



单轴压缩条件下强冲击倾向性煤体失稳特性及弹射模式研究

雷国荣 李春元 杨凯 王嘉敏 毛怀昆 李正一 魏礼刚 崔春阳 何团 李晓鹏 袁红辉

引用本文:

雷国荣, 李春元, 杨凯, 等. 单轴压缩条件下强冲击倾向性煤体失稳特性及弹射模式研究[J]. 煤炭科学技术, 2025, 53(10): 112–124.

LEI Guorong, LI Chunyuan, YANG Kai. Characteristics of instability and ejection modes of coal exhibiting strong impact inclination under uniaxial compression[J]. Coal Science and Technology, 2025, 53(10): 112–124.

在线阅读 View online: <https://doi.org/10.12438/cst.2024-1333>

您可能感兴趣的其他文章

Articles you may be interested in

不同冲击倾向性煤单轴压缩下能量演化与损伤特征

Energy evolution and damage characteristics of coal with different bursting liability under uniaxial compression

煤炭科学技术. 2021, 49(6): 111–118 <http://www.mtkxjs.com.cn/article/id/b1356989-ce5b-451c-a90b-d8c5f9180a2b>

饱和煤样力学及损伤特征的加载速率微观作用机制研究

Microscopic mechanism of loading rate of saturated coal sample mechanics and damage characteristics

煤炭科学技术. 2023, 51(2): 130–142 <https://doi.org/10.13199/j.cnki.cst.2022-1750>

冲击倾向性煤不同损伤程度声发射分形特征研究

Fractal characteristics of acoustic emission in different damage degrees of impact coal

煤炭科学技术. 2021, 49(9): 38–46 <http://www.mtkxjs.com.cn/article/id/b137ebb9-3dda-4059-b421-ee1fc0746db3>

含裂隙煤体能量耗散特征与冲击倾向性研究

Research on energy dissipation characteristics and coal burst tendency of fissured coal mass

煤炭科学技术. 2023, 51(5): 32–44 <https://doi.org/10.13199/j.cnki.cst.2022-2242>

易弹射煤体力学特性及能量演化机制

Mechanical properties and energy evolution mechanism of coal prone to ejection

煤炭科学技术. 2024, 52(6): 51–66 <https://doi.org/10.12438/cst.2023-0834>

冲击倾向性煤岩动静载下破坏机理及声发射特性研究

Study on failure mechanism and acoustic emission characteristics of outburst proneness coal rock under dynamic and static loading

煤炭科学技术. 2021, 49(3): 57–63 <https://doi.org/10.13199/j.cnki.cst.2021.03.006>



关注微信公众号，获得更多资讯信息



移动扫码阅读

雷国荣, 李春元, 杨凯, 等. 单轴压缩条件下强冲击倾向性煤体失稳特性及弹射模式研究[J]. 煤炭科学技术, 2025, 53(10): 112–124.

LEI Guorong, LI Chunyuan, YANG Kai, *et al.* Characteristics of instability and ejection modes of coal exhibiting strong impact inclination under uniaxial compression[J]. Coal Science and Technology, 2025, 53(10): 112–124.

单轴压缩条件下强冲击倾向性煤体失稳特性 及弹射模式研究

雷国荣¹, 李春元¹, 杨凯², 王嘉敏¹, 毛怀昆², 李正一¹, 魏礼刚², 崔春阳¹, 何团¹, 李晓鹏¹, 袁红辉¹

(1. 煤炭科学研究总院有限公司 深部开采与冲击地压防治研究院, 北京 100013; 2. 新汶矿业集团有限责任公司, 山东 新泰 271219)

摘要: 为探究冲击倾向性煤单轴压缩作用下的变形、破裂及弹射破坏力学行为, 开展了不同加载速率下冲击倾向性煤的单轴压缩试验, 获取了煤样的峰后应力跌落分类特征, 结合煤样 CT 扫描原生裂隙三维重构, 分析了不同应力跌落类型煤样的失稳破坏差异机制。基于非接触全场应变测量结果, 分析了煤样裂隙的峰前、峰后破裂演化及破裂-弹射规律, 统计计算了煤样弹射区域的应力变化及转换特征, 揭示了煤体的弹射模式, 获取了煤样应力跌落类型的破裂-弹射及弹射模式分类特性, 分析了煤样现有冲击倾向性指数与峰后弹射冲击动能的关联性, 并建立了表征煤样峰后弹射剧烈程度的指标 W_{sdr} 。结果表明: 煤样峰后应力跌落分为持续跌落(I类)、台阶式跌落(II类)及瞬间跌落(III类)3种类型, 且煤样的峰后应力跌落类型与其原生裂隙发育密切相关。冲击倾向性煤弹射前表面裂隙扩展具有缓慢、加速扩展破裂的非线性特征, 且I、II、III类弹射冲击孕育时间依次减小。冲击倾向性煤分为局部弹射、区域贯通弹射和整体失稳弹射3种弹射类型, I、II、III类煤样分别表现为以局部弹射、区域贯通弹射、整体失稳弹射为主导发生弹射冲击; 煤样具有母体动力源和弹射块体动力源2类弹射模式, 且同一应力跌落类型煤样可由母体动力源或弹射块体动力源导致弹射冲击。提出的指标 W_{sdr} 与弹射弹射动能呈线性正相关。

关键词: 应力跌落; 裂隙破裂; 弹射模式; 弹射动能; 冲击倾向性; 加载速率

中图分类号: TD324

文献标志码: A

文章编号: 0253-2336(2025)10-0112-13

Characteristics of instability and ejection modes of coal exhibiting strong impact inclination under uniaxial compression

LEI Guorong¹, LI Chunyuan¹, YANG Kai², WANG Jiamin¹, MAO Huaikun², LI Zhengyi¹, WEI Ligang², CUI Chunyang¹, HE Tuan¹, LI Xiaopeng¹, YUAN Honghui¹

(1. Deep Mining and Rock Burst Research Institute, Chinese Institute of Coal Science, Beijing 100013, China; 2. Xinwen Mining Group Co., Ltd., Xintai 271219, China)

Abstract: Mechanical behaviors of deformation, rupture, and ejection failure of coal with impact inclination under uniaxial compression were investigated. Uniaxial compression tests were conducted on coal with impact inclination at different loading rates. The classification characteristics of post-peak stress drop in coal samples have been identified. Based on the 3D reconstruction of the primary fracture of coal samples through CT scanning, the distinct mechanisms of instability failure of coal samples with various stress drop types are analyzed. Based on the non-contact full-field strain measurement results, the pre-peak and post-peak fracture evolution and the fracture-ejection rule of coal samples are analyzed. The stress change and transformation characteristics of the coal sample ejection region are statistically calculated. The ejection mode of the coal body is disclosed, and the classification characteristics of the fracture-ejection and the stress drop type

收稿日期: 2024-09-19

策划编辑: 朱恩光

责任编辑: 黄小雨

DOI: 10.12438/cst.2024-1333

基金项目: 国家自然科学基金资助项目(51904303); 中国煤炭科工集团有限公司科技创新创业资金专项重点资助项目(2022-3-ZD001); 煤炭科学研究总院创新创业科技专项资助项目(2021-KXYJ-004)

作者简介: 雷国荣(1990—), 男, 贵州兴义人, 博士研究生。E-mail: 1604371980@qq.com

通讯作者: 李春元(1986—), 男, 河南永城人, 副研究员, 博士。E-mail: lcy6055@163.com

of the coal sample ejection mode are obtained. Additionally, the correlation between the existing impact tendency index of coal sample and the impact kinetic energy of post-peak ejection is analyzed, and W_{sdr} is established to characterize the intensity of post-peak ejection of coal sample. The results show that: Post-peak stress drop of coal samples can be divided into three types: continuous drop, stepped drop and instantaneous drop, and the post-peak stress drop type of coal samples is closely related to the development of primary fractures. Surface crack propagation before the impact inclined coal ejection has the nonlinear characteristics of slow and accelerated crack propagation, and the incubation time of class I, class II and class III impact ejection decreases successively. Coal with impact inclination can be classified into local ejection, regional through-out ejection and global instability ejection. Coal samples of Class I, II and III are dominated by local ejection, regional through-out ejection and global instability ejection respectively. The coal sample has two types of ejection modes: parent power source and ejection block power source. The same stress drop type coal sample can be caused by parent power source or ejection block power source. Proposed index W_{sdr} has a linear positive correlation with the ejection kinetic energy.

Key words: stress drop; crack fracture; ejection mode; ejection kinetic energy; impact tendency; loading rate

0 引 言

随我国煤矿开采深度逐渐加大,开采条件日趋复杂,冲击地压已成为制约矿井安全高效生产的典型动力灾害之一^[1-2]。在采掘过程中,临空巷道、工作面端头、留设煤柱等区域煤岩体以单向垂直受力状态为主,局部煤体极易因垂向受载而诱发冲击灾害^[3-4]。因此,研究冲击倾向性煤单轴压缩作用下的变形破裂与弹射模式,对探究冲击地压发生机理及其监测防控信息具有重要意义。受加载速率影响,煤岩材料的单轴压缩力学行为具有一定差异^[5-6];为此,国内外学者对煤岩的加载速率效应进行了研究与探索。CHO 等^[7]研究得出花岗岩的动态抗拉强度随着应变率增加而急剧增加。ZHOU 等^[8]研究了加载速率对灰岩不稳定断裂扩展的临界应变能影响规律。曹安业等^[9]指出随着砂质泥岩加载速率增大,岩样极限抗压强度增加。LAVROV^[10]、陈勉等^[11]结合声发射监测数据获取了不同加载速率下岩石单轴压缩破裂的演化机制。与煤岩单体不同,加载速率对煤岩组合体的力学行为具有显著影响。尹大伟等^[12]认为不同加载速率下煤岩组合体的宏观破坏起裂均发生在煤样内,且主要由拉伸破坏导致煤样局部弹射。官凤强等^[13]考虑了加载速率对煤岩组合体冲击倾向性指数的影响,获得了临界加载速率效应的观点。以上成果主要研究了加载速率对煤岩力学强度的影响,而不同加载速率对煤体峰后应力跌落影响的研究不足,亟待深入研究。

