

急倾斜深埋巨厚煤层掘巷冲击地压前兆特征 及其灾害防治

来兴平^{1,2}, 贾冲^{1,2}, 胥海东^{1,2}, 崔峰^{1,2,3}, 刘旭东⁴, 王昊^{1,2}, 陆长亮^{1,2}, 张随林^{1,2}, 何仕凤^{1,2}

(1. 西安科技大学能源学院, 陕西西安 710054; 2. 西安科技大学教育部西部矿井开采及灾害防治重点实验室, 陕西西安 710054; 3. 自然资源部煤炭资源勘查与综合利用重点实验室, 陕西西安 710021; 4. 国家能源集团新疆能源有限责任公司, 新疆乌鲁木齐 830002)

摘要:随着冲击地压矿井逐渐向深开采, 其巷道掘进伴随的冲击显现愈发强烈。针对巷道掘进过程中的冲击地压有效防治问题, 以新疆乌东煤矿急倾斜煤层矿井为例, 运用微震监测对巷道掘进的冲击地压时空前兆特征加以分析。结合巷道掘进的应力与能量变化数值模拟分析, 揭示巷道掘进的冲击地压发生机理, 提出急倾斜巨厚煤层巷道冲击地压防治策略, 并完成现场工程实践验证。研究表明: 急倾斜巨厚煤层巷道掘进的冲击地压发生前第2~5天出现微震总能量极低值, 或存在至少4d的能量潜伏期; 冲击地压发生前5d普遍存在3d以上的最大能量占比高频波动期。冲击地压发生前存在明显缺震现象, 发生位置集中分布在距离掘进工作面较近的微震能量极小值区间范围内, 或位于微震能量极值区间附近的微震频次极小值区间范围内, 且冲击地压事件位于冲击变形能指数较高区域。急倾斜巨厚煤层水平分段综放开采的坚硬覆岩结构不易破断, 使得巷道掘进存在上水平采空区两侧“双翼型”应力集中, 掘进工作面前方与巷道底部受顶底板岩层相互挤压的应力集中分布且能量积聚显著, 随着巷道掘进深度增加其应力集中与能量积聚进一步增强, 容易诱发冲击地压等动力灾害。综合分析形成急倾斜巨厚煤层巷道掘进的工作面爆破卸压、巷道钻孔卸压与补强支护、复杂区域架蓬的冲击地压防治策略。结合冲击地压时空前兆异常为及时加强卸压力度提供时机。通过工作面与巷道卸压使得掘进期间未发生单日累计 1×10^5 J以上微震能量, 在对支护优化调整与复杂区域重点防护后, 巷道掘进日均微震能量降至2.2 kJ, 其1 kJ以上微震事件占比下降且巷道断面整体平整。研究结果为急倾斜巨厚煤层巷道安全掘进提供了科学依据。

关键词:急倾斜巨厚煤层; 巷道掘进; 冲击地压; 前兆特征; 防治策略

中图分类号: TD324 文献标志码: A 文章编号: 0253-9993(2024)01-0337-14

Precursory characteristics and disaster prevention of rock burst in roadway excavation in steeply inclined extra-thick coal seam

LAI Xingping^{1,2}, JIA Chong^{1,2}, XU Haidong^{1,2}, CUI Feng^{1,2,3}, LIU Xudong⁴, WANG Hao^{1,2}, LU Changliang^{1,2}, ZHANG Suilin^{1,2}, HE Shifeng^{1,2}

(1. Energy School, Xi'an University of Science and Technology, Xi'an 710054, China; 2. Key Laboratory of Western Mines and Hazard Prevention of China

收稿日期: 2023-11-15 修回日期: 2024-01-13 责任编辑: 钱小静 DOI: 10.13225/j.cnki.jccs.2023.1553

基金项目: 国家自然科学基金资助项目(51874231); 陕煤联合基金资助项目(2019JLZ-04); 陕西省创新能力支撑计划资助项目(2020KJXX-006)

作者简介: 来兴平(1971—), 男, 宁夏平罗人, 教授, 博士生导师, 博士。E-mail: laixp@xust.edu.cn

通讯作者: 贾冲(1996—), 男, 山西运城人, 博士研究生。E-mail: 21103077014@stu.suxt.edu.cn

引用格式: 来兴平, 贾冲, 胥海东, 等. 急倾斜深埋巨厚煤层掘巷冲击地压前兆特征及其灾害防治[J]. 煤炭学报, 2024, 49(1): 337-350.

LAI Xingping, JIA Chong, XU Haidong, et al. Precursory characteristics and disaster prevention of rock burst in roadway excavation in steeply inclined extra-thick coal seam[J]. Journal of China Coal Society, 2024, 49(1): 337-350.



移动阅读

Ministry of Education, Xi'an 710054, China; 3. Key Laboratory of Coal Resources Exploration and Comprehensive Utilization, Ministry of Natural Resources, Xi'an 710021, China; 4. Xinjiang Energy Co., Ltd., State Energy Group, Urumqi 830002, China)

Abstract: With the gradual coal mining of deep rock burst mine, the impact accompanying roadway excavation becomes more and more intense. Aiming at the problem of effective prevention and control of rock burst in roadway excavation, taking the steep seam mine in the Wudong Coal Mine as an example, the temporal and spatial precursor characteristics of rock burst in roadway excavation were analyzed by microseismic monitoring. Combined with the numerical simulation analysis of stress and energy changes in roadway excavation, the mechanism of rock burst in roadway excavation was revealed, and the prevention and control strategy of rock burst in steeply inclined extra-thick coal seam roadway was put forward, which was verified by field engineering practice. The results show that the total energy of microseisms is extremely low for 2–5 days or there is an energy latency of at least 4 days before the rock burst occurs due to roadway excavation in steeply inclined extra-thick coal seam. Within 5 days before rock burst occurs, there is a high-frequency fluctuation period of maximum energy ratio for more than 3 days. There is an obvious lack of earthquake before the rock burst occurs, and the occurrence position is concentrated in the range of minimum value of microseismic energy near the heading face, or in the range of minimum value of microseismic frequency near the extreme value of microseismic energy, and the rock burst event is located in the area with high impact deformation energy index. The hard overburden structure of horizontal sub-level fully mechanized caving mining in steeply inclined extra-thick coal seam is not easy to break, which makes the stress concentration on both sides of upper horizontal goaf exist in roadway excavation. The stress between the front of the heading face and the bottom of the roadway squeezed by the roof and floor strata is concentrated and the energy accumulation is remarkable. With the increase of the heading depth of the roadway, the stress concentration and energy accumulation are further enhanced, which is easy to induce dynamic disasters such as rock burst. The prevention and control strategies of rock burst was established through comprehensive analysis, which consist of face blasting pressure relief, roadway drilling pressure relief and reinforcement support, and scaffolding in complex areas. Combined with the temporal and spatial precursory anomalies of rock burst, it provides an opportunity to strengthen the unloading pressure in time. Through the pressure relief of working face and roadway, the accumulated microseismic energy of more than 1×10^5 J per day did not occur during the excavation. After the support was optimized and the complex area was protected, the daily average microseismic energy of roadway excavation decreased to 2.2 kJ, and the proportion of microseismic events above 1 kJ decreased, and the overall section of roadway was flat.

Key words: in steeply inclined extra-thick coal seam; roadway driving; rock burst; precursor characteristics; prevention and control strategy

随着西部煤炭基地逐步进入深部开采,“高地应力、高温度、高渗透压”地质环境导致岩石的组织结构、基本力学特征和工程响应发生变化^[1-4],易于诱发冲击地压、煤与瓦斯突出等灾害。

目前诸多学者在冲击地压方面开展了大量研究,其中,在冲击地压的前兆特征及其发生机理的研究方面,袁亮^[5]建立了全链条跨尺度多参量预警指标体系,获得了冲击地压的多参量前兆信息时空演化规律。赵毅鑫等^[6]讨论了工作面开采诱发冲击地压前兆信息特征。王宏伟等^[7-8]以能量场激增滞后现象为断层失稳前兆特征,将其做为冲击失稳的前兆信息之一。成云海等^[9]通过微震破裂事件空间分布特征,揭示了部分砾岩断裂导致的冲击地压发生机制。张全等^[10]研究发现深部煤层采动易造成上覆多关键层协同断裂运动,使得岩层中积聚的弹性应变能被瞬间释放而诱

发冲击地压。潘俊锋等^[11]发现上覆厚硬顶板长梁式悬臂与下沉造成巷间煤柱静载荷高度集中,直至断裂产生了诱发冲击的动载荷。宫凤强等^[12]借鉴系统工程学思想提出了冲击地压“人-煤-环”三要素机理。朱斯陶等^[13]揭示了硬煤在软煤破坏边缘产生剪应力集中,进而容易诱发冲击地压。王高昂等^[14]揭示了工作面“煤柱-关键层”结构失稳型冲击地压发生机理。魏东等^[15]将相邻采空区震动机理归结为低位、高位亚关键层回转滑移失稳与主关键层极限破断失稳多种形式。

对于冲击地压矿井的安全性而言,保证了巷道安全就保证了整个矿井安全^[16]。在巷道掘进的冲击地压灾害综合治理方面,康红普等^[17]研发出分段水力压裂卸压技术与设备,形成了巷道支护-改性-卸压协同控制技术。高明仕等^[18]构建了锚杆索主动支护+液压

抬棚减跨强力支护+卸压防冲弱结构组成的“内支-外卸”组合技术。谢生荣等^[19]提出了大断面煤巷围岩外锚-内卸的控制方法。付玉凯等^[20]通过优化支护材料与支护参数设计,形成对巷道有效控制的协同防冲吸能作用。吴拥政等^[21]分析了动、静叠加载荷与莫尔圆间的相互作用关系,提出了深部冲击地压巷道协同防控原理。张俊文等^[22]通过压实限侧矸石高承载作用、三角煤柱高稳定性实现承担关键块静载,维护巷道安全掘进。

