

不同加载速率下岩充组合体的协同破坏特征研究

孙思瑞^{1,2,3}, 杜献杰^{1,2,3,4,5}, 冯国瑞^{1,2,3,6}, 刘文昊^{1,2,3,7}, 王军^{1,2,3}

(1. 太原理工大学 矿业工程学院, 山西 太原 030024; 2. 矿山岩层控制及灾害防控山西省重点实验室, 山西 太原 030024;
3. 山西浙大新材料与化工研究院, 山西 太原 030024; 4. 中国矿业大学 深部岩土力学与地下工程国家重点实验室, 江苏 徐州 221116;
5. 郑州煤炭工业(集团)有限责任公司, 河南 郑州 450042; 6. 山西能源学院, 山西 晋中 030604;
7. 山东山科数字经济研究院有限公司, 山东 济南 250101)

摘要: 在结构充填开采中, “充填体-直接顶”复合承载结构会因采充速度等条件的不同, 承受不同加载速率的载荷。按 0.15~2.40 mm/min 的加载速率分别对 5 组“粉砂岩-充填体”岩充组合体进行单轴压缩试验, 进行数字图像相关技术与声发射监测, 并分析其能量损耗演变特征。由试验可知, 粉砂岩的强度显著大于组合体与充填体的强度, 组合体的强度相较于粉砂岩更接近充填体的强度。加载速率为 0.60 mm/min 时, 试件强度达到最高, 为该组试验的临界加载速率。在组合体加载速率为 0.15~0.60 mm/min 时实现了试件的协同变形破坏, 而加载速率为 1.20~2.40 mm/min 时未能实现协同变形破坏, 组合体试件最终破坏模式为拉剪混合破坏模式。当加载速率低于 0.60 mm/min 时, 岩充组合体试样中由于粉砂岩与充填体的强度差异以及两者接触界面非均匀变形共同作用下, 出现贯穿试件整体大裂纹。当加载速率小于 0.60 mm/min 时, 组合体的峰前耗散比大于充填单体。通过计算岩充组合体在不同加载速率下的储能系数与储能极限发现, 当加载速率小于 0.60 mm/min 时, 加载速率越大, 组合体试件的储能极限越高, 而吸收弹性能的速度也在同步上升, 最后充填体部分率先发生破坏, 其瞬间破坏释放的能量被传递到组合体的砂岩部分中, 使粉砂岩部分所吸收的弹性能可达到储能极限, 充填体部分中裂纹扩展贯通至砂岩内部, 实现协同破坏; 研究结果以期为保障煤矿结构充填开采的开采率与安全性提供指导性意见。

关键词: 岩充组合结构; 加载速率; 协同变形; 能量损耗演变; 结构充填开采

中图分类号: TD 823

文献标识码: A

文章编号: 1000-7598 (2025) 11-3501-12

Synergistic failure characteristics of rock-backfill composite with different loading rates

SUN Si-ru^{1,2,3}, DU Xian-jie^{1,2,3,4,5}, FENG Guo-ru^{1,2,3,6}, LIU Wen-hao^{1,2,3,7}, WANG Jun^{1,2,3}

(1. College of Mining Engineering, Taiyuan University of Technology, Taiyuan, Shanxi 030024, China;
2. Shanxi Key Laboratory of Mine Rock Strata Control and Disaster Prevention, Taiyuan, Shanxi 030024, China;
3. Shanxi-Zheda Institute of Advanced Materials and Chemical Engineering, Taiyuan, Shanxi 030024, China;
4. State Key Laboratory of Deep Geotechnical Mechanics and Underground Engineering, China University of Mining and Technology, Xuzhou, Jiangsu 221116, China;
5. Zhengzhou Coal Industry (Group) Co. Ltd., Zhengzhou, Henan 450042, China; 6. Shanxi Energy College, Jinzhong, Shanxi 030604, China;
7. Shandong Shanke Digital Economy Research Institute Co., Ltd., Jinan, Shandong 250101, China)

Abstract: In the structural backfill mining, the composite bearing structure of 'backfill body-immediate roof' structure will be subjected to different loading rates depending on the mining speed and other conditions. According to the loading rate of 0.15~2.40 mm/min, the uniaxial compression test of five groups of rock-backfill composite were carried out, and digital image correlation technology and acoustic emission monitoring were carried out to analyze the evolutionary characteristics of its energy loss. It can be seen from the experiment that the strength of siltstone is significantly greater than the strength of the rock-backfill composite and the backfill body, and the strength of the combination is closer to the strength of the filling body than the siltstone. It can be seen that 0.60 mm/min is the critical load for this group of experiments. When the loading rate of the rock-backfill composite is 0.15~0.60 mm/min, the rock-backfill composite ultimately realizes the synergistic deformation of the siltstone and the backfill body in the rock-backfill composite and destruction of the rock-backfill composite in the process of loading, and when the loading rates are

收稿日期: 2024-12-22

录用日期: 2025-03-20

基金项目: 山西浙大新材料与化工研究院科研项目 (No. 2022SX-TD008, No. 2021SX-TD001); 中国博士后科学基金面上资助项目 (No. 2022M712922); 国家自然科学基金资助项目 (No. 51925402, No. 52004173)。

This work was supported by Shanxi-Zheda Institute of Advanced Materials and Chemical Engineering (2022SX-TD008, 2021SX-TD001), China Postdoctoral Science Foundation (2022M712922) and the National Natural Science Foundation of China (51925402, 52004173).

第一作者简介: 孙思瑞, 男, 2000年生, 硕士研究生, 主要从事煤矿充填开采稳定性研究。E-mail: 2745220072@qq.com

通讯作者: 杜献杰, 男, 1990年生, 博士, 副教授, 硕士生导师, 主要从事煤矿充填开采与地下空间开发。E-mail: duxianjie@tyut.edu.cn

1.20–2.40 mm/min, rock-backfill composite failed to achieve the collaborative deformation damage of the siltstone and the backfill body parts. When the loading rate is lower than 0.60 mm / min, due to the strength difference between the siltstone and the filling body and the non-uniform deformation of the contact interface between the two, a large crack penetrates the whole specimen. It can be seen that the final failure mode of each group of specimens is a tensile and shear mixed failure mode. By analyzing the dissipation energy changes of the rock-backfill composite and the backfill body, it can be seen that when the loading rate is greater than the critical loading rate, the pre-peak dissipation ratio of the rock-backfill composite is greater than that of the backfill body, and the composite can be destroyed in a coordinated manner. By calculating the energy storage coefficient and energy storage limit of the rock-backfill composite under different loading rates, it is found that when the loading rate is less than 0.60 mm/min, the higher the loading rate, the higher the energy storage limit of the combination specimen, and the speed of absorbing elastic energy is also rising synchronously. Finally, the backfill body part is destroyed first, and the energy released by the instantaneous damage is transmitted to the siltstone part of the rock-backfill composite, so that the elastic energy absorbed by the siltstone part can reach the energy storage limit. The crack in the backfill body part extends into the sandstone to achieve synergistic damage. The results of this study are intended to provide suggestions for ensuring the stability of the composite bearing structure of ' backfill body-immediate roof ' structure under different mining and filling rates.

