

坚硬顶板破断步距影响下煤体采动力学响应及压裂防冲分段长度优化

贾冲^{1,2}, 来兴平^{1,2*}, 崔峰^{1,2,3,4}, 吴学明⁵, 姬松涛^{1,2}, 何哲^{1,2},
王昊¹, 宗程¹, 张博¹, 薛益飞¹

(1. 西安科技大学 能源与矿业工程学院, 陕西 西安 710054; 2. 西安科技大学 西部矿井开采及灾害防治教育部重点实验室, 陕西 西安 710054;
3. 新疆工程学院 新疆煤炭资源绿色开采教育部重点实验室, 新疆 乌鲁木齐 830023; 4. 新疆工程学院 新疆煤炭绿色智能开采工程研究中心,
新疆 乌鲁木齐 830023; 5. 陕西彬长矿业集团有限公司, 陕西 咸阳 712000)

摘要: 坚硬顶板大面积悬顶易造成能量集中释放, 通过分段水力压裂控制顶板合理破断步距, 已成为冲击地压防治亟待解决的关键。为此, 采用理论分析、力学试验、数值计算与现场试验相结合的方法, 分析顶板不同破断步距影响的采动应力变化特征, 构建采动影响下煤样加卸载响应比的分段压裂断链尺寸确定方法, 并进行其分段长度合理确定与现场应用。研究表明: 工作面顶板相同周期破断步距下的采动应力峰值随开采逐渐增大; 不同破断步距下采动应力峰值随周期破断距离的增加而增大。顶板破断步距增大, 其采动应力路径下的煤样加卸载幅度增强, 累计声发射能量升高, 导致煤样更易发生失稳破坏; 由周期破断步距采动影响下的煤样破坏情况与加卸载响应比的引入, 确定了 32.0 m 周期破断步距采动应力路径下的煤样可视为冲击煤样。数值计算所得 30 m 分段长度有效减弱相邻裂缝间的干扰, 使裂缝扩展形态趋于平整, 且相邻裂缝间未贯穿的剩余间隔相对较小。现场试验有效验证了该分段长度能够实现能量的可控释放, 其压裂后的单日微震频次较压裂前增幅达到 52.0%, 高能量事件占比明显降低, 10^4 J 以上大能量事件有效消除, 研究成果为类似地质条件下煤矿冲击地压防控提供了参考依据。

关键词: 采矿工程; 冲击地压; 坚硬顶板; 采动应力; 水力压裂; 分段长度

中图分类号: TD 32

文献标识码: A

文章编号: 1000-6915(2026)06-1806-21

第一作者: 贾冲 (1996-), 现任讲师, 主要从事煤炭动力灾害防治方面的研究工作。E-mail: JIAchong@xust.edu.cn

***通信作者:** 来兴平 (1971-), 现任教授, 主要从事西部矿区动力灾害预报与科学采矿方面的研究工作。E-mail: laixp@xust.edu.cn

Dynamic response of coal mining under the influence of hard roof breaking step and optimization of fracturing and scour prevention section length

JIA Chong^{1,2}, LAI Xingping^{1,2*}, CUI Feng^{1,2,3,4}, WU Xueming⁵, JI Songtao^{1,2}, HE Zhe^{1,2},
WANG Hao¹, ZONG Cheng¹, ZHANG Bo¹, XUE Yifei¹

(1. College of Energy and Mining Engineering, Xi'an University of Science and Technology, Xi'an, Shaanxi 710054, China; 2. Key Laboratory of Western Mines and Hazard Prevention of China Ministry of Education, Xi'an University of Science and Technology, Xi'an, Shaanxi 710054, China; 3. Key Laboratory of Green Mining of Coal Resources in Xinjiang, Xinjiang Institute of Technology, Ministry of Education, Urumqi, Xinjiang 830023, China; 4. Xinjiang Research Center for Green and Intelligent Mining of Coal in Xinjiang Institute of Engineering, Urumqi, Xinjiang 830023, China; 5. Shaanxi Binchang Mining Group Co., Ltd., Xianyang, Shaanxi 712000, China)

收稿日期: 2025-11-03; **修回日期:** 2025-12-28

基金项目: 国家自然科学基金优秀青年基金项目 (52422404); 新疆工程学院新疆煤炭资源绿色开采教育部重点实验室开放课题资助项目 (KLXGY-KA2501)
Supported by the National Science Fund for Excellent Young Scholars (Grant No. 52422404) and Key Laboratory of Green Mining of Coal Resources in Xinjiang, Xinjiang Institute of Technology, Ministry of Education (Grant No. KLXGY-KA2501)

Abstract: The large-area hanging hard roof is prone to concentrated energy release, making it crucial to control the reasonable breaking step of the roof through subsection hydraulic fracturing to prevent rock bursts. This paper employs theoretical analysis, mechanical testing, numerical calculations, and field tests to examine the characteristics of mining stress influenced by various roof breaking steps. A method for determining the broken chain size during segmented fracturing under mining conditions is established, alongside a reasonable determination of segment length and its field application. The results indicate that the peak mining stress increases with mining activity under the same periodic breaking step of the roof at the working face. Furthermore, the peak mining stress rises with increasing periodic breaking distance across different breaking steps. As the roof breaking step increases, the loading and unloading amplitude of coal samples subjected to the mining stress path also increases, leading to a rise in cumulative acoustic emission energy, which facilitates the instability and failure of coal samples. By analyzing the failure of coal samples and the loading-unloading response ratio in relation to periodic breaking step mining, it is determined that coal samples subjected to a mining stress path with a 32.0 m periodic breaking step can be classified as impact coal samples. The numerical calculation suggests that a segment length of 30 m effectively mitigates the interference between adjacent cracks, resulting in a flatter crack propagation form, while maintaining a relatively small remaining interval between adjacent cracks. Field tests have effectively validated that the segmented length enables controllable energy release. Notably, the single-day microseismic frequency after fracturing increased by 52.0% compared to pre-fracturing levels, while the proportion of high-energy events significantly decreased, with high-energy events exceeding 10^4 J being effectively eliminated. These research findings provide a reference for the prevention and control of rock bursts in coal mines under similar geological conditions.

Key words: mining engineering; rock burst; hard roof; mining stress; hydraulic fracturing; segment length

First author: JIA Chong (1996 –), assistant professor, is engaged in the prevention and control of coal and rock dynamic hazards. E-mail: JIAchong@xust.edu.cn

***Corresponding author:** LAI Xingping (1971 –), professor, is engaged in dynamic hazard prediction and scientific mining in western mining areas. E-mail: laixp@xust.edu.cn

1 引 言

西部矿区是我国能源安全的核心“压舱石”^[1]。随着开采深度增加,冲击地压灾害日益凸显,已成为煤炭安全高效开发的重大难题,其发生常与坚硬顶板破断行为密切相关^[2-4]。坚硬顶板强度高、完整性好,易形成大面积悬顶并积聚弹性能,存在诱发冲击地压等事故的风险。因此,通过调控顶板破断步距实现能量可控释放,已成为冲击地压防治亟待解决的关键科学问题^[5-7]。

工作面开采引起坚硬顶板破断及煤层受力变化是一个复杂的动态过程。通过采动应力路径下的循环加卸载试验模拟顶板多次破断的采动影响,有助于深入揭示煤层的破坏机制。在采动覆岩运移与应力演化方面,来兴平等^[8]通过声发射特征分析了覆岩破裂的能量耗散规律;高明忠等^[9]基于原位应

力路径实测,揭示了煤岩强度随采深增加的特征;崔峰等^[10]由采动应力路径下煤样的加卸载响应特征,优化了冲击地压矿井推进速度。业内相关的加卸载力学特性研究方面,杨继华等^[11]基于地震加速度确定了洞室围岩加卸载响应区段;夏冬等^[12-13]通过声发射试验探讨了岩石力学行为与加卸载响应比的关系;高真平等^[14-15]则从损伤演化角度分析了破坏前兆特性。夏彬伟等^[16]模拟了综放开采应力路径下的声波-裂纹演化规律。

水力压裂起初作为一项油气井的增产措施,在1947年的美国堪萨斯州 Hugoton 油田的气井生产中首次应用^[17]。20世纪60年代,水力压裂以浅层水平造缝为主,并在我国用于油田增产^[18]。1985年,F. M. Giger^[19]首次提出了水平井。90年代,出现了水平井分段压裂技术^[20-21],该技术通过对岩体结构进行改造,从而降低顶板的整体强度^[22],可用于治理坚硬顶板大面积悬顶问题。水力压裂的裂缝几何

形态与分段长度是关键设计参数,直接影响顶板破断程度与周期来压步距。诸多学者通过数值模拟分析裂缝扩展规律,并以此为基础优选压裂参数。其中,冯国瑞等^[23]分析了注液压力对裂缝扩展的影响;程利兴等^[24]揭示了压裂后巷道围岩应力转移机理;梁运培等^[25]采用 PFC2D 分析了煤层坚硬顶板水力弱化过程,掌握了顶板弱化程度与压裂角度的关系;刘泉声等^[26]基于 ABAQUS 软件分析了注液速度与裂隙参数对裂缝分布的影响;梁卫国等^[27]采用黏聚型界面单元法,揭示了煤岩软化和裂纹过程区对压裂的作用;马海峰等^[28]利用 RFPA 模拟了裂缝扩展与声发射特征;付海峰等^[29]通过离散格子模型,阐明了不同射孔模式下裂缝的起裂规律。姜福兴等^[30]经现场试验得出关键破裂压力与压裂半径的关系;贾文超等^[31]研究表明多孔控制定向压裂在非对称孔隙场中增透效果最佳。康红普等^[32]研究形成曹家滩煤矿 122108 工作面煤层顶板以上 10, 23, 38 m 的压裂方案。罗文等^[33-35]在布尔台矿 42107, 42202 工作面,巴拉素矿 2102 工作面的研究,分别形成了压裂间距 20~40 m、压裂间距 30 m、目标层位为煤层上方 25 m、钻孔间距 50 m 的压裂方案。

国内外学者在水力压裂裂缝扩展与压裂参数选择方面奠定了良好基础,然而,针对分段长度这一关键参数的系统优化研究仍相对薄弱。考虑到水力压裂分段长度作为压裂防冲关键参数,过小易导致缝间干扰,过大则难以有效防治冲击地压。为此,本文以缓倾斜特厚煤层坚硬顶板为研究对象,采用理论分析、力学试验、数值模拟与现场试验相结合的方法,进行顶板破断步距-煤体采动响应-分段压裂参数优化的综合分析,旨在为压裂分段长度合理选取并促进工作面安全开采提供科学依据。

2 工程背景

新疆某矿位于昌吉呼图壁县,井田位于天山北麓的中低山区。矿井 B2 特厚煤层上山东翼采区划分为 I010202 和 I010206 两个区段工作面,2 个工作面均采用综放开采方式,煤层直接顶为坚硬砂岩,顶板完整性较好,且具有强冲击倾向性,B2 煤层及其底板具有弱冲击倾向性。

对 ZK401 钻孔靠近 I010206 工作面的区间范围内的钻孔数据进行统计,绘制出 I010206 工作面煤

岩综合柱状图如图 1 所示。矿井 B2 煤层与上部已开采的 B4-1 煤层间距为 50.44 m。其 B2 煤层上方的低位关键层为煤层上部层厚 12.51 m 细粒砂岩与层厚 13.59 m 中粒砂岩组合而成的复合关键层。

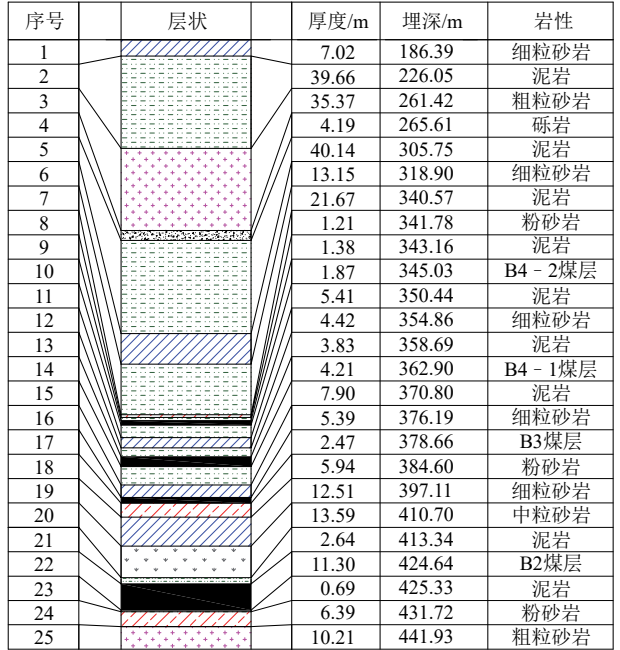


图 1 I010206 工作面煤岩综合柱状图

Fig.1 Synthetic histogram of coal and rock for working face I010206

因受三屯河~宁家河单斜构造带影响,矿区地层呈现为走向 NW~SE 向北倾的缓倾斜单斜构造,煤岩层倾角为 14°~20°,平均倾角 14.0°,在区域西南和东南地层中发现有较小的褶曲,其地层构造属于简单类型。B2 煤层厚度约 11.30 m,属于缓倾斜特厚煤层。矿井已完成 B4-1 以及 B4-2 煤层的开采,其 B2 煤层上山东翼采区 I010206 工作面,采用综采放顶煤采煤法,开采深度约 413.34 m。工作面采用“三八”作业形式及正规循环作业方式,截深为 0.8 m。其煤层群开采的工作面分布情况三维示意图如图 2 所示,煤层工作面主要开采参数如表 1 所示。B2 煤层上覆岩层存在 B4-1 煤层的 I010402 和 I010408 采空区及遗留区段煤柱,I010202 和 I010206 工作面上方主要为 I010408 采空区。其 B4-1 煤层中 I010408 工作面宽度 244.6 m,B2 煤层中 I010202 工作面宽度 194.4 m,I010206 工作面为刀把式工作面,其窄面与宽面的工作面宽度分别为 85.0, 137.8 m。工作面依次开采 B4-1 煤层 I010408 工作面以及 B2 煤层 I010202, I010206 工作面。