以上学者对冲击地压发生的前兆特征及其发生机理进行了深入研究。但相关研究基本以近水平或缓倾斜煤层为主,对急倾斜煤层研究相对较少。伴随着矿井开采深度增大,冲击地压发生的频次与强度随之增加。鉴于急倾斜煤层开采深度较浅时,煤岩体弯曲加载的能量积蓄使其存在深部开采的力学状态,且开采深度增加过程中的能量释放程度逐渐增大^[23-25]。

为此,笔者以乌东煤矿急倾斜巨厚煤层巷道掘进为研究对象,采用现场监测与数值模拟实验方法,对巷道掘进过程中冲击地压发生前兆及其发生机理进行研究。旨在形成适用于急倾斜巨厚煤层巷道安全掘进的冲击地压灾害防治策略,为急倾斜巨厚煤层巷道安全掘进提供科学指导。

1 工程背景

乌东煤矿位于准噶尔盆地南部边缘,地处淮南煤田东南段,其地势南高北低,地表标高位于+739.2~+934.0 m。其急倾斜巨厚煤层水平分段综放开采赋存环境特征如图 1 所示,煤岩体平均倾角为 87°,现主采的 B1+2 煤层与 B3+6 煤层结构简单,平均厚度分别为 28.00 m 与 40.51 m。根据矿井地质资料、岩层分布及其物理力学参数,绘制出乌东煤矿南采区的急倾斜煤岩综合柱状图及其基本物理力学参数如图 2 所

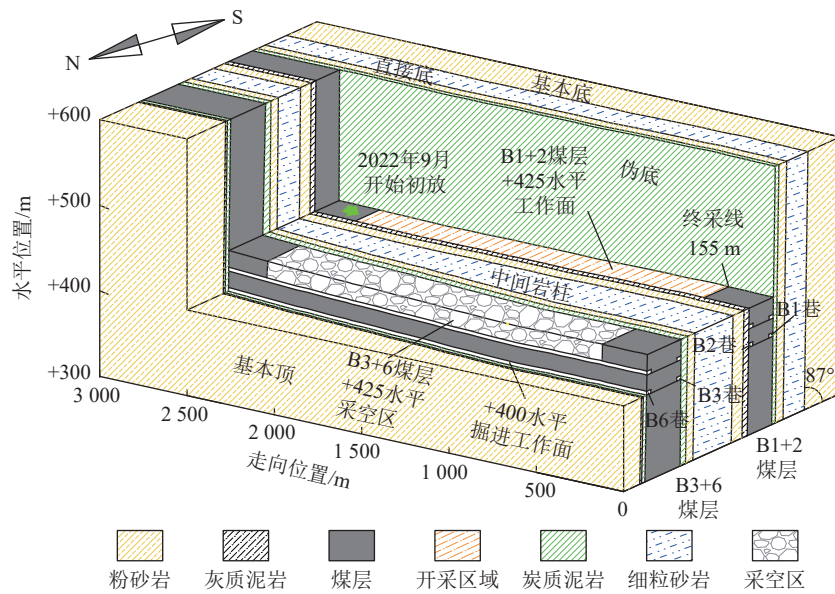


图 1 急倾斜巨厚煤层水平分段综放开采赋存环境特征

Fig.1 Characteristics of occurrence environment of horizontal sublevel fully mechanized caving mining in steeply inclined extra-thick coal seam

岩性	粉砂岩	细粒砂岩	粉砂岩	炭质泥岩	B1+2煤	灰质泥岩	粉砂岩	细粒砂岩	粉砂岩	炭质泥岩	B3+6煤	炭质泥岩	灰质泥岩	粉砂岩
厚度/m	41.03	24.83	9.00	4.40	28.00	6.35	12.35	44.51	8.65	6.35	40.51	3.83	2.12	18.69
内摩擦角/(°)	37.00	32.30	37.00	25.98	23.70	29.30	37.00	32.30	37.00	25.98	25.90	25.98	29.30	37.00
黏聚力/MPa	3.60	3.93	3.60	3.59	1.71	3.24	3.60	3.93	3.60	3.59	2.40	3.59	3.24	3.60
弹性模量/GPa	1.30	1.35	1.19	1.22	1.69	1.15	1.28	1.34	1.30	1.19	1.69	1.26	1.15	1.30
抗压强度/MPa	31.20	38.20	17.80	19.70	15.90	18.40	38.60	25.30	37.90	18.76	16.60	19.60	18.40	32.10
抗拉强度/MPa	3.83	4.61	1.78	2.18	1.73	1.23	4.60	2.39	4.42	2.25	1.73	2.26	1.46	3.78



图 2 急倾斜煤岩综合柱状及其基本物理力学参数

Fig.2 Comprehensive histogram of steep coal and rock and its basic physical and mechanical parameters

示。除煤层外矿井岩性主要为灰质泥岩、细粒砂岩、粉砂岩及炭质泥岩。

2层煤中间的岩柱自西向东逐渐变窄,厚度在50~110 m。矿井同一水平先采B3+6煤层后采B1+2煤层,现阶段进行+425 m水平的工作面开采与+400 m水平的巷道掘进。综放工作面采煤高度3 m,放煤高度22 m,回采后采空区内用黄土回填。其+400 m水平B3巷与B6巷的掘进范围上部为B3+6煤层+425 m水平综放工作面采后形成的采空区,下部为实体煤层,北侧为煤层顶板,南侧为中间岩柱。

2 急倾斜巨厚煤层巷道掘进的冲击地压时空前兆特征分析

考虑到微震作为一种动载扰动是冲击地压直接诱因,为此,笔者通过监测煤岩体破裂产生的微震能量定位,为冲击地压发生的时间空间前兆特征进行捕捉,并由巷道掘进历史监测数据,进行冲击地压发生的前兆特征分析。

2.1 急倾斜巨厚煤层巷道掘进时间前兆特征

乌东煤矿特殊赋存与构造特征不同于常规倾角较小的煤岩层,其急倾斜巨厚煤层巷道以往掘进过程中,存在单个能量 1×10^4 J、单日累计能量不及 1×10^5 J便发生冲击灾害的情况。为此笔者以巷道历史掘进过程中,单日累计能量达到 1×10^5 J以上典型冲击地压发生信息加以统计,汇总出B3、B6巷道历史掘进过程中典型冲击地压,结果分别见表1、2,据此进行冲击地压发生前兆特征分析。

表1 B3巷道历史掘进过程中典型冲击地压统计

Table 1 Statistics of typical rock burst during historical excavation of B3 roadway

日期	巷道所处水平	位置/m	能量/ 10^5 J
2015-11-06	+450 m	895.0	1.48
2016-10-11	+425 m	286.2	5.46
2016-10-17	+425 m	327.0	4.71
2017-01-15	+425 m	575.0	1.12
2017-01-16	+425 m	580.0	1.34
2017-03-24	+425 m	799.8	1.10
2017-03-27	+425 m	826.0	1.16
2017-03-28	+425 m	830.8	1.11

冲击地压发生是动静载共同作用的结果,历次冲击前都伴着 1×10^3 J以上的微震发生^[26]。为此本次借助微震的监测结果,通过单日微震事件总能量、总频次、 1×10^3 J以上微震事件数量、单日最大能量占比(占

表2 B6巷道历史掘进过程中典型冲击地压统计

Table 2 Statistical table of typical rock burst during historical excavation of B6 roadway

日期	巷道所处水平	位置/m	能量/ 10^5 J
2015-10-15	+450 m	620.0	6.10
2015-10-16	+450 m	629.0	8.15
2016-10-07	+425 m	491.8	1.29
2016-10-10	+425 m	509.4	2.35
2016-10-16	+425 m	556.6	1.85
2017-02-19	+425 m	1 015.0	1.24
2017-02-20	+425 m	1 021.0	1.33
2017-02-22	+425 m	1 035.8	1.33
2021-09-16	+400 m	535.4	5.73

总能量的比例)统计,以冲击地压发生前10 d以上的微震监测结果,绘制出B3、B6巷道掘进冲击地压时间前兆特征分别如图3、4所示。

+450 m水平B3巷道掘进895.0 m的冲击地压发生前1 d出现连续4 d微震总能量较低值;前1 d出现连续5 d微震总频次较低值;前5 d的 1×10^3 J以上微震事件数量较低,均不超过2个;冲击地压发生前5 d微震事件仅为单日最大能量,即前5 d的微震事件仅为1个。+425 m水平B3巷道掘进的冲击地压发生前第2~5天出现微震总能量的极低值;同时发生前第2~3天存在微震频次峰值,或冲击地压发生前5 d存在连续4 d的微震频次递增趋势;冲击地压发生前6 d出现连续3~5 d、 1×10^3 J以上微震事件数量的递增趋势;前4~5 d存在单日最大微震事件能量值占比发生明显波动,其中至少存在3 d的占比波动变化量大于0.11。

+450 m水平B6巷道掘进620.0、629.0 m的冲击地压发生,分别在发生前第4天、第2天出现微震总能量的极低值;前第3天、第4天出现微震事件的频次峰值以及 1×10^3 J以上微震事件数量峰值;该2次冲击地压发生前5 d单日最大能量值占比发生明显波动,且前5 d占比变化量均大于0.15。+425 m水平B6巷道掘进的冲击地压发生前第2~4天出现微震总能量的极低值;前第2~3天存在微震频次峰值,或前4 d存在至少3 d的微震频次递增趋势,或前1 d出现连续6 d的微震低频次;冲击地压发生前4 d出现 1×10^3 J以上微震事件数量的递增趋势,或前第3天存在明显的 1×10^3 J以上微震事件峰值,或出现连续5 d 1×10^3 J以上微震事件数量较低值;冲击地压发生前4~5 d存在单日最大微震事件能量占比发生明显波动,其中至少3 d的占比波动变化量大于0.10。其+400 m