Keywords: rock-backfill composite structure; loading rate; collaborative deformation; evolution of energy consumption; constructional backfill mining

1 引言

充填开采作为我国煤矿绿色开采的主要方法之一,不仅在控制岩层移动和地表塌陷发挥着关键作用,同时也致力于减少地表废弃煤矸石的堆存,进而对环境保护作出了重要贡献^[1-2]。然而,此方法因成本高、效率低等缺陷,导致应用推广受到了阻碍。为此提出了结构充填开采思想,即在采空区关键位置间隔布置结构充填体,形成稳定的“充填体-直接顶”复合承载结构,并充分发挥直接顶的自承能力,使其与上位关键层协同控制岩层移动变形与地表沉陷^[3],以降低充填成本、提高充填效率,为后续的地下空间开发与利用提供了更多的可能性^[4]。在实施结构充填工作的过程中,工作面推进速度和充填体浇筑速度等因素都会影响“充填体-直接顶”复合承载结构的受载速率^[5-6],从而对其力学性能与承载特征产生影响。因此,有必要对不同加载速率下“充填体-直接顶”复合承载结构的稳定性进行深入研究。

大量研究表明,加载速率的改变对充填体材料的力学性能产生具有显著的影响。例如,李雅阁等^[7]研究发现,随着加载速率的增大,胶结充填体破坏形式由拉剪混合破坏向单一剪切破坏形式逐渐转化;甘德清等^[8]指出,充填体强度随加载速率的提高表现出先上升后下降的现象,并存在临界速率使充填体强度最大;侯永强等^[9]从能量观点阐述了不同加载速率下尾砂胶结充填体变形破坏规律,并揭示了尾砂胶结充填体受压破坏的能量损伤演化过程;Wang等^[10]采用基于颗粒流程序 2D 的数值模拟方法建立充填体模型,得出加载速率的差异导致了不同的能耗增长率和总能耗的结论;Song等^[11]

研究表明,预制裂隙胶结充填体和胶结充填体的单轴抗压强度和弹性模量与加载速率呈正相关,预制裂隙使充填体力学性能劣化;Hao等^[12]通过室内试验和数值模拟相结合的方法,分析了不同加载速率下充填体的损伤演化规律,同时引入矩张量理论模拟充填加载全过程的声发射特征,并借助能量守恒探讨充填体的加载速率效应;Xiu等^[13]研究了不同加载速率对胶结膏体充填体试样变形行为和破坏面的影响,发现了加载速率的增加对胶结膏体充填体试样具有强化作用;Cao等^[14]研究发现,尾砂胶结充填体试样峰值抗压强度与加载速率之间呈幂函数关系,充填体的应力状态在峰值抗压强度前呈“台阶式”增长,整个过程呈现“激增—平稳—激增—平稳”的多循环;周彤彤等^[15]对不同养护龄期的分层充填体进行了不同加载速率下的单轴压缩试验,研究了加载速率对分层充填体强度特性和破坏模式的影响。

综上所述,加载速率的不同会显著影响充填体的承载特征。然而,现有研究对于不同采充速率下充填开采过程中的研究大多聚焦于充填体本身,尚未能深入探讨顶板岩层破裂及破断特征对岩充组合结构承载性能产生的影响^[16],故对“直接顶-充填体”组合结构在不同加载速率下能否发挥协同承载能力,仍需进一步探讨。基于此,本研究通过对“粉砂岩-充填体”岩充组合体进行不同加载速率下的单轴压缩试验,旨在探究其在不同加载速率下岩充组合体的力学性能与承载特征,利用数字图像相关(digital image correlation,简称 DIC)技术与声发射监测,分析岩充组合体的损伤破坏,并从能量观点阐述不同加载速率下岩充组合体的变形破坏规律,以揭示岩充组合体受压破坏的损伤演变过程。

2 试样制备与试验过程

2.1 试样制备

参照《混凝土物理力学性能试验方法标准》(GB/T50081—2019)^[17]确定岩充组合体试样为直径为 100 mm、高度为 200 mm 的圆柱体，其中上部为直径为 100 mm、高度为 100 mm 的粉砂岩试件，下部为直径为 100 mm、高度为 100 mm 的矸石胶结充填体试件。浇筑过程中将直径为 100 mm、高度为 100 mm 的模具中注满充填体浆料，待装有料浆的模具置于振动台上振捣充分后，再将直径为 100 mm、高度为 100 mm 的粉砂岩置于模具上使粉砂岩与充填体自然接触。本次试验所浇筑的岩充组合体是粉砂岩与充填体在浇筑过程中通过自然胶结来连接，模拟的是煤矿自然充填的过程，所有组合体浇筑的界面按照统一标准浇筑，过程参考《普通混凝土拌合物性能试验方法标准》^[17]，如图 1 所示。振捣充分后送入养护箱养护，完成养护 28 d 后进行单轴压缩试验。设置的对照组为直径为 100 mm、高度为 200 mm 的充填单体。



图 1 岩充组合体制备过程

Fig.1 Preparation process of rock-backfill composite

矸石胶结充填体材料组成为煤矸石、水泥、水与粉煤灰，选用的水泥为 P.O 42.5，粉煤灰为二级 F 类粉煤灰，煤矸石经过二级破碎后分别筛选粒径 0~5 mm 为细矸石，5~10 mm 为中矸石，10~15 mm 为粗矸石。充填体原材料具体配比见表 1^[18]。充填体部分浇筑过程按照粗矸石、中矸石、细矸石、水泥、粉煤灰、水的顺序进行材料添加，在搅拌充分

表 1 矸石胶结充填体的配比

Table 1 Mix proportion of coal gangue cement backfill

组分	密度/(kg·m ⁻³)	组分	密度/(kg·m ⁻³)
水	380	粗矸石	332.5
粉煤灰	665	中矸石	332.5
水泥	285	细矸石	285.0

后将试样浇筑到模具中。

2.2 试验过程

2.2.1 试验设备

试验选用的设备为 TAJW-2000 多场耦合微机控制电液伺服岩石试验机，数字图像相关技术监测系统以及 DS5-8B 声发射采集系统，设备如图 2 所示。试验过程中主要通过 DIC 监测在受载过程中的试样表面应变信息。在进行 DIC 监测时，在进行测试前需要对试样表面进行散斑处理，散斑大小在每平方米设 3~5 个像素点，进行采样时根据加载时间选择每秒 2 张；在进行声发射监测时，探头布置按照空间四面体进行布置，采集数据时声发射阈值与放大倍数均设置为 40 dB，试验时的采样频率为 2.5 MHz^[19]。

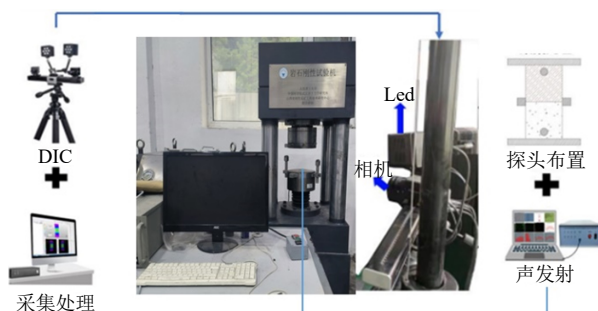


图 2 岩充组合体单轴压缩试验

Fig.2 Uniaxial experiment of rock-backfill composite

2.2.2 试验方案

在煤矿结构充填开采的过程中，受采充工作的影响，采场周围岩层应力场发生变化，而不同的采充速率致使“直接顶-充填体”复合承载结构所受的加载速率不同，井下工作面围岩所受应变率在 $1 \times 10^{-5} \sim 1 \times 10^{-3} \text{ s}^{-1}$ 的加载范围，假定室内试验的试件应变率也在此范围内，而试件高度为 200 mm，换算为室内试验加载速率区间为 $2 \times 10^{-3} \sim 2 \times 10^{-1} \text{ mm/s}$ ^[13, 20-21]，即 0.12~12 mm/min。再按照充填开采矿压显现比较弱的特点，对试验中 5 组加载速率按照等比数列进行设计，选取 0.15~2.4 mm/min 的加载速率进行试验。具体加载速率见表 2。

表 2 试验加载速率选择

Table 2 The selection of loading rate

试样编号	加载速率/(mm·min ⁻¹)	预计加载时间/s
1	0.15	1 600
2	0.30	800
3	0.60	400
4	1.20	200
5	2.40	100

3 试验结果与分析

3.1 岩充组合体的单轴承载强度

通过单轴压缩试验得到各组试件的平均单轴抗压强度与弹性模量, 如表 3 所示。

表 3 岩充组合体、充填单体与粉砂岩的平均强度与平均弹性模量

Table 3 Average strength and average elastic modulus of rock-backfill composite, backfill and siltstone