近年来,数字图像相关技术(Digital Image Correlation, DIC)得到了迅速发展,国内外专家学者广泛将其应用于研究煤岩的变形破坏过程。MUNOZ 等^[14]基于 3D-DIC 技术分析了单轴压缩条件下岩石的轴向和剪切应变场。DAUTRIAT 等^[15]、YANG 等^[16]采用 DIC 方法研究了岩样表面的非均匀变形

与拉伸应变场特征。彭守建等^[17]利用可视化三轴压缩伺服控制试验系统,获取了加载速率对砂岩变形局部化的影响。潘一山等^[18]捕捉到了煤样加载失稳破坏的全过程,指出了煤样破坏的变形局部化现象。宋义敏等^[19]结合煤样压缩过程的数字散斑监测,从变形场角度将煤柱失稳划分为内部裂隙失稳扩展和煤柱内部弱面失稳滑动 2 种类型。肖鹏等^[20]采用数字图像分析了煤样单轴压缩下变形局部化带裂隙的发育、扩展及破裂演化特征。王兆会等^[21]通过 DIC 技术分析了单轴压缩下预制裂隙煤样的应变场及扩展路径特征,提出预制裂隙与翼裂隙会产生剪切互锁效应。这些研究成果多集中在煤岩静态破坏方面,而煤岩的动态破坏、弹射冲击模式与其内部裂隙的扩展及贯通模式密切相关,但当前仍缺少对煤岩单轴压缩峰值前后局部应力转换及弹射区域临界应力特征的深入研究与分析。当载荷增加至一定值时,煤岩局部区域或整体将产生弹射或失稳,并具有不同形式的应力跌落过程。姜全等^[22]分析了煤样单轴压缩下能量耗散与应力跌落的关系。对于冲击倾向性煤,煤岩极易产生瞬时应力降形式的弹脆性破坏而引发显著的冲击显现。鞠明和等^[23]采用试验和模拟相结合的方法,研究了冲击倾向性煤瞬时应力跌落过程的裂隙扩展规律。冯龙飞等^[24]分析指出冲击倾向性煤的峰后应力跌落幅值越大,且应力跌落速率越快,峰后弹射破坏越剧烈。为进一步分析局部块体弹射过程中的速度特征,许多学者使用高速相机对弹射块体进行了分析。苏国韶等^[25]利用高速相机捕捉计算了弹射块体的弹射速度和动能。何满潮等^[26]结合高速相机监测开展了不同层理倾角砂岩单向双面卸荷试验,分析了弹射块体的速度。这些研究对煤岩的峰后应力跌落过程及弹射速度进行了有益探索,但对冲击倾向性煤峰后弹射模式及其与应力跌落的关系研究较少,也未明确峰后应力跌落与

弹射动能的关联性。

为此,笔者结合高速摄像及非接触应变监测,开展了强冲击倾向性煤的单轴压缩试验,研究其峰后裂隙破裂、弹射模式及其分类特征,从而为冲击地压的前兆信息获取、监测预防及治理提供指导。

1 试验方案及设备系统

1.1 煤样制备

为了分析强冲击倾向性煤的失稳特性及弹射模式,在曾发生局部煤炮、煤体弹射抛出等典型动力现象的冲击地压矿井生产现场采集了强冲击倾向性煤块,并将所采集煤块经室内切割、加工、打磨,制备尺寸为 50 mm×50 mm×100 mm 的立方体煤样,使其不平整度偏差小于 0.02 mm。选择了无明显裂隙的 10 块煤样,如图 1 所示;将煤样随机分为 5 组,分别为 A、B、C、D 和 E 组,每组 2 个煤样,并将煤样进行编号,例如 A-1 表示为 A 组的 1 号煤样。试验前,使用游标卡尺和电子秤测定了各煤样的尺寸和质量,计算了各煤样的密度,见表 1。

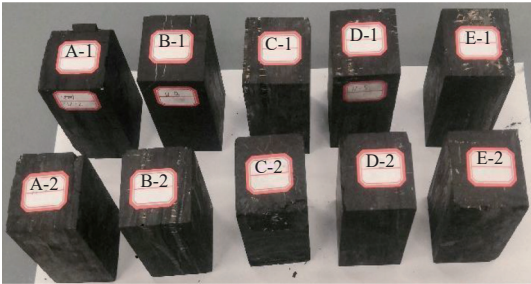


图 1 煤样
Fig.1 Coal samples

表 1 煤样规格信息

Table 1 Specification information of coal samples

煤样 编号	长/mm	宽/mm	高/mm	质量/g	密度/ (g·cm ⁻³)
A-1	49.85	50.17	99.74	338.17	1.24
A-2	50.46	50.25	99.69	346.66	1.37
B-1	49.99	50.27	100.23	320.19	1.27
B-2	50.14	50.33	99.60	343.57	1.37
C-1	50.48	50.19	99.70	351.75	1.39
C-2	50.29	50.35	100.35	327.31	1.29
D-1	50.23	49.91	99.66	347.43	1.39
D-2	50.26	50.51	99.99	319.31	1.26
E-1	50.44	50.35	99.73	414.16	1.63
E-2	50.19	50.46	99.85	335.61	1.33

由表 1 可知,除 E-1 煤样的密度达 1.63 g/cm³ 外,

其余煤样的密度为 1.24~1.39 g/cm³,差异不大。

1.2 波速及 CT 扫描测试

为分析煤样在试验前的内部的孔隙、裂隙等缺陷的差异,试验前采用 CAV-100 型超声波系统对煤样轴向进行超声波测试,以获取煤样的轴向纵波波速及横波波速;同时,应用 NanoVoxel 4 000 型 CT 系统对煤样进行扫描,扫描方式为螺旋扫描,扫描电压、电流及分辨率分别为 200 kV、220 μA、18.37 μm。扫描后,利用 VoxelStudio Recon、Avizo 软件对 CT 扫描数据进行三维重构,通过阈值分割计算了煤样的裂隙率。根据测试结果,绘制了煤样波速及裂隙率分布散点图,如图 2 所示。

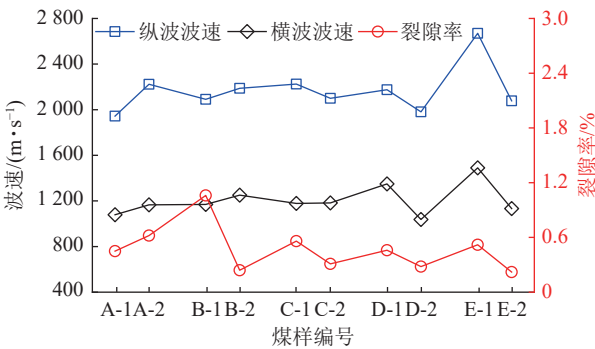


图 2 煤样波速及裂隙率散点变化
Fig.2 Wave velocity and fracture rate scatter of coal samples

根据图 2 可知,煤样的纵波波速为 1 944~2 670 m/s,横波波速为 1 037~1 490 m/s,其中 A、B、C、D 及 E 组煤样的平均纵波波速分别为 2 083、2 139、2 161、2 078 及 2 374 m/s,横波波速分别为 1 122、1 210、1 180、1 193 及 1 311 m/s。从各组煤样的波速差异性来看,E 组煤样的纵、横波波速相对较高,结合表 1 分析,主要由于 E-1 煤样的密度较大,导致其纵、横波波速偏高,但整体上各组煤样的离散性较小。此外,煤样的裂隙率为 0.22%~1.06%,裂隙率较小,各煤样之间存在差异微小,故可忽略煤样的离散性对后续试验结果的影响。

1.3 试验方案

采掘速度是诱发冲击地压发生的因素之一,其对煤岩体力学性质的影响主要表现在加载速率的变化。冲击地压大多处于静态加载状态而发生,根据宫凤强等^[13]研究,当应变率低于 10⁻² s⁻¹ 时,煤岩体属于静态范畴。因此,对 A、B、C、D 及 E 组煤样分别开展位移加载速率为 0.000 5、0.001、0.005、0.01 及 0.05 mm/s 的单轴压缩试验,对应的应变率分别为 5×10⁻⁶、1×10⁻⁵、5×10⁻⁴、1×10⁻⁴ 及 5×10⁻⁴ s⁻¹。设置的加载速率属于静态应变率范围。采用煤炭科学

研究总院的电控压力试验机开展试验, 试验机最大轴向载荷为 1 000 kN, 位移加载速率为 0.000 1~300 mm/s。为实时监测煤样试验过程表面应变、裂隙扩展信息及弹射过程, 加载前对所有煤样进行了表面散斑喷涂, 加载时采用 VIC-3D 非接触全场应变测量系统、静态高清相机、高速相机监测捕捉了煤样的表面应变、煤块弹射速度等指标。试验及监测系统布置如图 3 所示。

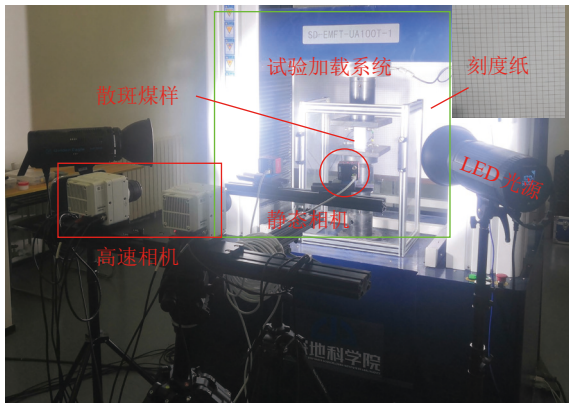


图 3 加载系统及监测系统装置

Fig.3 Loading system and monitoring system device

2 煤样峰后应力跌落失稳特性

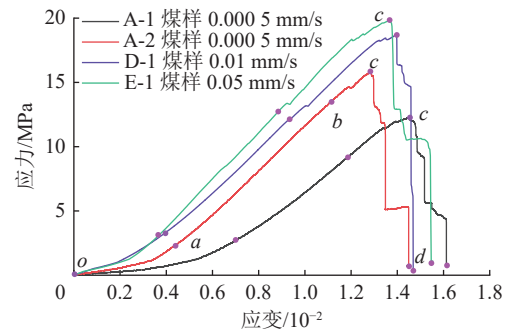
2.1 煤样峰后应力跌落分类

统计试验获得的荷载、位移数据, 获得了不同煤样的应力-应变曲线, 如图 4 所示。

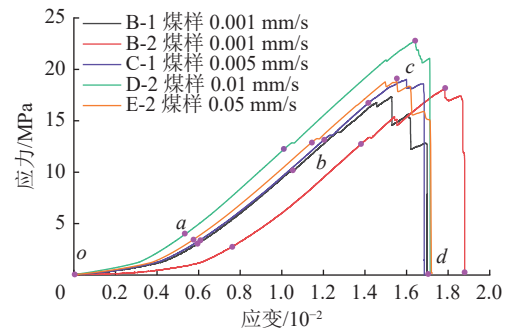
由图 4 可知, 不同加载速率下冲击倾向性煤的应力-应变曲线与普通岩石一致, 分为压密阶段(oa)、弹性阶段(ab)、屈服阶段(bc)及峰后破坏阶段(cd)4 个阶段。但各煤样的峰后应力跌落速率及形式不同, 据此可划分冲击倾向性煤的峰后应力跌落类型为 3 类, 包括 I 类应力持续跌落、II 类应力台阶式跌落及 III 类应力瞬间跌落。

