

动静载作用下煤岩能量响应规律及破坏分形特征

张金良¹,李青海²,闫寿庆¹,王国徽¹,侯雷¹,田琼祥¹,李谭³

(1. 扎赉诺尔煤业有限责任公司,内蒙古 满洲里 021410;

2. 山东科技大学 能源与矿业工程学院,山东 青岛 266590;

3. 内蒙古科技大学 矿业与煤炭学院,内蒙古 包头 014010)

摘要:动静载作用路径对巷道围岩稳定性具有重要影响。为研究动静载耦合作用下煤岩能量演化与损伤破坏特征,利用分离式霍普金森压杆(SHPB)对煤岩进行动静载试验,分析了煤岩在不同加载路径下的峰值强度、残余应变、残余强度、能量演化特征及破坏形态,并基于颗粒离散元程序-快速拉格朗日连续体分析(PFC-FLAC)耦合的SHPB数值模型,模拟了动静载加载过程中煤岩裂隙扩展与声发射演化规律。结果表明:当静载强度为6 MPa,动载强度从0.2 MPa增加至0.8 MPa时的残余强度衰减率为48.34%,动载是影响煤岩峰后力学行为的主导因素;静载恒定时动载每增加1 MPa破碎块度减小11.19 mm,而动载恒定时静载每增加1 MPa破碎块度减小0.29 mm,分形维数对动载变化更敏感,动静载协同增强时分形维数增长最快;动载强度由0.6 MPa增加至0.8 MPa,且静载强度由5 MPa增加至6 MPa时,损伤破坏能量转化率骤降13.23%,煤岩破坏模式从稳定的能量耗散阶段过渡至失稳破坏状态;当静载强度为6 MPa且动载强度为0.2~0.6 MPa时,煤岩呈现延性破坏;当动载强度升高至0.8~1.2 MPa时,煤岩表现为脆性破坏,动静载作用下煤岩裂隙累计计数随动载强度的增加呈指数增长。

关键词:动静载作用;煤岩;损伤破坏;能量演化特征;分形维数;数值模拟

中图分类号:TD322

文献标志码:A

Energy response laws and failure fractal characteristics of coal rocks under dynamic and static loads

ZHANG Jinliang¹, LI Qinghai², YAN Shouqing¹, WANG Guohui¹,

HOU Lei¹, TIAN Qiongxiang¹, LI Tan³

(1. Zhalaينوer Coal Industry Co., Ltd., Manzhouli 021410, China;

2. College of Energy and Mining Engineering, Shandong University of Science and Technology, Qingdao 266590, China;

3. School of Mining and Coal, Inner Mongolia University of Science and Technology, Baotou 014010, China)

Abstract: The path of static and dynamic loading exerts a significant influence on the stability of roadway surrounding rock. To investigate the energy evolution and damage failure characteristics of coal rocks under coupled static and dynamic loading, dynamic and static load tests were performed on coal specimens by using split Hopkinson pressure bars (SHPB). The peak strength, residual strain, residual strength, energy evolution characteristics, and failure morphology of coal specimens under different loading paths were analyzed. The crack propagation and acoustic emission evolution under coupled static and dynamic loading were numerically simulated using the coupled particle flow code and fast Lagrangian analysis of continuum(PFC-FLAC) method. The results

收稿日期:2025-08-30

基金项目:国家自然科学基金项目(52274218);内蒙古自治区自然科学基金项目(2025LHMS05022);华能集团总部科技基金项目(HN-7230-202400278-JSJK00004);内蒙古自治区直属高校基本科研业务费项目(2023QNJS089)

作者简介:张金良(1985—),男,山东莱州人,工程师,硕士研究生,主要从事冲击地压机理和围岩控制等方面的研究。

E-mail:zhangjinliang002@163.com

李青海(1984—),男,山东肥城人,教授,博士生导师,主要从事冲击地压发生机理及灾害防治等方面的研究,本文通信作者。E-mail:li-qinghai@163.com

showed that when the static load was 6 MPa and the dynamic load increased from 0.2 MPa to 0.8 MPa, the residual strength attenuation rate reached 48.34%, demonstrating that dynamic loading dominates the post-peak mechanical behavior of coal rocks. When the static load remained constant, the average fragmentation size decreased by 11.19 mm per 1 MPa increase in the dynamic load, whereas it decreased by only 0.29 mm per 1 MPa increase in static load when the dynamic load remained constant. The fractal dimension showed more sensitivity to the dynamic load and it grew fastest when static and dynamic loads increased synergistically. When the dynamic load increased from 0.6 MPa to 0.8 MPa and the static load simultaneously increased from 5 MPa to 6 MPa, the energy conversion efficiency of damage failure dropped sharply by 13.23%, indicating that the failure mode of coal rocks transited from stable energy dissipation to unstable failure. When the static load was 6 MPa, coal specimens exhibited ductile failure under dynamic loads ranging from 0.2 MPa to 0.6 MPa and brittle failure when the dynamic load increased to 0.8-1.2 MPa. The cumulative crack count of coal specimens under static and dynamic loading increased exponentially with the increase of dynamic load intensity.

Key words: dynamic and static load effects; coal rock; damage failure; energy evolution characteristic; fractal dimension; numerical simulation

随着煤矿开采深度持续增加,深部巷道围岩普遍处于高地应力环境,同时频繁遭受采掘扰动、顶板断裂及构造活动等动态载荷作用,形成高静载与动载耦合的复杂应力状态^[1-2]。围岩力学性能在复合加载条件下显著劣化,承载能力急剧下降,极易诱发冲击地压、大变形及突发冒落等动力失稳灾害,严重威胁深部矿井的安全高效生产^[3-5]。因此,系统揭示动静载作用下煤岩的能量响应机制与破坏分形特征,不仅对理解深部岩体非线性破坏机理具有重要帮助,也可优化巷道支护设计、发展灾害防控技术提供理论参考。诸多学者对动静载作用下煤岩力学特性和破坏特征开展了大量研究。窦林名等^[6]分析了高静载、强动载及低临界应力3种动静载叠加下煤岩力学与应变率的关系。武宇等^[7]探究了不同冲击速度与波长组合下砂岩应力波传播特性及损伤规律。Ilyasov等^[8]利用强度变异系数量化分析了岩体非均质性对冲击地压的影响,建立了岩体强度变异与冲击危险性的定量关联。刘少虹^[9]基于时效损伤本构模型与尖点突变理论计算得到了单轴压缩下煤岩组合体损伤破坏条件。解北京等^[10]通过改进霍普金森压杆装置开展不同长径比煤样冲击试验,结合灰色关联理论分析了动力学参数敏感性。杨军等^[11]基于动压扰动巷道围岩内部裂隙发育特征,分析了动压扰动巷道围岩失稳机理。任建喜等^[12]通过三轴冲击试验得到了动静载荷下试块声发射能量响应特征及试块的破坏机理。李夕兵等^[13-14]分析了动静组合加载过程中岩石试件变形破坏、力学响应和能量演化特征。王杰等^[15]通过试验揭示了砂岩和无烟煤在不同加载速率下的裂隙扩展和能量演化规律。郭东明等^[16]通过爆炸加载试验研究动静载荷下围岩裂纹扩展规律,揭示了围压对裂纹扩展及损伤度的非线性调控效应。黄达等^[17]基于PFC^{2D}软件模拟分析了预制裂隙砂岩在中等应变率下裂隙尖端应力状态及裂纹扩展规律。唐礼忠等^[18]通过不同轴压下蛇纹岩冲击试验揭示了其变形及破坏机制。王磊等^[19]采用分形理论研究了试件破碎特征,得到了应变率与煤岩破碎和能量演化的内在关联。Kolesnichenko等^[20]分析了回采过程与冲击地压孕育、发展之间的相互关系,并提出了动载冲击作用下顶板控顶距的计算方法。

综上所述,国内外学者在动静载作用下巷道围岩稳定性控制方面已取得显著进展,研究重点主要集中在煤岩的强度特性、弹性模量演化、应变率效应、静态破坏模式,以及动载作用下巷道支护结构的响应与失效机制等方面。然而,针对不同动静载组合路径下煤岩能量演化规律及其损伤-破碎形态特征的研究较为薄弱,缺乏能量耗散过程与破裂结构分形特征之间的定量关联分析,制约了对深部围岩动力失稳机理的深入认识与精准防控。因此,本研究设计不同动静载强度组合的煤岩冲击试验,定量分析动静载强度对煤岩能量演化的影响规律,并基于分形理论对破裂结构的几何复杂性进行表征,提出动静载作用下损伤破坏能量转化率,分析煤岩在复合动静载荷下的损伤程度,研究成果为评估深部巷道围岩在动静载扰动下的稳定特征及卸压防控参数优化提供了理论依据与方法支撑。