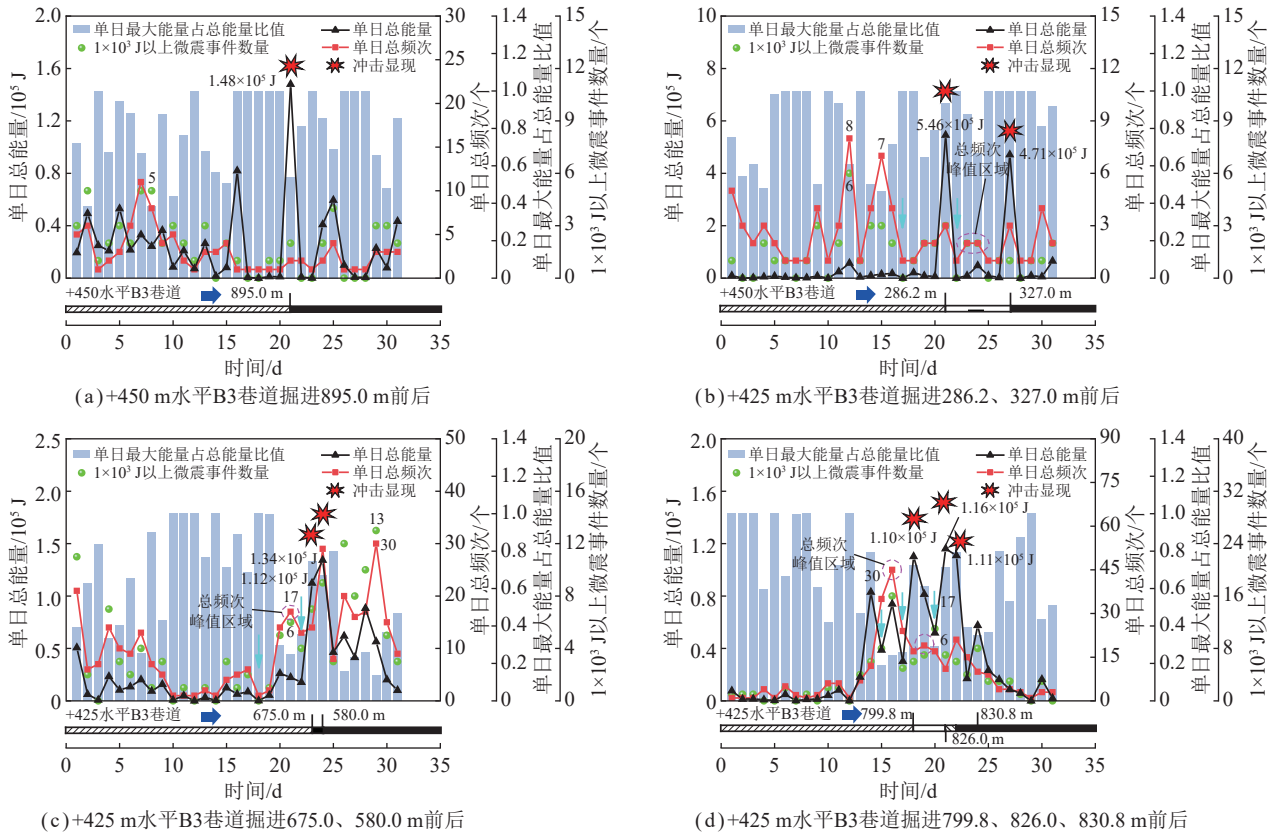


图 3 B3 巷道掘进冲击地压时间前兆特征

Fig.3 Precursory characteristics of rock burst time in B3 roadway excavation

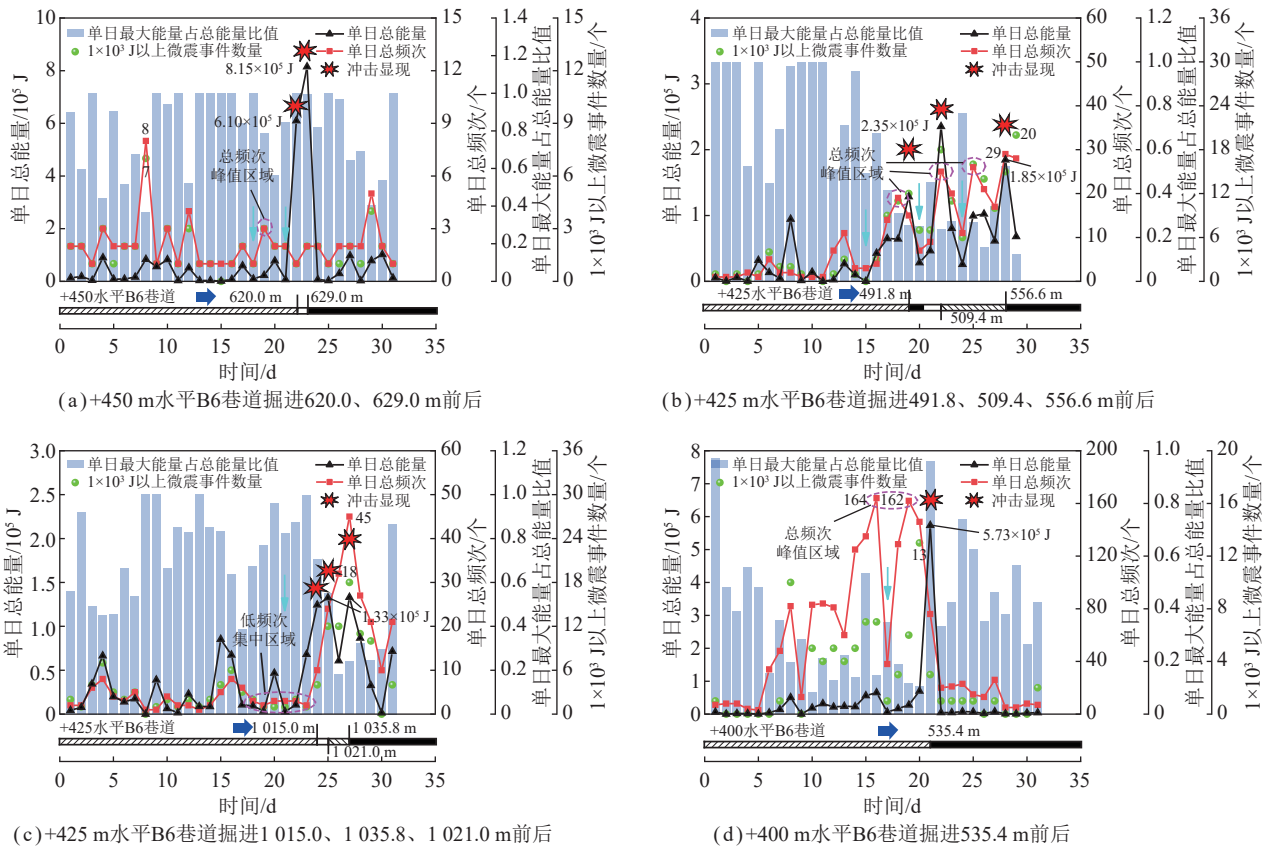


图 4 B6 巷道掘进冲击地压时间前兆特征

Fig.4 Precursory characteristics of rock burst time in B6 roadway excavation

水平 B6 巷道掘进 535.4 m 的冲击地压发生前兆特征同样符合+425 m 水平 B6 巷道掘进时的前兆异常规律。

通过以上分析,得到急倾斜巨厚煤层巷道掘进的冲击地压发生时间前兆特征统计见表 3。其冲击地压发生前第 2~5 天出现微震总能量的极低值,或前 1 天出现连续 4 d 微震总能量较低值。冲击地压发生前 7 d 存在 3~5 d 的微震事件明显递增趋势,或前

3~4 d 存在事件数量峰值,或前 1 天出现连续 5 d 的微震总频次较低值。 1×10^3 J 以上微震事件数量在大能量发生的前 1~3 d 存在连续 3~5 d 递增趋势,或前 1 天出现连续 5 d 的微震总频次较低值,或前 3~4 d 存在明显的峰值。冲击地压发生前 5 d 的单日微震事件数量或仅有 1 个,或冲击地压发生前微震最大能量占总能量比值波动明显,其前 5 d 至少存在 3 d 的占比变化量大于 0.10。

表 3 急倾斜巨厚煤层巷道掘进的冲击地压发生时间前兆特征统计

Table 3 Statistical table of precursor characteristics of rock burst occurrence time in roadway excavation in steeply inclined extra-thick coal seam

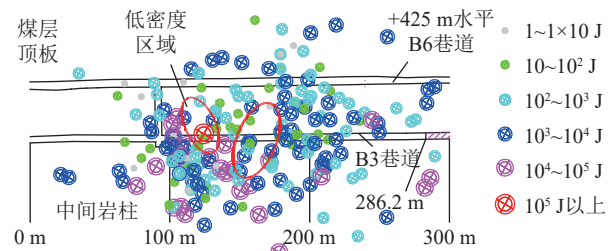
类型	总能量	总频次	1×10^3 J 以上微震事件数量	单日最大能量占比
时间前兆特征	冲击地压发生前 2~5 d 出现微震总能量的极低值,或前 1 d 出现连续 4 d 的微震总能量较低值	冲击地压发生前 7 d 存在 3~5 d 的微震事件递增趋势,或前 3~4 d 存在事件数量峰值,或前 1 d 出现连续 5 d 的微震总频次较低值	1×10^3 J 以上微震事件数量在冲击地压发生的前 1~3 d 存在连续 3~5 d 递增趋势,或前 1 d 出现连续 5 d 的微震总频次较低值,或前 3~4 d 存在明显的峰值	冲击地压发生前 5 d 的单日微震事件数量仅有 1 个,即微震事件仅为单日最大能量,或冲击地压发生前微震最大能量占总能量比值波动明显,其前 5 d 至少存在 3 d 的占比变化量大于 0.10

