

10-25-2024

Evolutionary characteristics of microcracks in rocks under weak dynamic disturbance and disaster prevention and control

JIANG Mingwei

China Coal Research Institute, Beijing 100013, China; CCTEG Shenyang Research Institute, Fushun 113000, China, jiangmingwei_hale@163.com

LIANG Yuntao

China Coal Research Institute, Beijing 100013, China, liangyuntao@vip.sina.com

FENG Wenbin

CCTEG Shenyang Research Institute, Fushun 113000, China

See next page for additional authors

Follow this and additional works at: <https://cge.researchcommons.org/journal>



Part of the [Earth Sciences Commons](#), [Mining Engineering Commons](#), [Oil, Gas, and Energy Commons](#), and the [Sustainability Commons](#)

Recommended Citation

JIANG Mingwei, LIANG Yuntao, FENG Wenbin, et al. (2024) "Evolutionary characteristics of microcracks in rocks under weak dynamic disturbance and disaster prevention and control," *Coal Geology & Exploration*: Vol. 52: Iss. 10, Article 16.

DOI: 10.12363/issn.1001-1986.24.04.0277

Available at: <https://cge.researchcommons.org/journal/vol52/iss10/16>

This Prevention and Control Technology is brought to you for free and open access by Coal Geology & Exploration. It has been accepted for inclusion in Coal Geology & Exploration by an authorized editor of Coal Geology & Exploration. For more information, please contact 380940179@qq.com.

Evolutionary characteristics of microcracks in rocks under weak dynamic disturbance and disaster prevention and control

Authors

JIANG Mingwei, LIANG Yuntao, FENG Wenbin, LI Haitao, ZHOU Rui, GUO Baolong, LIU Yang, and MA Ju



移动阅读

姜明伟, 梁运涛, 冯文彬, 等. 弱动力扰动作用下岩石微裂隙演化特征及灾害防控[J]. 煤田地质与勘探, 2024, 52(10): 166-176. doi: 10.12363/issn.1001-1986.24.04.0277

JIANG Mingwei, LIANG Yuntao, FENG Wenbin, et al. Evolutionary characteristics of microcracks in rocks under weak dynamic disturbance and disaster prevention and control[J]. Coal Geology & Exploration, 2024, 52(10): 166-176. doi: 10.12363/issn.1001-1986.24.04.0277

弱动力扰动作用下岩石微裂隙演化特征及灾害防控

姜明伟^{1,2}, 梁运涛^{1,*}, 冯文彬², 李海涛³, 周睿², 郭宝龙⁴, 刘洋⁵, 马举⁶

(1. 煤炭科学研究总院, 北京 100013; 2. 中煤科工集团沈阳研究院有限公司, 辽宁抚顺 113000; 3. 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; 4. 山东科技大学安全与环境工程学院, 山东青岛 266000; 5. 山东黄金集团深井开采实验室有限公司, 山东烟台 266000; 6. 中南大学资源与安全工程学院, 湖南长沙 410083)

摘要:【目的】高应力叠加弱动力扰动是诱发冲击地压的关键因素, 但不同扰动幅值、频率、卸载范围下的岩石微裂纹扩展特征和能量耗散规律尚不明确, 无法为冲击地压防治提供技术支持。【方法】基于真三轴卸载动力扰动试验, 分析了不同扰动幅值(5、10 MPa)、频率(4、10 Hz)、三向应力卸载(0、12 MPa)下深部围岩失稳破坏规律, 并结合 SEM 扫描分析了岩石微裂隙特征。通过锚杆拉拔试验, 优化了锚杆肋间距和肋高, 提高了其吸能支护作用, 提出了“吸能锚杆-低阻抗混凝土注浆-喷浆-挂网”组合支护技术。利用传感器对巷道进行长期监测, 得到治理前后压力与振动数据。【结果和结论】研究表明: (1) 随着扰动幅值和频率的增加, 裂纹增加显著且不规则, 岩石断口的方向分形维数降低。当扰动为 10 MPa、10 Hz 时, 分形维数降至最低值 0.62, 孔隙方向角 80°~120°孔隙定向频率达到最大值的 52%, 约为原始岩石的 1.68 倍。说明岩石受扰动后颗粒的应力不均匀, 导致应力集中, 断裂方向明显。(2) 随着扰动幅值和频率的增加, SEM 图像的微孔隙面积先快速增加, 后缓慢增加且增加趋势越来越小。扰动频率每增加 2 Hz, 岩石微裂隙面积增加约 24.13%。(3) 现场测试表明随着锚杆肋间距和肋高增加, 拉拔曲线形态由“弹塑性阶段-破坏失效阶段-残余阶段”逐渐过渡为“弹塑性阶段-微量屈服阶段-大量强化阶段-破坏失效阶段-残余阶段”, 肋间距 48 mm、肋高 2 mm 的螺纹钢锚杆吸能效果最好。经现场监测可将巷道压力稳定在 36 N 左右, 峰值加速度控制在 8 000 mm/s² 以内。研究揭示了卸载动力扰动作用下围岩破坏及能量释放规律, 提出的“吸能锚杆-低阻抗混凝土注浆-喷浆-挂网”支护技术, 可为类似深部工程提供理论指导。

关键词: 真三轴试验; 冲击地压; SEM 扫描; 微裂隙; 吸能锚杆; 弱动力扰动

中图分类号: TD317 **文献标志码:** A **文章编号:** 1001-1986(2024)10-0166-11

Evolutionary characteristics of microcracks in rocks under weak dynamic disturbance and disaster prevention and control

JIANG Mingwei^{1,2}, LIANG Yuntao^{1,*}, FENG Wenbin², LI Haitao³, ZHOU Rui²,
GUO Baolong⁴, LIU Yang⁵, MA Ju⁶

(1. China Coal Research Institute, Beijing 100013, China; 2. CCTEG Shenyang Research Institute, Fushun 113000, China; 3. Deep Mining and Rock Burst Research Branch, Chinese Institute of Coal Science, Beijing 100013, China; 4. College of Safety and Environmental Engineering, Shandong University of Science and Technology, Qingdao 266000, China; 5. Deep Mining Laboratory of Shandong Gold Group Co., Ltd., Yantai 266000, China; 6. School of Resources and Safety Engineering, Central South University, Changsha 410083, China)

收稿日期: 2024-04-29; 接收日期: 2024-08-09

基金项目: 国家自然科学基金面上项目(5217042662); 国家自然科学基金联合基金项目(U23B2094); 国家重点研发计划项目(2023YFB3211000, 2022YFC2904104)