1 动静载试验

设计轴向静载与冲击动载试验,分析煤矿深部开采过程中煤岩体所处的实际受载环境。轴向静载用

于复现巷道围岩所受的高地应力背景,即采深带来的恒定静水压力;而冲击动载等效于采掘活动诱发的动力扰动,如矿震、断层滑移或爆破震动等。通过控制静载水平避免试件静态预破坏,同时施加不同强度的动态冲击,有效还原井下煤岩在“高地应力+强扰动”耦合条件下的力学响应与破坏过程,以揭示其在实际工程环境中的能量演化与灾变机理。

1.1 SHPB 试验系统

动静载试验采用分离式霍普金森压杆(split Hopkinson pressure bar,SHPB)试验装置,如图 1 所示。入射杆、透射杆和吸收杆长度分别为 3 000、2 500 和 1 000 mm,弹性模量 200 GPa,密度 7 740 kg/m³,弹性波速 5 410 m/s。动静载加载顺序为先固定轴向静载,通过调整气腔冲击气压施加冲击动载,加载方式采用试件与压杆等径冲击加载。

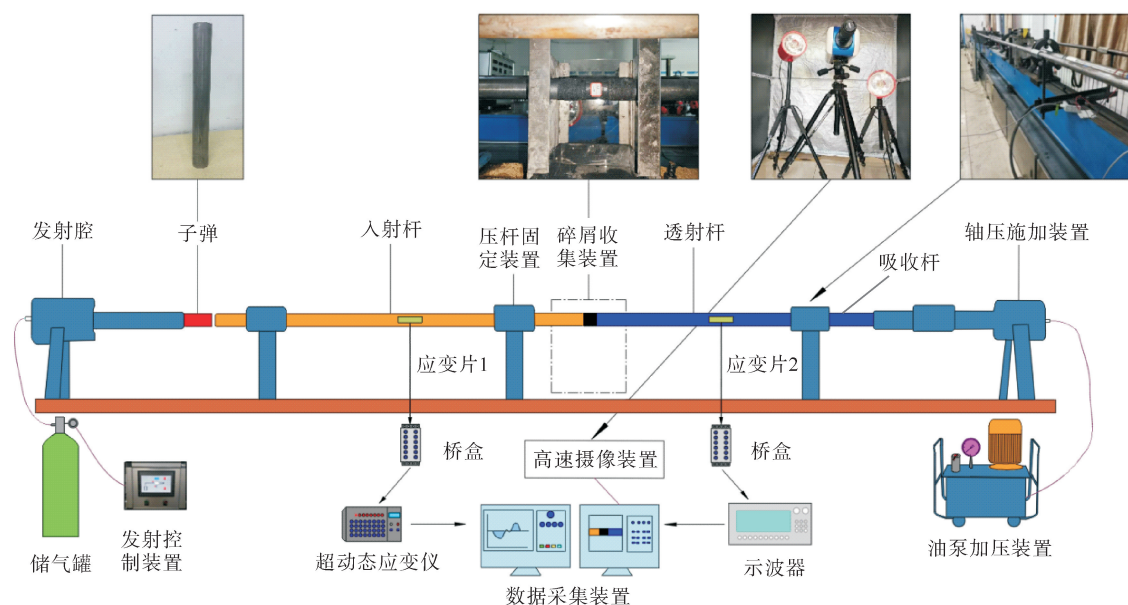


图 1 SHPB 试验系统及高速摄像机

Fig. 1 SHPB test system and ultra-high speed camera

1.2 试验方案

煤岩试件选自新巨龙煤矿 2305 工作面煤巷同区段围岩。根据 GB/T 50266—2013《工程岩体试验方法标准》,动静载试验中煤岩采用 $\phi 50\text{ mm} \times 100\text{ mm}$ 标准圆柱体试件。试件平均质量 253 g,平均密度 1.29 g/cm³。动静载试验中最大轴向静载强度的确定主要依据煤岩力学特性与实际工程应力环境。测得煤岩的单轴抗压强度为 15.4 MPa。为合理模拟深部煤层所受围压状态,同时避免静载过高导致试件在动载作用前发生静态预破坏,确定最大轴向静载强度为 6 MPa,取值既可反映煤岩真实应力环境,又能确保试件在分离式霍普金森压杆冲击过程中发生动态破碎变形,满足试验的可比性与有效性要求。具体动静载试验方案如表 1 所示。

表 1 动静载试验方案

Table 1 Scheme design of dynamic and static load tests			
试验组别	试件编号	轴向静载 σ_s/MPa	冲击动载 P_0/MPa
M-1	M-1-1	6	0.2
	M-1-2	6	0.4
	M-1-3	6	0.6
	M-1-4	6	0.8
M-2	M-2-1	0	0.6
	M-2-2	2	0.6
	M-2-3	4	0.6
	M-2-4	6	0.6
M-3	M-3-1	3	0.2
	M-3-2	4	0.4
	M-3-3	5	0.6
	M-3-4	6	0.8

1.3 试验结果分析

不同动静载荷作用下煤岩应力-应变曲线如图 2 所示,图中煤岩试件图片为高速摄像机捕捉的瞬时状态图,冲击方向为从左向右。图 2(a)表明,当静载强度为 6 MPa,动载强度为 0.2、0.4、0.6 和 0.8 MPa 时,试件峰值强度分别为 9.92、10.03、14.42、16.96 MPa,残余应变分别为 6.93×10^{-3} 、 11.67×10^{-3} 、 15.49×10^{-3} 、 24.67×10^{-3} ,残余强度为 12.47、6.89、6.86 和 6.44 MPa。随动载强度从 0.2 MPa 增至 0.8 MPa,试件峰值强度从 9.92 MPa 显著提升至 16.96 MPa,增幅 70.97%,表明动载是提升煤岩动态强度的主导因素。与此同时,残余应变从 6.93×10^{-3} 急剧增加至 24.67×10^{-3} ,增幅达 256.14%;而残余强度则从 12.47 MPa 降至 6.44 MPa,降幅达 48.34%。表明高动载作用导致煤岩塑性变形能力增强、损伤累积加剧,致使峰后承载能力大幅劣化。

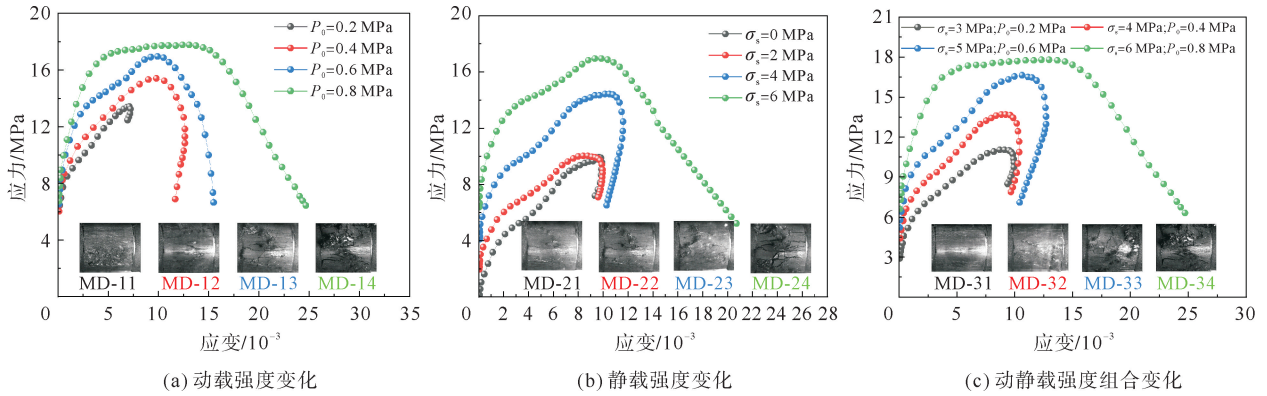


图 2 不同动静载荷作用下应力-应变曲线

Fig. 2 Stress-strain curves under different dynamic and static loads

图 2(b)表明,当动载强度为 0.6 MPa,静载强度为 0、2、4 和 6 MPa 时,试件峰值强度分别为 13.42、15.41、16.96、17.77 MPa;残余应变分别为 9.35×10^{-3} 、 9.59×10^{-3} 、 10.29×10^{-3} 、 20.71×10^{-3} ,残余强度为 7.20、7.09、6.52、5.22 MPa。随静载强度从 0 增至 6 MPa,峰值强度从 13.42 MPa 稳步增长至 17.77 MPa,增幅 32.41%,说明静载对强度具有一定的强化作用。残余应变从 9.35×10^{-3} 增至 20.71×10^{-3} ,增幅达 121.58%,残余强度从 7.20 MPa 降至 5.22 MPa,降幅达 27.50%。静载强度的增加虽通过压密效应和摩擦增强提升了煤岩的峰值强度,但同时也加剧了内部损伤累积,导致试件在破坏后产生更大的塑性变形,残余应变增加,从而显著降低了残余强度。