I 类煤样包括 A-1、A-2、D-1 及 E-1, 占比 40%, 峰后跌落速率较慢, 极限应变为 1.45%~1.61%。各煤样峰后应力不断降低, 并持续跌落, 应变持续增加; 其中 D-1 煤样的峰后应变增加最小, 仅增加 0.077%, 应力跌落 18.3 MPa; 而 A-2 煤样增加最大, 增加了 0.191%, 应力跌落 14.7 MPa。

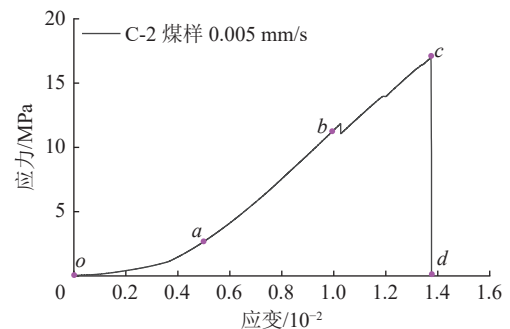
II 类煤样占比 50%, 其峰后应力具有先小幅跌落再小幅台阶式增加现象, 峰后应力跌落具有非稳定特征。峰后应变增加过程中, 应力跌落呈台阶式变化, 一般含 1~2 个应力台阶式增加阶段, 并表现为 2~3 个应力跌落阶段, 其中 B-1、B-2、C-1、D-2 及 E-2 分别跌落 3、2、2、2 及 3 次, 且接近峰值阶段



(a) I 类应力持续跌落



(b) II 类应力台阶式跌落



(c) III 类应力瞬间跌落

图 4 冲击倾向性煤峰后应力跌落类型

Fig.4 Stress drop type of coal with impact tendency

的应力跌落值较低。同时, II 类煤样的极限应变为 1.68%~1.87%, 略高于 I 类煤样; D-2 煤样峰后应变增加最小, 增加 0.071%, 应力跌落 20.0 MPa; B-1 煤样增加最大, 增加了 0.177%, 应力跌落 17.0 MPa; II 类与 I 类煤样峰后应力跌落过程中的应变增加量差别较小。

III 类应力瞬间跌落, 跌落速率快, 仅包含 C-2 煤样, 其峰后应力瞬间跌落 16.8 MPa, 应变仅增加 0.003%, 且其极限应变也较小, 仅为 1.37%。对比知, III 类煤样的极限应变最小, I 类次之, II 类最大; III 类煤样应力跌落速率最快, I 类在峰后应变增加相近时, 应力跌落速率略低于 II 类煤样。

根据试验结果, 当加载速率为 0.01、0.05 mm/s 时, 煤样具有 I、II 类应力跌落特征, 加载速率为 0.005 mm/s 时, 煤样具有 II、III 类应力跌落特征, 这

与高保彬等^[27]在相同加载速率下煤样均产生 3 类应力跌落的试验结果类似。而受煤样数量限制,Ⅲ类应力跌落类型的煤样仅 1 个,但根据肖晓春等^[28]、李庆文等^[29]研究,不同加载速率下煤样均可产生Ⅱ、Ⅲ类应力跌落。因此,同一加载速率下煤样单轴压缩可产生不同的峰后应力跌落类型,不同的加载速率也可产生同一类应力跌落类型,故加载速率对峰后应力跌落类型影响不显著。

2.2 煤样应力跌落失稳差异分析

为分析冲击倾向性煤峰后不同应力跌落类型的差异,结合 VIC-3D 监测,提取了不同煤样的峰后破坏过程图像,如图 5 所示。

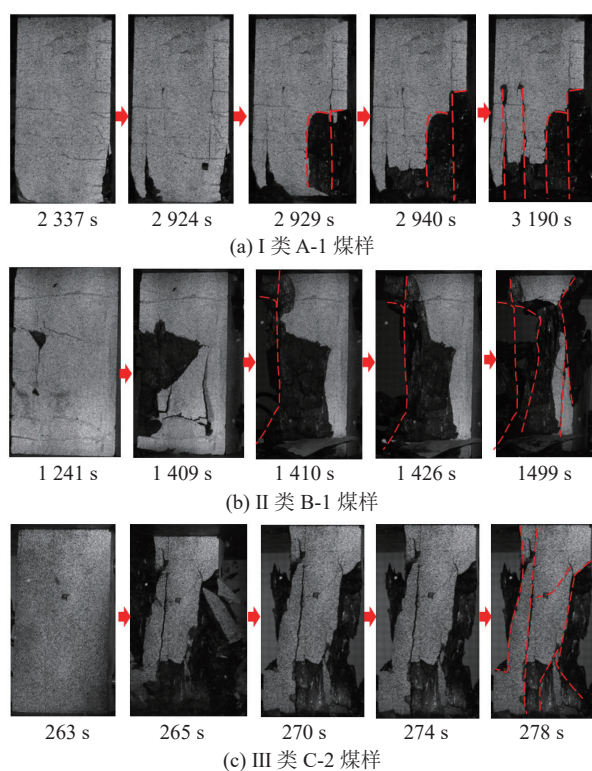


图 5 不同应力跌落类型煤样峰后破裂过程

Fig.5 Post-peak fracture process of coal samples with different stress drop types

由图 5 可知,Ⅰ类 A-1 煤样先沿右下侧边缘局部破裂,随加载继续,裂隙沿弹射区域周边继续扩展,并产生新裂隙,直至煤样整体失稳。Ⅱ类 B-1 煤样先在中部表面剥落,再沿左侧的裂隙贯通形成破裂面,区域块体贯通脱离,随加载继续,后右侧裂隙贯通形成破裂面,块体贯通脱离,最终导致煤样整体失稳。Ⅲ类 C-2 煤样左、右两侧裂隙贯通煤样,且中线下侧局部也形成贯通破裂面,煤样瞬间整体失稳破坏。

因此,煤样峰后应力跌落类型与其峰后破裂过

程有关,冲击倾向性煤峰后破裂类型具有 A、B、C 三种类型,且与应力跌落类型对应。A 类煤样应力达到峰值后,煤样内裂隙扩展、贯通,发生局部破裂,随后裂隙沿局部弹射区域周边继续扩展破裂,产生新的局部连锁破坏,或煤样局部破裂后,其他区域重复以上破裂特征,峰后煤样承载结构逐渐减小,最终造成煤样整体失稳,故煤样峰后应力持续跌落,包含 A-1、A-2、D-1 及 E-1 共 4 个煤样。B 类煤样在达到峰值后,煤样局部区域裂隙破裂,并从底部贯通顶部,形成劈裂式结构破坏,煤样应力瞬间小幅度跌落,但煤样剩余结构仍能承载,随加载进行,应力小幅度增加,故该类煤样峰后应力台阶式跌落, B-1、B-2、C-1、D-2 及 E-2 共 5 个煤样具有此类特征。C 类,如 C-2 煤样,应力达到峰值后裂隙瞬间贯通煤样及其局部,整体瞬间失稳,故应力达到峰值后瞬间跌落。

为进一步分析煤样峰后应力跌落的差异,通过 Avizo 软件对图 5 中初始煤样 CT 扫描数据进行了裂隙三维重构,如图 6 所示。

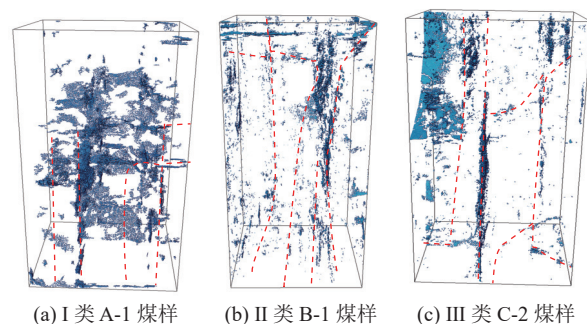


图 6 煤样裂隙 CT 三维重构

Fig.6 CT 3D reconstruction of coal fracture

由图 6 可知, A-1 煤样的中间局部原生裂隙较为发育,裂隙网格连通度较高,峰后首先发生局部破裂,再逐渐形成连锁性的局部破裂,从而使得煤样的峰后应力跌落具有持续性特征。B-1 煤样原生裂隙较为分散,且裂隙以区域性的竖向裂隙为主,加载过程中原生裂隙逐渐扩展贯通,使得峰后应力先小幅跌落,随加载继续,应力台阶增加;裂隙贯通至煤样顶部后,台阶增加后的应力瞬间跌落。C-2 煤样原生裂隙具有局部贯通趋势,达到峰值应力后,煤样整体及局部裂隙瞬间贯通,应力瞬间跌落导致煤样整体失稳。结合图 5、图 6 可知,煤样峰后破裂面与原生裂隙密切相关,煤样破裂面位置基本处于原生裂隙位置,原生裂隙的发育、扩展决定了峰后破裂面的形成,故煤样的峰后应力跌落类型与其原生裂隙发育密切相关。