第一作者: 姜明伟, 1995 年生, 男, 辽宁丹东人, 博士, 工程师。E-mail: jiangmingwei_hale@163.com

*通信作者: 梁运涛, 1974 年生, 男, 河北晋州人, 博士, 研究员。E-mail: liangyuntao@vip.sina.com

© Editorial Office of Coal Geology & Exploration. OA under CC BY-NC-ND

Abstract: [Objective] High stress with superimposed weak dynamic disturbance serves as a critical factor including rock bursts. However, the microcrack propagation characteristics and energy dissipation pattern of rocks under different disturbance amplitude, frequencies, and unloading ranges remain unclear, leading to a lack of technical support for rock burst prevention and control. [Methods] Based on the true triaxial unloading dynamic disturbance tests, this study analyzed the instability failure patterns of deep surrounding rocks under different disturbance amplitude (5, 10 MPa), frequencies (4, 10 Hz), and triaxial stress unloading (0, 12 MPa). Moreover, this study examined the characteristics of microcracks in rocks using scanning electron microscopy (SEM). Through bolt pull-out tests, this study enhanced the energy-absorbing support effects of bolts by optimizing the rib spacing and height of bolts. Accordingly, it proposed a combined support technique integrating energy-absorbing bolts, low-impedance concrete grouting, guniting, and screening. Additionally, the pressure and vibration data of roadways before and after treatment were obtained through long-term monitoring using sensors. [Results and Conclusions] Key findings are as follows: (1) With an increase in disturbance amplitude and frequency, cracks increased significantly and irregularly, and the fractal dimension of rock fracture direction decreased. In the case of disturbance of 10 MPa and 10 Hz, the fractal dimension decreased to the lowest value of 0.62, with the orientation frequency of pores at angles ranging from 80° to 120° reaching the maximum value of 52%, which was about 1.68 times that of the original rocks. This finding suggests that the uneven stress distribution of rock particles after disturbance led to stress concentration and pronounced fracture direction. (2) With an increase in disturbance amplitude and frequency, the micropore areas revealed by SEM images shifted from a rapid growth to a slow growth, with the increasing amplitude decreasing gradually. Every increase of 2 Hz in disturbance frequency corresponded to an approximately 24.13% increase in the area of microcracks in rocks. (3) Field tests indicate that as the rib spacing and height of bolts increased, the pull-out curve pattern transitioned gradually from the elastoplastic, failure, and residual stages sequentially to elastoplastic, microyield, extensive yield reinforcement, failure, and residual stages successively. Threaded steel bolts with a rib spacing of 48 mm and a rib height of 2 mm exhibited the optimal energy-absorbing effect. Field monitoring indicates that the roadway pressure can be stabilized at about 36 N and the peak ground acceleration can be controlled at less than 8 000 mm/s². This study reveals the surrounding rock failure and energy release patterns under unloading dynamic disturbance and proposes the combined support technique integrating energy-absorbing bolts, low-impedance concrete grouting, guniting, and screening, serving as a theoretical guide for similar deep engineering.

Keywords: true triaxial test; rock burst; scanning electron microscopy (SEM); microcrack; energy-absorbing bolt; weak dynamic disturbance

高地应力加弱动力扰动是深部采矿过程中众多复杂岩石力学问题和工程地质灾害的重要诱发因素。受深部“三高一扰”地质环境影响,深部工程表现出与浅部围岩显著不同的力学性质^[1-3]。高应力围岩常受到不同动力扰动荷载作用时易发生失稳破坏^[4-5],甚至诱发围岩弹射性破裂的冲击地压灾害。深部岩体工程出现的动力扰动荷载中,有相当一部分属于低频动力荷载^[6-9]。如机械钻凿或重型设备振动、爆破引起的应力波、断层失稳导致的地震波等^[10-14]。低频扰动荷载具有携带能量高、传播距离远等特点,容易触发高应力围岩变形破坏^[15-17],但其触发冲击地压的机制十分复杂,目前尚未形成清晰而统一的认识^[18-19]。因此,开展相关基础研究,推进动力扰动触发冲击地压的机制研究,对于深部岩体工程的设计与灾害防控具有重要的现实意义与学术价值。

针对深部岩体扰动破坏及风险防控问题,国内外学者开展了深入系统的研究工作。在试验手段与分析方面,学者们分别利用常规三轴试验机^[20-21]、真三轴试验机^[22]、霍普金森杆动静组合加载试验系统^[23]、CT扫描系统^[24],研究了加载和扰动作用下岩石破裂特征,得到

了冲击倾向煤内部非连续结构分布特征,定量分析了非连续结构的表征参数。在理论计算方面,研究了坚硬岩层破断的薄板力学模型,得到了坚硬岩层极限暴露尺寸与采区开采尺寸关系^[25-26]。在危险性判别方面,根据静动载诱发巷道失稳冲击性试验,建立了圆形巷道弹塑性软化力学模型,提出了矿震诱发巷道冲击地压的软化区能量极值判别准则^[27]。

从研究现状中发现:(1)现有的冲击地压研究多为理论研究,试验难以再现灾害发生过程,动静组合岩石力学试验侧重于岩石的冲击破坏,很少涉及静态破坏与微裂纹扩展特性研究。(2)以往的动静组合加载试验,多为高应变率的动力冲击试验,静荷载与低频扰动荷载联合作用致灾的岩石力学试验研究较为欠缺。(3)针对冲击地压的防治,很少从锚杆本身参数做研究,对于低频率扰动形成的微裂纹未形成完善的支护体系。

笔者通过不同应力路径下的真三轴卸载-动力扰动试验,模拟深部岩体在开挖后切向应力集中与低频扰动荷载联合作用下的岩石破坏过程。结合 SEM 电镜扫描技术,研究岩石力学变形破裂特征和非线性破坏规

律,揭示岩石在开采扰动作用下破坏过程中的微裂隙演化特征,推演结构面失稳机制。研发适用于降低灾害发生风险的吸能减振锚杆,通过动力学试验和工程试验检验减振材料对于扰动波的削弱能力。考虑不同类型工程岩体灾害孕育机制,开展锚固、薄喷、注浆 3 种加固支护方式抑制岩体破裂的联合作用机理研究,研发适用于深部矿山工程地质和开采过程的工程灾害支护技术。

1 真三轴扰动试验

1.1 样品选取与制备

本次试验所用岩样取自山东省莱州市某矿,岩石取样地点为 815M 中段运输巷道,如图 1 所示。为了保证试样统一性和均匀性,所有岩样取自同一区域。根据试验要求,试样经钻孔、切割和抛光后,在机床上打磨成尺寸长×宽×高分别为 100 mm × 50 mm × 50 mm 的标准试样,试件不平行度不大于 0.05 mm,长宽比为 2 : 1。



图 1 试样选取和制备

Fig.1 Sample selection and specimen preparation

测得的岩样的物理力学参数见表 1,为提供扰动试验依据,试验前进行静力真三轴压缩试验,测得岩样平均真三轴极限强度约为 373 MPa,屈服应变为 12.79。

表 1 岩样基本物理力学参数

Table 1 General physical and mechanical parameters of rock samples

体积密度/ (kg·m ⁻³)	弹性模量/ MPa	纵波波速/ (m·s ⁻¹)	泊松比	极限强度/ MPa	屈服应变
2 660	33.8	4 587	0.36	373	12.79

1.2 试验设备

复杂动力扰动试验采用山东黄金集团深井开采实验室的多功能真三轴试验系统。该测试系统包括高刚度双轴加载框架、主应力加载部件、压力室、提升部件、压力室推进及辅助系统、控制系统等,如图 2 所示。试验机的扰动幅值范围为 0~16 MPa,扰动荷载频率范围为 0~20 Hz,扰动波形为正弦波,位移传感器(linear variable differential transformer, LVDT)测量岩石试样的变形。

该测试系统特点是采用“两刚一柔”结构设计,即 2 个主应力方向为刚性,一个向为柔性的加载方式,并采用互字型压板(图 2c),压板完全覆盖岩样,减小了端部摩擦效应及常规压板空白角的影响^[28-29]。与其他试验机相比^[30-31],该实验机可以做第一主应力的面扰动试验,稳定性更高,更加贴近于现场实际。通过改变应力加载路径和面扰动的幅值与频率,可以模拟灾害的动态过程。这种相互独立的控制系统机器允许独立位移或应力加载在 Y 方向上。通过改变巷道或工作面加载应力路径,可以模拟灾害的动态过程。

1.3 试验方案

试验中,X 方向应力(σ_x)、Y 方向应力(σ_y)和 Z 方向应力(σ_z),分别对应原位主应力 σ_2 、 σ_3 和 σ_1 。由于岩石赋存状态不同,引起灾害的因素也不尽相同,因此其过程机制和预防措施也有所区别。为模拟井下高应力岩体受动力扰动引起的复合动力灾害,试验采用力控的方式,在第一主应力方向施加扰动。 σ_3 、 σ_2 的大小与研究区域的地应力大小有关,测试矿区的地应力数值约为 30 和 50 MPa。因此,确定 σ_3 的大小为 30 MPa, σ_2 的大小为 50 MPa,以确保样品在随后的加载前处于应力平衡状态。