加载速率 (mm·min ⁻¹)	平均强度/MPa			平均弹性模量/GPa		
	岩充组合体	充填单体	粉砂岩	岩充组合体	充填单体	粉砂岩
0.15	10.71	9.2	31.50	13.29	8.02	67.28
0.30	10.85	12.23	48.36	14.48	15.87	88.02
0.60	13.01	13.35	49.40	17.05	21.30	116.47
1.20	11.62	12.60	41.55	13.90	14.80	81.10
2.40	10.04	11.13	29.09	12.21	14.76	66.56

由表 3 可知, 在试验测试得到的数据中可以看出, 粉砂岩在不同加载速率下的强度变化为 29.09~49.4 MPa, 岩充组合体与充填体试样在不同加载速率下的强度变化为 10.04~13.01 MPa 和 9.20~13.35 MPa, 各组材料的弹性模量变化趋势与强度变化趋势相同, 粉砂岩的强度与弹性模量显著大于组合体与充填体的强度与弹性模量, 组合体的强度与弹性模量相较于粉砂岩更接近充填体的强度与弹性模量。在加载速率为 0.6 mm/min 时, 岩充组合体、充填单体与粉砂岩的单轴平均抗压强度达到最大, 为 13.01、13.35、49.40 MPa。

图 3 为岩充组合体与充填单体在不同加载速率下平均强度变化图。由图 3 可知, 当加载速率为 0.15 mm/min 时, 组合体的强度大于充填单体的强度, 实现了岩充组合体较充填单体的强度协同增强;

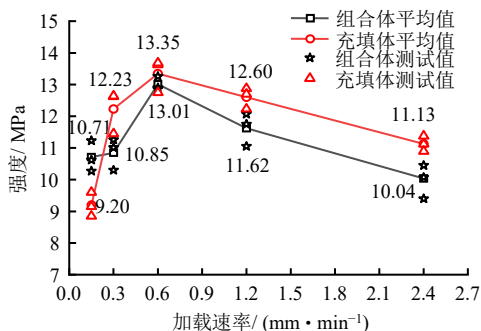


图 3 岩充组合体与充填单体平均强度在不同加载速率变化规律

Fig.3 Average strength variation of rock-backfill composite and backfill at different loading rates

而当加载速率大于 0.15 mm/min 时, 组合体的强度明显要小于充填体的强度, 即组合体的强度没有实现协同增强。在加载速率为 0.60 mm/min 时, 组合体与充填体强度最高, 而在加载速率小于 0.60 mm/min 时, 试件的强度随着加载速率的增大而增大, 当加载速率大于 0.60 mm/min 时, 试件的强度随着加载速率的增大而减小, 故在试验中将 0.60 mm/min 认定为组合体的临界加载速率^[22]。

3.2 岩充组合体的宏观破坏特征分析

3.2.1 表观破坏特征

图 4 每张图片中应力-应变曲线的 A、B、C 3 点依次代表着试件应力加载至线弹性阶段到塑性阶段转折点^[23]、峰值应力时和最终破坏的 3 个时刻的状态及对应时刻的 DIC 表观应变云图, 从图中可以看出试件样变形的大致破裂过程^[24]。如图 4(a)~4(c) 所示, 当加载速率为 0.15~0.60 mm/min 时, 组合体加载至 A 点时, 试件中的最大应变出现在充填体部分的底端, 随着加载速率的增大由 41.25%减少到 2.65%; 当组合体加载达到应力峰值处时, 加载速率为 0.15 mm/min 的组合体试件中充填体端部的与粉砂岩端部的最大应变数值接近, 加载速率为 0.30 mm/min 与 0.60 mm/min 的组合体试件中充填体部分的最大应变区域向上延伸; 当组合体加载到峰后完全破坏阶段, 充填体部分的裂隙与粉砂岩部分中的裂隙不断延伸并相互贯通; 可见当加载速率为 0.15~0.60 mm/min 时, 组合体的破坏从充填体部分底部开始出现, 随后向上延伸到粉砂岩部分, 形成贯通试件整体的大裂纹, 说明组合体发生协同破坏。

如图 4(d)~4(e)所示, 当加载速率为 1.20~2.40 mm/min, 组合体加载至 A 点时, 1.20 mm/min 组的试件最大应变零星地分散在试件各处, 2.40 mm/min 组的试件最大应变出现在试件粉砂岩与充填体界面处, 两组试件最大应变依次为 0.62%和 5.37%; 当组合体加载达到峰值应力时, 充填体部分最大应变大于砂岩部分的最大应变, 且充填体部分出现裂隙并发育、扩展; 当组合体加载到峰后完全破坏时, 底部充填体最大应变达到 24.44%和 11.35%, 而粉砂岩部分应变接近于 0。可见当加载速率为 1.20~2.40 mm/min 时, 组合体的破坏从底部充填体部分开始出现, 随后裂隙继续向上发育, 直至延伸到充填体部分与粉砂岩部分交界面处, 底部充填体出现剥落现象, 而粉砂岩部分与充填体部分之间并未出现明显的贯穿裂隙, 说明组合体并未发生协同破坏。

由图 4 可知, 当组合体试件应力加载至由线弹性

阶段进入到塑性阶段时,随着加载速率由 0.15 mm/min 提高到 2.40 mm/min, 最大应变由 41.25%减少到 1.65%, 再增大到 5.37%, 当组合体试件应力加载至应力峰值时, 最大应变由 22.26%减少到 5.73%, 再增大到 23.13%。可以看出当加载速率低于临界加载

速率 (0.60 mm/min) 时, 随着加载速率越大, 试件表观最大应变越小, 裂隙的扩展程度愈发轻微; 当加载速率高于临界加载速率 (0.60 mm/min) 时, 随着加载速率越大, 试件表观最大应变越大, 裂隙的演化过程更加剧烈。

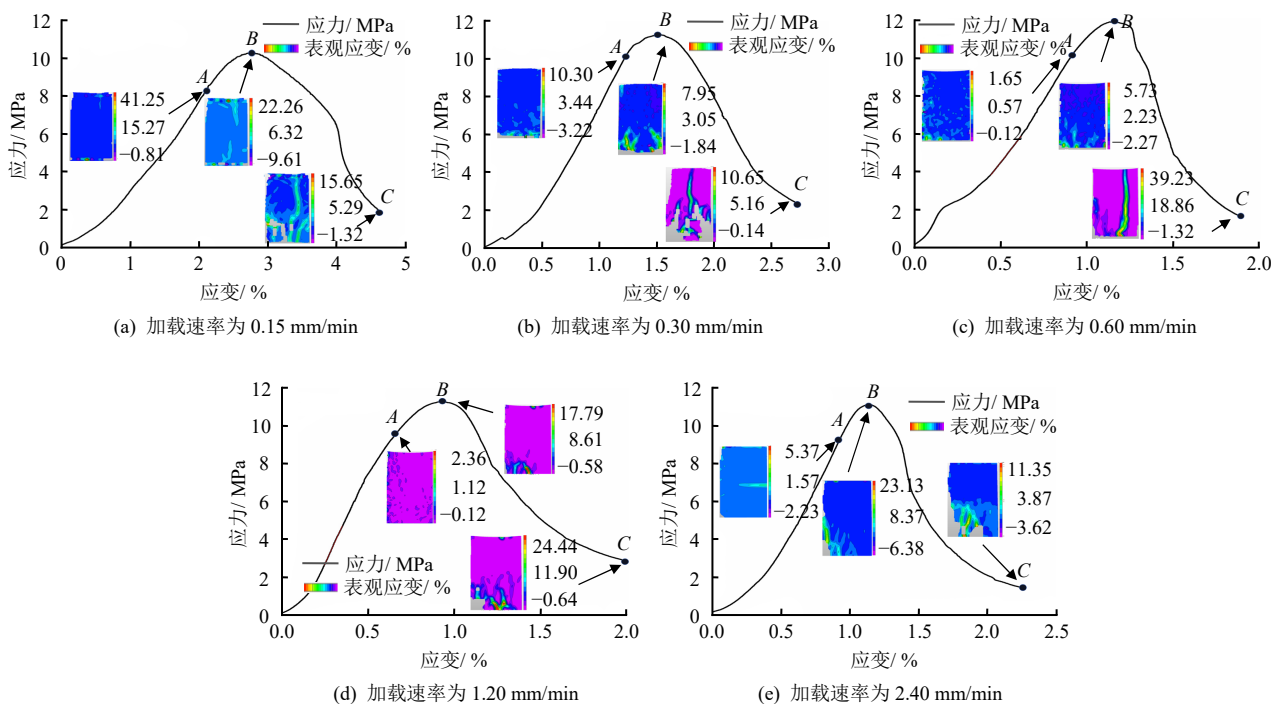


图 4 岩充组合体在不同加载速率下的应力-应变曲线与 DIC 应变云图

Fig.4 Stress-strain curves and strain cloud diagrams of rock-backfill composite under different loading rates