图 2(c)表明,动载强度为 0.2 MPa、静载强度为 3 MPa 时,试件峰值强度为 11.04 MPa,残余应变为 9.37×10^{-3} ,残余强度为 8.49 MPa;动载强度为 0.4 MPa、静载强度为 4 MPa 时,试件峰值强度为 13.70 MPa,残余应变为 9.66×10^{-3} ,残余强度为 7.89 MPa;动载强度为 0.6 MPa、静载强度为 5 MPa 时,试件峰值强度为 16.64 MPa,残余应变为 10.42×10^{-3} ,残余强度为 7.09 MPa;动载强度为 0.8 MPa、静载强度为 6 MPa 时,试件峰值强度为 17.80 MPa,残余应变为 24.71×10^{-3} ,残余强度为 6.31 MPa。当动静载强度同时增加时,峰值强度从 11.04 MPa 增至 17.80 MPa,增幅 61.23%,残余应变从 9.37×10^{-3} 增加至 24.71×10^{-3} ,增幅 163.79%,而残余强度从 8.49 MPa 降至 6.31 MPa,降幅 25.68%。表明动静载耦合作用可显著提升煤岩的抗压强度,但同时也导致变形破坏程度加剧、峰后承载力显著降低。

2 能量响应规律及损伤破坏特征

2.1 入射能、反射能及破碎耗能演化特征

在动静载耦合作用下煤岩破坏过程的能量演化表现为三种形式:①入射能,即应力波从入射杆传入试件的总输入能量,表征外部动载对体系的能量输入强度;②反射能,即经试件-入射杆界面反射回入射杆的能量分量,反映能量传递效率与试件动态响应特性;③破碎耗能,即试件内部裂隙萌生、扩展及宏观破碎消耗的不可逆能量,直接表征煤岩动态抗破碎能力^[21-22]。

根据 SHPB 系统试验原理及杆上应变信号,计算岩石试件的入射能、反射能、透射能^[23]:

$$E_I = \frac{C_0 A}{E_0} \int \sigma_I^2(t) dt, \quad (1)$$

$$E_R = \frac{C_0 A}{E_0} \int \sigma_R^2(t) dt, \quad (2)$$

$$E_T = \frac{C_0 A}{E_0} \int \sigma_T^2(t) dt. \quad (3)$$

式中: E_I 、 E_R 、 E_T 分别为入射能、反射能和透射能, C_0 为应力波在压杆中的传播速度, A 为压杆的横截面积, E_0 为压杆的弹性模量, t 为动载加载时间, σ_I 、 σ_R 、 σ_T 分别为入射应力、反射应力和透射应力。透射能 E_T 表征透射杆中传播的弹性波能量,由图 1 中应变片 2 测得的透射应力信号计算获得。在 SHPB 应力波作用下,忽略热损耗等能量,理论上满足 $E_T = E_I - E_R$ 。而破碎耗能 E_A 指试件内部因损伤与破碎所耗散的能量,其定义为:

$$E_A = E_I - E_R. \quad (4)$$

虽然 E_A 与 E_T 在数值上近似相等,但二者物理意义不同:前者为试件内部耗散能,后者为透射杆中的弹性波能量。本研究采用式(4)表示破碎耗能,并利用 E_T 验证能量平衡一致性,而非将透射能视为破碎耗能的转化结果。

不同动静载荷作用下入射能、反射能变化特征如图 3 所示。从图 3(a)中能够看出,静载强度 6 MPa,动载强度分别为 0.2、0.4、0.6 及 0.8 MPa 时,入射能分别为 25.94、84.23、103.51、274.66 J,反射能分别为 16.60、54.98、68.27、197.19 J,破碎耗能分别为 9.34、29.25、35.24、77.47 J。静载强度一定时,入射能、反射能及破碎耗能随动载强度增加而增加。动载强度由 0.2 MPa 增加至 0.8 MPa 时,入射能、反射能及破碎耗能分别增加了 248.72、180.59、68.13 J;其中动载强度由 0.2 MPa 增加至 0.6 MPa 时,入射能、反射能及破碎耗能分别增加了 77.57、51.67、25.9 J,占总增加量的 31.19%、28.61%、38.02%;动载强度由 0.6 MPa 增加至 0.8 MPa 时,入射能、反射能及破碎耗能分别增加了 171.15、128.92、42.23 J,占总增加量的 68.81%、71.39%、61.98%。动载强度分别为 0.2、0.4、0.6、0.8 MPa 时,入射能与反射能差值分别为 9.34、29.25、35.24、77.47 J,反射能与破碎耗能差值分别为 7.26、25.73、33.03、119.72 J。静载强度一定时,动载强度越大,入射能与反射能差值及反射能与破碎耗能差值越大。说明当静载强度一定时,动载强度增加加剧了应力波传播,导致材料内部裂纹加速扩展和新生,破碎耗能大幅增加。同时,反射能增幅低于入射能增幅,表明材料在动载下吸能效率提升。

从图 3(b)中能够看出,动载强度为 0.6 MPa,静载强度分别为 0、2、4 及 6 MPa 时,入射能分别为 58.45、66.06、71.32、103.51 J,反射能为 30.72、36.20、41.39、68.27 J,破碎耗能分别为 27.73、30.19、33.07、35.24 J。动载强度一定时,入射能、反射能及破碎耗能随静载强度增加而增加。静载强度由 0 增加至 6 MPa 时,入射能、反射能及破碎耗能分别增加了 45.06、37.55、7.51 J,其中静载强度由 0 增加至 4 MPa 时,入射能、反射能及破碎耗能分别增加了 12.87、7.53、5.34 J,占总增加量的 28.56%、20.05%、71.11%;静载强度由 4 MPa 增加至 6 MPa 时,入射能、反射能及破碎耗能分别增加了 32.19、30.02、2.17 J,占总增加量的 71.44%、79.95%、28.89%。说明动载强度一定时,静载强度增加会降低煤岩强度,使内部微裂纹提前萌生并扩大,导致后续动载冲击时更易发生破碎。静载强度分别为 0、2、4、6 MPa 时,入射能与反射能差值分别为 27.73、30.19、33.07、35.24 J,反射能与破碎耗能差值分别为 2.99、4.68、5.18、33.03 J。动载强度一定时,静载强度越大,入射能与反射能差值及反射能与破碎耗能差值越大。说明静载增大加剧了煤岩内部损伤与塑性变形,导致其储能能力下降且能量耗散需求增加,进而增大了入射能与反射能及反射能与破碎耗能的差值。

从图 3(c)中能够看出,当静载强度为 3 MPa、动载强度为 0.2 MPa 时,入射能为 61.09 J,反射能为 30.79 J,破碎能为 30.30 J,破碎耗能占入射能的 49.60%;当静载强度为 4 MPa、动载强度为 0.4 MPa 时,入射能为 65.04 J,反射能为 33.96 J,破碎能为 31.08 J,破碎耗能占入射能的 47.79%;当静载强度为 5 MPa、动载强度为 0.6 MPa 时,入射能为 87.62 J,反射能为 51.31 J,破碎能为 36.31 J,破碎耗能占入射

能的 41.44%;当静载强度为 6 MPa、动载强度为 0.8 MPa 时,入射能为 274.66 J,反射能为 197.19 J,破碎能为 77.47 J,破碎耗能占入射能的 28.21%。入射能、反射能及破碎耗能随动静载强度的增加而增加,破碎耗能占入射能的比例随动静载强度增加而降低。静载强度由 3.0 MPa 增加至 6.0 MPa,动载强度由 0.2 MPa 增加至 0.8 MPa,入射能、反射能及破碎耗能分别增加了 213.57、166.40、47.17 J。静载强度由 3.0 MPa 增加至 5.0 MPa,动载强度由 0.2 MPa 增加至 0.6 MPa,入射能、反射能及破碎耗能分别增加了 26.53、20.52、6.01 J,占总增加量的 12.42%、12.33%、12.74%;静载强度由 5.0 MPa 增加至 6.0 MPa,动载强度由 0.6 MPa 增加至 0.8 MPa,入射能、反射能及破碎耗能分别增加了 187.04、145.88、41.16 J,占总增加量的 87.58%、87.67%、87.26%。静载强度为 3.0 MPa、动载强度为 0.2 MPa 时,入射能与反射能差值为 30.3 J,反射能与破碎耗能差值分别为 0.49 J;静载强度为 4.0 MPa、动载强度为 0.4 MPa 时,入射能与反射能差值为 31.08 J,反射能与破碎耗能差值为 2.88 J;静载强度为 5.0 MPa、动载强度为 0.6 MPa 时,入射能与反射能差值为 36.31 J,反射能与破碎耗能差值分别为 15.00 J;静载强度为 6.0 MPa、动载强度为 0.8 MPa 时,入射能与反射能差值为 77.47 J,反射能与破碎耗能差值为 119.72 J。动静载强度越大,入射能与反射能差值及反射能与破碎耗能差值越大。说明在不同动静载荷作用下,煤岩的能量演化特征表现出明显的规律性,且静载与动载的作用既分阶段又相互耦合。静载预压首先对煤岩产生整体弱化作