2.2 急倾斜巨厚煤层巷道掘进空间前兆特征

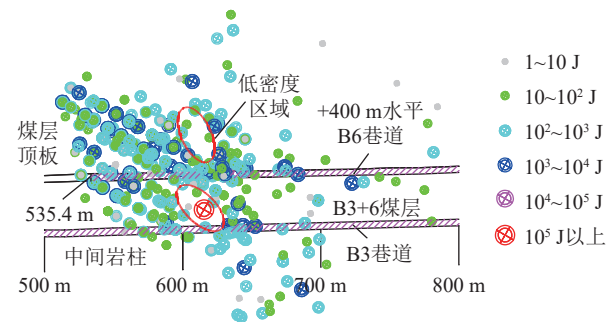
在工作面发生微震能量达到 10^5 J 时,常进入严重危险状态。本次以巷道掘进过程中,+425 m 水平 B3 煤层开采至 286.2 m、+400 m 水平 B6 煤层开采至 535.4 m 的单个微震能量达到 1×10^5 J 时为例,进行急倾斜巨厚煤层巷道掘进过程中冲击地压发生的空间前兆特征分析。

急倾斜巨厚煤层巷道掘进微震空间分布特征如图 5 所示,B3 巷道微震事件明显分布于中间岩柱一侧,而 B6 巷道掘进的微震事件较均匀分布于巷道两侧。+425 m 水平 B3 巷道掘进至 286.2 m 过程中, 1×10^3 J 以上能量占比明显大于+400 m 水平 B6 巷道掘进,且其微震事件数量较少,由此表明急倾斜中间岩柱影响下,靠近岩柱的 B3 巷道伴随的煤岩破断及其裂隙扩展更为剧烈。在+425 m 水平 B3 巷道掘进至 286.2 m 的冲击地压发生前存在明显缺震现象,其 5.1×10^5 J 大能量位置集中分布在其低密度区间靠近巷道临空面的边缘。B6 巷道掘进于冲击地压发生前的工作面两侧均存在明显低密度区域,其 5.5×10^5 J 大能量事件发生在低密度区域中间位置。

为进一步掌握冲击地压发生的空间前兆变化特征,以 10 m 为单位区间,B1 巷道巷口为原点,由微震震源及其能量-频次监测结果,绘制出冲击地压发生的微震能量-频次分布特征如图 6 所示,其中图 6(a)、(c)分别为 2016-09-11 B3 巷道冲击地压发生前走向、倾向方向的微震能量-频次特征,其冲击地压分别发生于 9 月 11 日与 9 月 17 日。



(a) B3 巷道冲击地压发生空间分布特征



(b) B6 巷道冲击地压发生空间分布特征

图 5 急倾斜巨厚煤层巷道掘进微震空间分布特征

Fig.5 Spatial distribution characteristics of microseisms in roadway excavation in steeply inclined extra-thick coal seam

B3 巷道掘进冲击地压发生前走向方向能量变化存在明显的“M 型”变化特征,巷道掘进存在 3 处明显的微震能量极值区间,掘进工作面继续开挖的冲击显现位置 (129.5、161.6 m) 分别位于微震能量极小值区间及其边缘区域,其 161.6 m 处冲击地压发生前 160~170 m 内微震频次为 5 个,存在微震频次极小值;倾向方向冲击地压发生在 100.3、144.5 m 位置处,位于 2

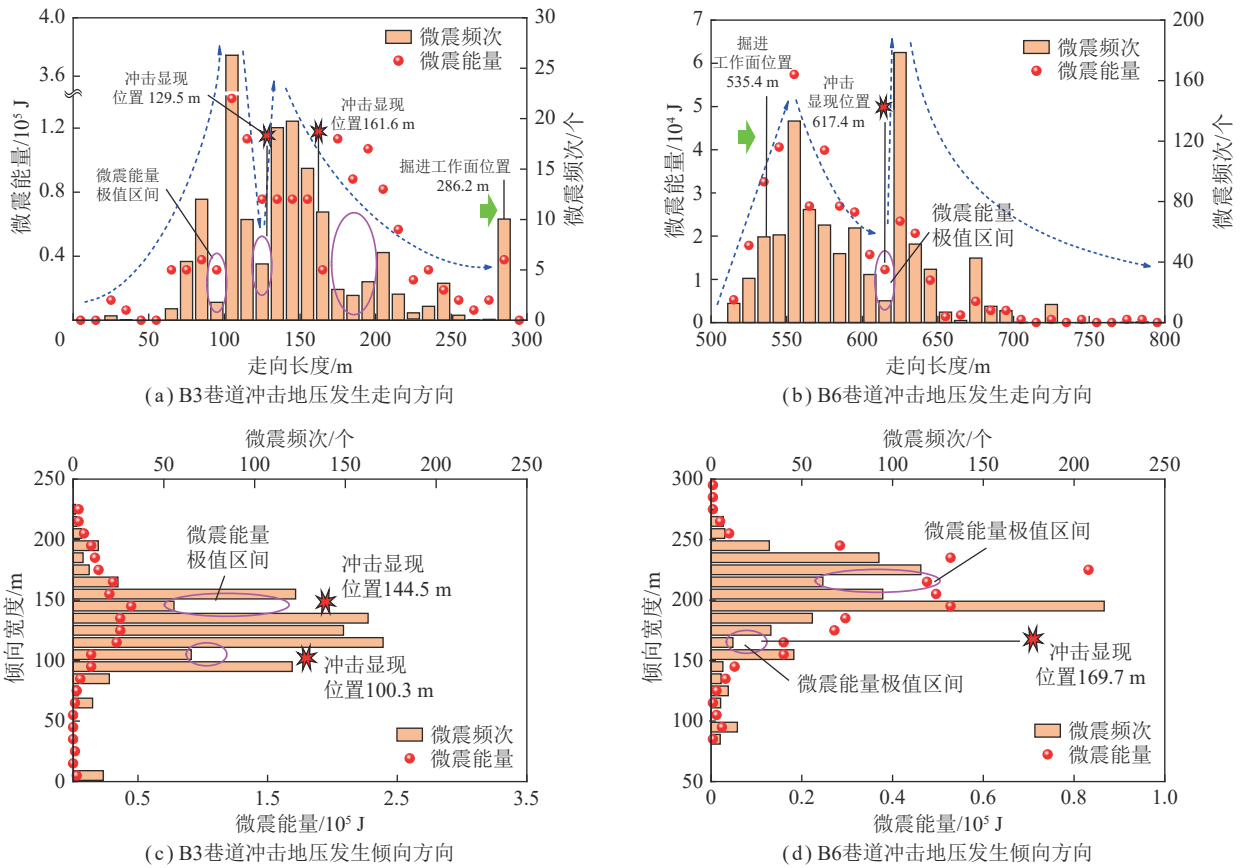


图 6 冲击地压发生的微震能量-频次分布特征

Fig.6 Characteristics of microseismic energy-frequency distribution of rock burst

处微震能量极小值区间内。B6 巷道掘进的“M 型”变化趋势中部位置存在明显的微震能量极小值区间,其位置为 610~620 m 内,该区域的微震能量为 5 046.4 J,掘进工作面继续开挖的冲击地压发生位置 (617.4 m) 位于该微震能量极小值区间。倾向方向存在 2 处明显的微震能量极小值区间,其中 160~170 m 的微震能量为 4 799.9 J,明显小于 210~220 m 内 24 635.4 J 的微震能量,冲击地压发生在倾向方向 169.7 m 处,位于能量值较小的 160~170 m 内。

考虑到释放能量的平方根来表示地震危险性是有利的,为提高危险区域动态评价,从动载角度出发,形成“震动波场”冲击变形能指数 E_j 计算方法^[27-28]为

$$E_j = \lg \left(\frac{\sum \sqrt{E_i}}{At} \right) \quad (1)$$

式中, E_j 为“震动波场”冲击变形能指数,表示第 j 个统计区域的破裂应变能, $\lg \sqrt{J}$; E_i 为第 j 个统计区域的第 i 个冲击地压的能量, J; A 为统计区域面积, m^2 ; t 为统计时间, d。

本次引入冲击变形能指数计算方法,对+425 m 水平 B3 巷道走向方向 20~288 m、+400 m 水平 B6 巷道走向方向 511~783 m 内的冲击变形能指数加以计

算,绘制出急倾斜巨厚煤层巷道掘进冲击变形能指数

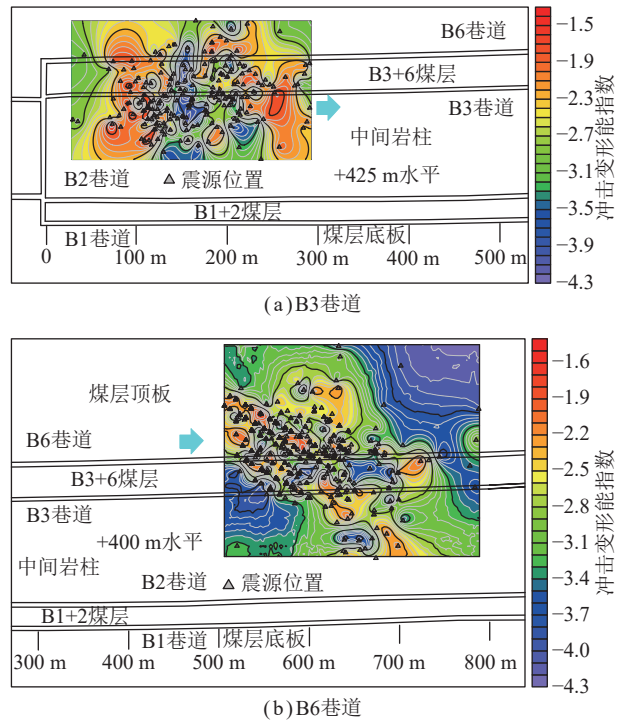


图 7 巷道掘进冲击变形能指数的空间分布特征

Fig.7 Spatial distribution characteristics of impact deformation energy index in roadway excavation

的空间分布特征如图7所示。B3巷道掘进至286.2 m的冲击地压发生在129.5 m且靠近巷道的位置,该处冲击显现位置的冲击变形能指数相对较高,分布区域内的冲击变形能指数约为-1.5。B6巷道掘进至535.4 m的冲击地压发生在617.4 m且处于B3+6煤层中部,该处较高的冲击变形能指数约为-1.6。因而,急倾斜巨厚煤层巷道掘进产生的冲击显现位置位于冲击变形能指数较高的危险区域。