3.2.2 裂隙演变特征

图 5 展示了不同加载速率下组合体的声发射特征参数。其中, 上方子图为声发射事件的空间定位分布, 下方子图为 RA-AF 值分布。RA 值 (上升时间与振幅之比) 越大, 表明试件破坏越倾向于剪切型裂纹; 而 AF 值 (振铃计数与持续时间之比) 越大, 则表明破坏越倾向于拉伸型裂纹。

通过分析声发射事件空间定位图进而研究组合体试件内部的破坏规律。在声发射事件空间定位图中, 试件由一个橙色界面将组合体的充填体部分与粉砂岩部分分隔开, 定位点按照单轴压缩的阶段被依次分为红色、黄色、蓝色与紫色, 分别对应试件应力-应变曲线的压密阶段、线弹性阶段、塑性阶段与峰后破坏阶段, 其大小根据定位点所包含的能量确定, 缩放因子设为 0.2。从图中定位点可以看出, 当加载速率为 0.15 mm/min 时, 声发射定位点主要出现在线弹性阶段, 并均匀地分布于组合体试件内部粉砂岩部分与充填体部分的界面附近; 当加载速率为 0.30、0.60 mm/min 时, 声发射定位点主要出

现在塑性阶段, 能量较大的定位点均匀地分布于组合体试件内部粉砂岩部分与充填体部分的界面附近。根据声发射空间定位点分布情况可知, 当加载速率为 0.15~0.60 mm/min 时, 组合体试件在从开始破坏到完全破坏的过程中, 内部的主要裂隙通过粉砂岩部分与充填体部分的界面贯穿于组合体试件整体, 试件内部粉砂岩部分与充填体部分协同破坏, 且接近界面的裂隙破坏程度更大。当加载速率为 1.20~2.40 mm/min 时, 能量较大的定位点主要分布于组合体试件内部的充填体部分中, 且靠近粉砂岩部分与充填体部分的界面。根据声发射空间定位点分布情况可知, 组合体试件在从开始破坏到完全破坏的过程中, 内部的主要裂隙从充填体内部开始发育并进一步向上延伸, 最后延伸至充填体部分与粉砂岩部分的界面处停止, 裂隙并未贯穿组合体试件整体。由 RA-AF 值图数据可知, 各组试件最终破坏模式为拉剪混合破坏模式^[25]。当加载速率为 0.15~0.60 mm/min 时, 组合体试件的裂缝中剪切型裂缝占比大于拉伸型裂缝, 其占比由 61.8%减小到 57.2%, 从时间上看,

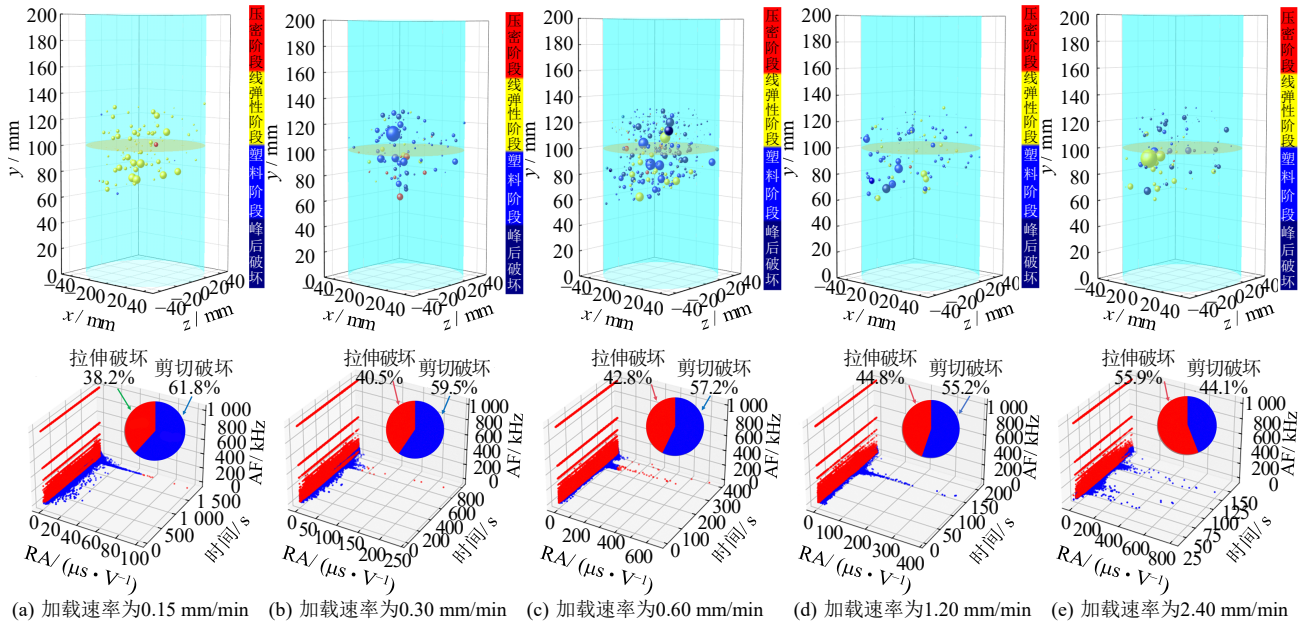


图 5 不同加载速率下岩充组合物体声发射定位图与 RA-AF 图
 Fig.5 Acoustic emission location map and RA-AF map of rock-backfill composite under different loading rates

剪切破坏主要发生在峰后破坏阶段。当加载速率为 1.20 mm/min 时，组合物体试件的裂缝中剪切型裂缝占比大于拉伸型裂缝，占 55.2%，但从时间上看剪切破坏主要发生在应力峰值处。当加载速率为 2.40 mm/min 时，组合物体试件的裂缝中拉伸型裂缝占比大于剪切型裂缝，占 55.9%，从时间上来看，拉伸破坏主要发生在塑性破坏阶段与应力峰值处。

图 6 为不同加载速率下的破坏分布规律图。由图可知，不同加载速率下组合体的破坏类型为拉剪混合型破坏，但随着加载速率的变化，组合体的主要破坏裂缝由剪切型裂缝主导向拉伸型裂缝主导转变。在低加载速率下，剪切型裂缝主导了对组合物体试件的损伤，随着加载荷载速率的提升，声发射（acoustic emission，简称 AE）信号中的 RA 值越大，剪切型裂缝的比例降低，组合物体试件的脆性随着加载速率的增加而降低^[26]。