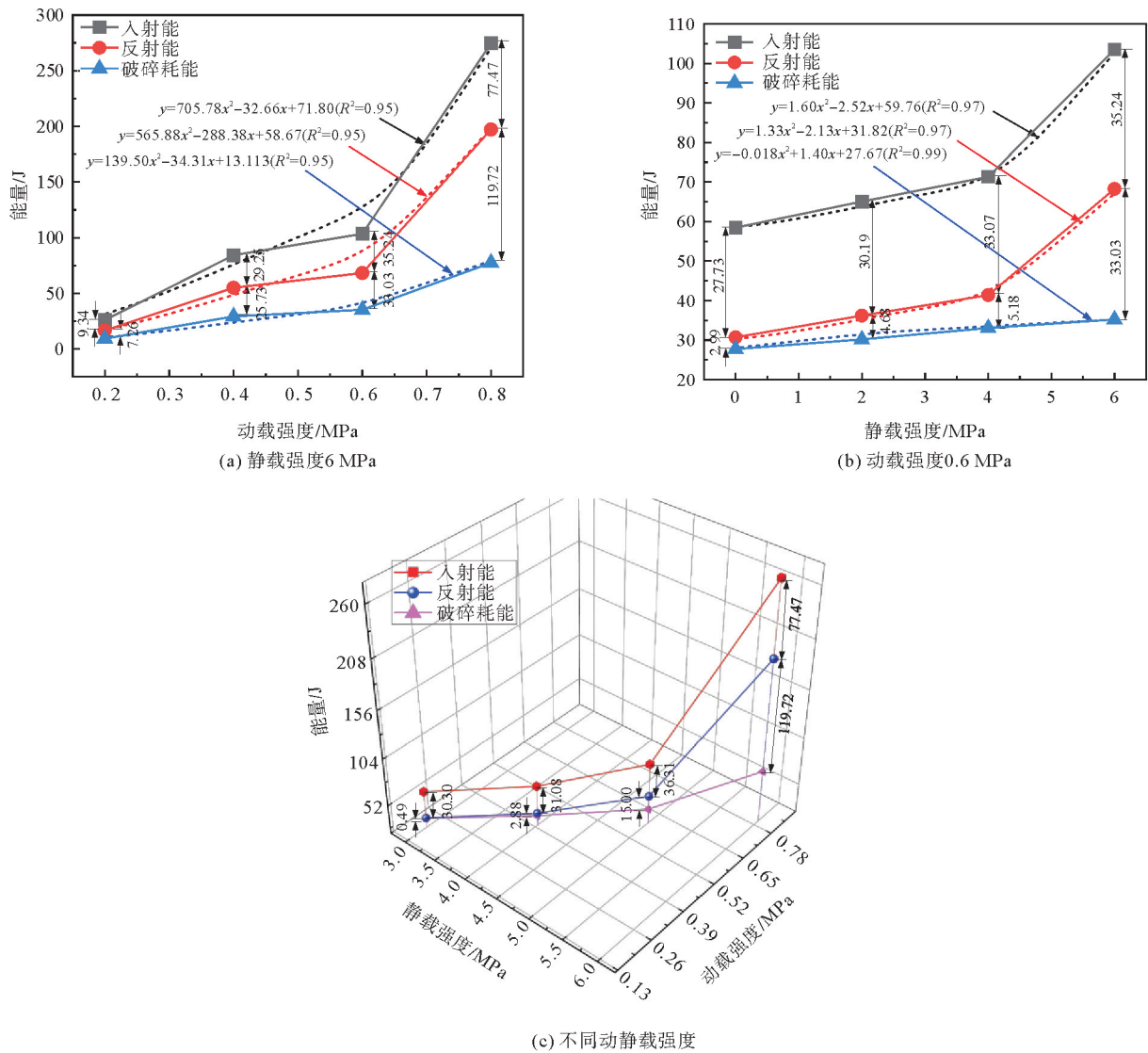


图 3 不同动静载荷作用下入射能、反射能变化曲线

Fig. 3 Variation curves of incident energy and reflected energy under different dynamic and static loads

用,在内部形成大量微裂纹,为动载冲击提供了潜在的局部薄弱区。动载冲击则集中于由静载预损伤造成的薄弱区域,使能量得以高效吸收并诱发裂纹加速扩展。当动静载强度同时增加时,静载作用造成的结构弱化与动载作用在薄弱区的能量集中效应相互协同,显著降低了试件的弹性极限,大幅提升了能量向破碎作用的转化效率,从而共同促使煤岩由稳定变形迅速过渡为剧烈破碎。

拟合分析表明,入射能、反射能与破碎耗能随动静载强度的变化均符合二次函数规律,且拟合优度较高($R^2 \geq 0.95$),反映出能量响应与载荷强度之间存在显著的非线性关系。当静载强度固定时,逐步提高动载强度,入射能、反射能与破碎耗能均随动载增强而急剧上升,表明动载在能量输入及岩体破碎中起主导作用。当动载强度固定,静载强度逐渐增大时,破碎耗能拟合函数中的二次项系数趋近于 0,说明静载对能量积累与释放的影响更接近线性机制。说明动载强度对能量分布的调控敏感性远高于静载强度,从能量演化角度进一步证实动载是诱发煤岩动力灾害的关键因素。

对动载强度、静载强度与煤岩入射能、反射能及破碎耗能分别开展二次非线性拟合, R^2 均大于 0.90,拟合效果良好。同时,动载和静载与煤岩能量响应之间存在非线性函数关系 $F = af(x) + bf(y) + c$, F 为动静载作用对煤岩能量响应的函数, $f(x)$ 为静载作用对能量响应的函数, $f(y)$ 为动载作用对能量响应的函数, a 、 b 分别为动载和静载影响能量响应系数。对动静载作用下煤岩入射能、反射能、破碎耗能进行函数拟合可得:

$$f(r) = -0.87(x - 7.85)^2 + 1121.83(y - 0.35)^2 + 41.50, R^2 = 0.91; \quad (5)$$

$$f(f) = -0.24(x - 16.31)^2 + 912.82(y - 0.37)^2 + 42.56, R^2 = 0.92; \quad (6)$$

$$f(p) = -2.84(x - 3.84)^2 + 111.93(y - 0.30)^2 + 40.06, R^2 = 0.93. \quad (7)$$

式中, $f(r)$ 、 $f(f)$ 和 $f(p)$ 分别表示动载和静载对入射能、反射能、破碎耗能的影响函数。上述拟合函数中系数 a 均为负值(分别为 -0.87 、 -0.24 、 -2.84),表明静载增加会抑制能量累积;系数 b 均为正值(分别为 1121.83 、 912.82 、 111.93),表明动载增加会加速能量增长。静载强度增加会抑制所有能量响应,其中对破碎耗能的抑制作用最强($a = -2.84$),对反射能的抑制作用最弱($a = -0.24$);而动载强度增加则显著增强所有能量响应,尤其对入射能增强效果最显著($b = 1121.83$)。动静载荷耦合作用下,静载强度为 3.84 MPa 时破碎耗能达最大值,无论是低于还是高于 3.84 MPa,都会导致破碎耗能下降,均会抑制煤岩的破碎耗能。

2.2 损伤破坏能量转化率

动静载荷耦合作用下煤岩失稳破坏的本质是外部输入能量驱动损伤累积与演化的过程。损伤破坏能量转化率表示单位动载能量中转化为煤岩损伤的比例,能够量化动静载荷作用下煤岩的损伤敏感性及失稳风险等级。损伤破坏能量转化率

$$\eta = E_A / E_1. \quad (8)$$

图 4 所呈现的动静载作用下煤岩损伤破坏能量转化率三维曲面,是基于 12 个煤岩试件在不同动静载组合条件下的试验数据,经插值计算与曲面拟合后所得的可视化结果。该图并非直接绘制 12 个离散数据点,而是以 12 组试验数据作为基础节点,通过数值插值方法构建连续数据矩阵,进而生成可反映能量转化率随动静载强度演化规律的连续曲面,旨在更清晰地揭示其整体分布与演化趋势。

当静载强度为 6 MPa,动载强度分别为 0.2、0.4、0.6、0.8 MPa 时,损伤破坏能量转化率分别为 36.01%、34.73%、34.11%、28.21%。静载强度一定时,损伤破坏能量转化率随动载强度的增加呈下降趋势,从 36.01% 下降到 28.21%。动载强度由 0.2 MPa 增加至 0.6 MPa 时,损伤破坏能量转化率下降程度较小,仅下降了 1.90%;动载强度由 0.6 MPa 增加至 0.8 MPa 时,损伤破坏能量转化率下降较快,下降了 5.90%,表明动载强度的增加抑制了煤岩损伤破坏能量转化率。