3 强冲击倾向性煤破裂-弹射规律

3.1 煤体表面破裂-弹射位移变化

为分析强冲击倾向性煤应力跌落与局部破裂弹射的关系,结合 VIC-3D 监测,提取了各煤样表面的应变云图,后处理时在弹射区域设置相应的监测点,监测方法示意如图 7 所示。

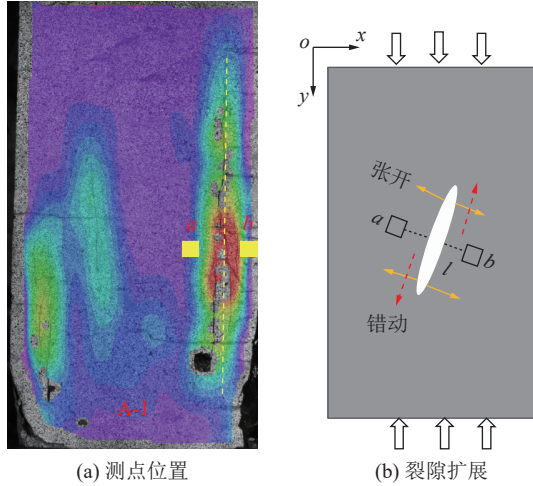


图 7 煤样表面裂隙监测示意

Fig.7 Coal sample surface fracture monitoring diagram

为获取煤样表面岩块弹射前裂隙的位移特征,在裂隙两侧 2 mm 处分别设置 2 个测点,即图 7a 的 a 、 b 位置,分析方法如图 7b 所示, l 为测点距裂隙的距离。水平方向 (x)、垂直方向 (y) 的位移差值 (Δ) 分别反映裂隙张开、错动趋势,其中水平位移向右为正,向左为负,垂直位移向下为正,向上为负。据此,提取各测点位移数据并绘制了 3 类应力跌落煤样的弹射前位移及差值变化曲线,如图 8 所示,其分别对应 A-1、B-1、C-2 煤样。

根据图 8 可知, I 类煤样 (A-1) 测点在 2 400 s 以前,水平、垂直位移差值变化均较慢,说明裂隙能够稳定扩展发育,随后水平位移差值开始加速增加,但垂直位移差值增加较稳定,直到弹射前,水平位移差值陡然上升至 0.539 mm,而垂直位移差值仅增加至 0.098 mm,其仅为水平位移差值的 18.18%,表明裂隙扩展以水平拉伸为主,剪切作用较小。

II 类煤样 (B-1) 测点在 1 140 s 后,水平位移差值增加速率较快,而垂直位移差值也有所增加,但具有起伏现象,这是由于煤样局部应力调整导致,在接近峰值时刻,水平、垂直位移的差值分别为 0.266、0.122 mm,垂直位移差值约为水平方向的 45.86%,相对 A-1 煤样,其剪切作用有所增加。

III 类煤样 (C-2) 裂隙水平、垂直位移差值变化整个阶段均较缓慢;在 205 s 后,水平位移差值虽有增

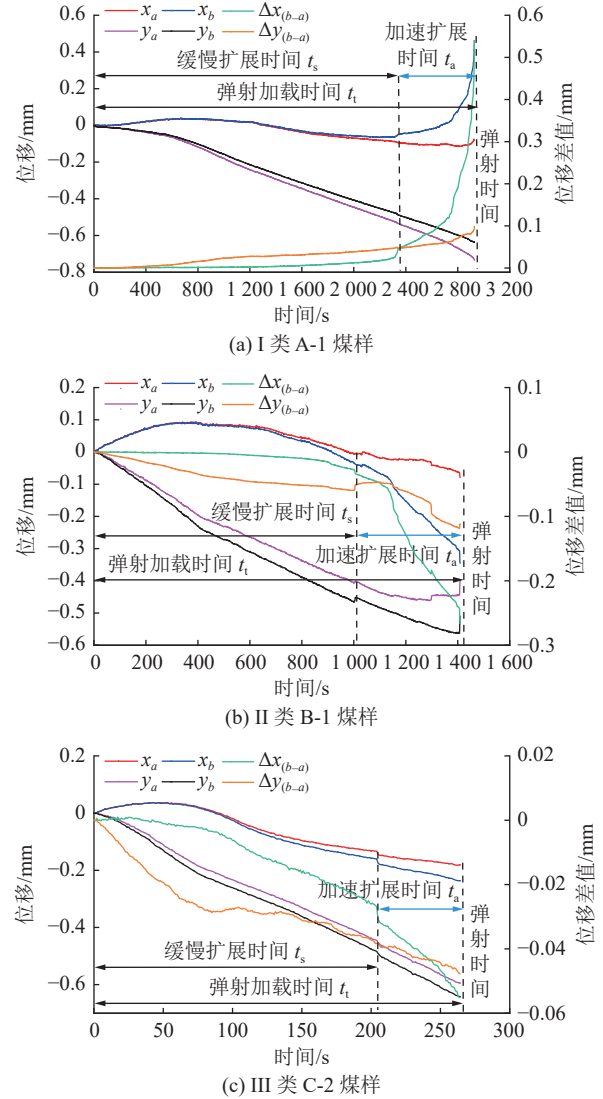


图 8 不同应力跌落类型煤样破裂-弹射位移变化

Fig.8 Change of fracture-ejection displacement of coal samples with different stress drop types

加,但幅度不大,水平位移差值为 0.055 mm,而垂直方向为 0.048 mm,其约为水平方向的 87.27%,煤内裂隙呈水平张开、垂直剪切错动,并以拉剪为主导。

因此,不同应力跌落类型的冲击倾向性煤表面破裂弹射前均具有阶段性特征,包括缓慢扩展及加速扩展 2 个阶段。但 3 类形式煤样的裂隙位移也存在一定差异,尤其是 III 类煤样弹射前裂隙扩展程度较小,故达到峰值强度后出现应力-应变瞬间跌落。

同时,统计了各煤样的缓慢扩展用时 t_s 、最终弹射失稳用时 t_e ,令 $t_n = t_s/t_e$,为缓慢扩展占最终弹射时间的比例, t_n 越大,则加速扩展越接近弹射时刻;令垂直位移差值与水平位移差值的比值为 n , n 越大,则其剪切作用对裂隙扩展的贡献越强;以此绘制了各类煤样 t_n 、 n 参数的变化曲线,如图 9 所示。

由图 9 可知, I、II 及 III 类煤样的 t_n 依次减小,

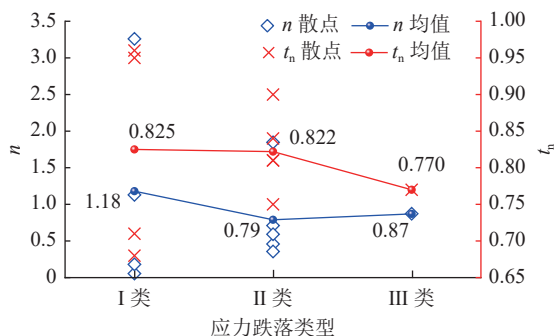


图 9 应力跌落类型煤样破裂-弹射位移参数变化

Fig.9 Change of fracture-ejection displacement parameters of coal samples at different stress drop types

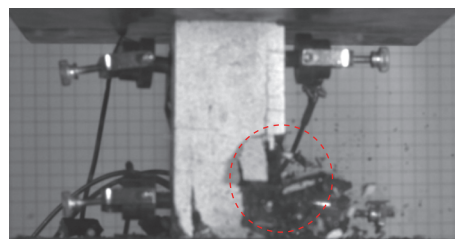
说明应力持续跌落及台阶跌落类型煤样的弹射孕育时间阶段长, III 类最短, 故 III 类煤样的冲击倾向性较强, I 类最弱。I、II 及 III 类煤样 n 的均值分别为 1.18、0.79 及 0.87, I 类煤样受剪切作用最强, III 类次之, II 类最弱, 从而影响煤的弹射冲击机制。

3.2 煤体破裂-弹射演化规律

进一步统计了各类破裂-弹射煤样的弹射瞬间及最终破坏形态, 如图 10 所示。

根据图 10a、图 10b 和图 10c, 结合 2.2 节分析, 可将煤样的峰后破裂-弹射类型分为 3 类, TA 类为局部弹射, 包括 A-1 及 D-1 煤样; TB 类为区域贯通弹射, 包括 A-2、B-1、B-2、C-1、D-2、E-1 及 E-2 煤样; TC 类为整体失稳弹射, 仅 C-2 煤样。因此, I 类应力持续跌落煤样可产生局部弹射, 也可产生区域贯通弹射, 应力的持续缓慢跌落会造成煤样表面边缘或内部裂隙的不规则破裂-弹射; 而试验中未发现 II 类煤样发生局部弹射, 并以区域贯通劈裂弹射为主, 说明应力台阶式跌落有助于裂隙在煤样内部扩展与沟通, 促使弹射沿区域贯通的破裂面发生。

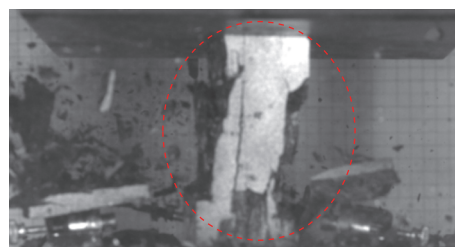
结合 3.1 节破裂-弹射位移分析, 判定了图 10d 中各破裂面的形成机制, 图中红色、蓝色分别代表拉伸、剪切破裂。图 10d 中, A-1、A-2 煤样的弹射界面以局部拉伸破裂为主; B-1 煤样的弹射界面以拉伸破裂为主, 顶端贯通部分剪切破裂; B-2 煤样弹射界面以局部裂隙的拉伸破裂为主, 伴有少量剪切裂隙; C-1 煤样的破裂面剪切贯通, 并伴有少量拉伸裂隙, 弹射界面以拉伸破裂为主; C-2 煤样弹射界面拉伸与剪切破裂共存, 以拉剪破裂为主; D-1 煤样主破裂面为拉伸与剪切裂隙, 弹射界面以剪切破裂为主; D-2 煤样弹射界面以剪切破裂为主, 局部有少量拉伸破裂; E-1 煤样多为贯通剪切破裂, 弹射界面以剪切破裂为主; E-2 煤样弹射界面多为拉伸破裂, 顶端局部区域为剪切破裂。