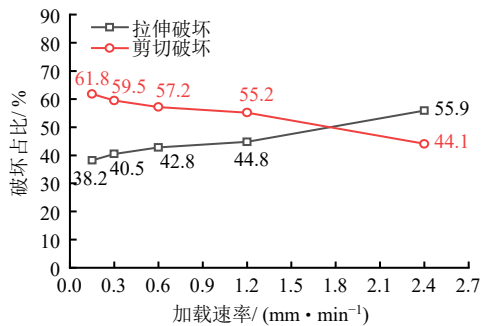


图 6 不同加载速率下的破坏分布
 Fig.6 Distribution of failure with different loading rates

3.3 强度差异引起的岩充组合物体宏观破坏机制分析

由表 3 和图 3 可知，粉砂岩单体比充填体单体的强度更高，而组合物体整体力学特征与充填体相似^[27]，且两者的临界加载速率均为 0.60 mm/min。从宏观破坏特征可知，岩充组合物体试件的破坏往往从充填体部位出现再向粉砂岩部位延展，故可认为充填体部分为组合物体试件的薄弱部位。进一步分析认为，由于充填体是一种人工浇筑的多相非均质材料，内部含有大量的孔隙和裂隙，当加载速率低于 0.60 mm/min 时，充填体部分内部的裂隙和孔隙能够充分发育，并形成上下的贯通裂隙，从而显著降低了充填体试件的承载能力，导致其在低加载速率下表现出较低的强度。随着加载速率的增加，裂隙和孔隙的发育时间缩短，较快的加载速率抑制了裂隙和孔隙的充分发育，弱化效果减弱，试块强度随之升高。然而，由于充填体本身强度较低且具有明显的非均匀性，当加载速率超过 0.60 mm/min 时，随着加载速率的进一步提高，充填体部分的局部承载结构会发生破坏，并引发周边结构的连锁反应，导致承载面积大幅下降，最终使试件整体强度随加载速率的增加而显著降低^[8, 28]。

当加载速率低于 0.60 mm/min 时，在岩充组合物体加载初期，组合物体中的充填体部分、粉砂岩部分及其接触界面均被压密；随着轴向应力的增大，充填体和粉砂岩均发生轴向压缩变形，由于粉砂岩的强度要大于充填体，充填体内部的微裂纹率先开始发育扩展；随着轴向应力的进一步增大，充填体内部的裂纹聚集形成贯穿裂缝，充填体先于粉砂岩发

生破坏失稳，致使充填体和粉砂岩的接触界面发生非均匀压缩变形，引起粉砂岩部分在接触界面上产生应力集中的现象，最终导致粉砂岩在接触界面处附近局部发生剪切破坏，这也是粉砂岩强度高于充填体，但在组合体最终破坏时，粉砂岩仍然会出现较大裂缝的原因^[29]。因此，在充填体和粉砂岩的相互作用下，岩充组合体试样中贯穿试件整体大裂纹的出现是粉砂岩与充填体的强度差异以及两者接触界面非均匀变形共同作用的结果。故压缩过程中组合体的表现与内部破坏从底部充填体开始出现，随后底部裂隙向上延伸发育最终形成贯通试件整体的大裂纹，实现协同破坏。当加载速率大于 0.60 mm/min 时，由于加载过快底部充填体在粉砂岩尚未完全破坏就已经失去残余承载能力，故此时岩充组合体难以实现协同破坏。

4 岩充组合体的协同变形破坏机制

4.1 岩充组合体的能量耗散演化规律

对应力-应变曲线进行积分，即可得出外部荷载输入的总应变能与弹性能，两者相减得到试件的耗散能，并进一步计算出各组试件单位体积的弹性能与耗散能，即试件的弹性能密度与耗散能密度^[30-31]。通过能量耗散原理，可对岩充组合体在单轴压缩应力-应变曲线不同阶段进行能量值计算，得出不同加载速率下岩充组合体与充填单体的单轴压缩的耗散能量，如表 4、5 所示。

表 4 不同加载速率下岩充组合体的单轴压缩耗散能密度
Table 4 Dissipation energy density of rock-fill composite under uniaxial compression at different loading rates

加载速率 / (mm · min ⁻¹)	峰前耗散能 / (kJ · m ⁻³)	峰后耗散能 / (kJ · m ⁻³)	峰前耗散比 / %
0.15	2.75	5.73	32.42
0.30	2.12	6.01	26.05
0.60	2.63	8.16	24.40
1.20	0.97	7.54	11.35
2.40	0.82	7.48	9.89

表 5 不同加载速率下充填单体的单轴压缩耗散能密度
Table 5 Dissipation energy density of single backfill specimen under uniaxial compression at different loading rates

加载速率 / (mm · min ⁻¹)	峰前耗散能 / (kJ · m ⁻³)	峰后耗散能 / (kJ · m ⁻³)	峰前耗散比 / %
0.15	1.05	2.33	31.10
0.30	1.44	4.70	23.43
0.60	1.13	4.39	20.47
1.20	1.01	4.63	17.88
2.40	0.92	5.26	14.89

随着加载速率的增加，在组合体与充填单体单轴压缩破坏过程中，绝大多数的能量消耗在组合体峰后破裂阶段，使得组合体比充填单体峰后破坏变形更剧烈。通过比对组合体和充填单体的峰前耗散能占比大小，进一步探究组合体能否实现如充填单体一般整体破坏。

如图 7 所示，当加载速率为 0.15~2.40 mm/min 时，组合体峰前耗散能在总耗散能占比（后称峰前耗散比）由 11.35%增大到 32.42%，再减小至 9.89%，充填单体峰前耗散比由 31.10%减小至 14.89%，无论是充填单体还是组合体的峰前耗散比都呈现出随着加载速率的增加而降低的趋势。

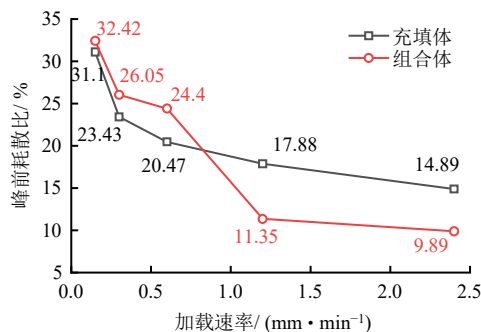


图 7 岩充组合体与充填体在不同加载速率下的峰前耗散比
Fig.7 Pre-peak dissipation ratios of rock-backfill composite and backfill at different loading rates

由已得的数据可以看出：①当加载速率 ≤ 0.60 mm/min 时，在单轴压缩破坏过程中，组合体的峰前耗散比要大于充填单体，说明在此时组合体相较于充填单体峰后破坏变形更加的剧烈，由于充填单体最终实现了整体上的贯穿破坏，而此时组合体的破坏要更加剧烈，故当加载速率低于试件的临界加载速率时，可以实现组合体整体上的协同变形破坏；②当加载速率 > 0.60 mm/min 时，在单轴压缩破坏过程中，组合体的峰前耗散比要小于充填单体，说明在此时充填体相较于组合体峰后破坏变形更加的剧烈，组合体无法实现试件的整体贯穿破坏，又因为充填体部分抵抗破坏的能力低于粉砂岩部分，所以此时组合体呈现出充填体部分破坏裂隙数目较多，而粉砂岩仅出现剥落现象并没有明显裂隙的现象，难以实现组合体整体上的协同变形破坏。

4.2 岩充组合体破坏的能量驱动机制探讨

图 8 为充填单体试件、粉砂岩试件与组合体试件的弹性能密度的演化曲线。随着应力增加，其弹

性能密度均呈非线性增长趋势,粉砂岩试件的峰值弹性能密度要远大于组合体试件与充填单体试件。但当加载速率为 0.15 mm/min 时,弹性能密度增速为充填单体试件>组合体试件>粉砂岩试件,但当加载速率大于 0.15 mm/min 时,增速为组合体试件>充填单体试件>粉砂岩试件。