首先将岩石加载至 σ_1 峰值的 80%,且 $\sigma_2=50$ MPa、 $\sigma_3=30$ MPa 初始状态,然后卸载 σ_3 。保持 σ_2 、 σ_3 应力值不变,第一方向扰动作动器以及扰动杆对试样表面施加轴向低频扰动,直至试样发生彻底破坏试验方可结束。 σ_3 方向分别卸载至 0 和 12 MPa,扰动幅值为 5、10 MPa,扰动频率为 4、10 Hz,卸载-动力扰动应力施加路径如图 3 所示。图中 σ_{max} 和 σ_{min} 分别为扰动荷载上限和下限应力(试验过程中频率参数为 1~10 Hz,应力幅值参数为 1~10 MPa,由于篇幅有限仅对表 2 中的方案详细描述)。

首先采用位移加载控制的方式将 σ_1 增加至 1 MPa,然后以 0.1 mm/min 的加载速度增加至 5 MPa。同样,将 σ_2 和 σ_3 增加至 5 MPa。采用位移加载控制模式以 0.2 mm/min 的速度同时增加 σ_1 、 σ_2 及 σ_3 。当达到预先设定的目标值时,施加相应的动态扰动,扰动次数为

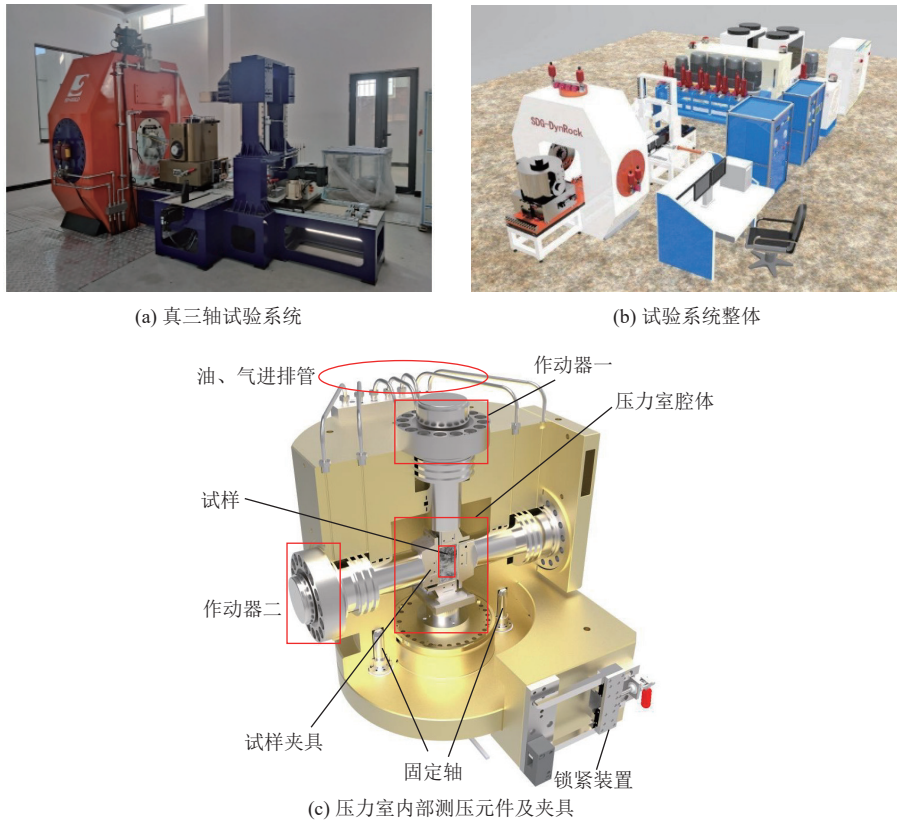
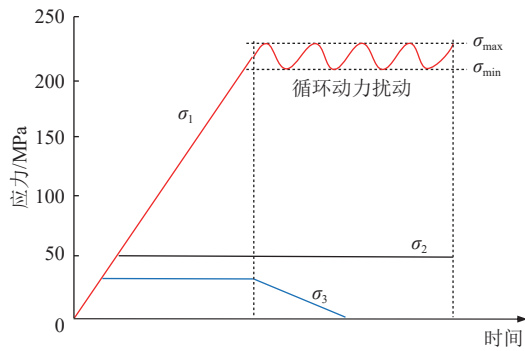
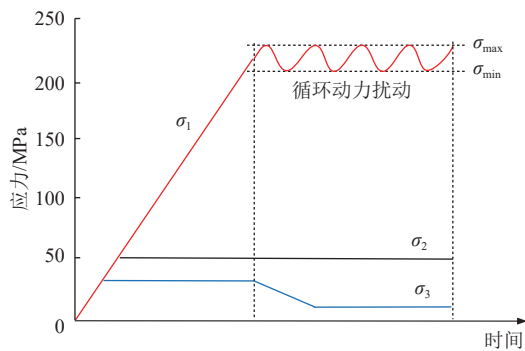


图 2 真三轴深部力学试验系统

Fig.2 True triaxial test system for deep mechanics



(a) 3 个方向卸载至 0



(b) 3 个方向卸载至 12 MPa

图 3 加载路径

Fig.3 Loading path

3 000 次, 扰动结束后以 0.4 mm/min 的速度增加最大主应力 σ_1 值, 直到试样破坏。

表 2 岩石峰值强度

Table 2 Peak rock strength

编号	σ_3 卸载至/ MPa	扰动幅值/ MPa	扰动频率/ Hz	峰值强度/ MPa
A-1	12	5	4	368
A-2	12	5	10	343
A-3	12	10	4	329
A-4	12	10	10	312
A-5	0	5	4	288
A-6	0	5	10	281
A-7	0	10	4	275
A-8	0	10	10	267

2 试验结果与分析

2.1 复合动力灾害发生过程

表 2 为扰动试验的岩石峰值强度, 8 种扰动情况下扰动岩石均未发生破坏。当 σ_3 方向压力卸载至 0 与卸载至 12 MPa 相比, 平均应力降低了 17.83%。相同卸载应力条件下, 扰动幅值每升高 5 MPa, 平均峰值强度下降 7.58%; 相同卸载应力条件下, 扰动幅值每升高 2 Hz, 平均峰值强度下降 1.51%。

图 4 为真三轴卸载动力扰动试样应力-应变曲线(只分析 A-1、A-4、A-5、A-8 扰动状态)。从图中可以看出, 试样先静力加载至一定水平应力, 然后卸载, 同时

施加不同状态下动力扰动,施加动力扰动过程中,试样的最大主应变随循环次数的增加而逐渐增大,在动力扰动荷载作用下均未发生破坏,随着 σ_1 方向静应力不断增加,试样的最大主应变开始慢慢增加,最大主应变突然增大,达到岩石的破坏极限,最后发生破坏。从图 4a 可以看出,静态加载阶段,应力-应变曲线表现为

孔隙压实和线弹性。在压密阶段,3 个方向表现为压缩状态;在弹性阶段,主要体现在一个方向上被压缩,在其他 2 个方向上扩张。施加循环动力扰动荷载后,试件内部出现损伤,最终损伤积累和裂纹贯通导致岩样破坏,出现明显的应力下降。