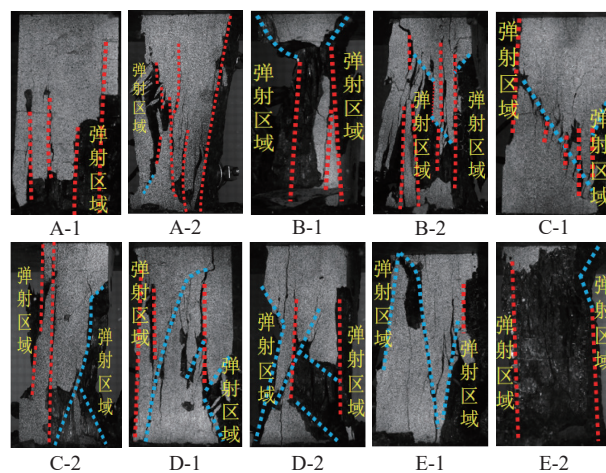
(a) 局部弹射



(b) 区域贯通弹射



(c) 整体失稳弹射



(d) 各煤样最终破坏形态

图 10 煤样弹射-破坏形态

Fig.10 Ejection and failure morphology of coal samples

3.3 煤体弹射模式

根据试验监测, 所有煤样在单轴压缩过程均出现了弹射冲击现象; 为揭示强冲击倾向性煤的应力转换特征及弹射模式, 结合图 7 监测方法, 提取了各煤样表面弹射区域的应变数据, 并按照式 (1)~式 (3) 分别计算了弹射区域弹射前后的横向、轴向及剪切方向的应力 σ_x 、 σ_y 及 τ ^[30-31]; 所计算应力值为弹射前后变化的相对值, 体现应力的相对变化。

$$\sigma_x = \frac{\varepsilon_x + \beta \varepsilon_y}{\alpha(1 - \beta^2)} \quad (1)$$

$$\sigma_y = \frac{\varepsilon_y + \beta \varepsilon_x}{\alpha(1 - \beta^2)} \quad (2)$$

$$\tau = \frac{\gamma}{2\alpha(1 + \beta^2)} \quad (3)$$

式中： ε_x 、 ε_y 分别为横向、轴向应变； γ 为剪切应变； α 、 β 为相关系数， $\alpha=(1-\nu)/E$ 、 $\beta=\nu/(1-\nu)$ ； ν 为泊松比； E 为弹性模量，GPa。

同时，令弹射块体的测点为 T ，仍保留在煤样的测点为母体测点 M ，如图 11 所示，并规定拉为正、压为负，统计了各煤样测点的应力变化，从而分析弹射块体及母体弹射前后的应力转换特征。

由图 11 可知，3 类煤样弹射时刻的应力变化明显不同。I 类 A-1 煤样弹射前测点 M 与 T 的应力均逐渐增大，且 $\sigma_{Mx} > \sigma_{Tx}$ 、 $\sigma_{My} > \sigma_{Ty}$ 、 $\tau_M > \tau_T$ ，弹射时 σ_{Mx} 增至

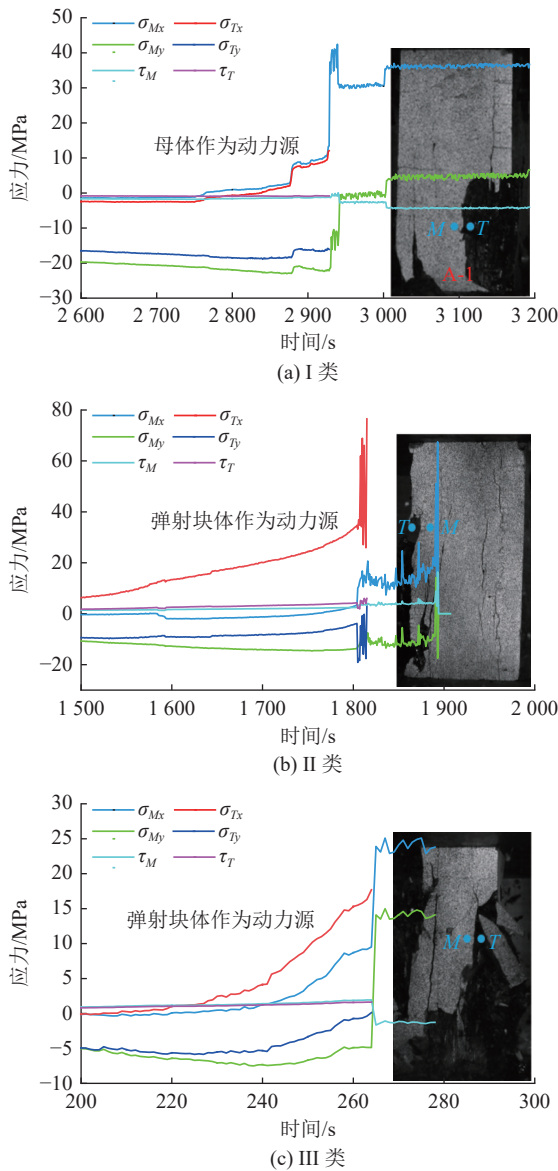


图 11 各类应力跌落类型煤样弹射测点及应力变化

Fig.11 Measuring points and stress changes of ejection interface of coal samples with various stress drop types

峰值，弹射后 σ_{Mx} 降低， σ_{My} 瞬间减小，而 τ_M 变化较小；煤块弹射前母体的受力程度更大，且在压缩作用下，在水平拉伸作用下形成弹射界面，并脱离母体弹射飞出，并造成监测数据消失。II 类 B-2 煤样弹射前 $\sigma_{Mx} < \sigma_{Tx}$ 、 $\sigma_{My} > \sigma_{Ty}$ 、 τ_M 与 τ_T 差异较小；块体弹射前，弹射块体的受力程度更大，且在压缩作用下块体受水平拉伸作用形成弹射界面，弹射时 σ_{Tx} 远大于 σ_{Mx} ；弹射后，弹射块体脱离母体弹射飞出，而随加载继续母体仍有承载能力， σ_{My} 继续增高。III 类 C-2 煤样弹射前后应力变化与 II 类类似，不同点在于，弹射时 τ_M 变化较大，说明 C-2 煤样在拉伸与剪切共同作用下形成弹射界面，从而造成弹射块体脱离母体弹射飞出。

基于此，统计了各煤样弹射界面区域测点在块体弹射前后的应力变化，如图 12 所示。由图 12 可

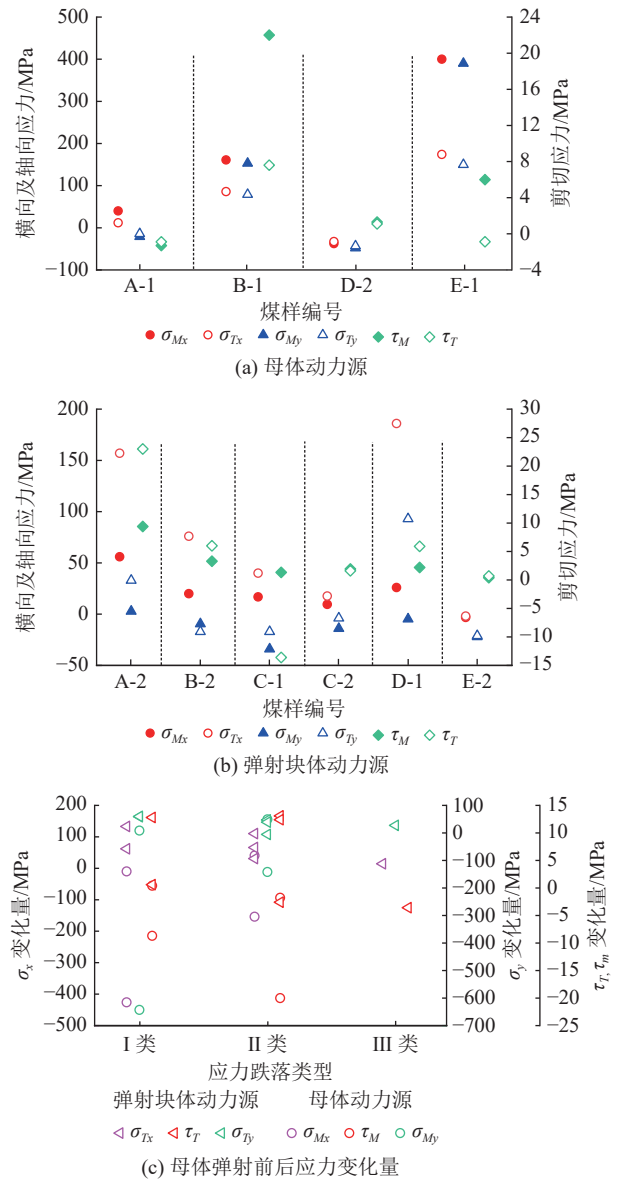


图 12 煤体弹射前后应力差异

Fig.12 Stress difference of coal before and after ejection

知,煤体的弹射界面具有 2 种应力转换特征。一类为母体动力源模式,块体弹射前母体的应力高于弹射块体,块体弹射时母体应力瞬间降低,包含 A-1、E-1 煤样 (I 类应力跌落) 及 B-1、D-2 煤样 (II 类应力跌落);其中 E-1 煤样变化最明显, σ_{Mx} 、 σ_{My} 和 τ_M 分别降低了 426.0、643.5 和 8.7 MPa; A-1 煤样变化最小, σ_{Mx} 、 σ_{My} 和 τ_M 分别降低了 9.9、8.5 和 0.4 MPa。二类为弹射块体动力源模式,块体弹射前母体应力低于弹射块体,块体弹射后应力向母体转移,继续加载,母体应力瞬间增加;3 类应力跌落类型的 6 个煤样为该弹射模式,分别为 I 类 A-2 和 D-1 煤样,II 类 B-2、C-1、E-2 煤样及 III 类 C-2 煤样。其中, C-1 煤样应力变化大, σ_{Mx} 、 σ_{My} 及 τ_M 分别增加了 110.2、47.2 及 2.6 MPa; C-2 煤样变化较小, σ_{Mx} 、 σ_{My} 及 τ_M 分别增加了 14.4、27.2 及 3.6 MPa。因此,煤样弹射分为母体(模式一)和弹射块体动力源(模式二)2 种模式,如图 13 所示。