能量驱动材料破坏的机制主要表现在外界传递给材料的能量超过其储能极限^[32]。由图 8 可知,粉砂岩试件的吸收弹性能的速度小于充填单体试

件,但其储存弹性能的容量极限大于充填单体试件。故可知岩充组合体协同破坏的能量驱动机制为:在单轴压缩的过程中,组合体的粉砂岩与充填体部分都在吸收外界输送的能量并转化为弹性能储存在试件内,而充填单体中吸收的弹性能相较于粉砂岩部分要更早的达到储存极限,率先发生破坏,其瞬间破坏释放的能量被传递到粉砂岩中,达到粉砂岩的储能极限时,充填单体中裂纹扩展贯通至粉砂岩内部,在弹性能的驱动下砂岩也发生破坏。

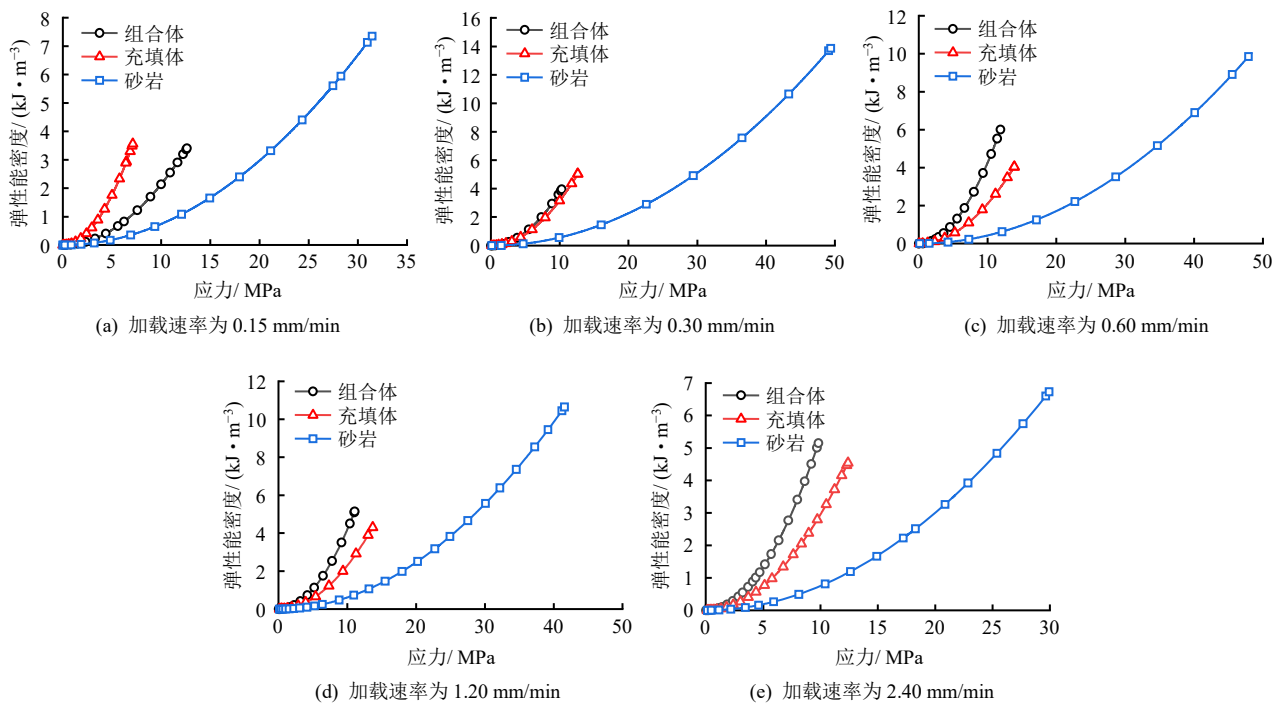


图 8 不同加载速率下各组试样弹性能密度演化曲线

Fig.8 Evolution curves of the elastic energy density of each group of rock-backfill composite under different loading rates

图 9 为组合体试件的弹性能密度平均值的演化曲线。由图可以看出,当加载速率由 0.15 mm/min 增大到 2.40 mm/min 时,在岩充组合体加载至应力峰值时弹性能密度由 3.41 kJ/m^3 增大到 5.61 kJ/m^3 ,组合体试件储存弹性能的能力在增大。当加载速率越大,组合体的弹性能密度的增长的幅度也越大,即组合体试件吸收弹性能的能力在增大。

已知计算出组合体试件的总能量密度和弹性能密度,绘制不同加载速率下表征岩充组合体线性储能规律的曲线。图 10(a)中 W 与 W_e 分别为总能量密度和弹性能密度,由图 10(a)可知,不同加载速率下岩充组合体的弹性能密度和总能量密度满足线性储能规律,即各应力水平的弹性能密度和总能量密度满足线性关系,拟合直线的斜率为储能系数 e ,可以定量表征试样在峰前加载阶段吸收能量并将能

量转化为弹性能的能力,而储能极限表征着组合体试件储存弹性能能力的大小^[33]。

由图 10(b)可知,当加载速率 $< 0.60 \text{ mm/min}$ 时,组合体试件在较小的加载速率下,组合体试件有足够的时间进行结构单元的压密和调整,致使输入试件的总能量不断消耗,加载阶段储存的弹性能较少,尤其是在低应力水平下,能量的耗散特征更明显,而且其储能极限要高于组合体试件所吸收的弹性能;随着加载速率增大后,试样内部结构被快速压密,结构调整造成的能量耗散减少,输入的能量主要以弹性能的形式储存在试件内部;当加载速率大于 0.60 mm/min 时,此时由于试件内结构单元迅速发生破坏,所吸收的弹性能立即转化为耗散能用于试件的破坏。因此,加载速率由 0.15 mm/min 增加到 0.60 mm/min 时,其储能系数 e 由 0.5936 增加至

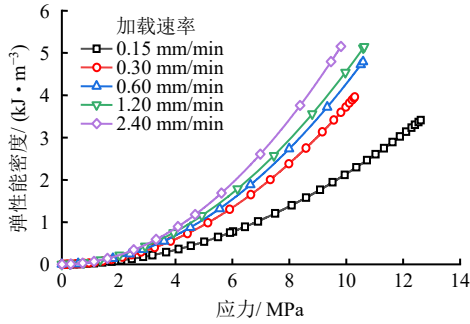
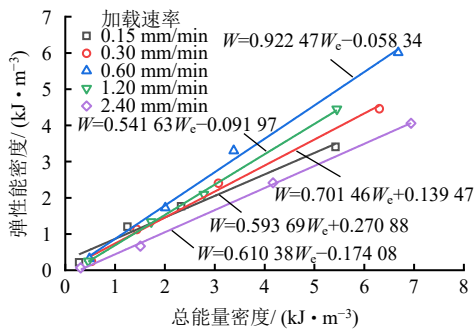
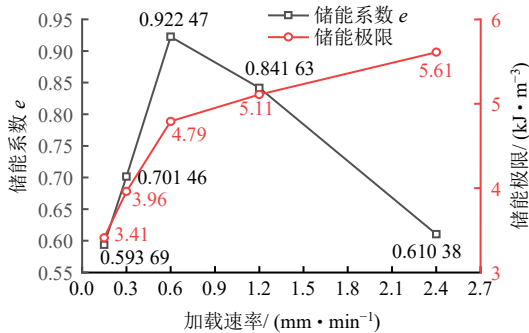


图 9 不同加载速率下各组组合体试样弹性能密度平均值演化曲线

Fig.9 Evolution curves of the average elastic energy density of each group of rock-backfill composite samples under different loading rates



(a) 弹性能密度-总能量密度



(b) 储能系数-分级加载速率

图 10 组合体试件线性储能规律

Fig.10 Linear energy storage law of rock-backfill composite

0.922 4, 但是当加载速率超过 0.60 mm/min 后, 加载速率的上升使储能系数 e 减小, 试样在峰值前吸收并储存弹性能的能力降低。

综上, 当加载速率低于 0.60 mm/min 时, 加载速率越高, 组合体试件储存弹性能的容量越大, 而转换并吸收弹性能的能力也在同步增强, 故试件加载到完全破坏的过程中, 充填体部分率先发生破坏, 其瞬间破坏释放的能量被传递到组合体的粉砂岩部分中, 达到砂岩部分的储能极限时, 充填体部分中