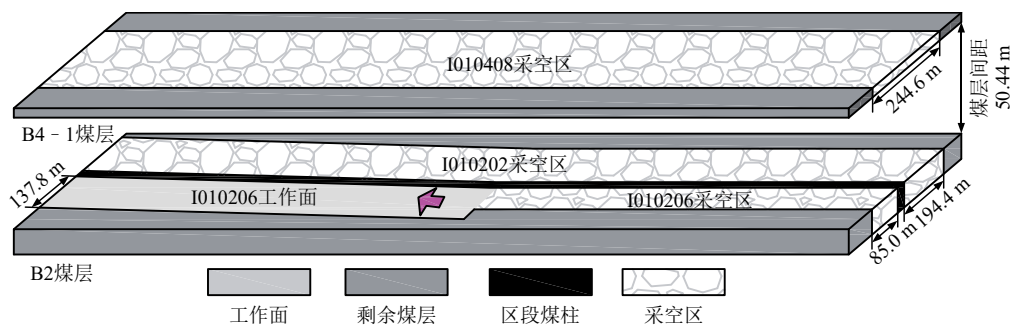


图 2 工作面分布情况三维示意图

Fig.2 Three-dimensional schematic diagram of working face distribution

表 1 煤层工作面主要开采参数统计表

Table 1 Statistical table of main mining parameters of coal seam working face

煤层编号 (coal seam number)	工作面编号 (working face number)	工作面宽度 (working face width)/m	平均倾角 (average dip angle)/(°)
B4-1 煤层	I010408	244.6	14.0
B2 煤层	I010202	194.4	14.0
	I010206	85.0/137.8	14.0

3 采动影响下顶板周期破断的加卸载理论分析及其链式变化规律

分段水力压裂是控制坚硬顶板破断的有效手段，而合理分段长度的确定，根本上依赖于对顶板破断及其采动影响规律的深刻认识。顶板周期性破断引发工作面前方煤体应力状态的急剧转变，形成典型的加卸载循环效应。因此，本节聚焦于采动影响下顶板周期破断的加卸载效应理论分析及其链式变化规律，通过构建力学模型与理论推导，系统阐明从“顶板破断”到“煤体响应”再到“系统失稳”的完整链式致灾路径。

3.1 采动影响下顶板周期破断的加卸载理论分析及其链式变化规律

坚硬顶板条件下工作面开采的采动应力变化存在明显的加卸载循环过程。在工作面采动影响区间内的开采过程中，坚硬顶板持续悬空的过程使得工作面前方煤体不断加载，顶板破断后部分覆岩结构集中破断，使得应力释放后对工作面前方煤体产生卸载作用，以此形成循环往复的采动应力加卸载循环。

以该矿复合坚硬顶板周期破断后工作面开采的卸载阶段为例，构建复合坚硬顶板周期破断影响的采动应力循环加卸载结构示意图如图 3 所示。现场前期的微震与钻孔应力的监测结果显示，超过 90% 的 10^3 J 以上微震能量事件集中在采场周围 114 m 区

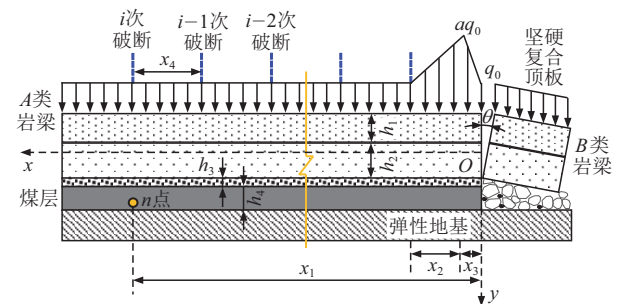


图 3 复合坚硬顶板周期破断影响的采动应力循环加卸载结构示意图

Fig.3 Schematic diagram of cyclic loading and unloading structure of mining stress affected by periodic fracture of composite hard roof

域内，且布置在不同位置的钻孔应力计中 114 m 以内的测点应力普遍是范围外测点的 1.2 倍以上。为此，本次结合现场监测情况，视其采动应力影响范围约为 114 m。为此该模型设计中 x_1 为周期破断后 n 点仍未受明显采动应力影响的最小区域范围(m); x_2 , x_3 分别为顶板所受集中载荷作用下峰前阶段、峰后阶段的距离(m); x_4 为坚硬顶板平均周期破断步距(m); n 点为煤层未受明显采动应力影响的临界位置; q_0 为单位宽度下坚硬顶板承受的均布载荷(N/m); θ 为顶板破断角度(°)。在即将发生周期破断的坚硬顶板区域上方，由于工作面开采导致覆岩垮落并形成梯形结构，该区域的覆岩作用使得坚硬顶板上部出现载荷集中，将坚硬顶板上部集中作用下的载荷加以简化，其载荷峰值为 aq_0 。该模型中，复合坚硬顶板上下部细粒砂岩、中粒砂岩的容重分别为 γ_1 和 γ_2 ，厚度分别为 h_1 和 h_2 。软弱岩层、预放顶煤的容重分别为 γ_3 和 γ_4 ，厚度分别为 h_3 和 h_4 。工作面综放开采的推进方向为 x 方向。模型主要适用于地质条件相对简单、顶板为均质坚硬岩层的工作面采动应力分析。模型因对顶板破断形态、岩层非均质性 & 三维空间效应进行了简化，在复杂地质条

件下具有一定的局限性。

在顶板周期破断后,初次对工作面前方 n 点采动应力产生影响时,为方便计算,视其复合坚硬顶板上部载荷集中分布于下一次周期破断的区域范围内,设工作面距离 n 点的水平距离为 x ,其工作面前方煤体的受力大小可计算得出,其中, B 类岩梁作用下的分力 F_{x1} 可表示为

$$F_{x1} = q_0 x_4 \sin \theta / 2 + (\gamma_1 h_1 + \gamma_2 h_2) x_4 / 2 \quad (1)$$

A 类岩梁及其前方区域作用下的分力 F_{x2} 受到复合坚硬顶板上部覆岩载荷及其岩层自身作用、复合坚硬顶板下部软岩及其预放顶煤的集中作用,其中复合坚硬顶板上部覆岩载荷及其岩层自身受其集中破断影响,而软岩及其预放顶煤随工作面推进而变化,其 F_{x2} 的具体表达式为

$$F_{x2} = q_0 x_4 N + (a-1) q_0 x_4 / 2 + (\gamma_3 h_3 + \gamma_4 h_4) x_4 N + (\gamma_1 h_1 + \gamma_2 h_2) x \quad (2)$$

式中: N 为采动影响区范围内复合坚硬顶板破断次数(个), a 为复合坚硬顶板应力集中系数。其工作面前方煤体的受力大小,即二者合力 F_x 为

$$F_x = q_0 x_4 (\sin \theta + 2N + a - 1) / 2 + (\gamma_1 h_1 + \gamma_2 h_2) x_4 (2N + 1) / 2 + (\gamma_3 h_3 + \gamma_4 h_4) x \quad (3)$$

当煤层开采至靠近工作面前方的 n 点位置时,可将上覆岩层载荷简化为:均匀作用于工作面与 n 点之间的距离及其前方顶板单次破断的距离范围内,该区域范围的距离为 $x+x_4$ 。同时,其 n 点前方 x_4 的区域范围内,覆岩载荷均匀作用于该区域。为此,其工作面开采过程中的采动应力 σ_x 可表示为

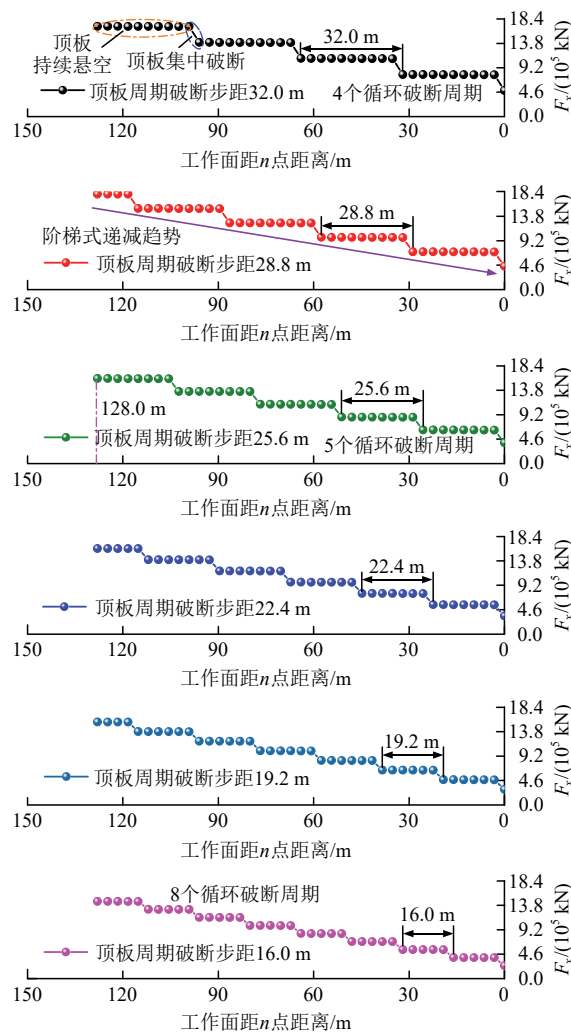
$$\sigma_x = F_x / (x + x_5) = [q_0 x_4 (\sin \theta + 2N + a - 1) / 2 + (\gamma_1 h_1 + \gamma_2 h_2) x_4 (2n + 1) / 2 + (\gamma_3 h_3 + \gamma_4 h_4) x] / (x + x_5) \quad (4)$$

考虑到工作面推进至靠近 n 点位置时,上部覆岩集中作用于超前应力集中区,为此本次以超前应力集中区 x_5 以及工作面距 n 点的距离之和,求取工作面开采过程中的采动应力均值。

考虑到现场地质条件及其相关参数,复合坚硬顶板上部容重 γ 取 22.9 kN/m^3 ,其复合坚硬顶板单位尺寸下所受载荷 $q_0 = \gamma h = 22.9 \times 384.60 = 8\,807.34 \text{ kN/m}^2$ 。因现场工作面采动影响范围位于 114 m 范围内,为此本次留有一定富余系数,选取 $x_1 = 120 \text{ m}$ 。同时,其覆岩破断角度 $\theta = 76^\circ$,复合坚硬顶板应力集中系数 $a = 3.5$ 。考虑到现场工作面推进速度普遍为 3.2 m/d ,为此其周期破断步距 x_4 分别取其单日推进距离的公倍数加以计算。结合矿井实际情况,其 $\gamma_1, \gamma_2, \gamma_3, \gamma_4$ 分别取 $24.50, 23.80, 22.10, 13.50$

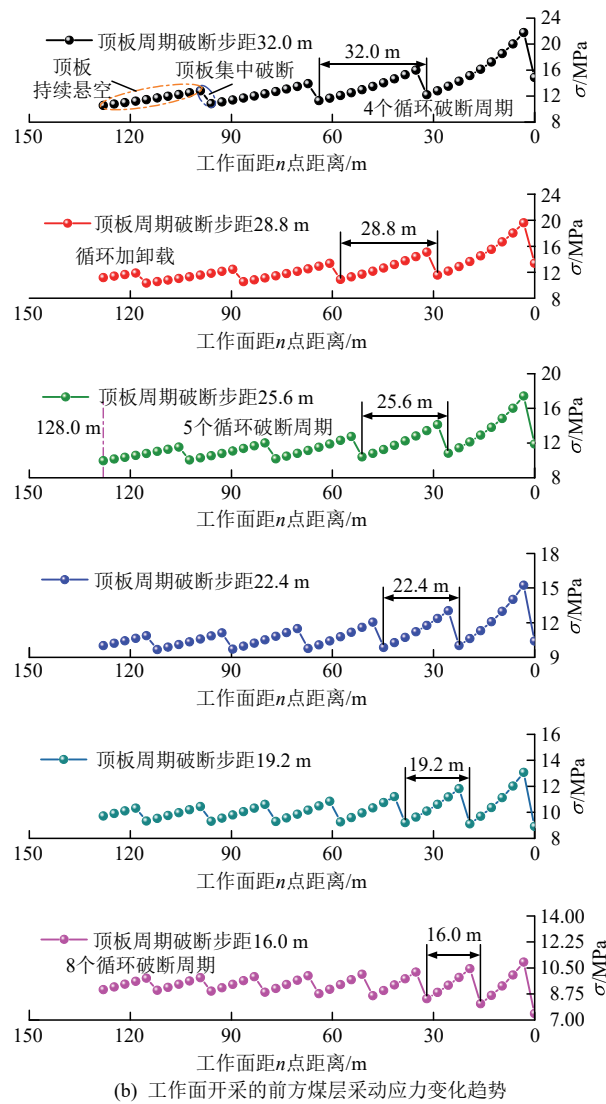
kN/m^3 , h_1, h_2, h_3, h_4 分别为 $12.51, 13.59, 2.64, 8.30 \text{ m}$ 。 x_5 取超前应力集中区最大值 33 m 。

当工作面以 3.2 m/d 开采时,对其工作面对 n 点存在影响的 128 m 范围内的采动应力加以推导,为确保工作面开采效率,便于进行顶板压裂控制,以顶板破断步距为工作面开采步距整数倍 $16.0, 19.2, 22.4, 25.6, 28.8, 32.0 \text{ m}$ 为例,由理论计算结果绘制出工作面开采过程中前方煤层受力及其采动应力变化趋势如图 4 所示(图中, σ 为工作面开采过程中前方煤层采动应力)。在顶板持续悬空过程中,达到临界顶板集中破断载荷,使得煤层所受作用力突然降低。其顶板周期破断步距增加过程中的阶梯式递减周期呈现明显递减趋势。在工作面持续开采的复合坚硬顶板周期破断影响下,作用于工作面前方一定范围内的煤层所受作用力呈现出周期性的阶梯式递减趋势,而工作面持续生产至 n 点的距离不断减小,使其工作面前方 n 点所处采动应力呈现明显应力变化幅度递增的加卸载变化趋势。



(a) 工作面开采的中前方煤层受力情况

(a) The working face mining in front of the coal seam stress



(b) The change trend of mining stress in the coal seam ahead of working face mining

图 4 工作面开采的前方煤层受力及其采动应力变化趋势
Fig.4 Stress of coal seam in front of mining face and its mining stress change trend