冲击地压发生前存在明显缺震现象,其发生位置集中分布在距离掘进工作面较近的微震能量极小值区间范围内,或位于微震能量极值区间附近的微震频次极小值区间范围内,其走向方向10 m区间范围内能量极小值区间的微震能量普遍小于 3.5×10^4 J,且急倾斜巨厚煤层巷道掘进所产生的冲击显现位置位于冲击变形能指数较高区域。

3 急倾斜巨厚煤层巷道掘进的冲击地压孕育机理分析

鉴于有限元模拟软件具有较好的应力与应变能密度渐变特征,本次采用FLAC3D数值计算模拟分析方法,对巷道掘进进行模拟计算,从巷道掘进过程中

的围岩与采场的应力及其能量分布情况,揭示急倾斜巨厚煤层巷道掘进的冲击地压孕育机理。

3.1 急倾斜巨厚煤层巷道掘进模型构建

由现场地质资料与岩层柱状图进行模型构建,并采用图2所示基本物理力学参数。本次数值模型顶部未模拟至地表,上表面施加10.0 MPa边界初始垂直应力,初始重力加速度为 9.8 m/s^2 ,水平方向施加初始梯度应力,上表面未进行边界限定,其余边界表面均设置允许变形量为0.2 m,用以限制模型位移。急倾斜巨厚煤层巷道掘进模型如图8所示,模型外形尺寸(长×宽×高)为180 m×500 m×75 m。

模型构建按照矿井实际情况进行巷道布置,其中B3、B6巷道布置在B3+6煤层两侧的+425 m与+400 m水平。考虑到现场采掘接续情况,模拟计算依次进行+425 m水平B6巷道、B3巷道、B2巷道以及B1巷道的掘进,并在+425 m水平B3+6煤层工作面开挖计算并充填后,进行+400 m水平的B6巷道、B3巷道掘进以及+425 m水平B1+2煤层工作面开挖。通过数值模拟计算,进行急倾斜巨厚煤层巷道掘进的应力集中与能量积聚特征分析。

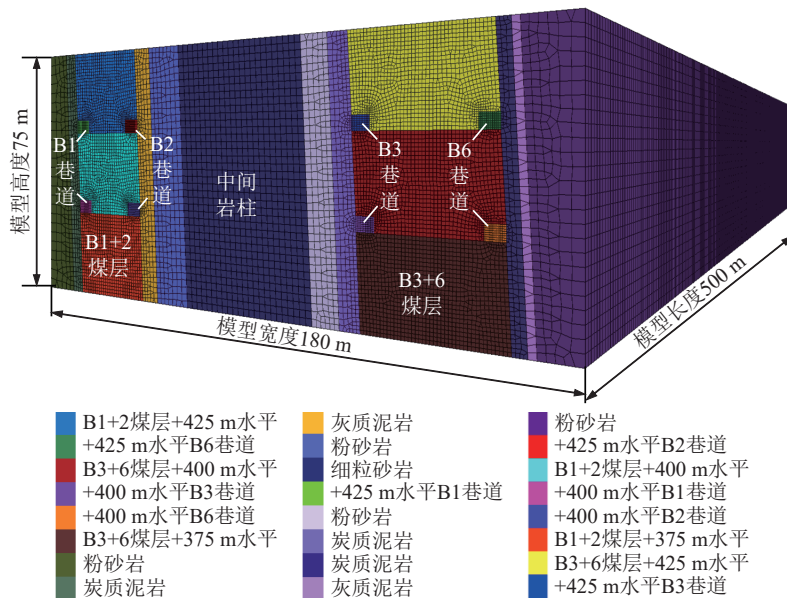


图8 急倾斜巨厚煤层巷道掘进模型构建

Fig.8 Construction of roadway driving model in steeply inclined extra-thick coal seam

3.2 急倾斜煤层巷道掘进的应力特征分析

模拟运算过程中,以+425 m水平B3巷道与B6巷道掘进以及+400 m水平巷道位于+425 m水平B3+6煤层及其采空区下方掘进为例,绘制出急倾斜巨厚煤层巷道掘进应力云图分布特征如图9所示。

+425 m水平B3与B6巷道掘进后,巷道两帮存

在明显的应力集中,其B3+6煤层的两巷道中间区域应力明显叠加,B6巷道因顶部岩层的挤压作用,使得巷道岩帮一侧应力较大。在+400 m水平B3与B6巷道掘进时,中间岩柱与B3+6煤层顶板大面积悬空,使得+425 m水平B3+6煤层开采形成明显的“双翼形”集中应力分布区,同时其中间岩柱集中作用下的+400 m

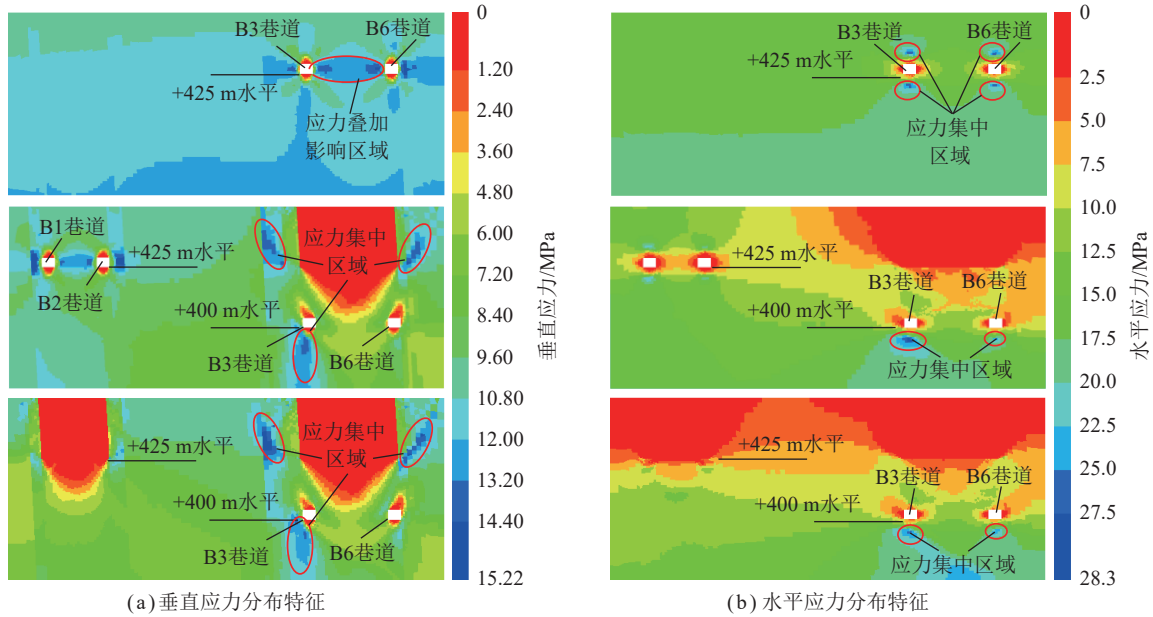


图 9 急倾斜巨厚煤层巷道掘进应力云图分布特征

Fig.9 Distribution characteristics of stress nephogram in roadway excavation in steeply inclined extra-thick coal seam

水平 B3 巷道底板存在明显的应力集中。+425 m 水平 B1+2 与 B3+6 煤层采空区下的巷道掘进过程中, B3 巷道靠近 B1+2 煤层底板与中间岩柱的两侧均存在一定应力集中现象, 伴随着中间岩柱撬动影响, 其 B3+6 煤层岩柱侧的应力集中明显增加, 最大垂直应力达到 15.22 MPa, 其+400 m 水平 B3 巷道的底部集中应力向岩柱侧偏移。

+425 m 水平 B3 与 B6 巷道掘进后的水平应力集中分布在巷道顶部与底部区域。+400 m 水平 B3 与 B6 巷道掘进时, 因上部煤层采后, 中间岩柱影响下的作用力向下传导, 使得+400 m 水平 B3 巷道与 B6 巷道的底部水平应力集中分布, 且靠近中间岩柱的 B3 巷道下方集中应力更为明显、范围更大, 其最大水平应力达到 28.3 MPa; 在位于+425 m 水平 B1+2 与 B3+6 煤层采空区下的巷道掘进过程中, +425 m 水平 B1+2 煤层开采后, +400 m 水平 B3 巷道上部水平应力得到有效释放, 使得 B3 巷道底部集中应力峰值大小及其集中分布范围明显减小。

通过在+400 m 水平巷道下方 2 m、+425 m 水平巷道上方 2 m 处进行应力监测, 绘制出+400 m 水平 B3 巷道掘进后应力分布情况如图 10 所示。+400 m 水平 B3 巷道掘进时, 因中间岩柱撬动影响, B3 巷道底部水平应力峰值达到 28.22 MPa, 较 B6 巷道高约 5.21 MPa; 同时 B3 巷道下方垂直应力峰值达到 14.10 MPa, 较 B6 巷道高约 4.19 MPa; +400 m 水平 B3 巷道掘进时, +425 m 水平巷道上方 2 m 位置处, 因 B3+6 煤层工作面开采形成中间岩柱与煤层顶板明

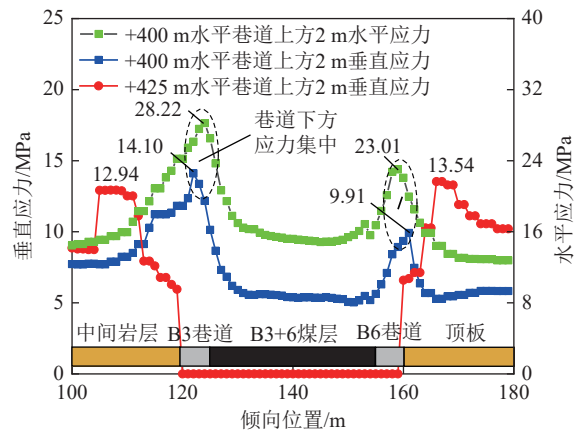


图 10 +400 m 水平 B3 巷道掘进后应力分布情况

Fig.10 Stress distribution of +400 m horizontal B3 roadway after excavation

显的悬空现象, 其采空区左右两侧垂直峰值应力分别达到 12.94、13.54 MPa。

3.3 急倾斜煤层巷道掘进的能量特征分析

在+400 m 水平 B3 巷道掘进时, 输出其能量分布云图, 结合其应变能密度监测结果, 绘制出+400 m 水平 B3 巷道掘进能量演化趋势如图 11 所示, 其中图 11 分别为倾向、走向方向能量演化趋势。+400 m 水平巷道掘进时, 倾向方向 B3 巷道、B6 巷道底部均存在明显的能量积聚现象, 其倾向 124 m 位置处 B3 巷道下方弹性能密度达到 96.7 kJ/m³, 较 B6 巷道下方高约 30.5 kJ/m³。