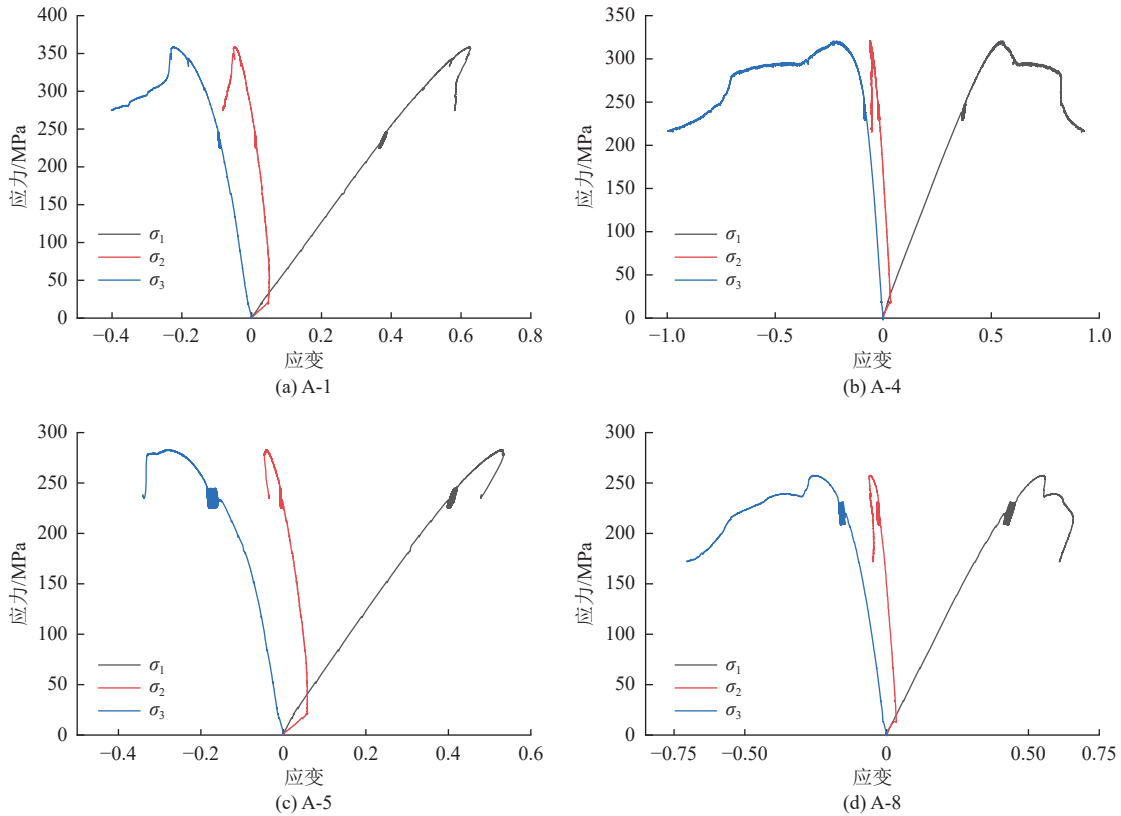


图 4 应力-应变曲线
Fig.4 Stress-strain curves

图 5 为试样不同 σ_1 下应力动力扰动破坏形态。其中 A-1—A-4 为 σ_3 方向应力卸载至 12 MPa 时不同频率与不同幅值扰动下岩石破坏形态。从图中可以看出,当 σ_3 方向应力卸载至 12 MPa 时,无论何种扰动状态下,岩石主要破坏形态基本为“人”字形,且主要破坏形式为剪切破坏。扰动频率为 4 Hz 时岩石基本不产生细微裂纹,当扰动频率为 10 Hz 时岩石细微裂纹逐渐增多,且随着扰动幅值的增加,裂纹数量显著增加。A-5—A-8 为 σ_3 方向应力卸载至 0 时不同频率与不同幅值扰动下岩石破坏形态。 σ_3 方向应力卸载至 0 时,岩石破坏形式较之前复杂,当扰动频率较低时岩石主要破坏形式为剪切破坏,局部呈碎裂化破坏,试样有明显的膨胀。随着扰动频率升高,岩石破坏形式为剪切+拉伸破坏两种形式。由于 σ_3 方向应力为 0,因此,整体上抗压强度较低。当受到 5 MPa 的幅值扰动时,随着扰动频率增加岩石细纹扩展显著。当受到 10 MPa 的幅值扰动时,无

论扰动频率为多少,岩石均产生裂纹,试样破坏表现出多元分区破坏模式,且随着频率增加,裂纹增加显著且不规则。

方向频率可用于描述孔隙的空间排列特征。鉴于

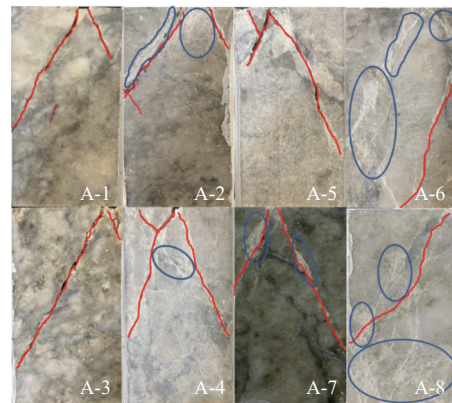


图 5 岩石破坏形式
Fig.5 Rock failure forms

孔隙长轴与 X 轴或 Y 轴之间的夹角为方向角,方向角可根据二分法进行分类,每个区间内的数字即为方向频率:由于孔隙方向在 0°~180°、180°~360°具有对称性,将方向角分为 9 个 20°区间,用 $F(\alpha)$ 表示每个方向角区

间内的孔隙出现频率。在 $\sigma_3=0$ 的情况下,不同扰动幅值和频率下的岩石断裂方向频率的变化如图 6 所示。从图可以看出,原始岩石的裂缝相对均匀地分布在各个方位角区间,没有明显的方向性。

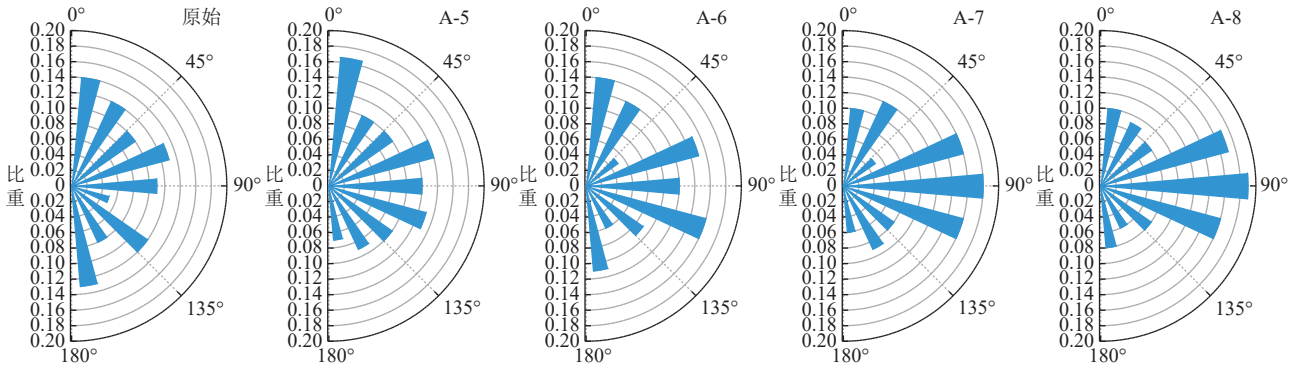


图 6 裂隙空间分布

Fig.6 Spatial distribution of cracks

受扰动后,岩石微裂纹的分布发生了变化。当扰动为 A-5 时,100°~120°的裂缝定向频率增加,而 60°~180°范围内的裂缝定向频率呈下降趋势。当扰动为 A-6 时,100°~120°裂缝定向频率增加,而 120°~160°裂缝定向频率呈下降趋势。当扰动为 A-8 时,80°~120°孔隙定向频率达到最大值 52%,约为原始砂岩的 1.68 倍,120°~180°裂缝定向频率最小值为 22.0%,约为原始岩石的 66.7%。