顶板周期破断步距增加过程中的循环加卸载周期呈现明显递减趋势，在其相同周期破断步距下，

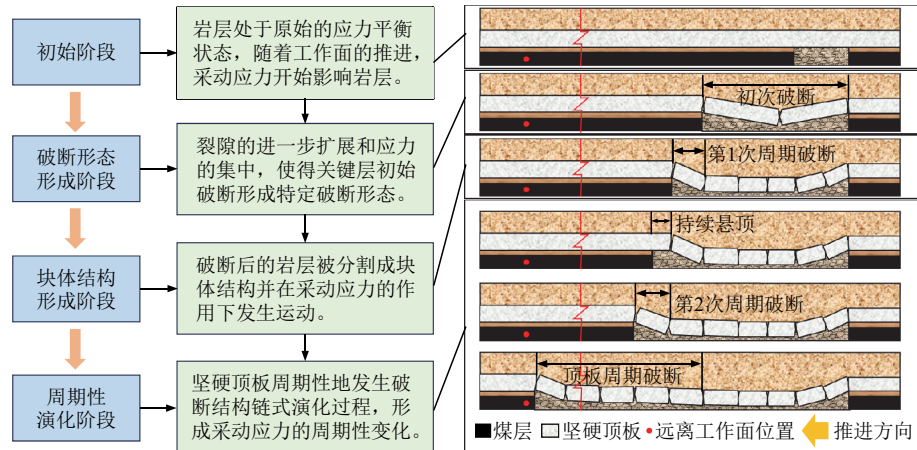


图 5 复合坚硬顶板周期破断的结构链式演化过程

Fig.5 Structural chain evolution process of periodic failure of composite hard roof

工作面开采过程中采动应力加卸载循环的应力峰值逐渐增大；不同周期破断步距下，采动应力峰值随着周期破断距离的增加而逐渐增大。顶板跨距在周期破断步距内随工作面的持续开采而增加，工作面推进过程中，其前方位置受到顶煤及其上部坚硬顶板的作用。工作面顶板周期来压步距越大，使得相同推进速度下，放顶煤时的顶煤及其上部坚硬顶板的作用面积越大，开采过程中的加卸载循环周期越长。

3.2 工作面采动影响下复合坚硬顶板周期破断链式变化规律

在复合坚硬顶板条件下的工作面开采过程中，其结构演化主要分为“初始阶段→破断形态形成阶段→块体结构形成阶段→周期性演化阶段”的 4 个阶段。在初始阶段岩层处于原始的应力平衡状态，随着工作面推进，采动应力开始影响岩层。破断形态形成阶段随着岩层位移与裂隙扩展，关键层破断形成特定破断形态。块体结构形成阶段，破断后的岩层被分割成块体结构并在采动应力的作用下发生运动。在周期性演化阶段，坚硬岩层周期性地发生破断，形成结构链式演化过程(见图 5)。

复合坚硬顶板采动影响下冲击地压的发生是由其顶板悬顶、应力增加、能量积蓄、采动影响等多个环节相互作用、相互影响的复杂过程。在复合坚硬顶板条件下的工作面开采过程中，由于顶板岩层的强度和完整性较高，顶板往往难以及时垮落，形成悬顶现象。导致采空区上方顶板岩层重量无法有效释放，进而在工作面前方及两侧煤体中产生应力集中与弹性能积蓄。随着工作面不断推进，悬顶面积增大，应力集中现象愈发显著，岩体内部储存大量的弹性能量(见图 6)。在工作面采动过程中，伴随着顶板周期性破断过程中的“悬顶-破断”链式演化过程，煤层受到采动应力的循环加卸载作用后进

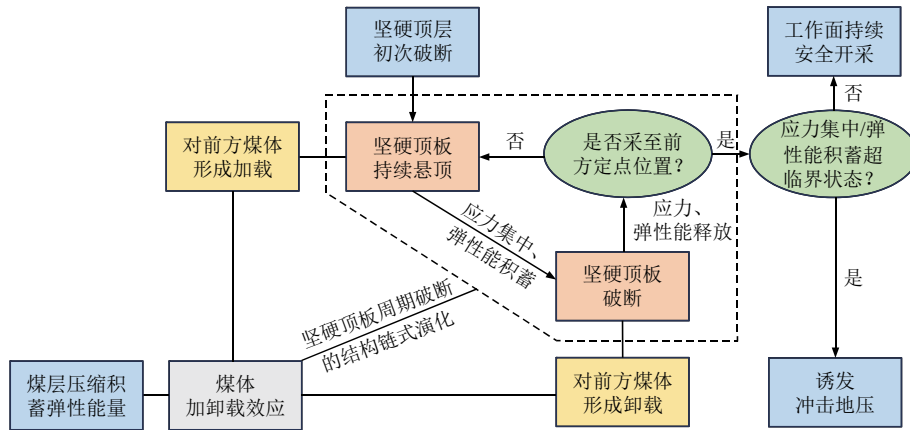


图 6 复合坚硬顶板周期破断的链式致灾模型框架

Fig.6 Chain disaster model framework for periodic failure of composite hard roof

一步变形和压缩，积蓄弹性能量。当复合坚硬顶板周期破断步距较大、岩层强度不足以抵抗外部应力作用时，该积蓄弹性能伴随着复合坚硬顶板突然破断集中释放，继而容易诱发冲击地压。

4 采动影响下煤样力学特性及其加卸载响应规律分析

在理论推导得到坚硬顶板破断步距影响的采动应力路径后，通过开展顶板破断步距影响采动应力路径下的煤样加卸载力学试验，对其应力路径影响的煤岩力学特性展开分析，旨在掌握采动应力路径影响的煤样强度及能量变化规律，形成顶板周期破断采动影响下的压裂分段长度有效选取方法。

4.1 采动影响的煤样力学试验方案

本次采用多场耦合岩体动态扰动三轴流变试验机进行加载试验^[36]，同时配备 MISTRAS 声发射测试系统，以此进行试件应力-应变曲线、声发射信号等变化情况实时监测，力学试验操作平台如图 7 所示。试验开始前选取端面平整试样，由 RSM-SY5(T)非金

属声波检测设备进行测试，剔除波速差异明显的试样后，将其分组编号为 CD 1~18 进行既定方案下的煤样力学试验分析。

根据时差定位原理，选用 4 个声发射传感器，监测试件加载过程中的声发射信号。为尽可能减少试验干扰因素，将监测门槛值设为 35 dB，滤波器上、下限分别为 1, 1 kHz，采样频率为 1 MHz。试验过程保持声发射与加载系统同步监测。为使声发射传感器沿不同方向均可监测到煤岩微破裂，在其角度为 45°，135°，225°，315°的 4 个方向均进行声发射传感器的布置(见图 8)，传感器距离试件顶底面位置均为 10 mm。

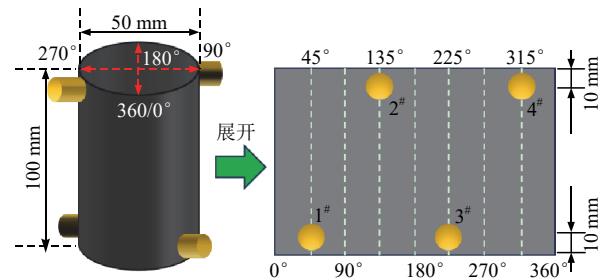


图 8 声发射传感器布置示意图

Fig.8 Schematic diagram of arrangement of acoustic emission sensors

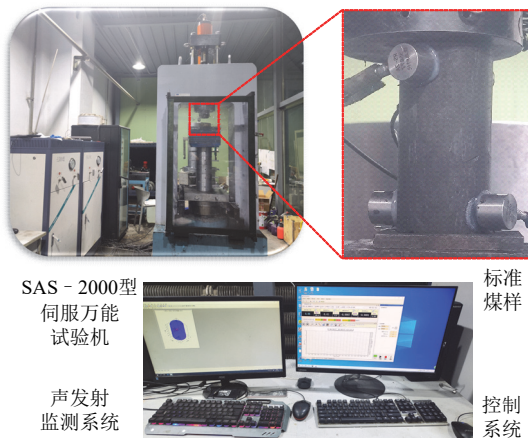


图 7 力学试验操作平台

Fig.7 Mechanical test operating platform

采动应力路径下主要分为预加载阶段、循环加卸载阶段、加载至破坏阶段 3 部分(见图 9)。预加载阶段以 $L_0/10 \text{ mm/min}$ (L_0 为依据《冲击地压测定、监测与防治方法》(GB/T 5217.2—2010)以 0.5 MPa/s 的速率加载至破坏时煤样的平均应变量)的速度加载到 B2 煤层原岩应力 9.75 MPa，保持 30 s。进入循环加卸载阶段，根据采动应力路径的不同，加卸载循环 4~8 次。加载至破坏阶段过程中，采用 $L_0/10 \text{ mm/min}$ 加载速率直至煤样破坏。因以往测得 $L_0 = 2.15$ ，为此本次设计的加载速率为 0.215 mm/min。

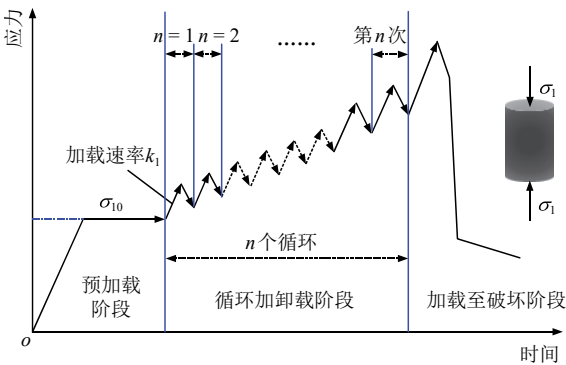


图 9 采动影响的煤样加卸载应力路径示意图

Fig.9 Schematic diagram of loading and unloading stress path of coal sample affected by mining

本试验旨在进行不同顶板破断步距对应的采动应力路径对煤样力学行为及声发射特征的影响分析。每组破断步距条件设置 3 个平行试样，共 18 个试样(见表 2)，以确保试验结果的可靠性。以现场工作面常采用的 3.2 m/d 为例，其中相同推进速度下，不同顶板破断步距采动应力路径下的加卸载参数如表 3 所示，据此进行顶板不同破断步距影响的采动应力路径下煤样力学试验。

4.2 采动应力路径影响下煤样加卸载试验结果

根据不同顶板破断步距应力路径下的循环加卸载试验，对其应力 - 应变曲线、煤样力学特性

表 2 试样加载试验条件统计表

Table 2 Statistical table of sample loading test conditions

试样编号 (sample number)	破断步距 (breaking step)/m	加卸载循环次数 (loading-unloading cycles)/次
CD1~CD3	16.0	8
CD4~CD6	19.2	7
CD7~CD9	22.4	6
CD10~CD12	25.6	5
CD13~CD15	28.8	5
CD16~CD18	32.0	4

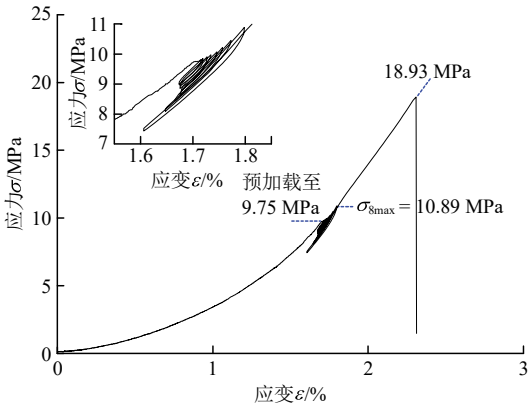
等的加卸载力学试验结果进行分析。不同顶板破断步距应力路径下相同加载速率的煤样加载过程中，破断步距较小时，采动应力路径下的煤样破坏均发生在加载至破坏阶段，而 32.0 m 的来压步距下，CD16 和 CD18 两个煤样破坏于末次的循环加卸载阶段，CD17 煤样破坏于加载至破坏阶段。

相同加载速率下，随着顶板来压步距增大，其加卸载幅度增加后的滞回环效应越明显，且普遍存在来压步距较大的应力路径下煤样应力峰值更大的特征(见图 10)。对顶板不同周期来压步距采动应力路径下相同加载速率的煤样力学试验结果加以汇总，统计数据如表 4 所示，取抗压强度位于中间值的煤样进行其试验采动应力路径影响下的声发射监测结果分析。

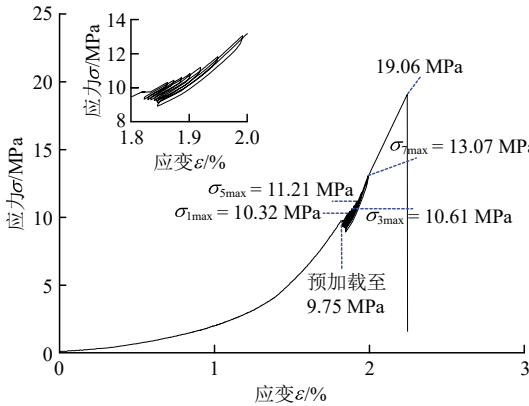
表 3 不同顶板破断步距采动应力路径下的加卸载参数

Table 3 Loading and unloading parameters under mining stress path with different roof breaking steps

序号 (No.)	破断步距(breaking step)16.0 m		破断步距(breaking step)19.2 m		破断步距(breaking step)22.4 m		破断步距(breaking step)25.6 m		破断步距(breaking step)28.8 m		破断步距(breaking step)32.0 m	
	$\sigma_{\max}$ /MPa	$\sigma_{\min}$ /MPa	$\sigma_{\max}$ /MPa	$\sigma_{\min}$ /MPa	$\sigma_{\max}$ /MPa	$\sigma_{\min}$ /MPa	$\sigma_{\max}$ /MPa	$\sigma_{\min}$ /MPa	$\sigma_{\max}$ /MPa	$\sigma_{\min}$ /MPa	$\sigma_{\max}$ /MPa	$\sigma_{\min}$ /MPa
1	9.81	8.99	10.32	9.33	10.87	9.67	11.53	10.05	11.88	10.33	12.83	10.83
2	9.85	8.94	10.44	9.31	11.12	9.71	12.01	10.19	12.45	10.54	13.90	11.29
3	9.90	8.86	10.61	9.29	11.48	9.77	12.75	10.41	13.37	10.88	15.99	12.20
4	9.97	8.77	10.84	9.25	12.04	9.86	14.12	10.83	15.10	11.55	21.77	14.86
5	10.07	8.63	11.21	9.21	13.03	10.02	17.42	11.41	19.60	13.38	-	-
6	10.22	8.43	11.82	9.11	15.24	10.41	-	-	-	-	-	-
7	10.45	8.09	13.07	8.91	-	-	-	-	-	-	-	-
8	10.89	7.43	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-



(a) 平均 16.0 m 破断步距采动应力路径
(a) Mining stress path with an average breaking step of 16.0 m



(b) 平均 19.2 m 破断步距采动应力路径
(b) Mining stress path with an average breaking step of 19.2 m