+400 m 水平 B3 巷道走向方向除巷道底部外, 其掘进面前方也存在明显的能量积聚现象, 以模型 y 方

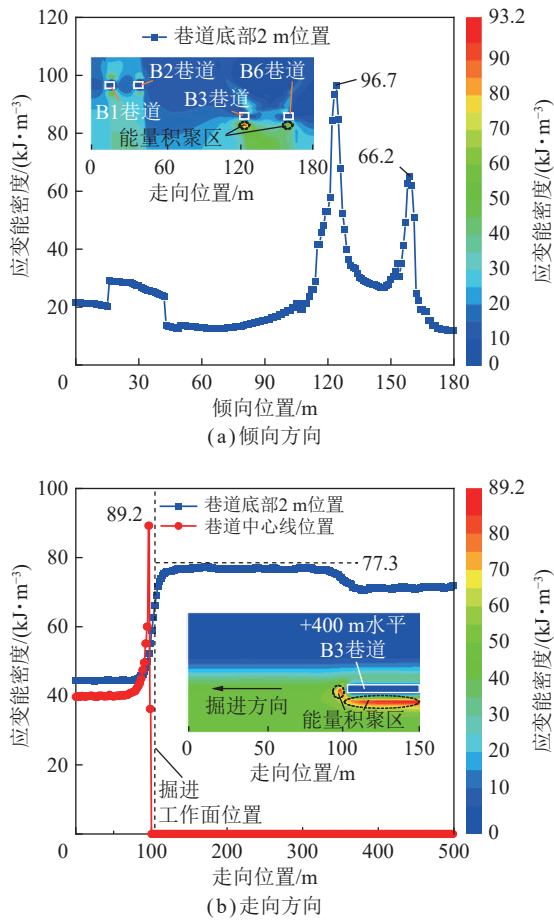


图 11 +400 m 水平 B3 巷道掘进能量演化趋势

Fig.11 Trend diagram of excavation energy evolution of +400 m horizontal B3 roadway

向的 126 m 处作剖面,其掘进工作面前方 4 m 处的弹性能密度达到 89.2 kJ/m^3 ,较巷道下方高约 11.9 kJ/m^3 。受上水平工作面采后大面积悬空的中间岩柱集中影响作用,B3 巷道底部能量积聚效应明显大于相邻 B6 巷道底部,同时 B3 巷道掘进工作面前方因超前应力影响,其 B3 巷道的掘进工作面前方能量积聚效应明显大于巷道底部。

3.4 急倾斜煤层巷道掘进冲击地压发生机理

综合以上急倾斜巨厚煤层巷道掘进的应力与能量变化情况分析,构建出急倾斜巨厚煤层巷道掘进冲击地压发生机理示意如图 12 所示。

急倾斜巨厚煤层冲击地压矿井开采的顶底板岩层较为坚硬,其工作面采后急倾斜坚硬岩层的覆岩结构不易破断,继而形成坚硬岩层的长距离大范围悬空结构。在煤层巷道掘进时,因上水平工作面开采形成的特殊煤岩层赋存结构,使得上水平采空区两侧垂直应力明显集中。同时巷道掘进工作面前方超前应力与巷道底部应力亦存在明显的应力集中现象,在顶板偏转与中间岩柱撬动综合影响作用下,急倾斜顶底板

岩层相互挤压,使得巷道掘进工作面前方及其巷道底部均存在明显的水平应力集中。因急倾斜巨厚煤层巷道掘进存在上水平采空区两侧“双翼型”应力集中,掘进工作面前方与巷道底部能量积聚显著。现场微震监测结果显示,冲击地压发生前巷道掘进过程中的能量分布存在明显的分区差异,微震能量的不均衡分布容易引起缺震区域内部或其周边的大能量发生。随着急倾斜巨厚煤层的持续开采,巷道掘进的深度不断增加其应力集中进一步增强,使得急倾斜巨厚煤层巷道掘进的能量积聚更为突出。当局部能量集中超过冲击显现的能量临界值,容易引起冲击地压等的动力灾害事故。

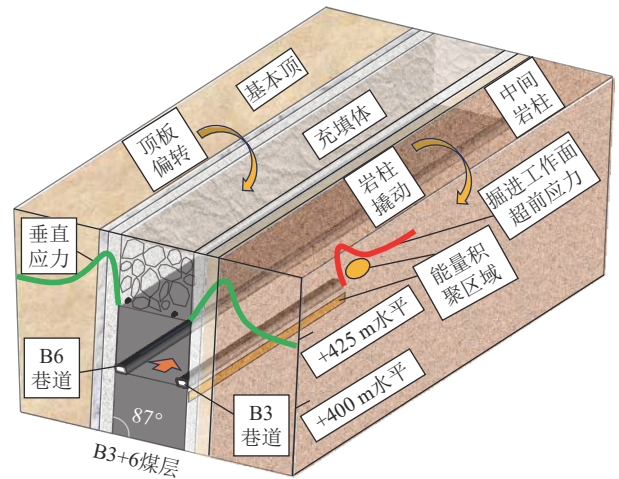


图 12 急倾斜巨厚煤层巷道掘进冲击地压发生机理示意

Fig.12 Schematic diagram of the mechanism of rock burst in roadway excavation in steeply inclined extra-thick coal seam

4 急倾斜巨厚煤层巷道掘进冲击地压防治措施及其效果分析

4.1 急倾斜煤层巷道掘进冲击地压防治策略

通过冲击地压发生的前兆特征与发生机理分析,明确了巷道掘进多源防治对象,据此提出针对性的防治思路与防治方法,形成适用于急倾斜巨厚煤层巷道掘进的冲击地压防治策略如图 13 所示。

急倾斜巨厚煤层巷道掘进前的上一水平工作面开采过程中,应通过爆破卸压降低煤层两侧悬空岩体应力集中效应。在巷道掘进时,对巷道底部与迎头位置进行大直径钻孔卸压,使能量积聚区向远离巷道的外围转移。并通过支护优化,加强巷道及其两帮的支护强度。同时,在巷道断面增加、淋水增大等区域,增加支护强度,并通过巷道架篷进行复杂区域重点防护,形成急倾斜巨厚煤层综合防治措施。此外,在巷道掘进存在冲击地压发生的时空前兆特征时,及时停止巷道掘进并加强卸压力度。

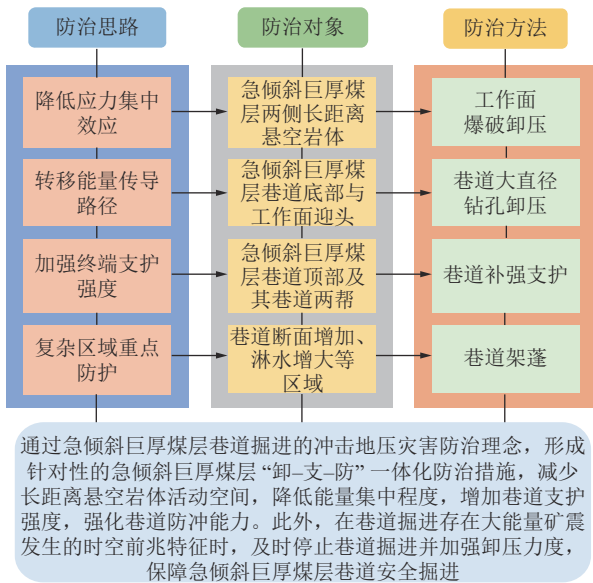


图 13 急倾斜巨厚煤层巷道掘进的冲击地压防治策略

Fig.13 Prevention and control strategy of rock burst in roadway driving in steeply inclined extra-thick coal seam

4.2 急倾斜煤层巷道掘进冲击地压防治措施

由 B3+6 煤层开采的顶底板应力集中分布特征, 对岩体卸压方案优化完善, 形成+425 m 水平 B3+6 煤层开采爆破卸压方案示意如图 14 所示。

通过岩深浅孔交替爆破后增大应力集中范围、弱化应力集中程度。其炮孔排距布置的孔排距为 10 m。对于掘进过程中巷道底部与掘进工作面前方的能量积聚现象, 每日掘进期间在掘进工作面施工 2 个卸压孔, 掘进工作面迎头卸压钻孔位置距离巷道左右两帮

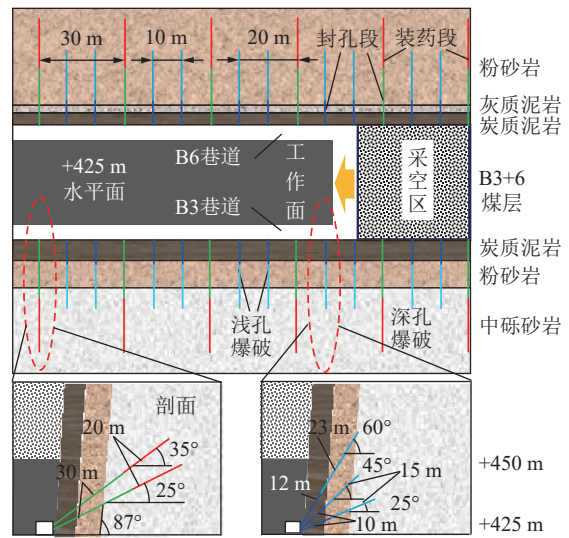


图 14 +425 m 水平 B3+6 煤层开采爆破卸压方案示意

Fig.14 Schematic diagram of blasting pressure relief scheme for B3+6 coal seam mining at +425 m level