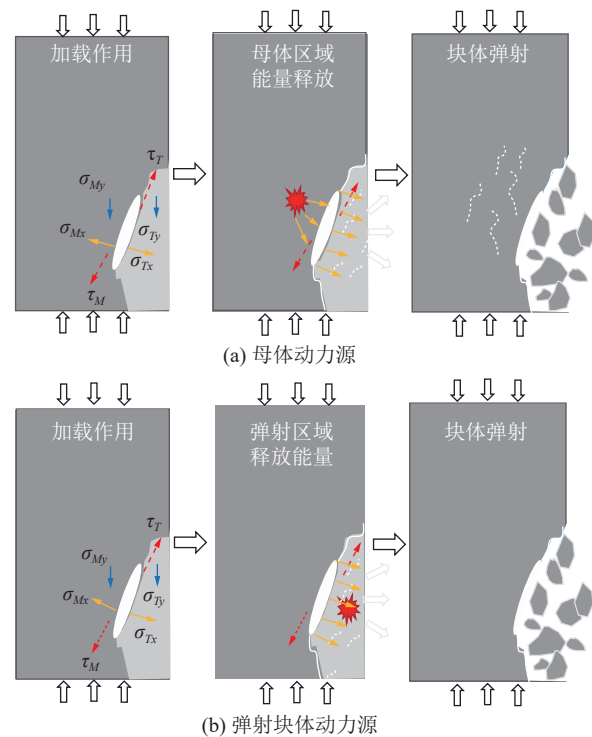


图 13 煤体弹射模式

Fig.13 Coal samples ejection mode

根据图 13,母体动力源模式由母体驱动煤块弹射,弹射块体的能量相对较小;弹射块体动力源模式由块体自身作为动力源释放能量,并驱动煤块弹射。在 2 种弹射模式作用下,冲击倾向性煤的局部区域在拉伸或者剪切作用下产生块体弹射的破裂裂隙,为能量释放提供路径;随加载继续,弹射破裂面产生,并决定了弹射动力源模式;在母体或区域弹射块体

释放的能量驱动下,弹射破裂面失稳,以一定的动能脱离母体,形成块体弹射冲击。

为反映不同应力跌落煤样的弹射冲击特征,分类统计了各煤样的应力跌落类型、破裂-弹射、最终破坏形态类型及弹射模式,见表 2。

表 2 煤样峰后破裂弹射类型

Table 2 Post-peak fracture ejection type of coal sample				
煤样编号	应力跌落类型	峰后破裂-弹射类型	最终破坏形态类型	弹射模式
A-1	I	TA	拉伸	一
A-2	I	TB	拉伸为主	二
B-1	II	TB	拉伸为主	一
B-2	II	TB	拉伸为主	二
C-1	II	TB	拉剪	二
C-2	III	TC	拉剪	二
D-1	I	TA	剪切为主	二
D-2	II	TB	剪切为主	一
E-1	I	TB	剪切为主	一
E-2	II	TB	拉伸为主	二

由表 2 知,煤样的应力跌落类型与其峰后破裂-弹射类型对应,而破裂-弹射类型与其最终破坏类型有一定差异,尤其 I 类与 II 类应力跌落煤样的破裂-弹射类型及最终破坏形态有可能变换。I 类煤样中, A-1 与 D-1 煤样的破裂-弹射类型为 TA 类, III 类 C-2 煤样为 TC 类,其余煤样均为 TB 类。I 类煤样中, 4 个煤样的最终破坏形态有拉伸与剪切破坏,低加载速率下以破坏为主,高加载速率下剪切破坏为主; II 类煤样中,最终破坏形态可为拉伸、拉剪或剪切破坏,总体上随加载速率增加,压剪作用增强; III 类煤样为拉剪破坏。且同一应力跌落类型煤样存在 1 种或 2 种弹射模式共存情形。据此,可进一步分析强冲击倾向性煤的弹射动能特征,从而为分析煤的弹射冲击危险程度提供依据。

4 煤体冲击弹射动能特征

4.1 煤体弹射动能与冲击倾向性关系

通过高速相机捕捉了各煤样块体弹射冲击的弹射速度 V_T , 整理估算了各弹射块体的质量 m_T , 应用式 (4) 计算了各弹射块体的动能 E_a , 绘制了不同应力跌落类型的弹射动能散点及均值,如图 14a 所示 (其中 E-1 煤样试验过程的弹射速度未得到捕捉); 结合 2.1 节试验结果,借鉴冲击倾向性分类及指数测定标准^[32], 获取了冲击能指数 K_c 、弹性能指数 W_{et} 、单轴

抗压强度 σ_c 及动态破坏时间 D_T 等冲击倾向性指数, 得到了弹射动能与冲击倾向指数关系, 如图 14b、图 14c 所示。

$$E_d = m_T V_T^2 / 2 \quad (4)$$

式中: V_T 为块体弹射冲击的弹射速, m/s; m_T 为弹射块体的质量, g; E_d 为块体弹射动能, J。

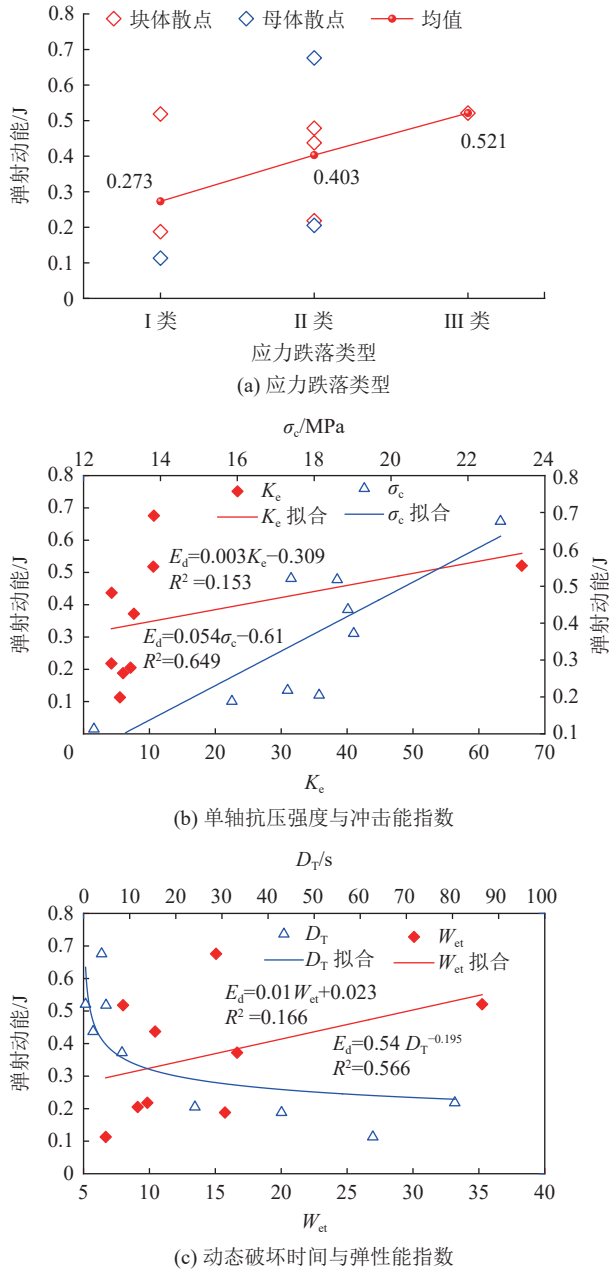


图 14 煤体弹射动能与冲击倾向性指数关系

Fig.14 Relationship between ejection kinetic energy and impulse tendency index of coal

根据图 14a, I、II 及 III 类煤样的弹射动能均值分别为 0.203、0.403 及 0.521 J, 表明 I 类、II 类及 III 类煤样的冲击能力依次增大; 对比可知, 母体动力源模式的弹射动能低于弹射块体动力源模式。结

合图 13 可知, 母体动力源的块体弹射时, 母体的能量除了导致块体被动弹射外, 还有一部分能量用于母体的裂隙发育扩展; 而块体动力源模式弹射时, 块体释放的能量基本用于块体自身的主动弹射, 故母体动力源模式的弹射剧烈程度弱于块体动力源模式, 但母体自身失稳而导致的弹射冲击易造成大范围的连锁性冲击地压, 如 I 类 A-1 煤样 (图 5)。母体自身能量的释放过程诱导局部弹射的同时, 产生新破裂区, 该区域成为潜在的连锁弹射区域, 故而出现大范围的连锁性冲击失稳。

由图 14b、图 14c 可知, 4 个冲击倾向性指数中, 除 D_T 与 E_d 为幂函数关系外, 其余指数与 E_d 均为线性关系; 其中, E_d 与 σ_c 的相关性最强, $R^2 = 0.649$, 其次为 D_T , K_c 相关性最低, 其 R^2 仅为 0.153; R^2 均较小, 主要原因为煤样应力跌落差异明显, 且非整个峰后应力跌落阶段均发生弹射冲击。因此, 现有冲击倾向性指数计算依赖于煤样加载的全应力-应变曲线, 难以较好区分冲击倾向煤的峰后弹射冲击剧烈程度。

4.2 煤体弹射冲击剧烈程度指标表征

试验监测发现, 所有煤样较明显的弹射冲击现象均出现在峰值点后的应力跌落阶段, 后续的应力跌落过程多属静态破坏, 统计了 3 类典型煤样应力跌落阶段的应力时程曲线及块体弹射过程, 如图 15 所示。图 15 中每阶段图片从左至右的第 1、第 4 张分别对应跌落阶段的起、始状态。