当动载强度为 0.6 MPa,静载强度分别为 0、2、4、6 MPa 时,损伤破坏能量转化率分别为 52.52%、49.48%、46.37%、34.05%。动载强度一定时,损伤破坏能量转化率随静载强度的增加呈下降趋势,自 52.52% 下降至 34.05%。其中,静载强度由 0 增加至 4 MPa,损伤破坏能量转化率下降较为缓慢,下降了 6.15%;静载强度由 4 MPa 增加至 6 MPa,损伤破坏能量转化率下降较为迅速,下降了 12.32%。动载强度为 0.2 MPa、静载强度为 3 MPa 时,损伤破坏能量转化率为 49.60%;动载强度为 0.4 MPa、静载强度为

4 MPa 时,损伤破坏能量转化率为 47.79%;动载强度为 0.6 MPa、静载强度为 5 MPa 时,损伤破坏能量转化率为 41.44%;动载强度为 0.8 MPa、静载强度为 6 MPa 时,损伤破坏能量转化率为 28.21%。动静载强度越大,损伤破坏能量转化率越低。动载强度由 0.6 MPa 增加至 0.8 MPa,且静载强度由 5 MPa 增加至 6 MPa 时,损伤破坏能量转化率急速下降,下降了 13.23%。该急剧衰减表明煤岩在此载荷条件下已进入临界损伤状态。当外部载荷低于该临界阈值时,煤岩力学行为以弹性变形为主,能量耗散过程较为平稳;一旦载荷超越该临界状态,煤岩内部裂纹进入非稳定扩展阶段,能量耗散机制发生根本性转变,表现为能量转化率急剧下降。

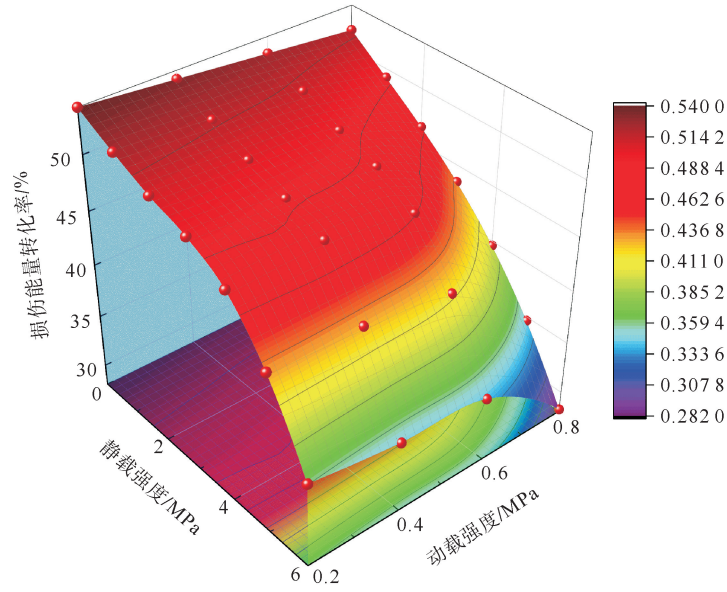


图 4 动静载作用下煤岩损伤破坏能量转化率

Fig. 4 Damage failure energy conversion rate of coal specimens under dynamic and static loads

3 破碎块度及分形维数特征

煤岩的破坏形态是其内部能量耗散与裂纹扩展的最终体现,具有显著的非规则性和自相似性,可采用分形理论进行定量描述^[24]。分形维数能够表征破碎块度分布复杂程度,分形维数越高,表明试件破碎越充分、块度分布越均匀^[25-26]。因此,采用平均块度和分形维数分析三种动静载荷作用下煤岩的破碎程度及分形特征,从几何统计角度揭示动静载作用对试件破坏特征的影响规律。将破碎后试件置于一套标准试验筛中进行逐级筛分以获得碎块的粒度分布,筛孔直径为 0.3、0.6、0.9、1.0、3.0 和 6.0 mm。其中,平均块度与分形维数表达式为^[22]:

$$\begin{cases} d_m = \frac{\sum (r_i d_i)}{\sum r_i}, \\ \lg[M(x)/M_T] = (3 - D) \lg(x/x_m). \end{cases} \quad (9)$$

式中: d_m 、 d_i 分别为平均块度、不同等级标准筛中碎块的平均尺寸, r_i 、 $M(x)$ 、 M_T 、 D 、 x 、 x_m 分别为 d_i 对应的碎块质量百分比、筛下累计质量、碎块总质量、块度分形维数、碎块的粒径和最大粒径。

图 5 是不同动静载作用下煤岩平均块度变化折线图。从图 5 中能够看出,当静载强度固定为 6 MPa,动载强度从 0.2 MPa 增大至 0.8 MPa 时,试件的平均破碎块度由 22.28 mm 减小至 15.32 mm。动载强度与块度之间呈现显著的线性负相关关系,拟合函数为 $y = -11.19x + 24.14$ ($R^2 = 0.98$),表明动载强度每增加 1 MPa,平均破碎块度尺寸约降低 11.19 mm,反映出动载对煤岩破碎具有显著促进作用。当动载强度固定为 0.6 MPa,静载强度从 0 增加至 6.0 MPa 时,平均破碎块度由 22.34 mm 下降至

17.61 mm。静载强度与块度之间亦符合线性负相关,拟合函数为 $y = -0.29x + 19.50 (R^2 = 0.96)$, 即静载强度每提高 1 MPa, 平均破碎块度尺寸减少约 0.29 mm, 表明静载同样促进煤岩破碎, 但其影响远小于动载作用。

拟合函数中斜率绝对值的大小反映了载荷类型对块度变化的敏感性, 动载所对应拟合斜率的绝对值(11.19)显著高于静载时的 0.29, 表明动载对破碎块度的主导作用。同时, 较高的拟合优度($R^2 \geq 0.96$)表明线性拟合模型具有较高的可靠性, 能够准确表征动静载强度与破碎块度之间的定量关系, 从而为揭示煤岩在动静载作用下的破碎机制提供定量依据。

不同动静载作用下煤岩破坏分形维数计算如图 6、图 7 所示。图中, x_0 表示初始测量尺度, x_m 为最小测量尺度, M_{x_0} 、 M_T 分别为尺度 x_0 、 x_m 时覆盖研究区域所需的盒子单元数量; $\lg(x_0/x_m)$ 为尺度比的対数, $\lg(M_{x_0}/M_T)$ 为对应盒子数比值的対数, 二者线性拟合斜率即为分形维数。

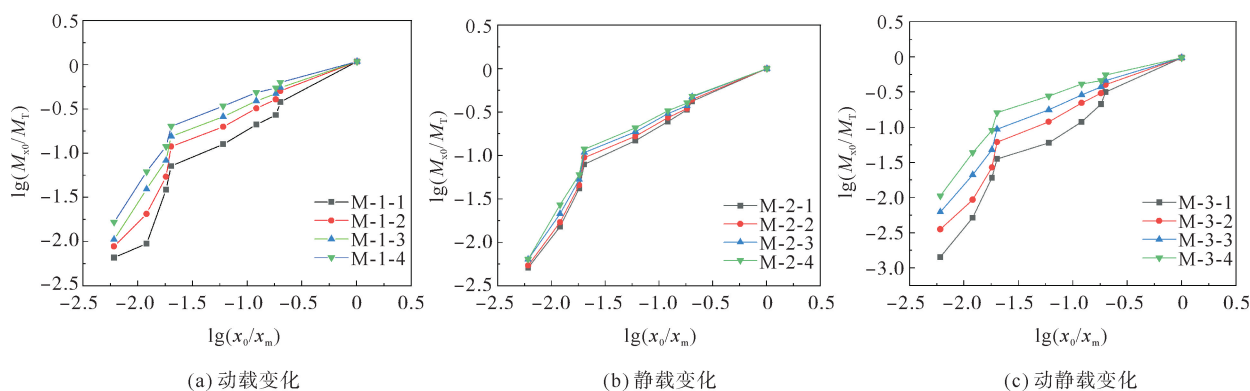


图 6 分形维数计算折线图

Fig. 6 Line chart of fractal dimension calculation

动载强度和静载强度的增加均能造成煤岩破坏分形维数增加, 但核心差异体现在分形维数对动载强度变化的响应灵敏度更高。此外, 当动载强度和静载强度同时增加时, 分形维数曲线斜率最大, 即在此类加载值变化情况下, 煤岩分形维数增幅最大。说明动载与静载协同作用时, 静载预损伤弱化结构叠加动载能量冲击, 触发裂纹迅速扩展, 导致分形维数曲线斜率增大。