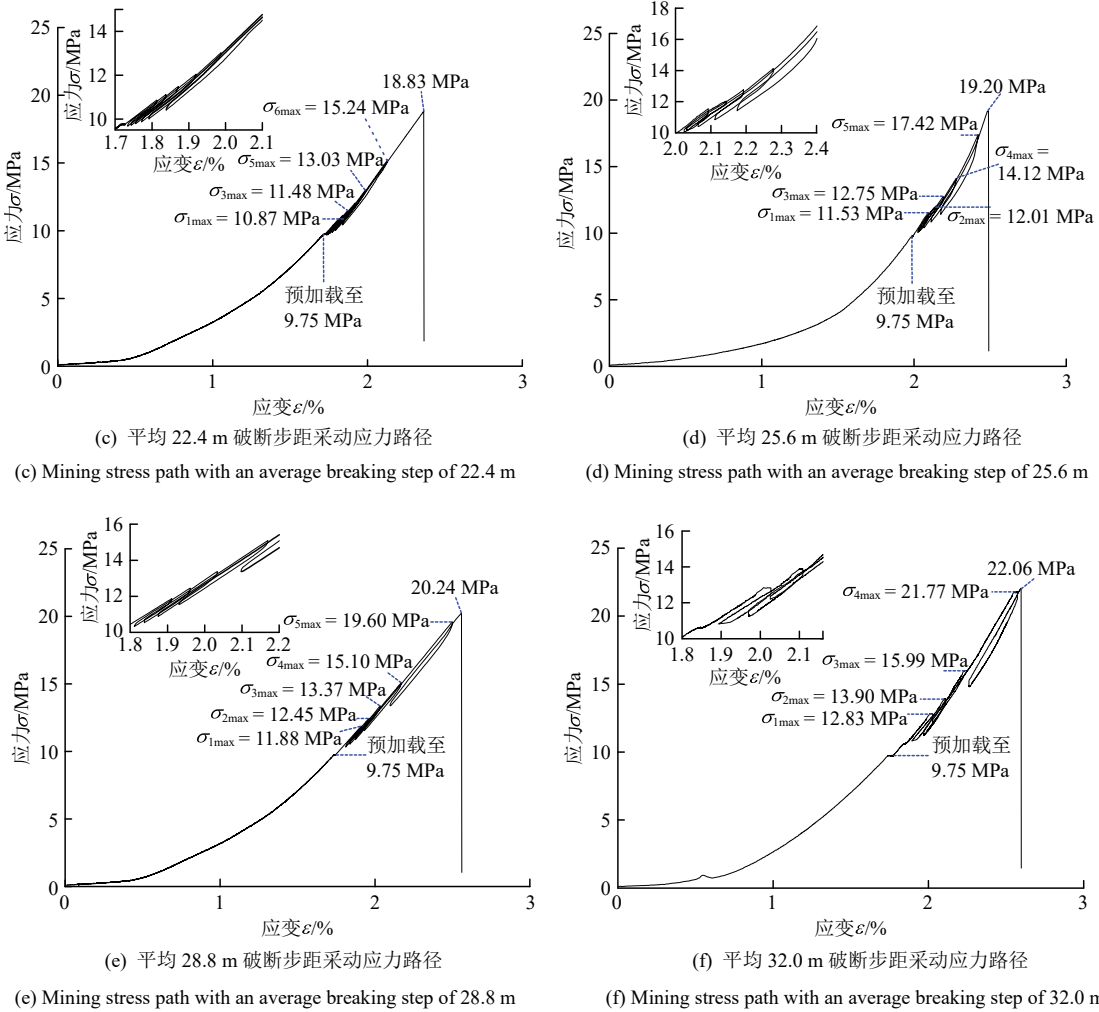


图 10 顶板不同周期破断步距采动应力路径影响的煤样应力 - 应变曲线

Fig.10 Stress-strain curves of coal sample influenced by mining stress path with different periodic breaking steps of roof

表 4 相同加载速率的循环加卸载煤样力学特征参数

Table 4 Mechanical characteristic parameters of cyclic loading and unloading coal samples with the same loading rate

破断步距 (breaking step)/m	试样编号 (sample number)	时间 (time)/s	抗压强度 (compressive strength)/MPa	峰值应变 (peak strain)/%	破断步距 (breaking step)/m	试样编号 (sample number)	时间(time)/s	抗压强度 (compressive strength)/MPa	轴向应变 (peak strain)/%
16.0	CD1	1 022.05	18.93	2.31	25.6	CD10	1 171.85	18.52	2.39
	CD2	993.53	18.39	2.22		CD11	1 239.62	19.33	2.48
	CD3	1 029.98	19.11	2.47		CD12	1 220.26	19.20	2.22
	均值	1 015.19	18.81	2.33		均值	1 210.58	19.02	2.36
19.2	CD4	1 045.51	18.46	2.28	28.8	CD13	1 298.24	19.16	2.35
	CD5	1 072.48	19.06	2.24		CD14	1 319.11	20.24	2.55
	CD6	1 095.49	19.13	2.42		CD15	1 344.69	20.65	2.48
	均值	1 071.16	18.88	2.31		均值	1 320.68	20.02	2.46
22.4	CD7	1 211.34	18.19	2.36	32.0	CD16	1 261.44	18.74	2.32
	CD8	1 194.55	18.83	2.62		CD17	1 397.87	22.06	2.60
	CD9	1 245.17	19.22	2.41		CD18	1 297.95	19.07	2.43
	均值	1 217.02	18.75	2.46		均值	1 319.09	19.96	2.45

注：32.0 m 周期破断步距下，仅 CD17 为循环加卸载结束后持续加载发生的煤样破坏，而 CD16 和 CD18 均为循环加卸载的末次加载发生煤样破坏，即其煤样破坏于循环加卸载阶段。

预加载阶段主要集中在煤样加载的弹性阶段及其弹塑性初始阶段, 为此煤样声发射定位能量事件在其预加载阶段形成连续产生的分布特征, 该阶段持续加载至 9.75 MPa 的声发射累计振铃计数、累计能量均随煤样的持续加载不断增大, 并呈明显的线性分布特征(见图 11)。循环加卸载阶段的声发射定位能量事件随其每次加卸载峰值的接近呈明显的周期性变化特征, 该阶段的声发射累计振铃计数、累计能量均呈明显的阶梯式递增变化趋势, 其中 16.0, 19.2, 22.4 m 的周期破断步距下, 其采动应力路径下的循环加卸载阶段声发射累计振铃计数、累计能量递增幅度相对较小, 而 25.6, 28.8, 32.0 m 的周期破断步距的递增幅度相对较大, 且更为明显的发生在其最后 2 次循环加卸载范围内。在加载至破坏阶段接近其峰值强度时, 其煤样的声发射累计振铃计数、累计能量均发生明显的骤增现象, 随着周期

破断步距的增大, 煤样加载至破坏阶段的峰值应力较末次循环加载的应力峰值间的应力差逐渐减小, 因而随着周期破断步距的增大, 其煤样加载至破坏阶段产生的声发射累计能量逐渐减小, 使得 32.0 m 破断步距时存在煤样的破坏发生在其循环加卸载阶段。

预加载阶段的应力路径相同, 该阶段内加载时间、声发射累计振铃计数以及累计能量的差异性较小。循环加卸载阶段随着来压步距的增长, 该阶段范围内循环加卸载作用下的累计加卸载幅度增加, 使得其循环加卸载时间、累计振铃计数、累计能量均不断增大(见表 5), 以不同方案下 3 组试样均完成循环加卸载阶段全过程的 16.0 和 28.8 m 为例, 其周期破断步距增加 1.8 倍的循环加卸载时间增加 2.26 倍、声发射累计振铃计数及其累计能量分别增加 1.75 和 3.35 倍, 随着顶板周期来压步距的增加, 其

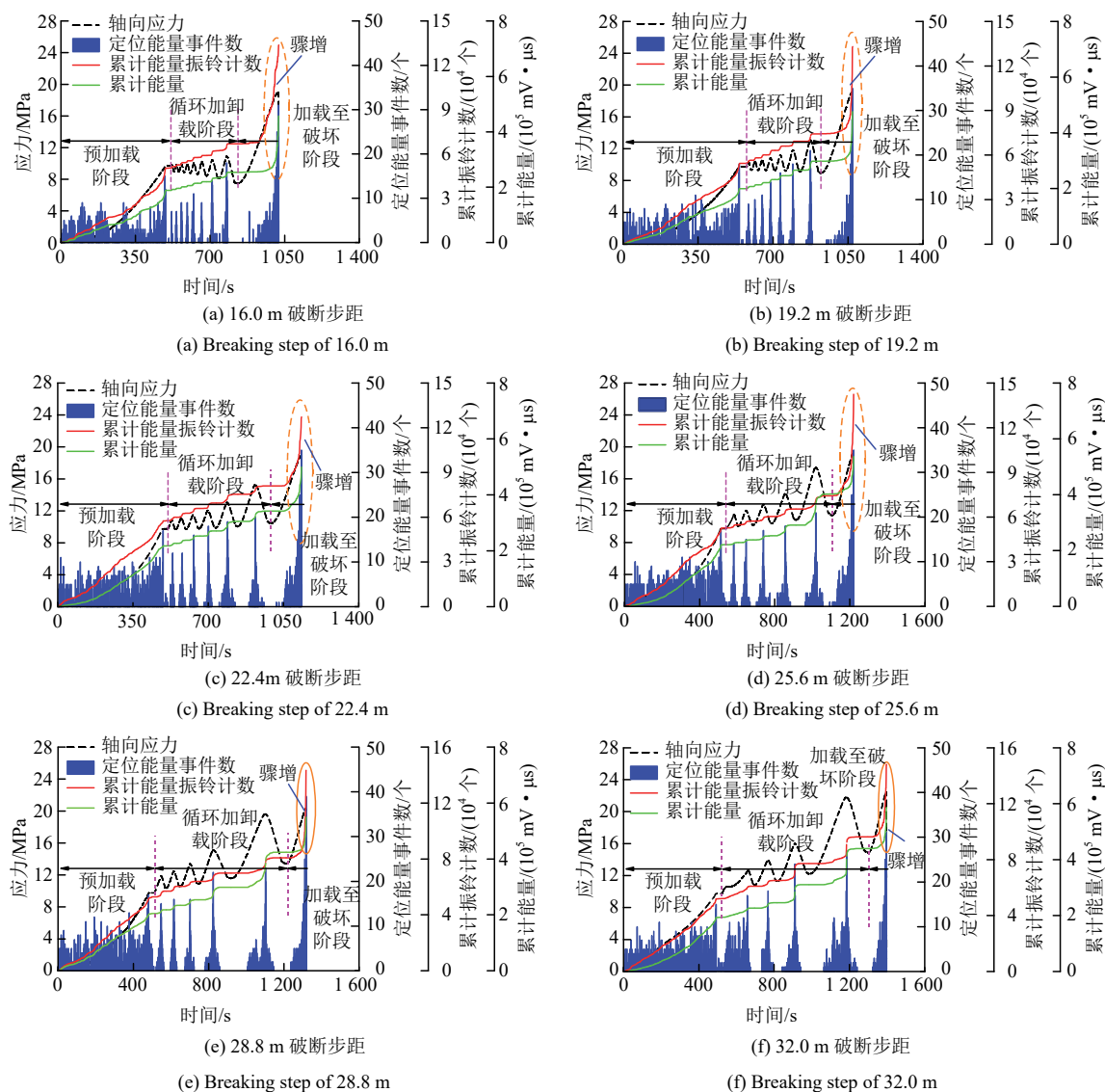


图 11 不同来压步距采动应力路径下的煤样应力-声发射能量变化曲线

Fig.11 Stress-acoustic emission energy change curve of coal sample under mining stress path with different weighting steps

表 5 采动应力路径下不同阶段的时间 - 声发射监测结果统计表

Table 5 Statistical table of time-acoustic emission monitoring results at different stages under mining stress path

破断步距 (breaking step)/m	时间(time)/s			累计振铃计数 (cumulative ringing count)/(10 ⁴ 个)			累计能量 (cumulative energy)/(10 ⁵ mV · μs)		
	预加载	循环加卸载	加载至破坏	预加载	循环加卸载	加载至破坏	预加载	循环加卸载	加载至破坏
16.0	518	308	196	5.04	1.65	6.69	1.88	0.66	2.03
19.2	566	355	150	5.42	2.01	5.87	1.98	1.00	1.78
22.4	510	480	144	5.39	2.71	4.62	2.05	1.37	1.57
25.6	541	561	118	5.23	2.20	6.82	2.19	1.84	1.33
28.8	515	697	106	5.20	2.89	6.25	2.03	2.21	1.25
32.0	524	774	100	5.19	4.44	5.18	1.93	2.47	1.47

声发射累计能量增加幅度明显大于振铃计数增加幅度，顶板周期破断步距增加造成煤样的内部损伤程度增大。加载至破坏阶段，不同应力路径下随着顶板周期破断步距增加，其煤样循环加卸载阶段结束的应力值相对更高，破坏阶段结束的煤样峰值应力随周期破断步距增加的增幅较小。周期破断步距增加，该煤样加载至破坏阶段产生的声发射累计振铃计数无明显变化规律，但其所用时间以及声发射累计能量均明显减小。

随着顶板来压步距增加，循环加卸载阶段累计能量不断增大，形成的损伤程度越高，造成该煤样加载至破坏阶段形成的声发射能量较少，即顶板破断步距增加，使得该煤样循环加卸载阶段结束后更易失稳，且 32.0 m 周期破断步距采动应力路径下的煤样尚未持续至加载至破坏阶段，便发生破坏，一定程度上表明 32.0 m 破断步距下，工作面开采尚未达到其周期破断位置时便容易诱发覆岩的集中破断。

在坚硬顶板不同周期破断步距 L 采动影响下，一定范围内煤样强度及累计声发射能量均随周期破断步距增加而增大。煤样强度与采动应力路径下的周期破断步距呈明显的非线性关系(见图 12)，其曲线表达式为 $\sigma = 2.394\ 5 \times 10^{-4} e^{L/3.629\ 6} + 18.840\ 88$ 。煤样累计声发射能量与采动应力路径下的周期破断步距程线性关系，其表达式为 $E = 3.231\ 9 + 0.080\ 89L$ 。末次加载的声发射能量随其周期破断步距的增加呈现明显的递减趋势，但 32.0 m 周期破断步距的采动应力路径下，其末次加载阶段的声发射能量为 $1.47 \times 10^5\ \text{mV} \cdot \mu\text{s}$ ，略高于 28.8 m 周期破断步距采动应力路径下的 $1.25 \times 10^5\ \text{mV} \cdot \mu\text{s}$ 。采动应力路径所处的周期破断步距越大，其单位应力增量下的声发射能量值越高，且增加幅度逐渐增大(见图 13)。其单位应力增量下的声发射能量值随采动应力路径下的周期破断步距增加呈明显的非线性变化趋势，其曲线表达式为 $E = 0.002\ 11e^{L/3.492\ 88} + 0.201\ 56$ 。