裂纹扩展贯通至砂岩内部, 实现协同破坏; 当加载速率大于 0.60 mm/min 时, 加载速率越高, 组合体试件储存弹性能的容量上升, 转换并吸收弹性能的能力越弱, 使得试件吸收的弹性能要更难达到储能极限, 因此充填体部分中的弹性能相较于砂岩部分要更早的达到储存极限, 率先发生破坏, 而砂岩部分所吸收的弹性能难达到储能极限, 故组合体出现充填体破坏较为完全而砂岩破坏程度低的现象, 无法实现组合体的协同变形破坏。

此外, 由于岩充组合结构中粉砂岩材料与充填体材料两者储能极限的不同, 可以根据组合体结构整体在不同加载速率下储能系数 e 与储能极限的变化情况来判断组合体结构是否能够协同承载, 以期为煤矿充填开采工程设计中选定合理的采充速度。本次试验中 0.60 mm/min 是可以使岩充组合体实现充填体部分与粉砂岩部分的之间的能量驱动破坏, 从而发生协同破坏的最大加载速率, 是 5 组试验中最佳的试验加载速率。

4.3 合理采充速率选取探讨

试验研究发现 0.60 mm/min 为岩充组合体可以实现协同破坏的最大的加载速率, 而前人通过拟合发现采充速率与加载速率之间可假定为幂律关系^[20, 34], 关系如下式:

$$M_R = av^b \quad (1)$$

式中: a 、 b 为相关系数, 由采煤原位工作面煤层变形确定; v 为实验室使用的加载速率; M_R 为采充工作面推进速度。依据此可以将实验室加载速率与工作面采充速率的大小相关联, 从而将得到的合适加载速率换算为具体的采充速率区间, 在保证煤炭产量开采率的同时, 还可以通过现场矿压与充填体变形监测实现“直接顶-充填体”复合承载结构的协同破坏进行预警, 进一步保障煤矿结构充填开采的安全高效生产。

5 结 论

(1) 在加载速率为 0.15~2.40 mm/min 的范围内, 粉砂岩的强度显著大于组合体与充填体的强度, 而组合体的强度相较于粉砂岩更接近充填体的强度。随着加载速率的增大, 岩充组合体的强度呈现出先升高后降低的规律。选取 0.60 mm/min 为当前材料的临界加载速率, 该加载速率下能够得到最高的岩充组合体的承载强度 12.06 MPa。

(2) 由 DIC 数字监测系统与声发射监测可知: 当加载速率为 0.15~0.60 mm/min 时, 岩充组合体

实现协同破坏,而当加载速率为 1.20~2.40 mm/min 时,组合体并未实现协同破坏。随着加载速率的增加,组合体的主要破坏裂缝由剪切型裂缝转变为拉伸型裂缝,试件的脆性降低。当加载速率低于 0.60 mm/min 时,由于粉砂岩与充填体的强度差异以及两者接触界面非均匀变形共同作用,可实现协同破坏。

(3) 当加载速率 ≤ 0.60 mm/min 时,随着加载速率增高,组合体试件储存弹性能的能力在增大,而吸收弹性能的能力也在同步增强,最后充填体中裂纹扩展贯通至粉砂岩内部,实现协同破坏;当加载速率 > 0.60 mm/min 时,组合体试件储存弹性能的能力在增大,而吸收弹性能的能力在减弱,结合充填体与粉砂岩储能极限与速度的差异性,难以实现组合体整体上的协同变形作用。

(4) 通过试验得到 0.60 mm/min 为岩充组合体的最优加载速率,进而可以换算出合适的煤矿充填开采的采充速度区间,从而在保证煤炭产量开采率的同时,还可以通过现场矿压与充填体变形监测,对“直接顶-充填体”复合承载结构的协同破坏进行预警,进一步保障煤矿结构充填开采的安全高效生产。

参 考 文 献

- [1] 郭文兵, 杨伟强, 吴东涛. 我国煤矿开采沉陷控制技术研究现状与进展[J]. 采矿与岩层控制工程学报, 2024, 6(6): 063542.
GUO Wen-bing, YANG Wei-qiang, WU Dong-tao, et al. Current status and progress of subsidence control technology in China coal mines[J]. **Journal of Mining and Strata Control Engineering**, 2024, 6(6): 063542.
- [2] 王云搏, 张强, 孟国豪, 等. 基于固体充填开采的充填材料选择设计方法[J]. 采矿与岩层控制工程学报, 2022, 4(3): 033035.
WANG Yun-bo, ZHANG Qiang, MENG Guo-hao, et al. Methods of selecting filling materials for solid filling mining[J]. **Journal of Mining and Strata Control Engineering**, 2022, 4(3): 033035.
- [3] DU X J, FENG G R, ZHANG M, et al. Influence of backfilling rate on the stability of the backfilling body-immediate roof cooperative bearing structure[J]. **International Journal of Mining Science and Technology**, 2022, 32(6): 1197-1206.
- [4] 冯国瑞, 杜献杰, 郭育霞, 等. 结构充填开采基础理论与地下空间利用构想[J]. 煤炭学报, 2019, 44(1): 74-84.
FENG Guo-ru, DU Xian-jie, GUO Yu-xia, et al. Basic theory of constructional backfill mining and the underground space utilization concept[J]. **Journal of China Coal Society**, 2019, 44(1): 74-84.
- [5] HUANG B X, LIU J W. The effect of loading rate on the behavior of samples composed of coal and rock[J]. **International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences**, 2013, 63: 23-30.
- [6] HU J, LI J G. Effect of loading rates on mechanical characteristics and rock burst tendency of coal-rock combined samples[J]. **Advances in Materials Science and Engineering**, 2022(1): 8176721.
- [7] 李雅阁, 金龙哲, 谭昊, 等. 胶结充填体力学特性的加载速率效应试验[J]. 哈尔滨工业大学学报, 2016, 48(9): 49-53.
LI Ya-ge, JIN Long-zhe, TAN Hao, et al. Experiment of loading rate effect on mechanical characteristics of cemented filling body[J]. **Journal of Harbin Institute of Technology**, 2016, 48(9): 49-53.
- [8] 甘德清, 韩亮, 刘志义. 加载速率对充填体强度特性影响的试验研究[J]. 金属矿山, 2016(12): 150-153.
GAN De-qing, HAN Liang, LIU Zhi-yi. Experimental study of the effect of loading rate on strength performance of filling body[J]. **Metal Mine**, 2016(12): 150-153.
- [9] 侯永强, 尹升华, 曹永, 等. 不同加载速率下胶结充填体损伤特性与能量耗散特征分析[J]. 湖南大学学报(自然科学版), 2020, 47(8): 108-117.
HOU Yong-qiang, YIN Sheng-hua, CAO Yong, et al. Research on damage and energy dissipation characteristics of cemented backfill under different loading rates[J]. **Journal of Hunan University (Natural Sciences)**, 2020, 47(8): 108-117.
- [10] WANG K, FU J X, WANG Y. PFC2D-based analysis of the effect of the axial loading rate on the mechanical properties of backfill[J]. **Advances in Materials Science and Engineering**, 2023.
- [11] SONG X P, LI J B, WANG S, et al. Study of mechanical behavior and cracking mechanism of prefabricated fracture cemented paste backfill under different loading rates from the perspective of energy evolution[J]. **Construction and Building Materials**, 2022, 361.