4 数值模型分析

4.1 数值模型

为深入探究动静载耦合作用下煤岩裂隙扩展的微观机制, 基于前述试验得出的“动载主导破

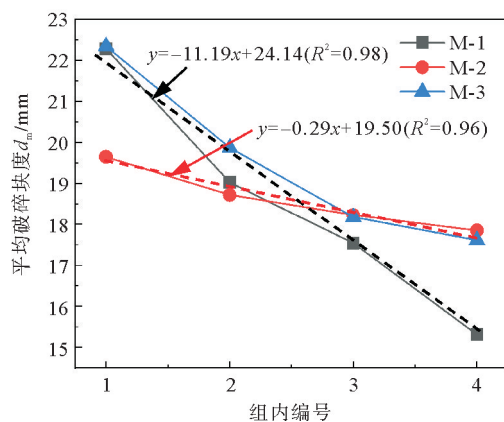


图 5 不同加载值下煤岩平均块度变化折线图

Fig. 5 Line chart of average fragmentation change of coal specimens under different loading values

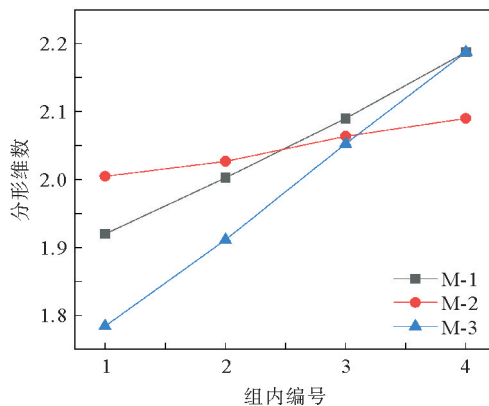


图 7 分形维数演化特征

Fig. 7 Evolution characteristics of fractal dimension

碎”结论,利用颗粒离散元程序-快速拉格朗日连续体分析(particle flow code-fast Lagrangian analysis of continuum,PFC-FLAC)建立 SHPB 压杆动静载荷数值模型,模拟不同动载条件下煤岩内部裂隙的动态演化行为。通过再现裂隙从萌生、扩展至贯通的完整过程,并结合声发射时空演化特征,从细观尺度揭示动载主导型破坏机理,建立宏观现象与微观机制之间的关联。SHPB 压杆数值模型如图 8 所示。由于数值模拟耦合墙在动静载耦合加载过程中精度较低,为此仅探究单一动载荷冲击扰动下煤岩裂隙扩展机制。动静载作用过程中 SHPB 典型波形图如图 9 所示。

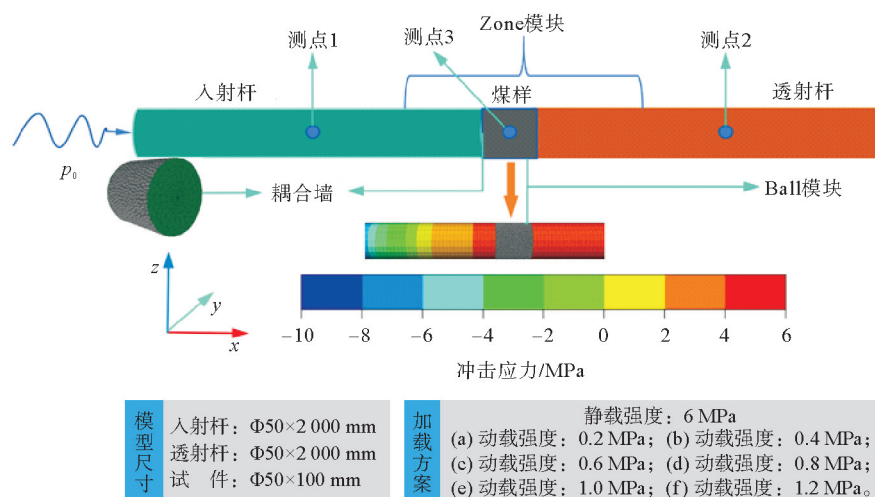


图 8 SHPB 压杆数值模型

Fig. 8 Numerical model of SHPB compression bar

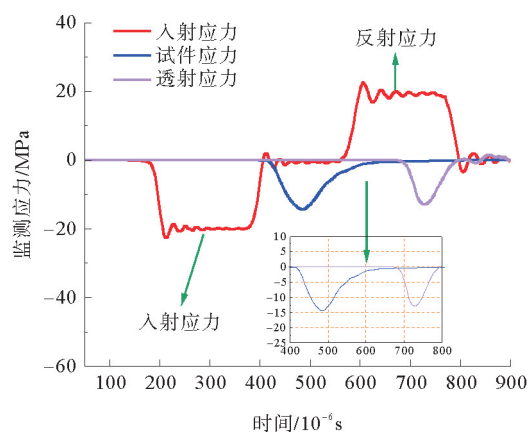


图 9 数值模型监测波形图

Fig. 9 Waveform diagram of numerical model monitoring

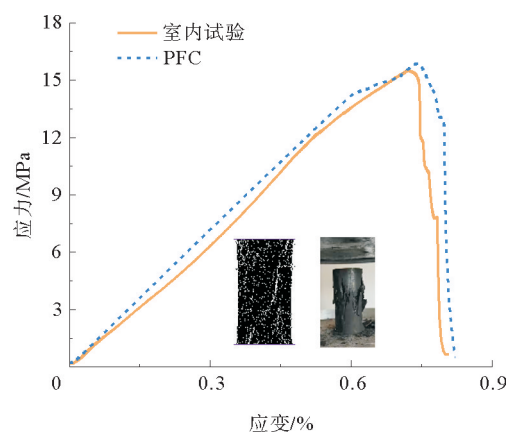


图 10 实验室试验与数值模型应力-应变曲线

Fig. 10 Stress-strain curve of laboratory test and numerical model

动静载数值模拟试验采用 PFC 构建的煤岩试件,其宏观力学响应由细观颗粒接触模型的控制。数值模拟微观参数标定过程以实验室实测的应力应变曲线为目标,数值模拟参数调整采用试错法进行反复迭代,使数值模型的应力-应变曲线逼近实验室试验结果。实验室试验与数值模型应力-应变曲线对比如图 10 所示。表 2 为煤岩试件、数值模型与 SHPB 压杆的力学参数对比。

数值模拟结果与实验室试验值之间存在偏差,其主要原因在于 PFC 模型将煤岩简化为由球形颗粒黏结而成的均质集合体,难以真实还原实际煤岩中复杂的矿物组成、天然节理及非均匀特征。此类在几何与材料本构层面的理想化处理,是引起宏观力学响应出现系统性误差的根本原因。尽管存在一定偏差,数值模型在宏观力学行为上与试验结果仍保持较好一致性,能够有效复现煤岩在动静载组合条件下的破坏形

态与裂隙演化趋势,适用于从细观尺度分析内部裂隙的发育、扩展及贯通机制的相关研究。

表 2 煤岩试件、数值模型与 SHPB 压杆的力学参数对比

Table 2 Comparison of mechanical parameters among coal sample, numerical model and SHPB pressure bars

材料类型	抗压强度/MPa	抗拉强度/MPa	弹性模量/GPa	泊松比	黏聚力/MPa
煤岩试件	15.4	1.2	2.1	0.22	0.6
模型试件	15.8	1.3	2.3	0.22	0.6
压杆装置	645.0	380.0	200.0	0.28	—

4.2 模拟结果分析

图 11 是不同动载强度作用下煤岩裂隙累计计数变化曲线。从图中能够看出,煤岩裂隙累计计数随动载强度的增加而增加,且保持指数增长,对裂隙累计计数进行非线性拟合, $R^2 \geq 0.99$,拟合效果较好。当冲击压力由 1.0 MPa 增加到 1.2 MPa 时,裂隙数增长幅度急剧增大,试件出现“粉碎性”破坏特征。

图 12 是动静载作用下煤岩应力、裂隙及声发射(acoustic emission, AE)监测时序曲线。从图中可以看出,动静载试验中煤岩裂隙萌生起点为试件两端,从左右两侧向端头中心发育,从端头向试件内部扩展,形成试件端头裂隙分布多、向内逐渐收窄的类似漏斗形状的裂纹分布特征。试件内部应力及声发射计数随动静载强度增加呈现递增趋势。其中,当动载强度在 0.2~0.6 MPa 时,AE 峰值在应力峰值之前,如图 12(a)~12(c)。当动载强度在 0.8~1.2 MPa 时,AE 峰值在应力峰值之后,如图 12(d)~12(f)。说明动载强度较小时,裂隙主要集中于峰值应力前产生,煤试件具有一定承载能力,表现为延性特征;动载强度较大时,裂隙主要集中于峰值应力后产生,煤岩试件破坏充分。

对数值模拟与实验室试验获得煤岩破坏特征的对比分析表明,二者在宏观破坏形态与细观裂隙演化规律上具有较好的一致性。数值模拟再现了试验观察到的煤岩典型破坏模式,即随动载强度增加,破坏形态由轴向劈裂逐渐转化为压剪复合破坏。同时,模拟提取的细观裂隙扩展路径、空间分布特征及最终破碎块度分布与试验结果吻合良好,验证了模拟结果的可靠性,有效反映了动静载作用下煤岩裂隙扩展与破坏的内在机制,为深入研究煤岩动力灾害的细观破坏过程提供依据。