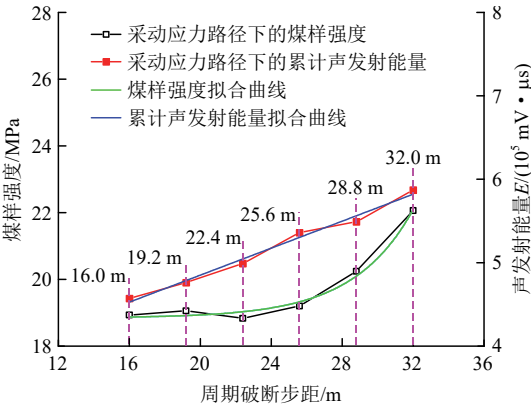


图 12 周期破断步距采动影响下的煤样强度及其累计声发射能量变化趋势

Fig.12 Variation trend of coal sample strength and cumulative acoustic emission energy under the influence of periodic breaking step mining

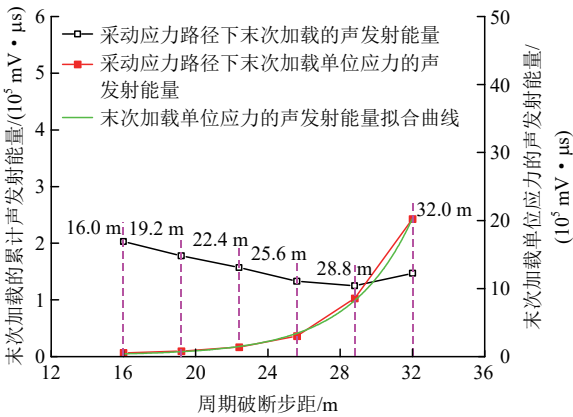


图 13 周期破断步距采动影响下末次加载的声发射能量及其单位应力的声发射能量变化趋势

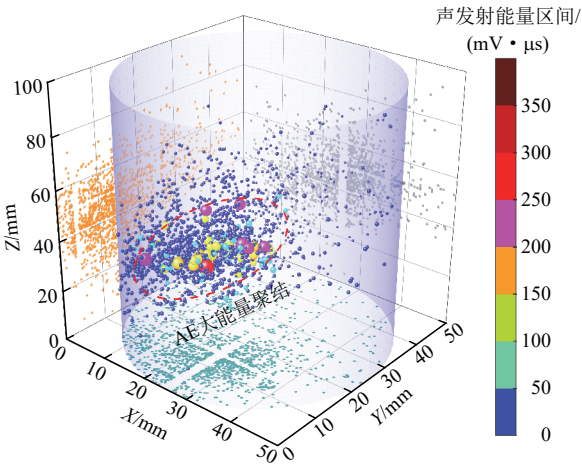
Fig.13 Variation trend of acoustic emission energy at the last loading and acoustic emission energy per unit stress under the influence of mining at cyclic breaking steps

不同坚硬顶板破断步距采动影响下的煤样破坏变化过程统计表、煤样声发射空间分布特征分别如表 6 和图 14 所示。在采动影响下，随其周期破断步距的增加，其煤样所承受的加卸载累计应力变化幅

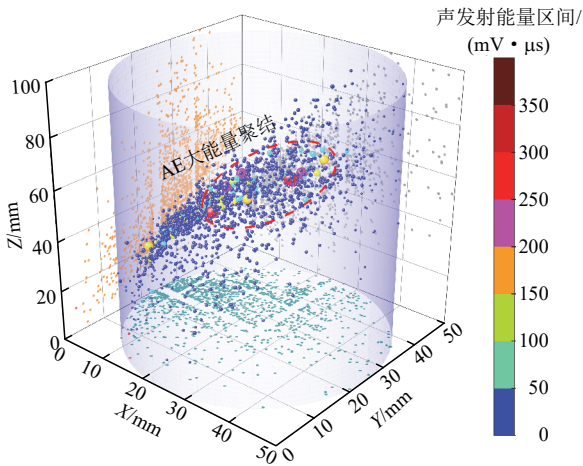
表 6 不同坚硬顶板破断步距采动影响下的煤样破坏变化过程统计表

Table 6 Statistical table of coal sample failure process under the influence of mining with different hard roof breaking steps

破断步距 (breaking step)/m	试样编号 (sample number)	初始试样 (initial sample)	裂纹扩展 (crack propagation)	试样破坏 (sample failure)	破坏情景 1 (failure scenario 1)	破坏情景 2 (failure scenario 2)
16.0	CD1					
19.2	CD5					
22.4	CD8					
25.6	CD12					
28.8	CD14					
32.0	CD17					



(a) 16.0 m 破断步距
(a) Breaking step of 16.0 m



(b) 19.2 m 破断步距
(b) Breaking step of 19.2 m

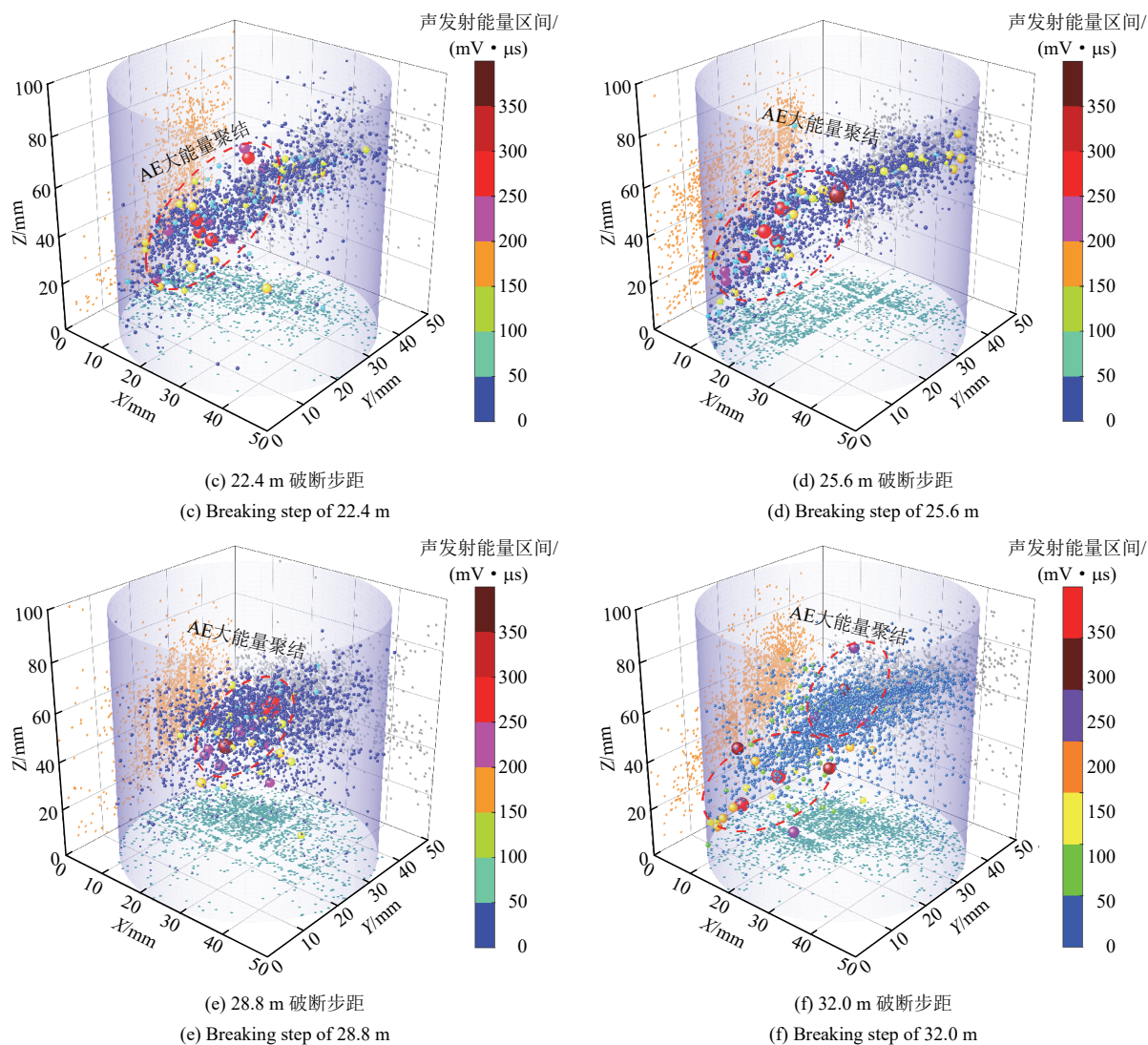


图 14 不同坚硬顶板破断步距采动影响下的煤样声发射空间分布特征

Fig.14 Spatial distribution characteristics of acoustic emission of coal samples under the influence of different hard roof breaking steps

度增大,煤样内部裂纹经历的扰动程度更高,使其裂纹扩展阶段的裂纹数量普遍增大。16.0, 19.2, 22.4 m 的周期破断步距采动影响下,典型试样破坏分别呈现出 1 条主贯通裂缝,且破坏区域主要位于试样下部;煤样剪切破坏且在其煤样中下部存在 3 处明显的裂缝;煤样主要呈现出一侧破坏的特征,16.0~22.4 m 的破断步距采动影响下,其煤样破坏程度普遍较低,试样破坏后的主体部分相对完整。同时,16.0 m 步距下的声发射定位点呈小范围簇状聚集形态,且较为明显的分布在试样的中下部,其定位点数量少、分布密集,反映出该步距下煤样破断集中区域明显但影响范围有限。随着步距增大至 19.2, 22.4 m,采动应力的传递范围逐步扩展,声发射定位点由簇状分布转为条带状延伸分布,对应于其试样发生一定的剪切破坏形式。

25.6 和 28.8 m 的周期破断步距采动影响下,煤

样整体呈明显的塑性破坏特征,多处竖向裂纹贯通使其试样呈竖向层状破坏,其煤样破坏程度明显,且较小破碎块体数量较多;32.0 m 的周期破断步距采动影响下,煤样表面块体存在明显崩落特征,其煤样破坏呈明显的剪切破坏形式,破坏程度较高,小破碎块体数量明显。25.6, 28.8, 32.0 m 的周期破断步距采动影响下,所处煤样的声发射定位点呈现较为分散的特征,其中 25.6 m 步距时的声发射事件呈明显的条带式分布,28.8 m 步距时的 200 mV · μs 以上声发射能量事件较为集中,而 32.0 m 步距时的 200 mV · μs 以上声发射能量事件较为分散。随着其采动应力路径所处周期来压步距的增大,其试样破坏时的强度普遍增加,试样破坏时内部积蓄弹性能明显增加,继而使得其试样破坏程度普遍增大;其所处煤样的声发射能量峰值逐渐升高,且 200 mV · μs 以上能量事件数量逐渐增加。

4.3 不同破断步距采动应力路径下的煤样冲击效
应及其加卸载响应规律

在震地力学、断裂力学等学科的基础上，X. C. Yin 和 C. Yin^[37]首先提出了新的地震预测方法——加卸载响应比理论，探讨了加卸载响应比对岩石破坏的前兆特性。为了定量刻画加载响应与卸载响应的差别，定义了 2 个基本量。将响应率 X 定义为

$$X = \lim_{\Delta P \rightarrow 0} \frac{\Delta R}{\Delta P} \tag{5}$$

式中： ΔP 和 ΔR 分别为载荷 P 和响应 R 对应增量。

在材料的本构曲线中，曲线加载应变响应率与卸载应变响应率的差异反映了材料的损伤程度，二者的比值即为加卸载响应比。令 X_+ 及 X_- 分别代表加载与卸载时的响应率，把应力当作荷载，把应变当作响应^[37]，通过加载阶段的响应率与卸载阶段响应率的比值，将加卸载响应比 Y 定义为

$$Y = \frac{X_+}{X_-} = \frac{d\varepsilon_+}{d\sigma_+} \bigg/ \frac{d\varepsilon_-}{d\sigma_-} = \frac{E_-}{E_+} \tag{6}$$

式中： ε 为应变， σ 为应力， E 为弹性模量，下标“+”，“−”分别代表加、卸载阶段。

崔 峰等^[10]通过分析加卸载响应比特征，获得了煤样冲击类型及其响应规律，并提出了根据采动加卸载响应比合理确定冲击地压矿井工作面推进速度的方法(见表 7)。

随着不同应力路径所处周期破断步距的增加，

其煤样破坏程度普遍增大，至其应力路径所处周期破断步距为 32.0 m 时，煤样破坏时表面块体崩落，煤样破坏程度较高，其弹性模量加卸载响应比、声发射数量/加卸载大小的响应比均高于其采动应力路径下煤样循环加卸载响应比评价指标的临界值。且 32.0 m 周期破断步距的采动应力路径下，存在 2 个煤样在其最后一次循环加卸载的过程中，便发生煤样的破坏，对应于其 32.0 m 周期破断步距的采动应力路径下，远离工作面位置的一点位置处，在其工作面尚未开采此处区域时便发生煤体的集中破坏效应(见表 8)。

通过周期破断步距采动影响下的煤样破坏情况及其加卸载响应比的引入，综合确定了 32.0 m 周期破断步距采动应力路径下的煤样可视为冲击煤样。因此，为满足矿井的安全高效开采及其有效降低矿井生产成本的综合要求，其复合坚硬顶板的周期破断步距应控制在 28.8~32.0 m 范围。

5 分段长度影响的压裂效果数值分
析及其现场应用

5.1 分段压裂长度影响的数值计算模型构建

根据现场地质情况，以 B2 煤层及顶板岩层为例，构建分段水力压裂三维数值计算模型，在分段压裂长度影响的裂缝扩展规律模拟分析时，为

表 7 采动应力路径下煤样循环加卸载响应比评价指标

Table 7 Evaluation index of cyclic loading-unloading response ratio of coal samples under mining stress path

评价指标 (evaluation index)	计算公式 (computing formula)	判别依据 (discrimination basis)
加卸载响应比	1. 弹性模量响应比 $Y_a = E_- / E_+$; 2. 单位应力下声发射数量响应比 $Y_d = (N_+ / \sigma_+) / (N_- / \sigma_-)$	1. 煤样循环加卸载下的弹性模量响应比大于 2; 2. 声发射数量/加卸载大小的响应比，即单位应力变化量下的声发射数量比大于 2