可以用方向分类维度来描述方向的变化,计算公式^[32]如下:

$$D_f = \frac{\sum_{i=1}^n F_i(\alpha) \ln F_i(\alpha)}{\ln \alpha} \quad (1)$$

α 、 $F_i(\alpha)$ 的定义与取向频率的定义相同, $\ln \alpha$ 和 $\sum_{i=1}^n F_i(\alpha) \ln F_i(\alpha)$ 之间线性关系的斜率就是取向分形维数 D_f ;数值越小,孔隙的取向度越高,反之亦然。

由图 7 可知,原始岩石的定向频率分形维数为 0.88。随着扰动幅值和频率的增加,岩石断口的方向分形维数也随之降低。当扰动为 A-8 时,分形维数最小,为 0.62。

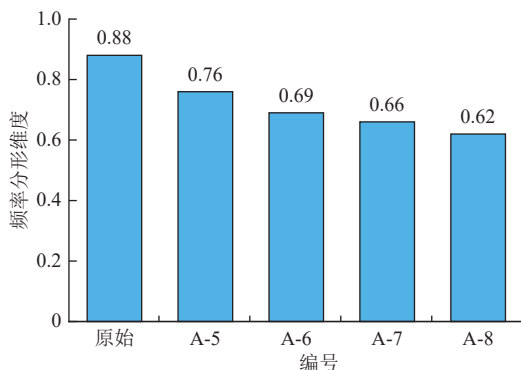


图 7 频率分形维数

Fig.7 Frequency fractal dimension

这也说明岩石受扰动后颗粒的应力不均匀,导致应力集中,断裂方向明显。此外,岩石中不同构造对扰动所能承受的敏感度不同。这些因素都降低了岩石的连续完整性,导致异质性和各向异性变得更强。

2.2 岩石微观断口形貌特征

岩石微裂纹扩展导致强度降低主要原因是外部扰动作用改变了岩石内部的微细观结构。SEM 电镜扫描能够观测岩石表面微细观结构的变化,及扰动作用下岩石表面微细观孔隙结构变化规律。图 8 为放大 5 000 倍观测得到的不同扰动作用下试样表面微观结构。岩石断口处微裂隙主要为晶体间断裂与晶体内部断裂。由

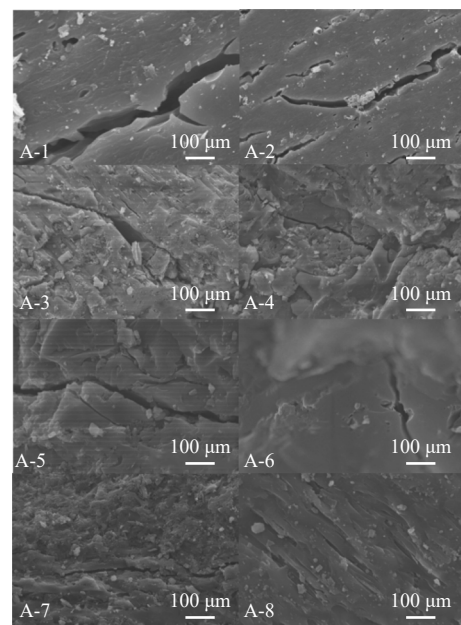


图 8 试样断口微观形貌

Fig.8 Microscopic morphologies of the fracture surfaces of specimens

图可知,在 A-1 和 A-4 样品有围压且扰动荷载较小时岩石主要产生大裂隙破坏,高应力使大裂隙贯穿整个岩石。随着扰动频率和幅值增大,微观结构松散,表面凹凸不平,部分微裂隙逐渐发育张开,孔隙变大,岩石内部由不连通孔隙扩展为连通的微裂隙,开始出现孔隙汇集现象。当 σ_3 方向围压卸载至 0 时,随着扰动强度增加,砂岩表面粗糙度发生明显变化,微裂隙增多,矿物骨架突出,孔隙进一步汇集和扩展。A-7 样品中,岩石颗粒间的连接已经变得松散,表面矿物颗粒溶解明显,孔隙汇集为大孔隙,矿物颗粒和矿物骨架突出。A-8 样品中,砂岩表面晶体裸露,矿物颗粒松散,仅靠矿物骨架支撑,孔隙扩展结束,岩体表面几乎不再发生较大变化。

结合上述孔隙率变化规律发现,岩石在扰动压缩试

验后的裂纹类型多为张性裂纹及压剪性裂纹,裂纹断裂模型的建立是在裂隙发展的基础上逐渐形成的。张拉应力的产生导致了晶体内部张性裂纹的出现,造成了穿晶断裂;此外,由于矿物与岩石之间也受到了力的作用,当这种力达到一定程度后,两种不同的晶体就会发生错动,造成沿晶断裂。

选用 ImageJ 图像分析软件对 SEM 的微裂隙区域孔隙面积进行统计,研究岩石表面的微裂隙结构变化规律。选择合适的灰度值进行分割,最后进行面积计算。对 SEM 图像进行处理提取出的孔隙分布如图 9 所示(本节只针对 A-4 和 A-8 试样进行分析,其中蓝色部分为孔隙,白色部分为岩体基质)。

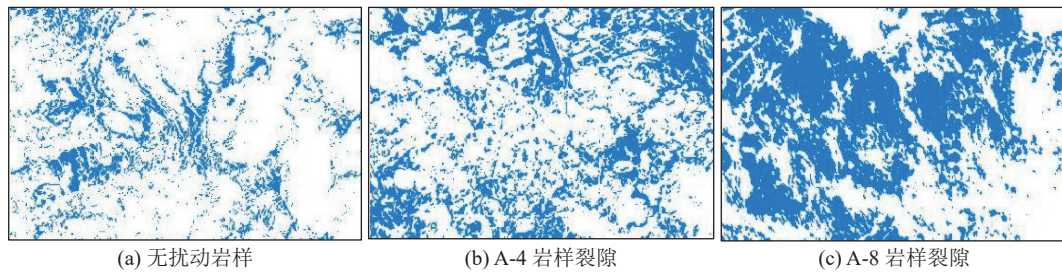


图 9 SEM 微裂隙分布

Fig.9 SEM images showing microcrack distribution

对 SEM 图像的孔隙数据进行统计计算,得到扰动作用下 SEM 图像的微裂隙面积,变化曲线如图 10 所示。未受扰动初始状态下岩石 SEM 图像的微裂隙面积为 $42\ 171.273\ \mu\text{m}^2$,微孔隙率为 18.36%。扰动频率为 2、4、6、8、10 Hz 时岩石微裂隙面积分别增大了 50.09%、72.43%、98.19%、114.32% 和 120.66%,孔隙率分别增大了 49.26%、69.12%、96.25%、105.17% 和 121.05%。随着扰动幅值和频率的增加,SEM 图像的微孔隙面积先快速增加,后缓慢增加且增加趋势越来越小。其中扰动前两阶段所增加的幅度最大,孔隙面积增加量占总增量的 56.02%,孔隙率增量占总增量的 64.31%。