由图 15 可知, 3 类应力跌落类型峰后的应力跌落差异明显。为分析不同煤样的峰后应力跌落特征, $\Delta\sigma$ 为跌落阶段前后的应力差值, MPa; Δt 为应力跌落时间, s。I 类 E-1 煤样阶段①, 煤样应力从 19.4 MPa 跌落至 12.9 MPa, $\Delta\sigma$ 为 6.5 MPa, Δt 为 0.239 s, 跌落速率为 27.2 MPa/s, 跌落过程中煤样右下部区域局部发生颗粒、块体弹射, 并且裂隙不断发育; 阶段②, 煤样应力从 9.3 MPa 跌落至 1.1 MPa, $\Delta\sigma$ 为 8.2 MPa, Δt 为 0.080 s, 跌落速率为 102.5 MPa/s, 该过程煤样并未发生弹射, 仅出现煤样破坏剥落。II 类 C-1 煤样阶段①, 煤样应力从 19.2 MPa 跌落至 18.4 MPa, $\Delta\sigma$ 为 0.8 MPa, Δt 为 0.146 s, 跌落速率为 5.5 MPa/s, 该阶段左上、右下部区域发生块体弹射, 并且煤样表面裂隙贯通弹射区域; 阶段②, 煤样应力从 17.5 MPa 跌落至 1.4 MPa, $\Delta\sigma$ 为 16.1 MPa, Δt 为 0.080 s, 跌落速率为 201.3 MPa/s, 未产生弹射。III 类 C-2 煤样峰后瞬跌落, 跌落过程仅在阶段①产生整体失稳的剧烈弹射, 煤样应力从 16.8 MPa 跌落至 9.8 MPa, $\Delta\sigma$ 为 7.0 MPa, Δt 为 0.382 s, 跌落速率为

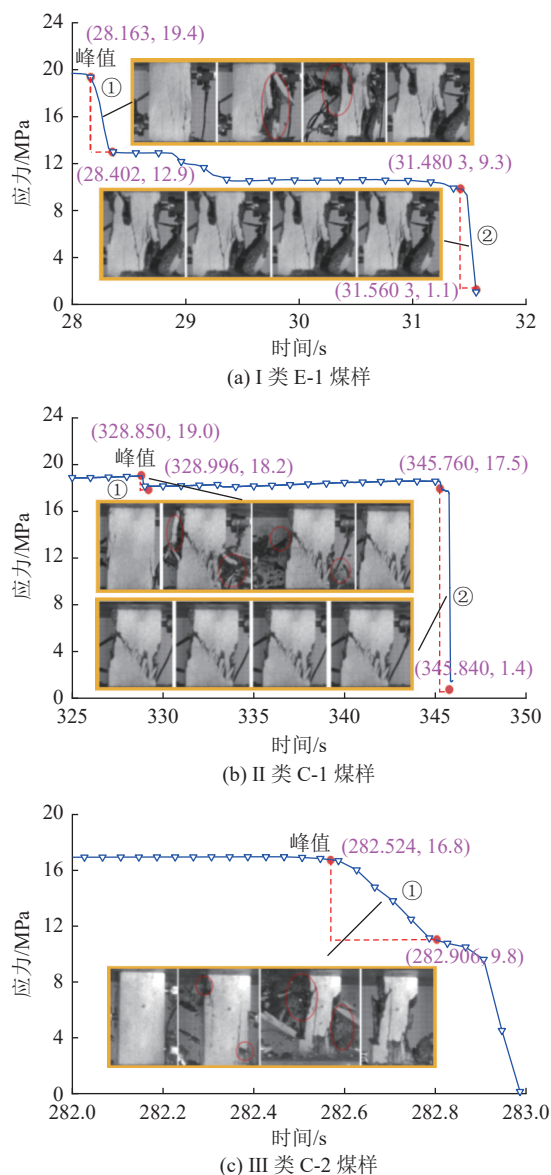


图 15 典型煤样峰后时间-应力曲线及破坏过程

Fig.15 Post-peak time-stress curve and failure process of typical coal samples

18.3 MPa/s。因此, 3 类煤样的应力跌落过程具有弹射冲击与静态破坏共存特征, 峰值点后的明显应力跌落阶段虽易于发生弹射, 但不一定必然产生弹射, 且受应力跌落状态及跌落速率影响, 产生的弹射冲击动能也有差异。

而冲击倾向性煤的峰后弹射冲击动能大小主要取决于其所释放的能量大小及能量释放速率, 并与其峰值点的能量积聚、应力集中及应力跌落程度相关。为此, 考虑峰值点后的首次应力跌落程度, 建立煤样峰后弹射剧烈程度的指标 W_{sdr} 。

$$W_{\text{sdr}} = \frac{U_c}{\Delta t} \quad (5)$$

式中: W_{sdr} 为单位时间内煤样能量的释放速率, J/s; U_c 为煤样应力跌落阶段释放的能量, J。

不同应力跌落类型煤样在应力跌落过程中释放的能量计算方法^[23]如图 16a 所示。煤样应力从峰值 c 点 (ε_c, σ_c) 首次明显跌落至 h 点 (ε_h, σ_h), λ 为应力跌落过程的卸载模量, GPa; 且在 h 点的弹性模量近似峰前弹性模量 E , 单轴压缩条件下煤样从 c 点跌落至 h 点的能量释放计算方法^[23]见式 (6)。

$$U_c = \frac{\sigma_c^2 - \sigma_h^2}{2E} (1 + E/\lambda) \quad (6)$$

令 $A=1+E/\lambda$, 将式 (6) 代入式 (5), 变换可得:

$$W_{\text{sdr}} = \frac{U_c}{\Delta t} = A \frac{(\sigma_c + \sigma_h)(\sigma_c - \sigma_h)}{2E\Delta t} \quad (7)$$

式中: σ_c, σ_h 分别为跌落峰值 c 点和跌落后 h 点的应力值, MPa; $(\sigma_c + \sigma_h)/2$ 反映跌落前后的应力状态, $(\sigma_c - \sigma_h)/\Delta t$ 反映应力跌落速率; A 为弹性模量 E 与卸载模量 λ 的比值差异。

根据式 (7) 可知, W_{sdr} 可反映煤的应力峰值及峰

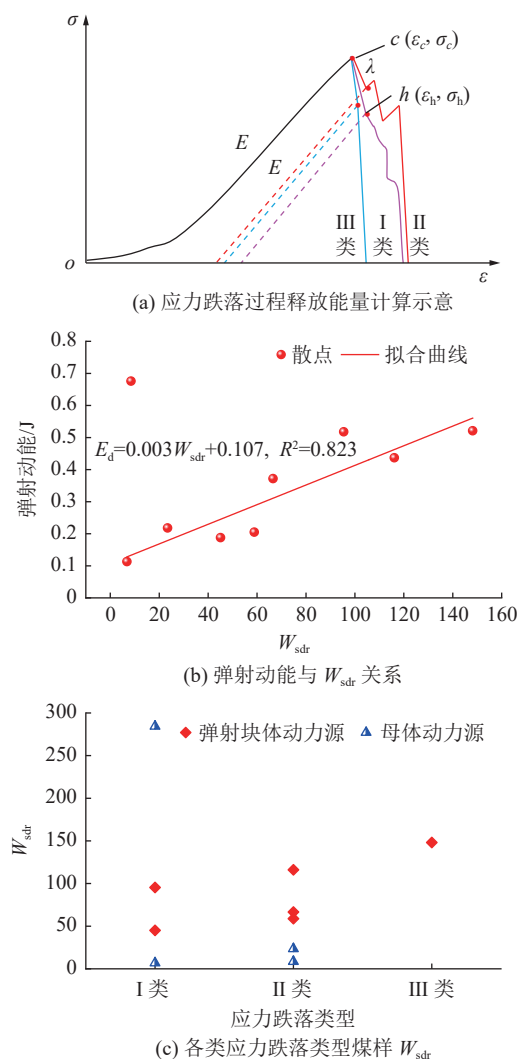


图 16 峰后弹射剧烈程度指标计算方法及变化

Fig.16 Calculation method and change of post-peak ejection intensity index

后应力跌落速率; 且 W_{sdr} 越大, 冲击倾向性煤峰后的块体弹射冲击动能越高, 弹射越剧烈。以此计算了不同煤样峰值点后的指标 W_{sdr} , 绘制了 W_{sdr} 与 E_d 的散点图, 如图 16b 所示。随 W_{sdr} 增加, 煤样峰后应力跌落阶段发生的弹射动能 E_d 越大, R^2 为 0.823, 两者具有较好的线性正相关关系, 故 W_{sdr} 能较好体现不同应力跌落类型下煤样的弹射冲击剧烈程度。

为区分不同应力跌落类型煤样的 W_{sdr} 的差异, 绘制了其散点图及均值, 如图 16c 所示。除 E-1 煤样的 W_{sdr} 异常较大外, I、II 及 III 类煤样具有依次增大趋势, 且母体动力源模式的 W_{sdr} 指标较弹射块体动力源低, 说明母体动力源模式煤样峰值点后的应力跌落阶段弹射剧烈程度低于弹射块体动力源, 并与图 14a 规律一致, 进一步说明了指标建立的合理性。

因此, 室内试验时, 可根据应力跌落类型判定煤的冲击倾向性、弹射动能及弹射冲击剧烈程度; 工程现场可根据应力的跌落特性及其范围预测可能的冲击源头及弹射动力源模式, 并防止母体动力源自身的整体失稳而诱发连锁性的冲击地压灾害。

5 结 论

1) 划分冲击倾向性煤体的峰后应力跌落类型分为持续跌落、台阶式跌落及瞬间跌落 3 种类型, 分析了不同应力跌落类型煤样的失稳破坏差异。

2) 冲击倾向性煤表面弹射冲击前裂隙破裂包含缓慢、加速扩展 2 个阶段特征, 且 I、II 及 III 类煤样的弹射孕育时间依次减小, 弹射动能均值分别为 0.273、0.403 及 0.521 J, 弹射冲击剧烈程度依次增加。

3) 煤样峰后破裂-弹射类型可分为局部弹射、区域贯通弹射和整体失稳弹射 3 种; 冲击倾向性煤具有母体动力源与弹射块体动力源 2 类模式, 且弹射块体动力源诱导的弹射冲击更剧烈。

4) 以峰后应力跌落能量释放率建立了弹射冲击剧烈程度表征指标, 弹射动能随 W_{sdr} 增加而线性增加, 拟合 R^2 为 0.823, 所建指标较为合理。

参考文献(References):