表 8 不同顶板破断步距采动应力路径下煤样破坏情况及其加卸载响应统计表

Table 8 Statistical table of coal sample failure and its loading and unloading response under mining stress path with different roof breaking steps

破断步距 (breaking step)/m	破坏特征 (failure characteristics)	弹性模量加卸载响应比 (elastic modulus loading and unloading response ratio)	声发射数量/加卸载大小的响应比 (response ratio of acoustic emission number/loading-unloading size)
16.0		1.15	1.35
19.2	试样破坏后的主体部分相对完整	1.27	1.47
22.4		1.44	1.65
25.6	煤样破坏程度明显，呈竖向层状破坏，且煤样破坏形成的较小破碎块体数量较多	1.69	1.72
28.8		1.89	1.92
32.0	煤样表面块体崩落，形成明显的剪切破坏，破坏程度较高，小破碎块体数量明显	2.13	2.24

了数值模拟数据的合理性，对所作模型假设如下：(1) 不考虑流体重力影响。在实际压裂过程中，流体重力对裂缝垂向扩展的影响远小于地层应力作用，尤其在水平井分段压裂中更为微弱。(2) 注入流体不与地层产生物理化学作用。本研究聚焦于压裂过程中的裂缝扩展行为，该类假设可有效隔离力学与化学耦合效应，使模拟更集中于关键裂缝扩展过程。(3) 不考虑压裂液滤失引起的应力场变化。滤失虽局部改变孔隙压力，但对远场应力分布的影响较小，且在施工时间尺度内应力重分布效应不显著。本文采用煤岩基础力学参数(见表 9)对数值模拟计算的煤岩参数进行赋值。

考虑到现场压裂施工现有设备的最大注水压裂流量为 2.0 m³/min，且关键层位于煤层上部 2.64 m 高度约 26.10 m 的复合坚硬顶板，以往现场的压裂半径约 25 m。为此，在分段压裂前，结合压裂施工设备要求及其以往工业性试验，设计其压裂注水流量为 2.0 m³/min，压裂钻孔的垂直高度为煤层上部 15 m，钻孔孔间距设计为 50 m。为方便施工选取与工作面推进方向一致的角度进行大型采场水力压裂模拟分析，以确定其分段长度影响的裂缝分

布特征。

不同分段压裂长度影响的数值模拟方案设计与构建如图 15 所示，模型设计尺寸的长×宽×高为 430 m×140 m×230 m。岩层倾角为 14°、压裂钻孔与工作面走向方向的偏向角一致均为 5°。其地应力场： $\sigma_1=13.35$ MPa， $\sigma_2=6.44$ MPa， $\sigma_3=9.75$ MPa。分段长度分别设置为 22.5，25.0，27.5，30.0，32.5，35.0 m，在相同压裂模拟时间下，进行不同分段长度影响的裂缝扩展特征分析。水力压裂模拟试验在进行 0.1 s 机械活动计算后，开启流体活动，并在模拟结束后测量其裂缝扩展长度，据此进行不同分段长度影响的压裂效果分析。

5.2 分段压裂裂缝扩展特征及其合理长度确定模拟计算分析

通过模拟计算结果(见图 16, 17)可知，不同分段间距均会影响裂缝扩展，使裂缝有效穿过复合坚硬顶板岩层，在 22.5 m 分段压裂长度影响下，因分段长度较小，相邻分段的裂缝间存在明显缝间干扰，裂缝分布形态较为复杂，随着水力压裂分段间距增加，其缝间干扰作用逐渐减弱，当分段长度为 27.5 m 时，缝间干扰使得裂缝扩展的复杂程度明显降低。

表 9 水力压裂数值模拟主要煤岩力学参数
Table 9 Main mechanical parameters of coal and rock in numerical simulation of hydraulic fracturing

序号 (No.)	岩性 (lithology)	密度(density) $\rho /(\text{kg} \cdot \text{m}^{-3})$	泊松比 (Poisson's ratio)	杨氏模量 (Young's modulus)/GPa	抗拉强度 (tensile strength)/MPa	抗压强度 (compressive strength)/MPa	内摩擦角 (internal friction angle)/(°)	断裂韧度 (fracture toughness)/ (MPa · m ^{1/2})
1	B3 煤层	1 512	0.310	5.70	2.75	19.15	30.25	0.30
2	粉砂岩	2 447	0.260	18.85	6.89	56.85	30.22	0.58
3	中粒砂岩	2 574	0.250	16.48	3.61	68.25	29.26	0.79
4	细粒砂岩	2 631	0.210	13.57	3.17	75.25	28.86	0.72
5	泥岩	2 533	0.280	8.50	2.28	33.50	30.41	0.61
6	B2 煤层	1 640	0.290	6.00	2.21	15.78	29.72	0.32
7	粗粒砂岩	2 543	0.210	19.80	4.48	45.62	29.98	0.82

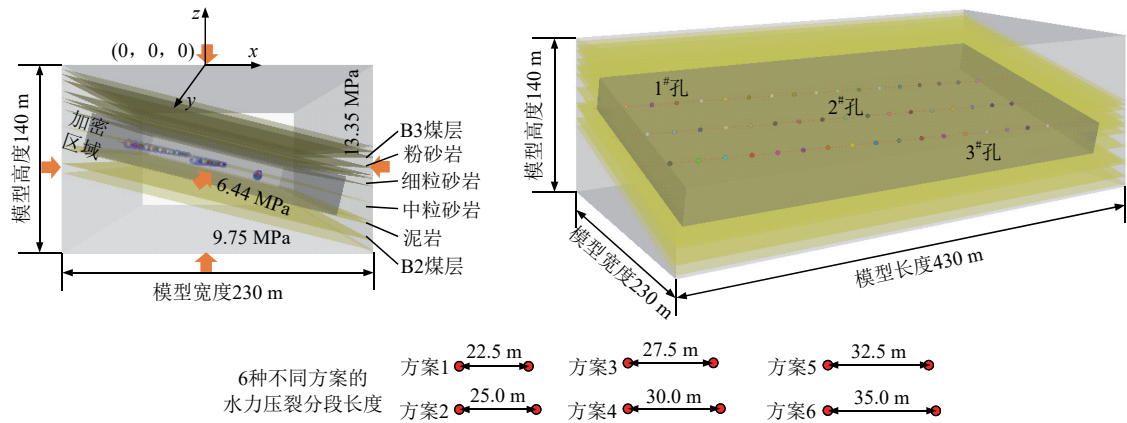


图 15 不同分段压裂长度影响的数值模拟方案设计与构建

Fig.15 Design and construction of numerical simulation scheme for the influence of different staged fracturing lengths

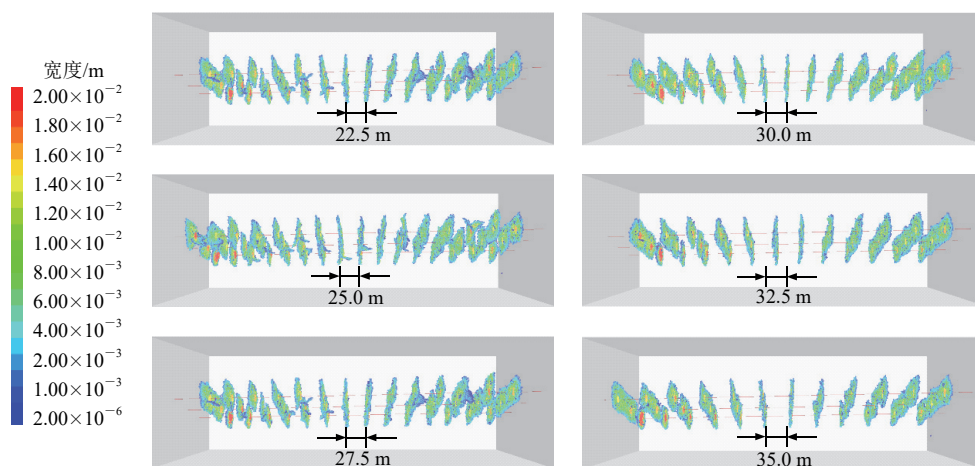


图 16 侧视方向分段水力压裂裂缝扩展分布特征

Fig.16 Distribution characteristics of fractured hydraulic fracturing in side view direction

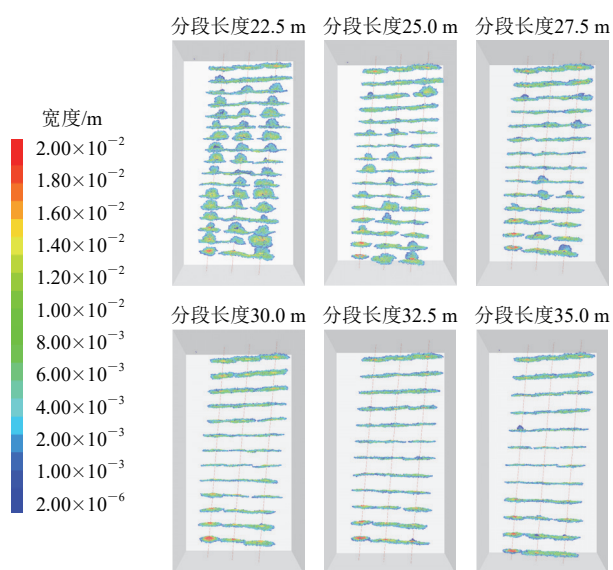


图 17 俯视方向分段水力压裂裂缝扩展分布特征

Fig.17 Distribution characteristics of fractured hydraulic fracturing in top view direction

在水力压裂分段长度为 30.0, 32.5, 35.0 m 时, 其裂缝间的缝间干扰作用明显消失, 裂缝发育较为平整。以俯视方向压裂层剖面位置的裂缝扩展分布特征为例, 不同分段长度的相邻裂缝间距如图 18 所示。分段长度 22.5 m 压裂时, 同一分段相邻裂缝累计间隔长度存在两处明显的峰值, 其峰值位置的裂缝累计间隔长度分别为 22.68, 22.85 m, 随着分段长度增加, 其同一分段相邻裂缝累计间隔长度普遍减小。25.0 m 分段长度的两处峰值位置裂缝累计间隔长度分别 11.46 和 11.08 m, 27.5 m 分段长度的两处峰值位置裂缝累计间隔长度分别 11.46 和 11.08 m。在分段长度为 30.0 m 时, 其同一分段相邻裂缝累计间隔长度明显减小, 裂缝间的最大间隔长度为 7.86 m。随着其分段长度增加至

32.5, 35.0 m 时, 其同一分段相邻裂缝的间隔长度峰值虽存在一定增加, 但其存在明显间隔的分段数量明显减小。

当水力压裂的分段间距较小时, 其相邻分段压裂的裂缝间存在明显的缝间干扰, 且裂缝分布形态较为复杂。随着水力压裂分段间距的增加, 其缝间干扰作用逐渐减弱, 当其分段长度超过 30 m 后, 缝间干扰作用明显减小, 使得裂缝扩展相对平整。同时, 30 m 分段长度时, 相邻裂缝间未达到压裂贯穿时的剩余间隔相对较小, 且采动应力路径下煤样加卸载力学试验及其加卸载响应比相关分析引入后, 复合坚硬顶板的周期破断步距控制范围的确定结果符合要求。为此其合理的水力压裂分段长度应为 30.0 m。

5.3 分段长度合理确定的现场效果应用分析

基于理论分析、力学试验及其数值计算综合分析, 确定了 B2 煤层 I010206 工作面开采的合理分段长度。现场施工共进行 3 个钻孔的分段水力压裂, 其现场分段压裂高度均为煤层顶部上方 15 m 处, 平均压裂时长约 75.0 min。由下顺槽至上顺槽分别为 1#~3# 钻孔, 压裂分段数量分别为 13 段、13 段、14 段, 压裂长度分别为 502, 481, 517 m, 平均单次拖动的分段长度约 29.72 m。

考虑到现场工程施工条件等的影响, 其压裂分段长度施工与设计值存在一定变化, 但其变化程度较小, 为此本次采取该类参数进行压裂前后的现场应用分析。通过对水力压裂前后工作面开采约 200 m 范围内的微震能量与频次进行统计, 绘制出微震事件能量频次分布特征如图 19 所示。据此对分段水力压裂的卸压效果进行分析, 以掌握煤岩体区域超前卸压后能量变化规律。