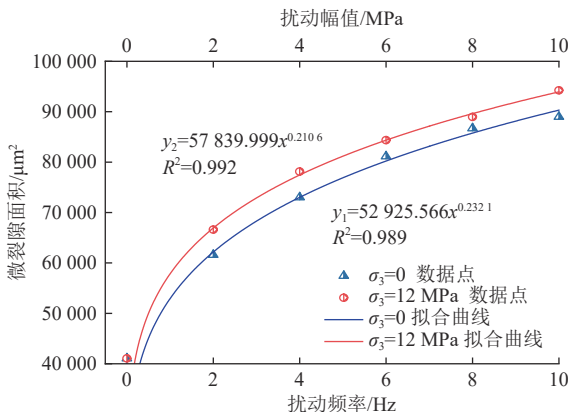


图 10 微裂隙面积变化曲线

Fig.10 Curves of microcrack areas

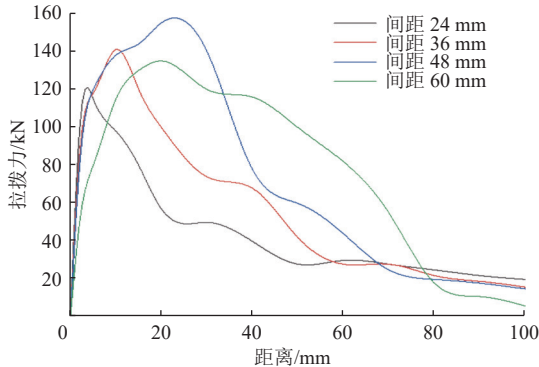
3 现场试验与防控措施

3.1 吸能锚杆性能现场测试

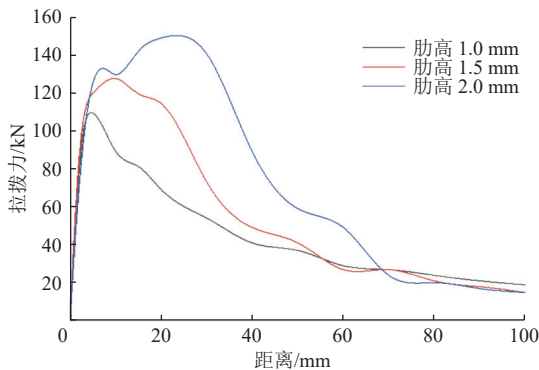
锚杆支护技术具有适应性强、安全高效、支护成本低等诸多优点。对于地应力高的深埋藏巷道,动力扰动影响围岩变形量大,普通锚杆已不能满足支护需求,因此,对传统锚杆进行升级优化迫在眉睫。对于树脂锚杆,其锚固力由横肋承载,因此,横肋参数应与其最大承载量相匹配。为保证横肋的承载能力,理论上可以通过改变横肋间距和高度来提高锚固段吸能效果,常规锚杆横肋间距为 12 mm,规定要求肋高应 1~2 mm。为提高锚杆吸能承载性能,分别选用肋高为 1.0、1.5 和 2.0 mm,肋间距为 24、36、48 和 60 mm 的螺纹钢锚杆进行拉拔试验,对比拉拔力和能量选取最优的锚杆参数。

由图 11a 可知,不同肋间距下锚杆的拉拔曲线变化趋势有着明显的差别。由肋间距 24、36 mm 曲线可以看出,拉拔测试起始阶段,轴向拉拔力在短时间内急剧增加,达到拉拔力峰值后拉拔力迅速下降,随后开始失效破坏,最后,随着拉拔曲线逐渐平稳下降;整个拉拔曲线可以描述为“弹塑性阶段-破坏失效阶段-残余阶段”。对于肋间距 60 mm 的拉拔曲线,曲线有着较为明显的塑性变形阶段,曲线可以描述为“弹塑性阶段-微量屈服阶段-大量强化阶段-破坏失效阶段-残余阶段”。不同肋间距下拉拔力峰值分别为 115.2、141.8、155.9 和

135.2 kN, 肋间距 48 mm 锚杆拉拔效果最好。由图 11b 可知, 不同肋高拉拔力曲线变化趋势与上述描述类似, 拉拔力强度随着肋高的增加而增加, 肋高 2 mm 时拉拔力最大为 149.2 kN。



(a) 不同肋间距拉拔力



(b) 不同肋高拉拔力

图 11 锚杆拉拔曲线

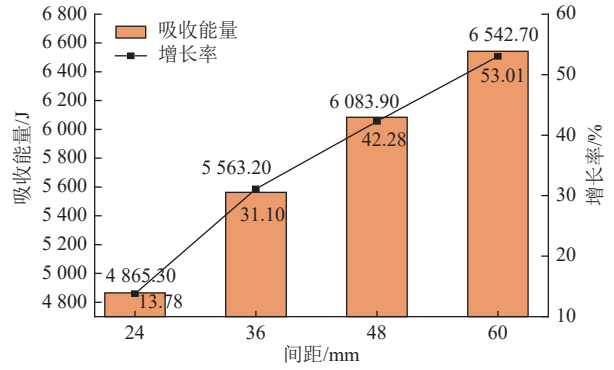
Fig.11 Bolt pull-out curves

根据拉拔曲线积分计算, 得出不同肋间距和肋高锚固系统吸能值变化关系, 如图 12 所示。由图可知, 随着螺纹钢锚杆横肋间距的和肋高增大, 锚固系统吸能强度也相应提高。综上测试锚固性能各指标数据分析, 在该试验条件下, 48 mm 肋间距和 2 mm 肋高锚杆锚固性能指标皆优越于其他参数锚杆, 得出肋间距 48 mm 和 2 mm 肋高锚杆锚固性能最优。

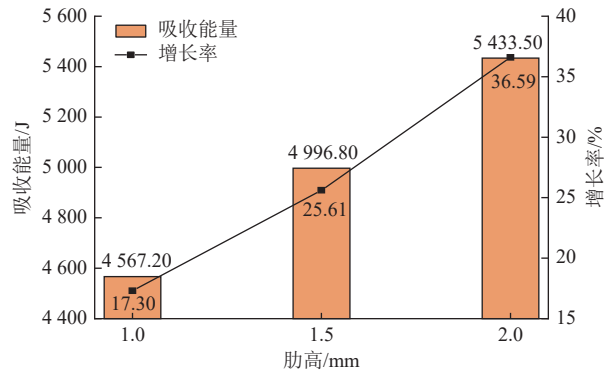
3.2 深部工程岩体灾害防控

针对某矿深部岩体工程不同类型岩体破坏形式, 形成了针对性的系列支护技术: 优化了锚杆参数, 具备释能和多点锚固能力, 增加了动能释放过程中的围岩稳定性, 降低了冲击地压等动力冲击下的围岩破坏程度; 考虑动力灾害锚杆支护系统应具备削弱较高的应力波及吸收岩块冲击能力, 筛选出高强低阻抗混凝土材料作为削波材料, 具备削弱应力波幅度及抗冲击的能力; 针对不同的岩体结构, 裂隙发育情况, 提出了注浆支护技术, 图 13 为综合支护技术。

以某矿 815 M 中段运输巷道为例, 巷道治理与数据监测如图 14 所示。前期矿山采用传统锚杆和喷浆支



(a) 锚杆肋间距与能量



(b) 锚杆肋高与能量

图 12 锚杆吸能量与肋间距和肋高关系

Fig.12 Relationship of energy absorption of bolts with rib spacing and height

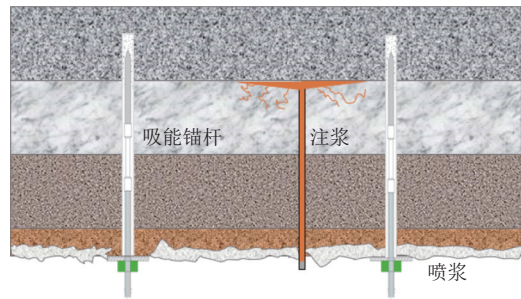


图 13 综合支护工艺

Fig.13 Comprehensive support process

护, 当受到长期动态扰动后巷道出现片帮垮落等问题, 如图 14a 所示, 影响采矿效率且危及工人生命安全。现对该运输巷道继续掘进区域采用“吸能锚杆-低阻抗混凝土注浆-喷浆-挂网”支护技术。图 14c 展示了传感器从 2024 年 1 月 8 日至 1 月 22 日监测所得的压力与振动数据, 于 2024 年 1 月 18 日进行巷道治理。如图所示在治理治理前压力变化曲线整体上保持随时间的增长趋势, 在 1 月 16 日至 1 月 18 日期间应力达到极值, 最大值(99 N), 治理后应力开始下降, 最终趋于平稳。从峰值加速度(PGA)数据可以看出, 巷道治理前监测到 8 次 $PGA > 8000 \text{ mm/s}^2$ 事件, 治理后监测到 PGA 值均小于 8000 mm/s^2 , 且呈递减趋势。图 14b 所示为巷道支护工程图, 该支护方式可以保证巷道长期稳定性。