- [1] 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): 1861-1874.
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): 1861-1874.
- [2] 袁亮. 煤矿典型动力灾害风险判别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.
- [3] CHEN S J, GUO W J, ZHOU H, et al. Field investigation of long-term bearing capacity of strip coal pillars[J]. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 2014, 70: 109-114.
- [4] CHEN S J, YIN D W, CAO F W, et al. An overview of integrated surface subsidence-reducing technology in mining areas of China[J]. *Natural Hazards*, 2016, 81(2): 1129-1145.
- [5] 廖红建, 蒲武川, 殷建华. 软岩的应变速率效应研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2005, 24(18): 3218-3223.
LIAO Hongjian, PU Wuchuan, YIN Jianhua. Study on strain rate effect of soft rock[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2005, 24(18): 3218-3223.
- [6] QI C Z, WANG M Y, QIAN Q H. Strain-rate effects on the strength and fragmentation size of rocks[J]. *International Journal of Impact Engineering*, 2009, 36(12): 1355-1364.
- [7] CHO S H, OGATA Y, KANEKO K. Strain-rate dependency of the dynamic tensile strength of rock[J]. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 2003, 40(5): 763-777.
- [8] ZHOU X P, YANG H Q, ZHANG Y X. Rate dependent critical strain energy density factor of Huanglong limestone[J]. *Theoretical and Applied Fracture Mechanics*, 2009, 51(1): 57-61.
- [9] 曹安业, 井广成, 窦林名, 等. 不同加载速率下岩样损伤演化的声发射特征研究[J]. 采矿与安全工程学报, 2015, 32(6): 923-928, 935.
CAO Anye, JING Guangcheng, DOU Linming, et al. Damage evolution law based on acoustic emission of sandy mudstone under different uniaxial loading rate[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2015, 32(6): 923-928, 935.
- [10] LAVROV A. Kaiser effect observation in brittle rock cyclically loaded with different loading rates[J]. *Mechanics of Materials*, 2001, 33(11): 669-677.
- [11] 陈勉, 张艳, 金衍, 等. 加载速率对不同岩性岩石 Kaiser 效应影响的试验研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2009, 28(S1): 2599-2604.
CHEN Mian, ZHANG Yan, JIN Yan, et al. Experimental study of influence of loading rate on Kaiser effect of different lithological rocks[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2009, 28(S1): 2599-2604.
- [12] 尹大伟, 陈绍杰, 邢文彬, 等. 不同加载速率下顶板-煤柱结构体力学行为试验研究[J]. 煤炭学报, 2018, 43(5): 1249-1257.
YIN Dawei, CHEN Shaojie, XING Wenbin, et al. Experimental study on mechanical behavior of roof-coal pillar structure body under different loading rates[J]. Journal of China Coal Society, 2018, 43(5): 1249-1257.
- [13] 宫凤强, 叶豪, 罗勇. 低加载率范围内煤岩组合体冲击倾向性的率效应试验研究[J]. 煤炭学报, 2017, 42(11): 2852-2860.
GONG Fengqiang, YE Hao, LUO Yong. Rate effect on the burst tendency of coal-rock combined body under low loading rate range[J]. Journal of China Coal Society, 2017, 42(11): 2852-2860.
- [14] MUNOZ H, TAHERI A, CHANDA E K. Pre-peak and post-peak rock strain characteristics during uniaxial compression by 3D di-

- gital image correlation[J]. *Rock Mechanics and Rock Engineering*, 2016, 49(7): 2541–2554.
- [15] DAUTRIAT J, BORNERT M, GLAND N, et al. Localized deformation induced by heterogeneities in porous carbonate analyzed by multi-scale digital image correlation[J]. *Tectonophysics*, 2011, 503(1-2): 100–116.
- [16] YANG G, CAI Z X, ZHANG X C, et al. An experimental investigation on the damage of granite under uniaxial tension by using a digital image correlation method[J]. *Optics and Lasers in Engineering*, 2015, 73: 46–52.
- [17] 彭守建, 冉晓梦, 许江, 等. 基于 3D-DIC 技术的砂岩变形局部化荷载速率效应试验研究[J]. *岩土力学*, 2020, 41(11): 3591–3603.
- PENG Shoujian, RAN Xiaomeng, XU Jiang, et al. Experimental study on loading rate effects of sandstone deformation localization based on 3D-DIC technology[J]. *Rock and Soil Mechanics*, 2020, 41(11): 3591–3603.
- [18] 潘一山, 杨小彬, 马少鹏, 等. 岩土材料变形局部化的实验研究[J]. *煤炭学报*, 2002, 27(3): 281–284.
- PAN Yishan, YANG Xiaobin, MA Shaopeng, et al. Experimental study on the deformation localization of rock-soil material[J]. *Journal of China Coal Society*, 2002, 27(3): 281–284.
- [19] 宋义敏, 杨小彬. 煤柱失稳破坏的变形场及能量演化试验研究[J]. *采矿与安全工程学报*, 2013, 30(6): 822–827.
- SONG Yimin, YANG Xiaobin. Evolution characteristics of deformation and energy fields during coal pillar instability[J]. *Journal of Mining & Safety Engineering*, 2013, 30(6): 822–827.
- [20] 肖鹏, 高振, 双海清, 等. 不同加载速率下煤体裂隙演化特征分析[J]. *中国安全科学学报*, 2022, 32(11): 65–73.
- XIAO Peng, GAO Zhen, SHUANG Haiqing, et al. Analysis of coal fracture evolution characteristics under different loading rates[J]. *China Safety Science Journal*, 2022, 32(11): 65–73.
- [21] 王兆会, 孙文超, 王雪冰, 等. 预制裂隙类岩石试件表面变形场演化与裂隙扩展机理研究[J]. *煤炭科学技术*, 2023, 51(10): 72–82.
- WANG Zhaohui, SUN Wenchao, WANG Xuebing, et al. Surface deformation field and fracture propagation mechanism of rock-like specimen with pre-existing fracture[J]. *Coal Science and Technology*, 2023, 51(10): 72–82.
- [22] 娄全, 万祥云, 贾炳, 等. 煤样单轴压缩破坏过程能量耗散与应力降关系研究[J]. *工矿自动化*, 2022, 48(5): 72–78.
- LOU Quan, WAN Xiangyun, JIA Bing, et al. Research on the relationship between energy dissipation and stress drop in uniaxial compression failure of coal samples[J]. *Journal of Mine Automation*, 2022, 48(5): 72–78.
- [23] 鞠明和, 朱涵, 窦林名, 等. 局部震动诱发煤体非稳态裂纹扩展及其冲击显现特征[J]. *煤炭学报*, 2023, 48(5): 2035–2048.
- JU Minghe, ZHU Han, DOU Linming, et al. Local seismicity induced unstable crack propagation in a coal and its effect on coal burst characteristics[J]. *Journal of China Coal Society*, 2023, 48(5): 2035–2048.
- [24] 冯龙飞, 王皓, 王晓东, 等. 煤冲击破坏的微破裂演化特征及前兆识别[J]. *岩石力学与工程学报*, 2022, 41(7): 1440–1452.
- FENG Longfei, WANG Hao, WANG Xiaodong, et al. Microfracture evolution characteristics and precursor identification of coal impact failure[J]. *Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering*, 2022, 41(7): 1440–1452.
- [25] 苏国韶, 胡李华, 冯夏庭, 等. 低频周期扰动荷载与静载联合作用下岩爆过程的真三轴试验研究[J]. *岩石力学与工程学报*, 2016, 35(7): 1309–1322.
- SU Guoshao, HU Lihua, FENG Xiating, et al. True triaxial experimental study of rockburst process under low frequency cyclic disturbance load combined with static load[J]. *Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering*, 2016, 35(7): 1309–1322.
- [26] 何满潮, 李杰宇, 任富强, 等. 不同层理倾角砂岩单向双面卸荷岩爆弹射速度实验研究[J]. *岩石力学与工程学报*, 2021, 40(3): 433–447.
- HE Manchao, LI Jieyu, REN Fuqiang, et al. Experimental investigation on rockburst ejection velocity of unidirectional double-face unloading of sandstone with different bedding angles[J]. *Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering*, 2021, 40(3): 433–447.
- [27] 高保彬, 钱亚楠, 吕蓬勃. 加载速率对煤样破坏力学及声发射特征研究[J]. *地下空间与工程学报*, 2020, 16(2): 463–474.
- GAO Baobin, QIAN Yanan, LÜ Pengbo. Study on failure mechanics and acoustic emission characteristics of coal sample under loading rate[J]. *Chinese Journal of Underground Space and Engineering*, 2020, 16(2): 463–474.
- [28] 肖晓春, 丁鑫, 赵鑫, 等. 加载速率影响的煤体破裂过程声-电荷试验研究[J]. *岩土力学*, 2017, 38(12): 3419–3426.
- XIAO Xiaochun, DING Xin, ZHAO Xin, et al. Experimental study on acoustic emission and charge signals during coal failure process at different loading rates[J]. *Rock and Soil Mechanics*, 2017, 38(12): 3419–3426.
- [29] 李庆文, 高森林, 胡露露, 等. 不同加载速率下非均质煤样能量耗散损伤本构关系[J]. *煤炭学报*, 2022, 47(S1): 90–102.
- LI Qingwen, GAO Senlin, HU Lulu, et al. Energy dissipation damage constitutive relation of heterogeneous coal samples under different loading rates[J]. *Journal of China Coal Society*, 2022, 47(S1): 90–102.
- [30] 陈新忠, 曹远威, 刘世伟, 等. 基于数字图像的非接触式泊松比测试方法[J]. *煤炭学报*, 2014, 39(S2): 366–371.
- CHEN Xinzong, CAO Yuanwei, LIU Shiwei, et al. Non-contact testing method for Poisson ratio based on digital image[J]. *Journal of China Coal Society*, 2014, 39(S2): 366–371.
- [31] 张天军, 景晨, 张磊, 等. 含孔试样孔周破坏的应变局部化特征[J]. *煤炭学报*, 2020, 45(12): 4087–4094.
- ZHANG Tianjun, JING Chen, ZHANG Lei, et al. Strain localization characteristics of perforation failure of perforated specimens[J]. *Journal of China Coal Society*, 2020, 45(12): 4087–4094.
- [32] 国家质量监督检验检疫总局, 中国国家标准化管理委员会. 冲击地压测定、监测与防治方法 第 2 部分: 煤的冲击倾向性分类及指数的测定方法: GB/T 25217.2—2010[S]. 北京: 中国标准出版社, 2011.