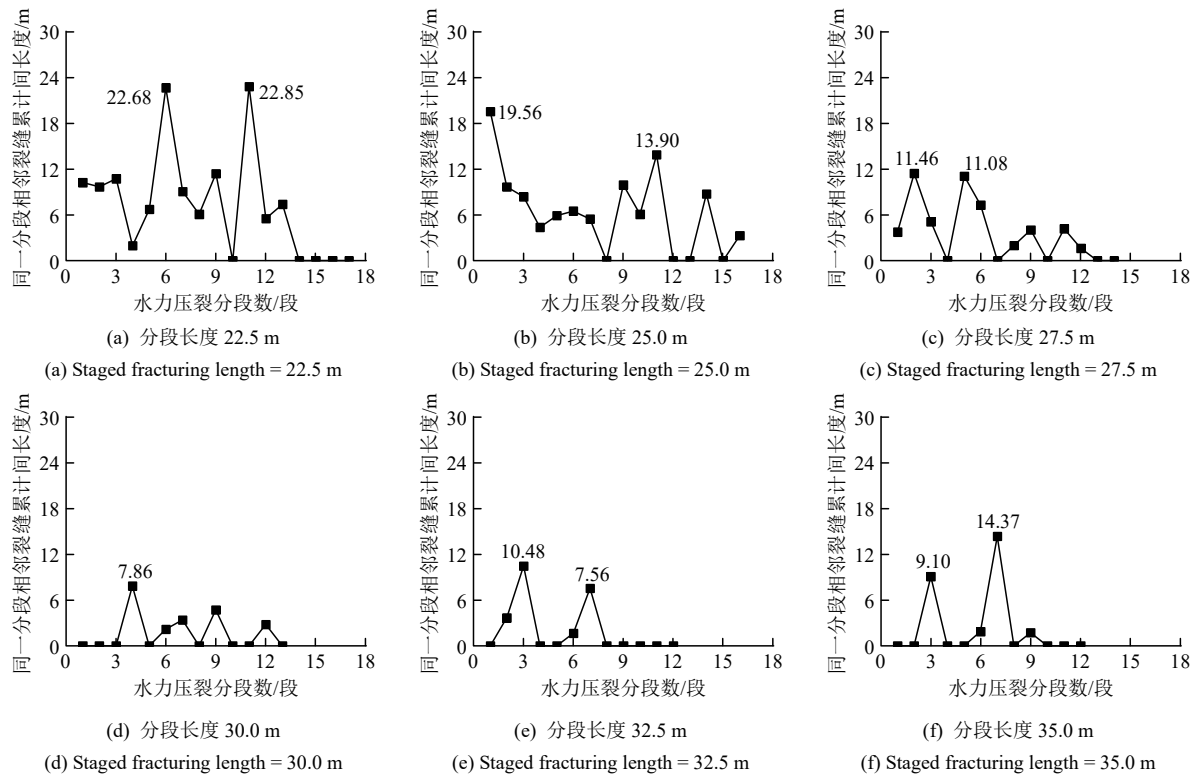


图 18 不同分段长度的相邻裂缝间距变化情况

Fig.18 Variation of adjacent crack spacing with different segment length

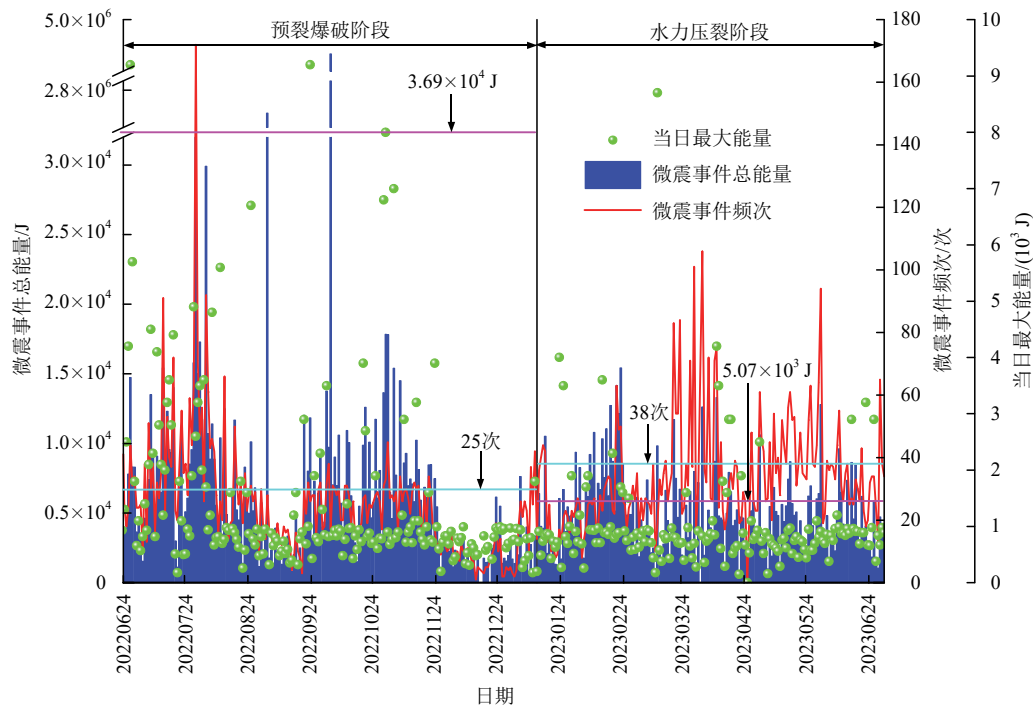


图 19 水力压裂前后微震事件能量/频次对比图

Fig.19 Comparison of energy/frequency of microseismic events before and after hydraulic fracturing

在分段水力压裂卸压调控前,工作面回采期间周期来压时每日微震事件总能量总体高于 1×10^4 J,当水力压裂实施后,工作面微震事件总体控制在 10^4 J 以下,微震事件能量、频次呈现明显降低趋

势。同时,分段水力压裂卸压调控前,发生 1×10^6 J 的微震事件,微震事件能量分别为 2.31×10^6 和 4.00×10^6 J。水力压裂前,在考虑 2 处极端大能量事件的影响下,其工作面开采的单日微震能量平均值

为 $3.69 \times 10^4 \text{ J}$, 明显高于其水力压裂后 $5.07 \times 10^3 \text{ J}$ 的单日微震能量平均值; 若不考虑其极端大能量事件的影响, 其压裂前工作面开采的单日微震能量平均值为 $5.61 \times 10^3 \text{ J}$, 高于压裂后单日微震能量平均值约 10.65%。且水力压裂前微震单日频次平均值为 25 次, 水力压裂后微震频次平均值 38 次, 较压裂前的微震单日频次增幅达到 52.0%。水力压裂使复合坚硬顶板的能量得到有效释放, 每日微震能量平均值下降的同时微震事件频次明显上升, 表明水力压裂后覆岩能量释放总量降低, 微震大能量事件转化为数量更多的小能量事件。

在分段压裂前后的工作面各推进 200 m 的相同条件下, 压裂后微震释放总能量显著降低。压裂前出现 2 次 $10^6 \sim 10^7 \text{ J}$ 及 1 次 $10^5 \sim 10^6 \text{ J}$ 的大能量事件, 而压裂后所有事件能量均降至 10^4 J 以下, 表明压裂措施有效控制了大能量微震的发生。分段压裂施工前后, 微震事件均呈现明显的超前分布现象, 且压裂后微震事件的超前明显分布区域较压裂前减少约 40 m, 其分段压裂对超前影响范围具有明显调控作用。压裂前后震源集中区均偏向 I010202 采空区一侧, 且其倾向分布范围与对应阶段工作面宽度具有较好一致性, 但其压裂后 10^2 J 以上的微震能量事件较为分散、集中程度较压裂前明显降低(见图 20), 这与微震事件频次增加、能量级降低的统计特征相

印证, 进一步说明了压裂措施促使岩体破裂活动在空间上由条带状集中转向区域化分散。

I010206 工作面水力压裂前后微震事件能量分区统计表如表 10 所示, 除 2 次 10^6 J 以上的大能量事件外, 压裂前 $0 \sim 10 \text{ J}$ 微震事件频次为 560 次, 远远低于压裂后的 1 639 次, $10 \sim 10^2 \text{ J}$ 微震事件为 1 926 次同样低于压裂后的微震事件数, 大于 10^2 J 微震事件频次高于压裂后, 且未出现大于 10^4 J 的微震事件。水力压裂阶段后 $0 \sim 10^2 \text{ J}$ 的微震事件占总微震事件的 671.74%, 高于水力压裂前工作面开采阶段 $0 \sim 10^2 \text{ J}$ 的微震事件占比 488.31%。工作面水力压裂有效降低了复合坚硬顶板中的能量, 其微震能量主要由小于 10^3 J 微震事件组成, 说明水力压裂达到了较好的卸压效果。

基于采动影响下顶板周期破断的加卸载效应理论分析、采动应力路径下的煤样力学试验与分段长度影响的数值计算综合研究, 构建了复合坚硬顶板周期破断影响的加卸载力学模型, 推导了工作面开采复合坚硬顶板周期破断的采动应力表达公式, 厘清了工作面开采过程中前方煤体采动应力的变化规律, 明确了采动应力峰值随着周期破断距离的增加而逐渐增大的特征。并且, 基于周期破断步距采动影响下的煤样破坏情况及其加卸载响应比的引入, 确定了采动应力路径影响下的冲击煤样所处周期破

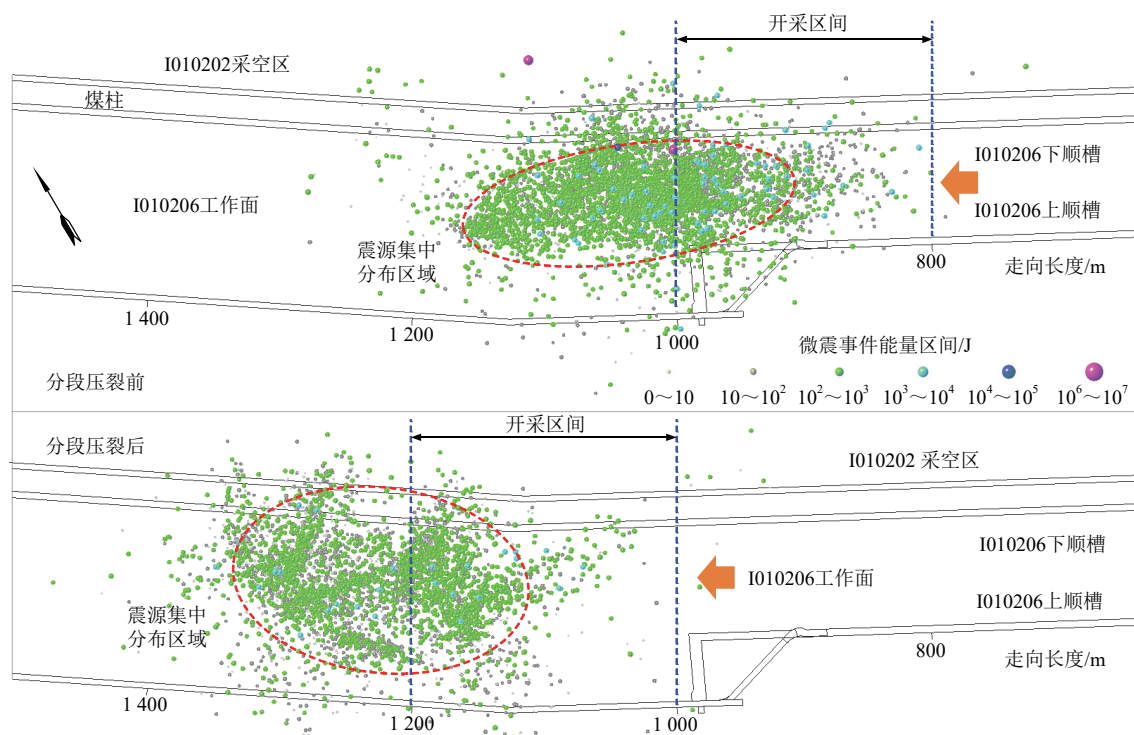


图 20 分段压裂前后微震事件空间分布特征

Fig.20 Spatial distribution characteristics of microseismic events before and after staged fracturing

表 10 I010206 工作面水力压裂前后微震事件能量分区统计表
Table 10 Statistical table of energy zoning of microseismic events before and after hydraulic fracturing in I010206 working face

微震能量区间 (microseismic energy interval)/J	压裂时间段(fracturing time period)			
	压裂前(before fracturing)		压裂后(after fracturing)	
	事件数量/个 (number of events)	事件占比 (event proportion)/‰	事件数量/个 (number of events)	事件占比 (event proportion)/‰
0~10	560	109.99	1 639	286.49
10~10 ²	1 926	378.32	2 204	385.25
10 ² ~10 ³	2 532	497.35	1 850	323.37
10 ³ ~10 ⁴	70	13.75	28	4.89
10 ⁴ ~10 ⁵	1	0.20	0	0
10 ⁵ ~10 ⁶	0	0	0	0
10 ⁶ ~10 ⁷	2	0.39	0	0

断步距, 据此形成了复合坚硬顶板条件下冲击地压防治的断链尺寸确定方法。现场工业性试验结果显示, 采用该方法优选的分段长度现场应用后, 高能量事件占比明显降低, 10⁴J 以上大能量事件有效消除, 验证了该分段长度在控制顶板破断步距、实现能量可控释放方面的有效性, 为类似条件下冲击地压防治提供了参考依据。

6 结论与展望

本文综合构建了采动影响下煤样加卸载响应比的分段压裂断链尺寸确定方法, 并完成水力压裂的分段长度合理确定与现场工业试验验证, 得到如下结论:

(1) 构建了基于复合坚硬顶板周期破断影响的采动应力循环加卸载结构模型, 进行了复合坚硬顶板周期破断影响的采动应力计算推导, 厘清了不同顶板破断步距影响下, 工作面前方煤体受力与采动应力的变化趋势。在相同周期破断步距下, 工作面开采过程中采动应力加卸载循环的应力峰值逐渐增大; 不同周期破断步距下, 采动应力峰值随着周期破断距离的增加而逐渐增大。

(2) 随顶板破断步距增大, 其采动应力路径下的煤样加卸载幅度增强, 累计声发射能量升高, 导致煤样更易在较高应力水平下发生失稳破坏。破断步距从 16.0 m 增加至 32.0 m 时, 采动应力加卸载幅度明显增强, 弹性模量的加卸载响应比由 1.15 升至 2.13, 煤体冲击危险性显著上升。结合周期破断步距采动影响下的煤样破坏情况与加卸载响应比,

综合确定了 32.0 m 周期破断步距采动应力路径下的煤样可视为冲击煤样, 其顶板破断步距应控制在 28.8~32.0 m 范围。

(3) 数值模拟计算掌握了 30 m 的分段长度有效减弱相邻裂缝间的干扰, 使裂缝扩展形态趋于平整, 且相邻裂缝间未贯穿的剩余间隔相对较小。分段长度合理选取现场压裂后, 较压裂前的单日微震频次增幅达到 52.0%, 高能量事件占比明显降低, 10⁴J 以上大能量事件有效消除, 验证了该分段长度在实现能量可控释放方面的有效性, 为类似条件下冲击地压防治提供了参考依据。

本文研究适用于坚硬顶板长距离分段压裂的冲击地压防治, 工程应用建议采用该类方法进行坚硬顶板分段压裂长度的合理选取, 未来研究将聚焦于分段长度等压裂参数自适应动态调控。

参考文献(References):

[1] 潘一山, 代连朋. 煤矿冲击地压发生理论公式[J]. 煤炭学报, 2021, 46(3): 789 - 799.(PAN Yishan, DAI Lianpeng. Theoretical formula of rock burst in coal mines[J]. Journal of China Coal Society, 2021, 46(3): 789 - 799.(in Chinese))

[2] 齐庆新, 马世志, 孙希奎, 等. 煤矿冲击地压源头防治理论与技术架构[J]. 煤炭学报, 2023, 48(5): 1 861 - 1 874.(QI Qingxin, MA Shizhi, SUN Xikui, et al. Theory and technical framework of coal mine rock burst origin prevention[J]. Journal of China Coal Society, 2023, 48(5): 1 861 - 1 874.(in Chinese))

[3] 窦林名, 王永忠, 卢方舟, 等. 急倾斜特厚煤层冲击地压防治探索与总结[J]. 煤炭科学技术, 2024, 52(1): 84 - 94.(DOU Linming, WANG Yongzhong, LU Fangzhou, et al. Exploration and summary of prevention and control of rock burst in steeply inclined and ultra-thick coal seam[J]. Coal Science and Technology, 2024, 52(1): 84 - 94.(in Chinese))