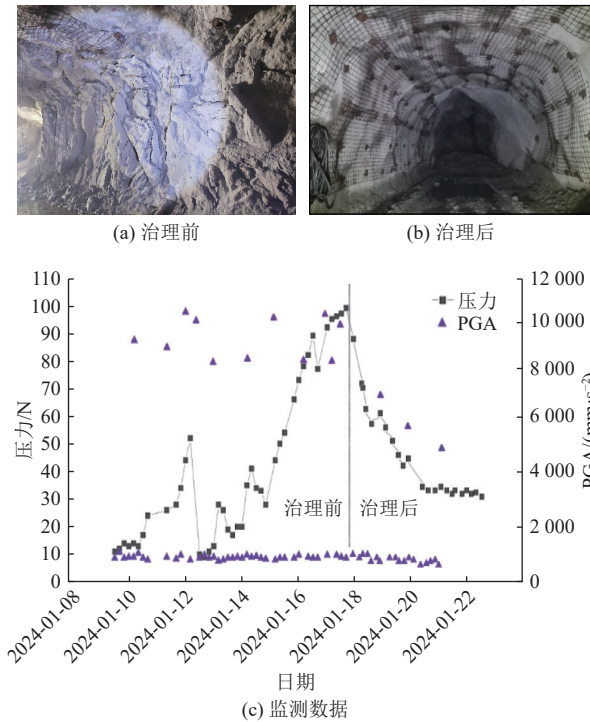


图 14 巷道治理与数据监测

Fig.14 Roadway management and data monitoring

4 结论

(1) 通过真三轴卸载扰动试验表明,当 σ_3 方向应力卸载至 12 MPa 时无论何种扰动状态下,岩石主要破裂形态基本为“人”字形破坏,且主要破坏形式为剪切破坏。当 σ_3 方向应力卸载至 0 MPa 时,局部呈碎裂化破坏,试样有明显的膨胀。随着扰动频率升高,岩石破坏形式为“剪切+拉伸”破坏 2 种形式。当受到 10 MPa 的幅值扰动时,试样表现出多元分区破坏模式,且随着频率增加,裂纹增加显著且不规则。

(2) 随着扰动幅值和频率的增加,岩石断口的方向分形维数随之降低。当扰动为 10 MPa、10 Hz 时,分形维数最小,为 0.62, $80^\circ \sim 120^\circ$ 孔隙定向频率达到最大值 52%, 约为原始砂岩的 1.68 倍,说明岩石受扰动后颗粒的应力不均匀,导致应力集中,断裂方向明显。

(3) 扫描研究发现,在弱动力扰动与静载联合作用下,随着扰动幅值和频率的增加,岩石的微裂隙面积先快速增加,后缓慢增加。扰动频率每增加 2 Hz, 岩石微裂隙面积约增加 24.13%, 扰动幅值每增加 5 MPa, 岩石微裂隙面积约增加 13.28%, 扰动前两阶段所增加的幅度最大, 孔隙面积增加量占总增量的 56.02%, 孔隙率增量占总增量的 64.31%。

(4) 锚杆横肋间距的变化对拉拔曲线形态和锚固段破坏模式影响显著。随着肋间距的增大,拉拔曲线形态由“弹性阶段-破坏失效阶段-残余阶段”逐渐过渡为

“弹性阶段-微量屈服阶段-大量强化阶段-破坏失效阶段-残余阶段”,破坏方式由平行剪切破坏为主导逐渐演变成剪胀滑移破坏方式为主导。设计了一种肋间距 48 mm、肋高 2 mm 为特点的吸能螺纹钢锚杆。针对深部岩体破坏形式,提出了“吸能锚杆-低阻抗混凝土注浆-喷浆-挂网”支护技术,长期监测巷道稳定性完好。

符号注释:

D_f 为分形维数; n 为节理数, 条。

利益冲突声明/Conflict of Interests

所有作者声明不存在利益冲突。

All authors disclose no relevant conflict of interests.

参考文献(References)

[1] XIE Heping, LU Jun, LI Cunbao, et al. Experimental study on the mechanical and failure behaviors of deep rock subjected to true triaxial stress: A review[J]. *International Journal of Mining Science and Technology*, 2022, 32(5): 915–950.

[2] JIANG Mingwei, FAN Yuyun, SU Weiwei, et al. Optimization of support and relief parameters for deep-buried metal mine roadways[J]. *Geofluids*, 2024, 2024: 8816030.

[3] 谢和平. 深部岩体力学与开采理论[M]. 北京: 科学出版社, 2021.

[4] 张超林, 王培仲, 王恩元, 等. 我国煤与瓦斯突出机理 70 年发展历程与展望[J]. *煤田地质与勘探*, 2023, 51(2): 59–94.

ZHANG Chaolin, WANG Peizhong, WANG Enyuan, et al. Coal and gas outburst mechanism: Research progress and prospect in China over the past 70 years[J]. *Coal Geology & Exploration*, 2023, 51(2): 59–94.

[5] 汪北方, 梁冰, 张晶, 等. 红山煤矿石门揭突出煤层综合防突技术[J]. *煤田地质与勘探*, 2019, 47(5): 86–93.

WANG Beifang, LIANG Bing, ZHANG Jing, et al. Comprehensive outburst prevention technology of outburst-prone coal seam uncovered by crossdrift in Hongshan Coal Mine[J]. *Coal Geology & Exploration*, 2019, 47(5): 86–93.

[6] 董陇军, 闫先航, 裴重伟, 等. 岩体多源声学设备在地压与顶板灾害监测防控中的应用[J]. *金属矿山*, 2023(5): 185–194.

DONG Longjun, YAN Xianhang, PEI Zhongwei, et al. Case study of rock mass multi-source acoustic equipment in monitoring and prevention of ground pressure and roof disaster[J]. *Metal Mine*, 2023(5): 185–194.

[7] 刘开航, 冯磊, 云美厚, 等. 煤层顶板高地应力区对微震层析反演的影响[J]. *煤田地质与勘探*, 2023, 51(7): 174–183.

LIU Kaihang, FENG Lei, YUN Meihou, et al. Influence of high *in situ* stress areas in the coal seam roofs on microseism-based tomographic inversion[J]. *Coal Geology & Exploration*, 2023, 51(7): 174–183.

