失稳机制[J]. 煤田地质与勘探, 2024, 52(10): 25 - 35.(ZHOU Kunyou, DOU Linming, CAO Anye, et al. Mechanisms behind mine earthquake-induced dynamic instability of thick top coals in high-stresses roadways[J]. Coal Geology and Exploration, 2024, 52(10): 25 - 35.(in Chinese))
- [14] 康红普, 伊丙鼎, 高富强, 等. 中国煤矿井下地应力数据库及地应力分布规律[J]. 煤炭学报, 2019, 44(1): 23 - 33.(KANG Hongpu, YI Bingding, GAO Fuqiang, et al. Database and characteristics of underground in-situ stress distribution in Chinese coal mines[J]. Journal of China Coal Society, 2019, 44(1): 23 - 33.(in Chinese))
- [15] 赵国彦, 戴 兵, 马 驰. 平行黏结模型中细观参数对宏观特性影响研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2012, 31(7): 1 491 - 1 498.(ZHAO Guoyan, DAI Bing, MA Chi. Study of effects of microparameters on macroproperties for parallel bonded model[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2012, 31(7): 1 491 - 1 498.(in Chinese))
- [16] 窦林名, 曹晋荣, 曹安业, 等. 煤矿矿震类型及震动波传播规律研究[J]. 煤炭科学技术, 2021, 49(6): 23 - 31.(DOU Linming, CAO Jinrong, CAO Anye, et al. Research on types of coal mine tremor and propagation law of shock waves[J]. Journal of China Coal Society, 2021, 49(6): 23 - 31.(in Chinese))
- [17] 张国凯, 李海波, 夏 祥, 等. 岩石单轴压缩下能量与损伤演化规律研究[J]. 岩土力学, 2015, 36(增1): 94 - 100.(ZHANG Guokai, LI Haibo, XIA Xiang, et al. Research on energy and damage evolution of rock under uniaxial compression[J]. Rock and Soil Mechanics, 2015, 36(Supp.1): 94 - 100.(in Chinese))
- [18] 窦林名. 煤矿冲击矿压防治[M]. 北京: 科学出版社, 2017: 35 - 37.(DOU Linming. Theory and technology of rock burst prevention[M]. Beijing: Science Press, 2017: 35 - 37.(in Chinese))
- [19] 曹安业, 范 军, 牟宗龙, 等. 矿震动载对围岩的冲击破坏效应[J]. 煤炭学报, 2010, 35(12): 2 006 - 2 010.(CAO Anye, FAN Jun, MOU Zonglong, et al. Burst failure effect of mining-induced tremor on roadway surrounding rock[J]. Journal of China Coal Society, 2010, 35(12): 2 006 - 2 010.(in Chinese))
- [20] 陈国祥, 郭兵兵. 冲击矿压的静动叠加失稳机制和发生模式[J]. 煤炭学报, 2015, 40(9): 2 021 - 2 025.(CHEN Guoxiang, GUO Bingbing. Rockburst mechanism and occurrence modes under superimposed static and dynamic loading[J]. Journal of China Coal Society, 2015, 40(9): 2 021 - 2 025.(in Chinese))
- [21] 郑伟钰. 应力波作用下煤体动力破坏机制与冲击地压防治方法研究[博士学位论文][D]. 北京: 中国矿业大学(北京), 2021.(ZHENG Weiyu. Research on the mechanism of stress wave induced dynamic failure of coal and prevention methods of coal bump[Ph. D. Thesis][D]. Beijing: China University of Mining and Technology(Beijing), 2021.(in Chinese))
- [22] 陈国祥, 郭兵兵. 冲击矿压的静动叠加失稳机制和发生模式[J]. 煤炭学报, 2015, 40(9): 2 021 - 2 025.(CHEN Guoxiang, GUO Bingbing. Rockburst mechanism and occurrence modes under superimposed static and dynamic loading[J]. Journal of China Coal Society, 2015, 40(9): 2 021 - 2 025.(in Chinese))
- [23] 王爱文, 潘一山, 齐庆新, 等. 煤矿冲击地压巷道三级吸能支护的强度计算方法[J]. 煤炭学报, 2020, 45(9): 3 087 - 3 095.(WANG Aiwen, PAN Yishan, QI Qingxin, et al. Strength calculation method of three-level energy absorption support in rockburst roadways for coal mines[J]. Journal of China Coal Society, 2020, 45(9): 3 087 - 3 095.(in Chinese))
- [24] 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: 66 - 67.(DOU Linming, HE Xueqiu. Theory and technology of rock burst prevention[M]. Xuzhou: China University of Mining and Technology Press, 2001: 66 - 67.(in Chinese))
- [25] ZHANG R P, GONG S Y, DOU L M, et al. Evaluation of anti-burst performance in mining roadway support system[J]. Sensors, 2023, 23(2): 931.
- [26] 刘志军, 张国华. 矿山压力及岩层控制[M]. 徐州: 中国矿业大学出版社, 2022: 98 - 100.(LIU Zhijun, ZHANG Guohua. Mining pressure and strata control[M]. Xuzhou: China University of Mining and Technology Press, 2022: 98 - 100.(in Chinese))