[4] 谭云亮, 张修峰, 肖自义, 等. 冲击地压主控因素及孕灾机制[J]. 煤炭学报, 2024, 49(1): 367 - 379.(TAN Yunliang, ZHANG Xiufeng, XIAO Ziyi, et al. Main control factors of rock burst and its disaster evolution mechanism[J]. Journal of China Coal Society, 2024, 49(1): 367 - 379.(in Chinese))

[5] 潘一山, 李忠华, 章梦涛. 我国冲击地压分布、类型、机理及防治研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2023, 22(11): 1 844 - 1 851.(PAN Yishan, LI Zhonghua, ZHANG Mengtao. Distribution, type, mechanism and prevention of rockburst in China[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2023, 22(11): 1 844 - 1 851.(in Chinese))

[6] 姜耀东, 潘一山, 姜福兴, 等. 我国煤炭开采中的冲击地压机理和

- 防治[J]. 煤炭学报, 2014, 39(2): 205 - 213.(JIANG Yaodong, PAN Yishan, JIANG Fuxing, et al. State of the art review on mechanism and prevention of coal bumps in China[J]. Journal of China Coal Society, 2014, 39(2): 205 - 213.(in Chinese))
- [7] 潘俊锋, 康红普, 闫耀东, 等. 顶板“人造解放层”防治冲击地压方法、机理及应用[J]. 煤炭学报, 2023, 48(2): 636 - 648.(PAN Junfeng, KANG Hongpu, YAN Yaodong, et al. The method, mechanism and application of preventing rock burst by artificial liberation layer of roof[J]. Journal of China Coal Society, 2023, 48(2): 636 - 648.(in Chinese))
- [8] 来兴平, 王春龙, 单鹏飞, 等. 采动覆岩破坏演化特征模型实验与分析[J]. 西安科技大学学报, 2016, 36(2): 151 - 156.(LAI Xingping, WANG Chunlong, SHAN Pengfei, et al. Model experiment and analysis on failure evolution characteristics of mining overburden strata[J]. Journal of Xi'an University of Science and Technology, 2016, 36(2): 151 - 156.(in Chinese))
- [9] 高明忠, 王明耀, 谢 晶, 等. 深部煤岩原位扰动力学行为研究[J]. 煤炭学报, 2020, 45(8): 2 691 - 2 703.(GAO Mingzhong, WANG Mingyao, XIE Jing, et al. In-situ disturbed mechanical behavior of deep coal rock[J]. Journal of China Coal Society, 2020, 45(8): 2 691 - 2 703.(in Chinese))
- [10] 崔 峰, 贾 冲, 来兴平, 等. 基于加卸载响应比的冲击地压矿井急倾斜巨厚煤层推进速度研究[J]. 煤炭学报, 2022, 47(2): 745 - 761.(CUI Feng, JIA Chong, LAI Xingping, et al. Study on advancing rate of steeply inclined extra-thick coal seam in rock burst mine based on loading-unloading response ratio[J]. Journal of China Coal Society, 2022, 47(2): 745 - 761.(in Chinese))
- [11] 杨继华, 盛 谦, 朱泽奇, 等. 地下岩体洞室群地震响应的加、卸载响应比分析[J]. 岩土力学, 2012, 33(7): 2 127 - 2 132.(YANG Jihua, SHENG Qian, ZHU Zeqi, et al. Loading/unloading response ratio study of seismic response on underground rock cavern group[J]. Rock and Soil Mechanics, 2012, 33(7): 2 127 - 2 132.(in Chinese))
- [12] 夏 冬, 杨天鸿, 王培涛, 等. 干燥及饱和岩石循环加卸载过程中声发射特征试验研究[J]. 煤炭学报, 2014, 39(7): 1 243 - 1 247.(XIA Dong, YANG Tianhong, WANG Peitao, et al. Experimental study of acoustic emission characteristics of dry and saturated rocks during cyclic loading and unloading process[J]. Journal of China Coal Society, 2014, 39(7): 1 243 - 1 247.(in Chinese))
- [13] 张浪平, 尹祥础, 梁乃刚, 等. 加卸载响应比与损伤变量关系研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2008, 27(9): 1 874 - 1 881.(ZHANG Langping, YIN Xiangchu, LIANG Naigang, et al. Study on relation between load/unload response ratio and damage variable[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2008, 27(9): 1 874 - 1 881.(in Chinese))
- [14] 高真平, 李庶林, 黄 波, 等. 岩石破坏前的损耗比及加卸载响应比特性研究[J]. 地下空间与工程学报, 2017, 13(1): 35 - 40.(GAO Zhenping, LI Shulin, HUANG Bo, et al. Study on the Characteristics of loss ratio and loading-unloading response ratio before rock failure[J]. Chinese Journal of Underground Space and Engineering, 2017, 13(1): 35 - 40.(in Chinese))
- [15] 李庶林, 周梦婧, 高真平, 等. 增量循环加卸载下岩石峰值强度前声发射特性试验研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2019, 38(4): 724 - 735.(LI Shulin, ZHOU Mengjing, GAO Zhenping, et al. Experimental study on acoustic emission characteristics before the peak strength of rocks under incrementally cyclic loading-unloading methods[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2019, 38(4): 724 - 735.(in Chinese))
- [16] 夏彬伟, 刘仕威, 欧昌楠, 等. 综放采动应力路径下单裂隙砂岩力学特性试验研究[J]. 煤炭科学技术, 2022, 50(2): 95 - 105.(XIA Binwei, LIU Shiwei, OU Changnan, et al. Experimental study on mechanical properties of sandstone with single fracture under fully-mechanized top-coal caving mining stress path[J]. Coal Science and Technology, 2022, 50(2): 95 - 105.(in Chinese))
- [17] OUYANG Z H, ELSWORTH D, LI Q. Characterization of hydraulic fracture with inflated dislocation moving within a semi-infinite medium[J]. Journal of China University of Mining and Technology, 2007, 17(2): 220 - 225.
- [18] 王耀锋, 何学秋, 王恩元, 等. 水力化煤层增透技术研究进展及发展趋势[J]. 煤炭学报, 2014, 39(10): 1 945 - 1 955.(WANG Yaofeng, HE Xueqiu, WANG Enyuan, et al. Research progress and development tendency of the hydraulic technology for increasing the permeability of coal seams[J]. Journal of China Coal Society, 2014, 39(10): 1 945 - 1 955.(in Chinese))
- [19] Giger F M. Horizontal wells production techniques in heterogeneous reservoirs[C]// Proceedings of the Middle East Oil Technical Conference and Exhibition. Bahrain: [s. n.], 1985: SPE - 13710 - MS.
- [20] 杨洪志, 张瑞永, 宋振云, 等. 塞平一井分段试油压裂工艺技术研究[J]. 石油钻采工艺, 1996, 18(2): 52 - 57.(YANG Hongzhi, ZHANG Ruiyong, SONG Zhenyun, et al. Study on staged testing and fracturing technology of Saiping - 1 Well[J]. Oil Drilling and Production Technology, 1996, 18(2): 52 - 57.(in Chinese))
- [21] 谢建华, 赵恩远, 李 平, 等. 大庆油田水平井多段压裂技术[J]. 石油钻采工艺, 1998, (4): 72 - 75.(XIE Jianhua, ZHAO Enyuan, LI Ping, et al. Multi-interval fracturing technique in horizontal well of Daqing Oilfield[J]. Oil Drilling and Production Technology, 1998, (4): 72 - 75.(in Chinese))
- [22] 黄炳香, 赵兴龙, 陈树亮, 等. 坚硬顶板水压致裂控制理论与成套技术[J]. 岩石力学与工程学报, 2017, 36(12): 2 954 - 2 970.(HUANG Bingxiang, ZHAO Xinglong, CHEN Shuliang, et al. Theory and technology of controlling hard roof with hydraulic fracturing in

- underground mining[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2017, 36(12): 2 954 – 2 970.(in Chinese))
- [23] 冯国瑞, 樊一江, 王朋飞, 等. 基于离散元法的类岩石材料水力压裂裂缝扩展规律研究[J]. 煤炭学报, 2024, 49(5): 2 231 – 2 246. (FENG Guorui, FAN Yijiang, WANG Pengfei, et al. Fracture propagation law of hydraulic fracturing of rock-like materials based on discrete element method[J]. Journal of China Coal Society, 2024, 49(5): 2 231 – 2 246.(in Chinese))
- [24] 程利兴, 张 镇, 姜鹏飞, 等. 基于顶板水力压裂卸压的应力场响应机制研究及应用[J]. 采矿与安全工程学报, 2023, 40(4): 722 – 729.(CHENG Lixing, ZHANG Zhen, JIANG Pengfei, et al. Research and application of stress field response mechanism based on roof hydraulic fracturing pressure relief[J]. Journal of Mining and Safety Engineering, 2023, 40(4): 722 – 729.(in Chinese))
- [25] 梁运培, 李其罡, 黄旭超, 等. 基于颗粒流的倾斜厚煤层坚硬顶板运动失稳规律及水力弱化参数研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2024, 43(增 1): 3 428 – 3 438.(LIANG Yunpei, LI Qigang, HUANG Xuchao, et al. Study on movement instability law and hydraulic weakening parameters of hard roof in inclined thick coal seam based on particle flow[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2024, 43(Supp.1): 3 428 – 3 438.(in Chinese))
- [26] 刘泉声, 甘 亮, 吴志军, 等. 基于零厚度黏聚力单元的水力压裂裂隙空间分布影响分析[J]. 煤炭学报, 2018, 43(增 2): 393 – 402. (LIU Quansheng, GAN Liang, WU Zhijun, et al. Analysis of spatial distribution of cracks caused by hydraulic fracturing based on zero-thickness cohesive elements[J]. Journal of China Coal Society, 2018, 43(Supp.2): 393 – 402.(in Chinese))
- [27] 梁卫国, 杨健锋, 廉浩杰, 等. 基于黏聚型裂纹本构关系的煤岩水力压裂韧性破坏模型[J]. 煤炭学报, 2019, 44(1): 263 – 270.(LIANG Weiguo, YANG Jianfeng, LIAN Haojie, et al. Modelling ductile failure of coals in hydraulic fracturing based on the constitutive equations of cohesive cracks[J]. Journal of China Coal Society, 2019, 44(1): 263 – 270.(in Chinese))
- [28] 马海峰, 程志恒, 张科学, 等. 千米深井高瓦斯煤层 W-S-W 水力压裂强化增透试验研究[J]. 煤炭学报, 2017, 42(7): 1 757 – 1 764. (MA Haifeng, CHENG Zhiheng, ZHANG Kexue, et al. Intensive permeability enhancement experiment through hydraulic fracturing by way of water-sand-water in kilometer deep well with high gas seam[J]. Journal of China Coal Society, 2017, 42(7): 1 757 – 1 764.(in Chinese))
- [29] 付海峰, 黄刘科, 张丰收, 等. 射孔模式对水力压裂裂缝起裂与扩展的影响机制研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2023, 42(增 1): 3 496 – 3 507.(FU Haifeng, HUANG Like, ZHANG Fengshou, et al. Effect of perforation technologies on the initiation and propagation of hydraulic fracture[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2023, 42(Supp.1): 3 496 – 3 507.(in Chinese))
- [30] 姜福兴, 王 博, 翟明华, 等. 煤层超高压定点水力压裂防冲试验研究[J]. 岩土工程学报, 2015, 37(3): 526 – 631.(JIANG Fuxing, WANG Bo, ZHAI Minghua, et al. Field tests on fixed-point hydraulic fracture with extra-high pressure in coal seam for rock burst prevention[J]. Chinese Journal of Geotechnical Engineering, 2015, 37(3): 526 – 631.(in Chinese))
- [31] 贾文超, 张明杰, 梁锡明, 等. 地应力与孔隙压力对定向水力压裂效果影响研究[J]. 煤炭科学技术, 2018, 46(12): 151 – 157.(JIA Wenchao, ZHANG Mingjie, LIANG Ximing, et al. Study on geostress and pore pressure affected to directional hydraulic fracturing effect[J]. Coal Science and Technology, 2018, 46(12): 151 – 157.(in Chinese))
- [32] 康红普, 冯彦军, 张 震, 等. 煤矿井下定向钻孔水力压裂岩层控制技术及应用[J]. 煤炭科学技术, 2023, 51(1): 31 – 44.(KANG Hongpu, FENG Yanjun, ZHANG Zhen, et al. Hydraulic fracturing technology with directional boreholes for strata control in underground coal mines and its application[J]. Coal Science and Technology, 2023, 51(1): 31 – 44.(in Chinese))
- [33] 罗 文, 杨俊彩, 高振宇. 强矿压矿井定向长孔分段压裂技术研究及应用[J]. 煤炭科学技术, 2018, 46(11): 43 – 49.(LUO Wen, YANG Juncai, GAO Zhenyu. Research and application of directional long-borehole staged hydraulic fracturing technology for strong rock pressure in mine[J]. Coal Science and Technology, 2018, 46(11): 43 – 49.(in Chinese))
- [34] 李建军, 刘文岗, 杜君武, 等. 定向长钻孔分段水力压裂技术在布尔台煤矿的应用[J]. 煤矿安全, 2022, 53(4): 94 – 102.(LI Jianjun, LIU Wengang, DU Junwu, et al. Application of directional long borehole subsection hydraulic fracturing technology in Buertai Coal Mine[J]. Safety in Coal Mines, 2022, 53(4): 94 – 102.(in Chinese))
- [35] 王春林, 郑凯歌, 王豪杰, 等. 坚硬顶板首采工作面初采阶段水力压裂综合治理技术研究[J]. 煤炭工程, 2023, 55(5): 63 – 69.(WANG Chunlin, ZHENG Kaige, WANG Haojie, et al. Comprehensive treatment technology of hydraulic fracturing in initial mining of the first mining face under hard roof[J]. Coal Engineering, 2023, 55(5): 63 – 69.(in Chinese))
- [36] 许慧聪, 来兴平, 单鹏飞, 等. 深部煤岩动力灾害多场耦合试验系统研制及应用[J]. 岩石力学与工程学报, 2025, 44(4): 926 – 939.(XU Huicong, LAI Xingping, DAN Pengfei, et al. Development and application of multi-field coupling test system for deep coal-rock dynamic disaster[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2025, 44(5): 926 – 939.(in Chinese))
- [37] YIN X C, YIN C. The precursor of instability for nonlinear system and its application to earthquake prediction[J]. Science in China, 1991, 34(8): 977 – 986.