- [8] 吴学明, 马小辉, 吕大钊, 等. 彬长矿区“井上下”立体防治冲击地压新模式[J]. *煤田地质与勘探*, 2023, 51(3): 19–26.
WU Xueming, MA Xiaohui, LYU Dazhao, et al. A new model of surface and underground integrated three-dimensional prevention and control of rock burst in Binchang Mining Area[J]. *Coal Geology & Exploration*, 2023, 51(3): 19–26.
- [9] 兰天伟, 张志佳, 袁永年, 等. 矿井地质动力环境评价方法与冲击地压矿井类型划分研究[J]. *煤田地质与勘探*, 2023, 51(2): 104–113.
LAN Tianwei, ZHANG Zhijia, YUAN Yongnian, et al. An evaluation method for geological dynamic environments of mines and the classification of mines subjected to rock bursts[J]. *Coal Geology & Exploration*, 2023, 51(2): 104–113.
- [10] 潘俊锋, 夏永学, 王书文, 等. 我国深部冲击地压防控工程技术难题及发展方向[J]. *煤炭学报*, 2024, 49(3): 1291–1302.
PAN Junfeng, XIA Yongxue, WANG Shuwen, et al. Technical difficulties and development direction of deep rockburst prevention and control engineering in China[J]. *Journal of China Coal Society*, 2024, 49(3): 1291–1302.
- [11] 刘洪涛, 陈子哈, 韩洲, 等. 动载扰动诱发巷道冲击的风险性分析[J]. *煤炭学报*, 2024, 49(4): 1771–1785.
LIU Hongtao, CHEN Zihan, HAN Zhou, et al. Analysis of dynamic loading events and the risk of roadway rockburst[J]. *Journal of China Coal Society*, 2024, 49(4): 1771–1785.
- [12] 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.
- [13] 宋振骥, 文志杰, 蒋宇静, 等. 采动力学与岩层控制关键理论及工程应用[J]. *煤炭学报*, 2024, 49(1): 16–35.
SONG Zhenqi, WEN Zhijie, JIANG Yujing, et al. Theory and application of mining mechanics and strata control[J]. *Journal of China Coal Society*, 2024, 49(1): 16–35.
- [14] 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.
- [15] HE Manchao, WANG Qi. Rock dynamics in deep mining[J]. *International Journal of Mining Science and Technology*, 2023, 33(9): 1065–1082.
- [16] ZHAO Shifan, GAO Mingshi, XU Dong, et al. Fracture characteristics of thick-roof coal roadway subjected to duplicated shock waves[J]. *Sustainability*, 2023, 15(6): 5308.
- [17] WANG Gang, FENG Xiating, YANG Chengxiang, et al. Experimental study of the mechanical characteristics of Jinping marble under multi-stage true triaxial compression testing[J]. *Rock Mechanics and Rock Engineering*, 2022, 55(2): 953–966.
- [18] 朱小景, 潘一山, 李祁, 等. 巷道冲击地压软化区能量极值判别准则及试验研究[J]. *中国矿业大学学报*, 2021, 50(5): 975–982.
ZHU Xiaojing, PAN Yishan, LI Qi, et al. Softening zone energy extremum criterion and experimental study of roadway rock burst[J]. *Journal of China University of Mining & Technology*, 2021, 50(5): 975–982.
- [19] 姜明伟, 王子君, 戴星航, 等. 工作面运输平巷超前支护技术优化研究[J]. *中国煤炭*, 2020, 46(3): 90–94.
JIANG Mingwei, WANG Zijun, DAI Xinghang, et al. Study on optimization of advanced support technology in haulage roadway of working face[J]. *China Coal*, 2020, 46(3): 90–94.
- [20] GU Shitan, CHEN Huaixu, LI Wenshuai, et al. Study on occurrence mechanism and prevention technology of rock burst in narrow coal pillar working face under large mining depth[J]. *Sustainability*, 2022, 14(22): 15435.
- [21] ZHANG Chuanqing, XU Jie, JIN Shengji, et al. Influence of micro-roughness on stick-slip characteristics of fault under constant normal stiffness[J]. *Rock Mechanics and Rock Engineering*, 2022, 55(4): 2281–2298.
- [22] 何满潮, 赵菲, 杜帅, 等. 不同卸载速率下岩爆破坏特征试验分析[J]. *岩土力学*, 2014, 35(10): 2737–2747.
HE Manchao, ZHAO Fei, DU Shuai, et al. Rockburst characteristics based on experimental tests under different unloading rates[J]. *Rock and Soil Mechanics*, 2014, 35(10): 2737–2747.
- [23] 李夕兵, 宫凤强. 基于动静组合加载力学试验的深部开采岩石力学研究进展与展望[J]. *煤炭学报*, 2021, 46(3): 846–866.
LI Xibing, GONG Fengqiang. Research progress and prospect of deep mining rock mechanics based on coupled static-dynamic loading testing[J]. *Journal of China Coal Society*, 2021, 46(3): 846–866.
- [24] 朱小景, 潘一山, 齐庆新, 等. 矿震诱发巷道冲击地压力学机制及判别准则研究[J]. *采矿与安全工程学报*, 2024, 41(3): 493–503.
ZHU Xiaojing, PAN Yishan, QI Qingxin, et al. Study on mechanical mechanism and criterion of roadway rockburst induced by mine earthquake[J]. *Journal of Mining & Safety Engineering*, 2024, 41(3): 493–503.
- [25] 周楠, 李泽君, 张吉雄, 等. 采区坚硬岩层动力灾害致灾能量演化及充填弱化机理研究[J]. *采矿与安全工程学报*, 2023, 40(5): 1078–1091.
ZHOU Nan, LI Zejun, ZHANG Jixiong, et al. Energy evolution and backfilling weakening mechanism of hard rock strata causing dynamic disasters in coal mining district[J]. *Journal of Mining & Safety Engineering*, 2023, 40(5): 1078–1091.
- [26] 朱建波, 马斌文, 谢和平, 等. 煤矿矿震与冲击地压的区别与联系及矿震扰动诱冲初探[J]. *煤炭学报*, 2022, 47(9): 3396–3409.

- ZHU Jianbo, MA Binwen, XIE Heping, et al. Differences and connections between mining seismicity and coal bursts in coal mines and preliminary study on coal bursts induced by mining seismicity[J]. *Journal of China Coal Society*, 2022, 47(9): 3396–3409.
- [27] 张良, 齐庆新, REN Ting, 等. 基于显微 CT 扫描和统计强度的煤岩损伤破裂特性研究 [J]. *煤炭科学技术*, 2024, 51(增刊 2): 1–12.
- ZHANG Liang, QI Qingxin, REN Ting, et al. Research on damage and fracture characteristics of coal and rock based on micro CT scanning and statistical intensity[J] *Coal Science and Technology*, 2024, 51(Sup.2): 1–12.
- [28] 张希巍, 冯夏庭, 孔瑞, 等. 硬岩应力-应变曲线真三轴仪研制关键技术研究[J]. *岩石力学与工程学报*, 2017, 36(11): 2629–2640.
- ZHANG Xiwei, FENG Xiating, KONG Rui, et al. Key technology in development of true triaxial apparatus to determine stress-strain curves for hard rocks[J]. *Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering*, 2017, 36(11): 2629–2640.
- [29] 张希巍, 彭帅. 硬岩等向压缩和三轴剪切变形特点与脆性演化关系[C]//中国力学学会, 北京理工大学. 中国力学大会-2017 暨庆祝中国力学学会成立 60 周年大会论文集(A). 东北大学深部金属矿山安全开采教育部重点实验室, 2017, 9.
- [30] 何满潮, 贾雪娜, 苗金丽, 等. 岩爆机制及其控制对策实验研究[C]//中国岩石力学与工程学会. 岩石力学与工程的创新和实践: 第十一次全国岩石力学与工程学术大会论文集. 湖北科学技术出版社, 2010, 11.
- [31] 苏国韶, 莫金海, 陈智勇, 等. 支护失效对岩爆弹射破坏影响的真三轴试验研究[J]. *岩土力学*, 2017, 38(5): 1243–1250.
- SU Guoshao, MO Jinhai, CHEN Zhiyong, et al. True triaxial test study of the influence of support failure on rockburst ejection[J]. *Rock and Soil Mechanics*, 2017, 38(5): 1243–1250.
- [32] 孙盛玥, 李迎春, 唐春安, 等. 天然岩石节理双阶粗糙度分形特征研究[J]. *岩石力学与工程学报*, 2019, 38(12): 2502–2511.
- SUN Shengyue, LI Yingchun, TANG Chun'an, et al. Dual fractal features of the surface roughness of natural rock joints[J]. *Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering*, 2019, 38(12): 2502–2511.

(责任编辑 郭东琼)