均为 1.5~1.8 m 内, 卸压孔高度为巷道高度 1.8~2.0 m 内。同时, 巷道底部每隔 3 m 布置 1 个大直径卸压钻孔, 钻孔直径 150 mm, 深度设计为 12 m。

+400 m 水平 B3 巷道优化调整支护方案如图 15 所示。巷道原设计采用 $\phi 22 \text{ mm} \times 2\,500 \text{ mm}$ 的右旋螺纹钢锚杆, 变更为强度更高的 $\phi 22 \text{ mm} \times 2\,800 \text{ mm}$ 的左旋无纵筋 CRMG700 螺纹钢锚杆。巷道顶部 $\phi 21.6 \text{ mm}$ 的锚索调整为 $\phi 28.6 \text{ mm}$ 加强锚索。同时在上水平 B1+2 煤层工作面开采过程中, B3 巷道底部应力集中区域明显偏向岩柱侧巷帮, 因而在岩柱侧巷帮增加短锚索。

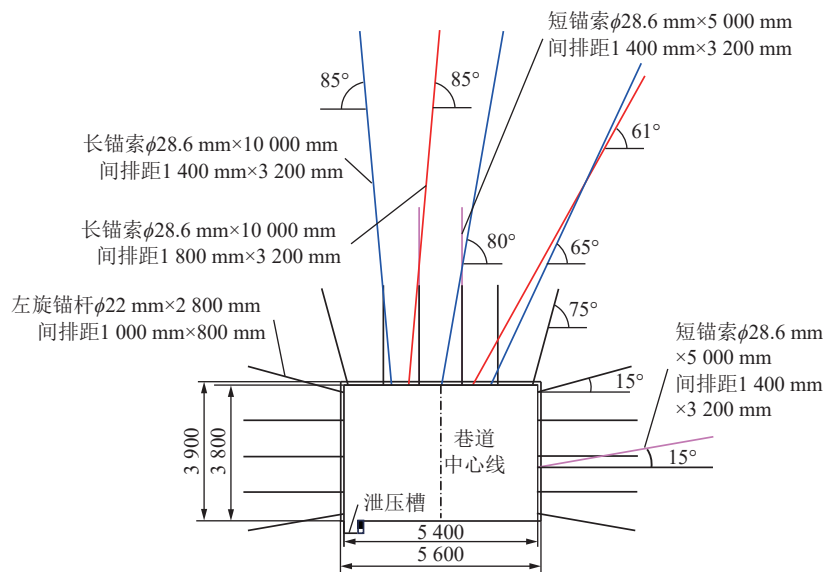


图 15 +400 m 水平 B3 巷道优化调整支护方案示意

Fig.15 Schematic diagram of optimal adjustment and support scheme of +400 m horizontal B3 roadway

4.3 急倾斜巷道掘进冲击地压防治效果

在应用本次提出的急倾斜煤层巷道掘进冲击地

压防治策略及其针对性的卸压调控方案后, 进行巷道支护优化方案现场应用。其防治措施应用前后现场

巷道情况如图 16 所示。+400 m 水平 B3 巷道卸压调控后的原始支护阶段存在巷帮不平整与局部扩帮的情况,在支护方案优化调整初期,急倾斜巨厚煤层巷帮趋于平整,在支护优化方案长时间应用后,巷帮及其巷道顶部整体平整。此外,在巷道淋水增大位置进行架篷,其巷道变形量均在 20 cm 范围内。

通过现场微震监测结果,绘制出+400 m 水平 B3 巷道掘进期间的微震能量频次分布特征如图 17 所示。在+425 m 水平 B3+6 煤层工作面开采进行爆破卸压与原始支护方案结合大直径钻孔卸压的巷道掘进过程中,单日最大能量降低至 3.3×10^4 J,+400 m 水平 B3 巷道掘进过程中未发生 10^5 J 以上大能量,表明+400 m 水平 B3 巷道掘进在原始支护方案进行卸压调控后,未发生单日累计 10^5 J 以上的能量事件,卸压调控下巷道掘进的大能量事件值明显降低。

在 2023 年 3 月后的巷道支护方案优化调整应用后,巷道掘进过程中的平均单日累计微震能量 2.2×10^3 J、

平均单日累计微震频次 4.9 个,较支护优化前平均单日累计微震能量 4.8×10^3 J、平均单日累计微震频次 9.4 个分别降低 54.17%、47.87%,其 10^3 J 以上微震能量事件占比 8.7%,较支护优化前下降 1.0%,由此表明+400 m 水平巷道支护方案优化后的掘进过程中,单日累计微震能量与频次较支护优化前均明显降低,且使其 10^3 J 以上能量事件占比减小。

在急倾斜煤层巷道掘进深度持续增加后,通过现场顶底板爆破卸压、巷道掘进工作面前方及底部大直径钻孔卸压,在巷道掘进采用原始支护方案掘进时,未发生单日累计能量在 10^5 J 以上大能量事件,结合巷道支护方案优化调整,使得巷道掘进单日累计微震能量与频次明显降低,且 10^3 J 以上微震能量事件占比下降,巷道断面整体平整,结合现场复杂区域的重点防护与前兆特征异常时及时停止巷道掘进并增加现场卸压力度的防治措施综合应用,实现了急倾斜巨厚煤层采掘深度增加后的巷道安全掘进。



图 16 防治措施应用前后现场巷道情况

Fig.16 On-site roadway situation before and after application of prevention measures

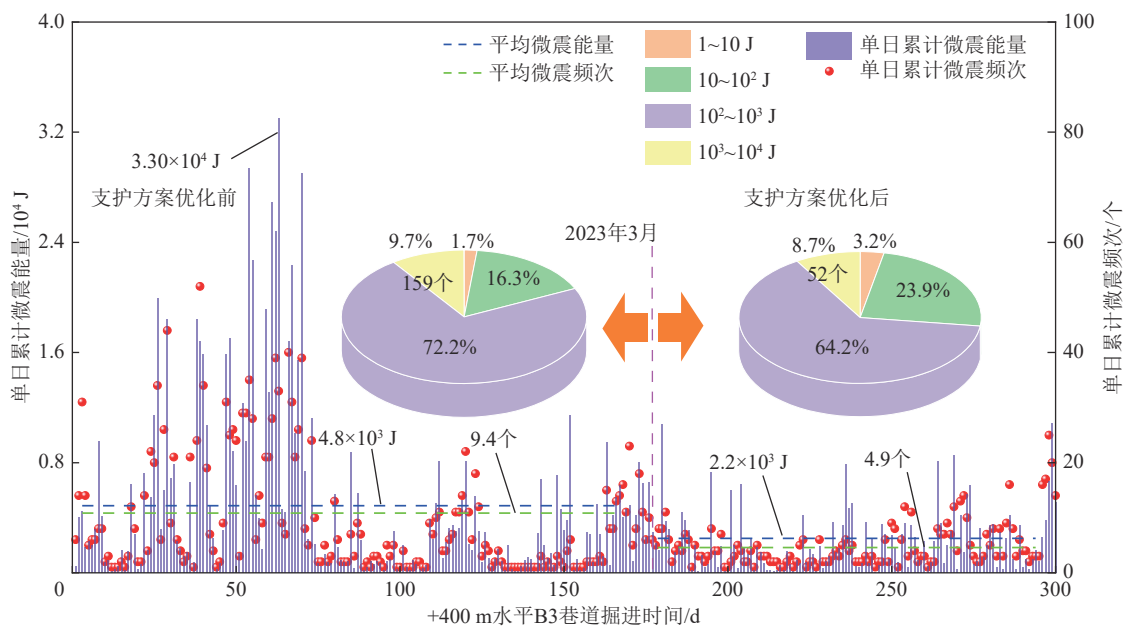


图 17 +400 m 水平 B3 巷道掘进期间的微震能量-频次分布特征

Fig.17 Energy-frequency distribution characteristics of microearthquakes during driving of + 400 m horizontal B3 roadway

5 结 论

(1) 基于急倾斜巨厚煤层巷道掘进的微震监测分析, 掌握了冲击地压发生多参量指标异常的时空前兆特征。急倾斜煤层巷道掘进冲击地压发生前第 2~5 天出现微震总能量极低值, 或存在至少 4 d 的能量潜伏期; 前 5 d 普遍存在 3 d 以上最大能量占比高频波动期。冲击地压发生前存在明显缺震现象, 其发生位置集中分布在距离掘进工作面较近的微震能量极小值区间范围内, 或位于微震能量极值区间附近的微震频次极小值区间范围内, 且冲击显现发生位置的冲击变形能指数相对较高。

(2) 急倾斜巨厚煤层开采坚硬覆岩不易破断, 继而形成悬空结构。巷道掘进前上水平的采空区两侧存在“双翼型”垂直应力集中现象, 受顶底板岩层相互挤压, 巷道掘进时掘进面前方与巷道底部应力明显集中。在顶板偏转与中间岩柱撬动综合影响作用下, 掘进工作面前方及其巷道底部均存在明显的能量积聚现象。随着巷道掘进深度增加其应力集中与能量积聚进一步增强, 当局部能量集中超过冲击显现临界值, 容易引起冲击地压等的动力灾害事故。

(3) 由急倾斜巨厚煤层巷道掘进的冲击地压发生机理, 形成急倾斜巨厚煤层巷道掘进的工作面爆破卸压、巷道钻孔卸压与补强支护、复杂区域架蓬的冲击地压防治策略与措施。结合冲击地压时空前兆异常, 为及时停止巷道掘进并增加现场卸压力度提供时机。通过工作面与巷道卸压使得掘进期间未发生单日累计 10^5 J 以上微震能量, 在对支护优化调整与复杂区域重点防护后, 巷道掘进日均微震能量降至 2.2×10^3 J, 其 10^3 J 以上微震事件占比下降且巷道断面整体平整。

参考文献(References):