数值模拟与室内试验虽在加载路径上存在差异,未能实现工况的逐一对应,但在揭示煤岩动力破坏机理方面表现出明确的一致性,形成有效互补。在静载强度 6 MPa、动载强度 0.2~0.8 MPa 的工况区间内,数值模拟再现了试验中观察到的典型破坏模式演化特征,即随动载增强,煤岩由轴向张拉破坏逐步向压剪复合破坏转化。同时,模拟中累计裂隙的指数增长规律与试验中声发射信号所反映的损伤演化趋势一致,进一步证实动载对裂隙扩展的主导作用。

研究表明,动载是诱发煤岩剧烈破碎与能量突变的核心因素,而静载主要通过预损伤作用改变岩体的能量响应特征。因此,现场防控可重点关注高应力叠加强采掘扰动区域,通过优化巷道布置与采掘顺序降低动静载叠加效应,并在支护设计中优先采用具有高吸能特性的材料与结构,以抵抗高动载带来的冲击破坏。同时,为实现主动预警,可将应力监测、声发射与微震监测等手段相结合,构建多元化的监测体系。通过对监测数据综合分析,定量评估围岩能量积聚水平与转化效率,作为巷道围岩失稳预警判据,有助于提升对煤岩动力灾害的预见性,进而为推动防控策略从被动治理向主动预警转变奠定基础。

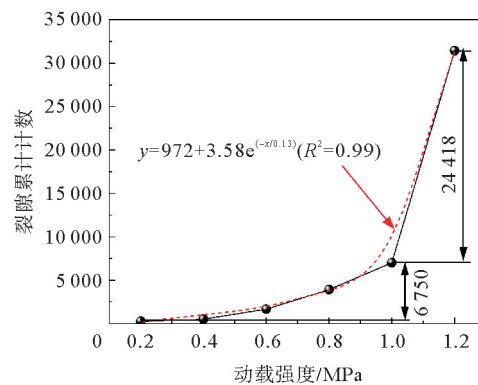


图 11 裂隙累计计数变化曲线

Fig. 11 Variation curve of cumulative crack count

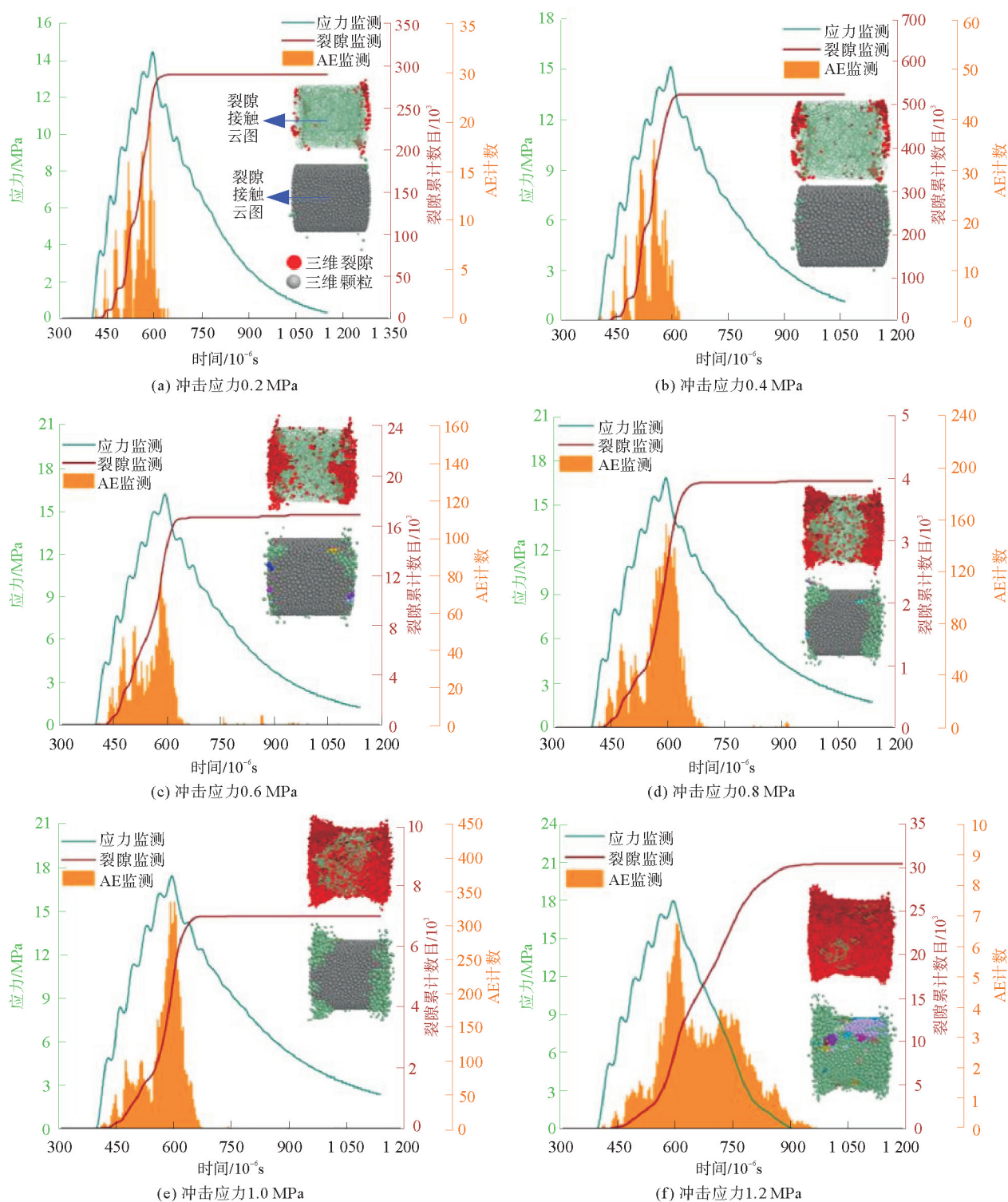


图 12 应力、裂隙及声发射监测时序曲线

Fig. 12 Time series curve of stress, crack and acoustic emission monitoring

5 结论

1) 当静载强度为 6 MPa, 动载强度从 0.2 MPa 增加至 0.8 MPa 时的残余强度衰减率为 48.34%; 当动载强度为 0.6 MPa, 静载强度从 0 增加至 6 MPa 时的残余强度衰减率为 27.50%。当动载强度从 0.2 MPa 增加至 0.8 MPa, 且静载强度从 3 MPa 增加至 6 MPa 时的残余强度衰减率为 25.68%。动载强度变化对残余强度衰减的影响最为突出, 其劣化程度远超过静载单独作用及动静载耦合工况, 是控制煤岩

峰后力学性能退化的主导因素。

2) 静载强度一定时,入射能、反射能与破碎耗能均随动载强度增加而增大。动载强度一定时,入射能、反射能与破碎耗能均随静载强度增加而增长。动静载荷耦合作用下,静载强度为 3.84 MPa 时破碎耗能能达到峰值,偏离该临界强度将对煤岩的破碎耗能产生抑制作用。

3) 煤岩损伤破坏能量转化率随动静载强度的增大呈现非线性下降趋势。动载强度由 0.6 MPa 增加至 0.8 MPa,且静载强度由 5 MPa 增加至 6 MPa 时,损伤破坏能量转化率骤降 13.23%,形成明显拐点,标志着破坏模式从稳定的能量耗散阶段过渡至失稳破坏状态。

4) 煤岩破碎程度随动静载强度增大而加剧,表现为块度减小与分形维数增大。静载恒定时动载每增加 1 MPa,破碎块度减小 11.19 mm;而动载恒定时静载每增加 1 MPa,破碎块度减小 0.29 mm。分形维数对动载变化更敏感,动静载协同增强时分形维数增长最快。

5) 当静载强度为 6 MPa 时,煤岩累计裂隙数量随动载强度的增加呈指数增长,动静载作用下煤岩裂隙累计计数随动载强度的增加呈指数增长。当动载强度介于 0.2~0.6 MPa 时,声发射峰值出现于应力峰值之前,煤岩呈延性破坏;当动载强度升高至 0.8~1.2 MPa 时,声发射峰值出现于应力峰值之后,煤岩表现为脆性破坏。

参考文献:

- [1] 康红普.我国煤矿巷道围岩控制技术发展 70 年及展望[J].岩石力学与工程学报,2021,40(1):1-30.
KANG Hongpu. Seventy years development and prospects of strata control technologies for coal mine roadways in China [J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2021, 40(1): 1-30.
- [2] 何廷全,郭鸿雁,江星宏,等.高应力隧道预应力梯度增阻让压锚杆(索)支护性能试验研究[J].山东科技大学学报(自然科学版),2025,44(6):17-28.
HE Tingquan, GUO Hongyan, JIANG Xinghong, et al. Experimental investigation on support performance of prestressed gradient resistance-increasing yielding anchor bolts/cables in high-stress tunnels[J]. Journal of Shandong University of Science and Technology(Natural Sciences), 2025, 44(6): 17-28.
- [3] BAGAUTDINOV I I, LOKTYUKOVA O Y, SHABAROV A N. Rock bursts and correlation with geological structures in rock mass[J]. Gornyi Zhurnal, 2025, 2025(3): 53-60.
- [4] 范志忠,潘黎明.大采高综采煤壁动静载稳定性及采高的尺度效应研究[J].矿业科学学报,2020,5(5):528-535.
FAN Zhizhong, PAN Liming. Study on dynamic and static load stability of coal wall and scale effect of mining height in large cutting height working face[J]. Journal of Mining Science and Technology, 2020, 5(5): 528-535.
- [5] WITOLD P, BOGUMILA P W, JAN B, et al. Friction stabilizers for rock bursts hazard mitigation in deep mines' environments[J/OL]. Tunnelling and Underground Space Technology, 2026, 168(1). DOI:10.1016/j.tust.2025.107096.
- [6] 窦林名,何江,曹安业,等.煤矿冲击矿压动静载叠加原理及其防治[J].煤炭学报,2015,40(7):1469-1476.
DOU Linming, HE Jiang, CAO Anye, et al. Rock burst prevention methods based on theory of dynamic and static combined load induced in coal mine[J]. Journal of China Coal Society, 2015, 40(7): 1469-1476.
- [7] 武宇,刘殿书,吴帅峰,等.砂岩冲击损伤与应力波参数关系试验研究[J].矿业科学学报,2018,3(3):229-237.
WU Yu, LIU Dianshu, WU Shuaifeng, et al. Experimental study on relationship between impact damage of sandstone and stress wave parameters[J]. Journal of Mining Science and Technology, 2018, 3(3): 229-237.
- [8] ILYASOV B T, OZHIGANOV I A, TROFIMOV A V. Influence of the spatial variability of rock strength on the rock burst hazard in rock masses[J]. Gornaya Promyshlennost, 2024, 2024(6): 74-82.
- [9] 刘少虹.动静加载下组合煤岩破坏失稳的突变模型和混沌机制[J].煤炭学报,2014,39(2):292-300.
LIU Shaohong. Nonlinear catastrophe model and chaotic dynamic mechanism of compound coalrock unstable failure under coupled static-dynamic loading[J]. Journal of China Coal Society, 2014, 39(2): 292-300.
- [10] 解北京,栾铮,陈冬新,等.不同长径比煤样动力学特征及本构模型[J].矿业科学学报,2023,8(2):190-201.
XIE Beijing, LUAN Zheng, CHEN Dongxin, et al. Dynamic characteristics and constitutive model of coal samples with different length diameter ratio[J]. Journal of Mining Science and Technology, 2023, 8(2): 190-201.
- [11] 杨军,高玉兵,刘世奇,等.动压扰动采准巷道围岩失稳机理及控制研究[J].矿业科学学报,2018,3(5):451-460.
YANG Jun, GAO Yubing, LIU Shiqi, et al. Study on failure mechanism and control techniques of the preparation roadway induced by dynamic mining disturbance[J]. Journal of Mining Science and Technology, 2018, 3(5): 451-460.

- [12] 任建喜,景帅,张琨.冲击倾向性煤岩动静载下破坏机理及声发射特性研究[J].煤炭科学技术,2021,49(3):57-63.
REN Jianxi,JING Shuai,ZHANG Kun. Study on failure mechanism and acoustic emission characteristics of outburst proneness coal rock under dynamic and static loading[J]. Coal Science and Technology,2021,49(3):57-63.
- [13] 李夕兵,宫凤强,高科,等.一维动静组合加载下岩石冲击破坏试验研究[J].岩石力学与工程学报,2010,29(2):251-260.
LI Xibing,GONG Fengqiang,GAO Ke,et al. Test study of impact failure of rock subjected to one dimensional coupled static and dynamic loads[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering,2010,29(2):251-260.
- [14] 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.
- [15] 王杰,袁国涛.不同加载速率下深部砂岩的声发射与破裂响应特征[J].采矿与岩层控制工程学报,2023,5(4):65-76.
WANG Jie,YUAN Guotao. Acoustic emission and fracture characteristics of deep sandstone under different loading rates[J]. Journal of Mining and Strata Control Engineering,2023,5(4):65-76.
- [16] 郭东明,闫鹏洋,薛磊,等.动静载荷下巷道围岩裂纹扩展规律的试验研究[J].矿业科学学报,2016,1(2):146-154.
GUO Dongming,YAN Pengyang,XUE Lei,et al. The experimental research on the propagation laws of cracks in roadway surrounding rock subjected to static-dynamic load[J]. Journal of Mining Science and Technology,2016,1(2):146-154.
- [17] 黄达,岑夸丰,黄润秋.单裂隙砂岩单轴压缩的中等应变率效应颗粒流模拟[J].岩土力学,2013,34(2):535-545.
HUANG Da,CEN Duofeng,HUANG Runqiu. Influence of medium strain rate on sandstone with a single pre-crack under uniaxial compression using PFC simulation[J]. Rock and Soil Mechanics,2013,34(2):535-545.
- [18] 唐礼忠,程露萍,王春,等.高静载条件下受频繁动力扰动时蛇纹岩动力学特性研究[J].岩土力学,2016,37(10):2737-2745.
TANG Lizhong,CHENG Luping,WANG Chun,et al. Dynamic characteristics of serpentinite under condition of high static load and frequent dynamic disturbance[J]. Rock and Soil Mechanics,2016,37(10):2737-2745.
- [19] 王磊,邹鹏,焦振华,等.冲击载荷下两种应变率作用方式煤岩能量演化及分形特征研究[J].振动与冲击,2022,41(14):280-289.
WANG Lei,ZOU Peng,JIAO Zhenhua,et al. Energy evolution and fracture characteristics of coal and rock under impact load with two kinds of strain rate action modes[J]. Journal of Vibration and Shock,2022,41(14):280-289.
- [20] KOLESNICHENKO E A,KOLESNICHENKO I E,KOLESNICHENKO E I,et al. Rock bursts and methane blowouts: Technological theory and ways of prevention[J/OL]. Gornaya Promyshlennost,2025,2025(1):88-96.
- [21] 解北京,栾铮,李恒,等.基于RSM-BBD的复合煤岩冲击动力学特征[J].煤炭科学技术,2025,53(2):109-123.
XIE Beijing,LUAN Zheng,LI Heng,et al. Dynamics characteristics of combined coal rock based on RSM-BBD[J]. Coal Science and Technology,2025,53(2):109-123.
- [22] 解北京,蔺淑蓉,黄纯逸,等.不同脉宽应力波下饱水红砂岩动态劈裂特性研究[J].矿业科学学报,2025,10(4):595-606.
XIE Beijing,LIN Shurong,HUANG Chunyi,et al. Study on the dynamic splitting characteristics of water-saturated red sandstone under stress waves with different pulse widths[J]. Journal of Mining Science and Technology,2025,10(4):595-606.
- [23] 侯永强,尹升华,杨世兴,等.冲击荷载作用下全尾砂胶结充填体的能耗特征与损伤特性[J].中国有色金属学报,2021,31(6):1661-1671.
HOU Yongqiang,YIN Shenghua,YANG Shixing,et al. Energy consumption characteristics and damage characteristics of full tailings cemented backfill under impact loading[J]. The Chinese Journal of Nonferrous Metals,2021,31(6):1661-1671.
- [24] 赵兵朝,万欣,王伟,等.间接拉伸作用下煤样声发射多重分形的层理效应研究[J].岩石力学与工程学报,2025,44(9):2277-2291.
ZHAO Bingchao,WAN Xin,WANG Wei,et al. Bedding effect on multifractal characteristics of acoustic emission in coal specimens under indirect tensio[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering,2025,44(9):2277-2291.
- [25] 段继超,宗琦,高朋飞,等.干湿循环石灰岩动态压缩能量演化及变形破坏特征[J].煤炭科学技术,2025,53(7):81-94.
DUAN Jichao,ZONG Qi,GAO Pengfei,et al. Dynamic compression energy evolution and deformation and failure characteristics of limestone under dry-wet cycles[J]. Coal Science and Technology,2025,53(7):81-94.
- [26] 王磊,张帅,刘怀谦,等.冲击荷载下含瓦斯煤能量耗散及损伤破坏规律[J].岩土力学,2023,44(7):1901-1915.
WANG Lei,ZHANG Shuai,LIU Huaqian,et al. Research on energy dissipation and damage failure law of gas-bearing coal under impact loading[J]. Rock and Soil Mechanics,2023,44(7):1901-1915.

(责任编辑:吕海亮)