- [12] HAO Y X, SONG X P, HUANG Y C, et al. Mesoscopic damage evolution and acoustic emission characteristics of cemented paste backfill under different loading rates[J]. **Environmental Science and Pollution Research International**, 2022, 29: 90686-90702.
- [13] XIU Z G, WANG S H, JI Y C, et al. Loading rate effect on the uniaxial compressive strength (UCS) behavior of cemented paste backfill (CPB)[J]. **Construction and Building Materials**, 2020, 271.
- [14] CAO S, EROL Y, SONG W D, et al. Loading rate effect on uniaxial compressive strength behavior and acoustic emission properties of cemented tailings backfill[J]. **Construction and Building Materials**, 2019, 213: 313-324.
- [15] 周彤彤, 王永岩, 于卓群, 等. 加载速率对分层充填体强度特性的影响[J]. *科学技术与工程*, 2021, 21(34): 14535-14541
ZHOU Tong-tong, WANG Yong-yan, YU Zhuo-qun, et al. Effect of loading rate on strength characteristics of layered backfill[J]. **Science Technology and Engineering**, 2021, 21(34): 14535-14541.
- [16] 冯国瑞, 郭伟, 李竹, 等. 基于顶板结构断裂特征的煤矿结构充填关键位置确定方法[J]. *煤炭科学技术*, 2024, 52(4): 38-49.
FENG Guo-ru, GUO Wei, LI Zhu, et al. Method determination on key position of coal mine constructional backfill based on fracture characteristics of roof structure[J]. **Coal Science and Technology**, 2024, 52(4): 38-49.
- [17] 中华人民共和国城乡住房和城乡建设部. GB/T50081—2019 混凝土物理力学性能试验方法标准[S]. 北京: 中国建筑工业出版社, 2019.
The Ministry of Housing and Urban Rural Development of the People's Republic of China. GB/T50081—2019 Standard for test methods of concrete physical and mechanical properties[S]. Beijing: China Architecture & Building Press, 2019.
- [18] 李晓磊, 杜献杰, 冯国瑞, 等. 水泥-粉煤灰基矽石胶结充填体破坏特征及强度形成机制[J]. *煤炭科学技术*, 2023, 52(5): 36-45.
LI Xiao-lei, DU Xian-jie, FENG Guo-ru, et al. Failure characteristics and strength formation mechanism of cement-fly ash based cemented gangue backfill[J]. **Coal Science and Technology**, 2023, 52(5): 36-45.
- [19] 郑远翔, 杜献杰, 冯国瑞, 等. 基于声发射特征的不同高径比矽石胶结充填柱单轴压缩损伤演化[J]. *工程科学学报*, 2024, 46(8): 1370-1380.
ZHENG Yuan-xiang, DU Xian-jie, FENG Guo-ru, et al. Uniaxial compression damage evolution of gangue-cemented backfill columns with different height-diameter ratios based on acoustic emission characteristics[J]. **Chinese Journal of Engineering**, 2024, 46(8): 1370-1380.
- [20] GAO M Z, XIE J, GAO Y N, et al. Mechanical behavior of coal under different mining rates: a case study from laboratory experiments to field testing International[J]. **Journal of Mining Science and Technology**, 2021, (31): 825-841.
- [21] 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 Da-wei, CHEN Shao-jie, XING Wen-bin, 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.
- [22] 彭瑞东, 谢和平, 鞠杨. 砂岩拉伸过程中的能量耗散与损伤演化分析[J]. *岩石力学与工程学报*, 2007, 26(12): 2526-2531.
PENG Rui-dong, XIE He-ping, JU Yang. Analysis of energy dissipation and damage evolution in sandstone stretching process[J]. **Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering**, 2007, 26(12): 2526-2531.
- [23] 张雯, 李泽峰, 郭利杰, 等. 围岩-充填体组合承载宏观损伤演化机制[J]. *中国矿业大学学报*, 2024, 53(2): 277-290.
ZHANG Wen, LI Ze-feng, GUO Li-jie, et al. Macro-meso damage evolution mechanism of surrounding rock-backfill combination bearing[J]. **Journal of China University of Mining & Technology**, 2024, 53(2): 277-290.
- [24] 王磊, 商瑞豪, 刘怀谦, 等. 荷载作用下多裂隙煤体力学特性与起裂角研究[J]. *岩土力学*, 2024, 45(12): 3658-3667.
WANG Lei, SHANG Rui-hao, LIU Huai-qian, et al.

- Mechanical properties and failure characteristics of strengthening stratified cemented tailings backfill under triaxial compression[J]. **Rock and Soil Mechanics**, 2024, 45(12): 3658-3667.
- [25] FENG G R, LIU W H, DU X J, et al. Crack evolution characteristics of cemented-gangue-fly-ash backfill with different proportions of fly ash and cement[J]. **Construction and Building Materials**, 2023.
- [26] 金子恒, 谢发祥, 蔡定鹏, 等. SPA 内养护混凝土断裂过程声发射特性[J]. 硅酸盐通报, 2023, 42(7): 2419-2428. JIN Zi-hen, XIE Fa-xiang, CAI Ding-peng, et al. Acoustic emission properties of fracture process of internally cured concrete with super absorbent polymer[J]. **Bulletin of the Chinese Ceramic Society**, 2023, 42(7): 2419-2428.
- [27] 余伟健, 吴根水, 刘泽, 等. 松散煤岩组合体不均匀破坏试验研究[J]. 煤炭科学技术, 2019, 47(1): 85-90. YU Wei-jian, WU Gen-shui, LIU Ze, et al. Experimental study on uneven failure of loose coal and rock composite specimen[J]. **Coal Science and Technology**, 2019, 47(1): 85-90.
- [28] 王海龙, 李庆斌. 不同加载速率下饱和混凝土的劈拉试验研究及强度变化机制[J]. 工程力学, 2007, 24(2): 105-109. WANG Hai-long, LI Qing-bin. Experiments on saturated concrete under different splitting tensile rates and mechanism on strength change[J]. **Engineering Mechanics**, 2007, 24(2): 105-109.
- [29] 赵兵朝, 王京滨, 张晴, 等. 充填体-散体胶结组合体力学特性试验研究[J]. 煤炭科学技术, 2023, 51(7): 298-309. ZHAO Bing-chao, WANG Jing-bin, ZHANG Qing, et al. Experimental study on mechanical properties of filling-bulk cementing combination body[J]. **Coal Science and Technology**, 2023, 51(7): 298-309.
- [30] 谢和平, 鞠杨, 黎立云. 基于能量耗散与释放原理的岩石强度与整体破坏准则[J]. 岩石力学与工程学报, 2005, 24(17): 3003-3010. XIE He-ping, JU Yang, LI Li-yun. Rock strength and overall failure criterion based on energy dissipation and release principle[J]. **Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering**, 2005, 24(17): 3003-3010.
- [31] 程爱平, 周成颂, 王平, 等. 不同加载速率下全尾砂固结体抗拉力学特性研究[J]. 金属矿山, 2023, 52(2): 1-8. CHENG Ai-ping, ZHOU Cheng-song, WANG Ping, et al. Study on tensile mechanical properties of full tailings consolidation under different loading rates[J]. **Metal Mine**, 2023, 52(2): 1-8.
- [32] 杨磊, 高富强, 王晓卿, 等. 煤岩组合体的能量演化规律与破坏机制[J]. 煤炭学报, 2019, 44(12): 3894-3902. YANG Lei, GAO Fu-qiang, WANG Xiao-qing, et al. Energy evolution law and failure mechanism of coal-rock combined specimen[J]. **Journal of China Coal Society**, 2019, 44(12): 3894-3902.
- [33] 岳少飞, 王开, 张小强, 等. 不同加载速率无烟煤蠕变特性及能量演化规律[J]. 煤炭学报, 2023, 48(8): 3060-3075. YUE Shao-fei, WANG Kai, ZHANG Xiao-qiang, et al. Creep properties and energy evolution of anthracite coal with different loading rates[J]. **Journal of China Coal Society**, 2023, 48(8): 3060-3075.
- [34] ZHANG Z T, XIE H P, ZHANG R, et al. Size and spatial fractal distributions of coal fracture networks under different mining-induced stress conditions[J]. **International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences**, 2020, 132: 104364.