- [1] 钱鸣高, 许家林. 煤炭开采与岩层运动[J]. 煤炭学报, 2019, 44(4): 973-984.
QIAN Minggao, XU Jialin. Behaviors of strata movement in coal mining[J]. Journal of China Coal Society, 2019, 44(4): 973-984.
- [2] 谢和平. 深部岩体力学与开采理论研究进展[J]. 煤炭学报, 2019, 44(4): 1283-1305.
XIE Heping. Research review of the state key research development program of China: Deep rock mechanics and mining theory[J]. Journal of China Coal Society, 2019, 44(4): 1283-1305.
- [3] 窦林名, 田鑫元, 曹安业, 等. 我国煤矿冲击地压防治现状与难题[J]. 煤炭学报, 2022, 47(1): 152-171.
DOU Linming, TIAN Xinyuan, CAO Anye, et al. Present situation and problems of coal mine rock burst prevention and control in China[J]. Journal of China Coal Society, 2022, 47(1): 152-171.
- [4] 齐庆新, 潘一山, 李海涛, 等. 煤矿深部开采煤岩动力灾害防控理论基础与关键技术[J]. 煤炭学报, 2020, 45(5): 1567-1584.
QI Qingxin, PAN Yishan, LI Haitao, et al. Theoretical basis and key technology of prevention and control of coal-rock dynamic disasters in deep coal mining[J]. Journal of China Coal Society, 2020, 45(5): 1567-1584.
- [5] 袁亮. 煤矿典型动力灾害风险判识及监控预警技术研究进展[J]. 煤炭学报, 2020, 45(5): 1557-1566.
YUAN Liang. Research progress on risk identification, assessment, monitoring and early warning technologies of typical dynamic hazards in coal mines[J]. Journal of China Coal Society, 2020, 45(5): 1557-1566.
- [6] 赵毅鑫, 姜耀东, 王涛, 等. “两硬”条件下冲击地压微震信号特征及前兆识别[J]. 煤炭学报, 2012, 37(12): 1960-1966.
ZHAO Yixin, JIANG Yaodong, WANG Tao, et al. Features of microseismic events and precursors of rock burst in underground coal mining with hard roof[J]. Journal of China Coal Society, 2012, 37(12): 1960-1966.
- [7] 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.
- [8] 王宏伟, 姜耀东, 赵毅鑫, 等. 长壁孤岛工作面冲击失稳能量释放激增机制研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2013, 32(11): 2250-2257.
WANG Hongwei, JIANG Yaodong, ZHAO Yixin, et al. Investigation on mechanism of energy explosion during extraction of island longwall panel[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2013, 32(11): 2250-2257.
- [9] 成云海, 姜福兴, 程久龙, 等. 关键层运动诱发矿震的微震探测初步研究[J]. 煤炭学报, 2006, 31(3): 273-277.
CHENG Yunhai, JIANG Fuxing, CHENG Jiulong, et al. The primary study on microseismic locating and monitoring technology of shock bump caused by key stratum movement[J]. Journal of China Coal Society, 2006, 31(3): 273-277.
- [10] 张全, 邹俊鹏, 吴坤波, 等. 深部采煤上覆关键层破断诱发矿震特征研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2023, 42(5): 1150-1161.
ZHANG Quan, ZOU Junpeng, WU Kunbo, et al. On the characteristics of mine earthquakes induced by key strata breaking during deep mining[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2023, 42(5): 1150-1161.
- [11] 潘俊锋, 闫耀东, 马小辉, 等. 考虑时变特性的煤层大巷群冲击地压机理及防治[J]. 煤炭学报, 2022, 47(9): 3384-3395.
PAN Junfeng, YAN Yaodong, MA Xiaohui, et al. Mechanism and prevention of rock burst in coal seam roadway group considering time-varying characteristics[J]. Journal of China Coal Society, 2022, 47(9): 3384-3395.
- [12] 官凤强, 赵英杰, 王云亮, 等. 煤的冲击倾向性研究进展及冲击地压“人-煤-环”三要素机理[J]. 煤炭学报, 2022, 47(5): 1974-2010.
GONG Fengqiang, ZHAO Yingjie, WANG Yunliang, et al. Research progress of coal bursting liability indices and coal burst “Human-Coal-Environment” three elements mechanism[J]. Journal of China Coal Society, 2022, 47(5): 1974-2010.

- [13] 朱斯陶,姜福兴,刘金海,等.复合厚煤层巷道掘进冲击地压机制及监测预警技术[J].煤炭学报,2020,45(5):1659-1670.
ZHU Sitao, JIANG Fuxing, LIU Jinhai, et al. Mechanism and monitoring and early warning technology of rock burst in the heading face of compound thick coal seam[J]. Journal of China Coal Society, 2020, 45(5): 1659-1670.
- [14] 王高昂,朱斯陶,姜福兴,等.倾斜厚煤层综放工作面煤柱-关键层结构失稳型矿震机理[J].煤炭学报,2022,47(6):2289-2299.
WANG Gaoang, ZHU Sitao, JIANG Fuxing, et al. Seismic mechanism of coal pillar-key layer structure in fully mechanized caving face of inclined thick coal seam[J]. Journal of China Coal Society, 2022, 47(6): 2289-2299.
- [15] 魏东,贺虎,秦原峰,等.相邻采空区关键层失稳诱发矿震机理研究[J].煤炭学报,2010,35(12):1957-1962.
WEI Dong, HE Hu, QIN Yuanfeng, et al. Study on mechanism of mining tremor induced by key strata instability in the gob beside the working face[J]. Journal of China Coal Society, 2010, 35(12): 1957-1962.
- [16] 潘一山,肖永惠,罗浩,等.冲击地压矿井安全性研究[J].煤炭学报,2023,48(5):1846-1860.
PAN Yishan, XIAO Yonghui, LUO Hao, et al. Study on safety of rockburst mine[J]. Journal of China Coal Society, 2023, 48(5): 1846-1860.
- [17] 康红普,姜鹏飞,黄炳香,等.煤矿千米深井巷道围岩支护-改性-卸压协同控制技术[J].煤炭学报,2020,45(3):845-864.
KANG Hongpu, JIANG Pengfei, HUANG Bingxiang, et al. Roadway strata control technology by means of bolting-modification-destressing in synergy in 1 000 m deep coal mines[J]. Journal of China Coal Society, 2020, 45(3): 845-864.
- [18] 高明仕,贺永亮,陆菜平,等.巷道内强主动支护与弱结构卸压防冲协调机制[J].煤炭学报,2020,45(8):2749-2759.
GAO Mingshi, HE Yongliang, LU Caiping, et al. Coordination mechanism of internal strong active support, soft structure pressure relief and anti-punching of roadway[J]. Journal of China Coal Society, 2020, 45(8): 2749-2759.
- [19] 谢生荣,王恩,陈冬冬,等.深部强采动大断面煤巷围岩外锚-内卸协同控制技术[J].煤炭学报,2022,47(5):1946-1957.
XIE Shengrong, WANG En, CHEN Dongdong, et al. Collaborative control technology of external anchor-internal unloading of surrounding rock in deep large-section coal roadway under strong mining influence[J]. Journal of China Coal Society, 2022, 47(5): 1946-1957.
- [20] 付玉凯,鞠文君,吴拥政,等.深部回采巷道锚杆(索)防冲吸能机理与实践[J].煤炭学报,2020,45(S2):1946-1957.
FU Yukai, JU Wenjun, WU Yongzheng, et al. Mechanism and practice of energy absorption and anti-impact of bolt (cable) in deep mining roadway[J]. Journal of China Coal Society, 2020, 45(S2): 1946-1957.
- [21] 吴拥政,付玉凯,何杰,等.深部冲击地压巷道“卸压-支护-防护”协同防控原理与技术[J].煤炭学报,2021,46(1):132-144.
WU Yongzheng, FU Yukai, HE Jie, et al. Principle and technology of “pressure relief-support-protection” collaborative prevention and control in deep rock burst roadway[J]. Journal of China Coal Society, 2021, 46(1): 132-144.
- [22] 张俊文,刘畅,李玉琳,等.错层位沿空巷道围岩结构及其卸让压原理[J].煤炭学报,2018,43(8):2133-2143.
ZHANG Junwen, LIU Chang, LI Yulin, et al. Study on the surrounding rock structure of stagger layout roadway and its pressure release as well as deformation yielding mechanism[J]. Journal of China Coal Society, 2018, 43(8): 2133-2143.
- [23] 来兴平,贾冲,崔峰,等.急倾斜巨厚煤层开采深度影响的覆岩能量演化规律研究[J].岩石力学与工程学报,2023,42(2):261-274.
LAI Xingping, JIA Chong, CUI Feng, et al. Study on the evolution law of overburden energy of steeply inclined extra-thick coal seam influenced by mining depth[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2023, 42(2): 261-274.
- [24] 来兴平,贾冲,崔峰,等.急倾斜巨厚煤层群难采资源开采的覆岩破断与能量释放规律[J].煤炭学报,2023,48(S1):1-14.
LAI Xingping, JIA Chong, CUI Feng, et al. Law of overburden breaking and energy release in the mining of difficult coal resources in steeply inclined extra-thick coal seam group[J]. Journal of China Coal Society, 2023, 48(S1): 1-14.
- [25] 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.
- [26] WANG Guifeng, GONG Siyuan, DOU Linming, et al. Rockburst mechanism and control in coal seam with both syncline and hard strata[J]. *Safety Science*, 2019, 115: 320-328.
- [27] CAI Wu, DOU Linming, GONG Siyuan, et al. Quantitative analysis of seismic velocity tomography in rock burst hazard assessment[J]. *Natural Hazards*, 2015, 75(3): 2453-2465.
- [28] 窦林名,姜耀东,曹安业,等.煤矿冲击矿压动静载的“应力场-震动波场”监测预警技术[J].岩石力学与工程学报,2017,36(4):803-811.
DOU Linming, JIANG Yaodong, CAO Anye, et al. Monitoring and pre-warning of rockburst hazard with technology of stress field and wave field in underground coalmines[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2017, 36(4): 803-811.