# 裂隙煤岩组合结构渐近破坏行为及应力演化特征

王 凯<sup>1,2</sup>,张 翔<sup>2</sup>,杜 锋<sup>1,2</sup>,鞠 杨<sup>3</sup>,李康楠<sup>2</sup>,孙加智<sup>2</sup>,王乙桥<sup>2</sup>,左晓欢<sup>2</sup>

(1. 中国矿业大学(北京) 共伴生能源精准开采北京市重点实验室,北京 100083; 2. 中国矿业大学(北京) 应急管理与安全工程学院,北京 100083;
 3. 中国矿业大学(北京) 煤炭精细勘探与智能开发全国重点实验室,北京 100083)

摘 要:结构弱面对于岩(煤)体力学性能具有显著影响。在地质构造作用或开采活动的影响下,深 部矿井中普遍存在含宏观裂隙的煤岩组合结构形式的围岩。因此,研究裂隙煤岩组合结构试样的 力学性能对于深部井巷围岩控制以及煤岩动力灾害防治具有重要意义。研究对比分析了不同裂隙 位置和裂隙角度对裂隙煤岩组合结构试样力学特性演变及渐近破坏特征的影响;进一步建立了裂 隙煤岩组合结构的离散元模型,分析了裂隙位置与角度变化下的模型应力场演化、裂纹萌生扩展-特征应力值动态演变关系;最后,结合裂隙尖端应力场理论和界面约束效应理论,探讨了裂隙组 合结构试样的力学机制。结果表明:裂隙主要作用于结构内的煤体,导致煤岩组合结构试样的强 度和变形能力显著降低。试样的裂纹闭合应力、屈服应力、峰值应力、初始变形模量和弹性模量 均随裂隙角度的增加而呈指数上升趋势。界面裂隙导致组合结构试样的损伤启动提前,屈服阶段 的声发射计数在整个加载过程中占比较高。当裂隙角度靠近水平时,试样在达到峰值应力前裂纹 扩展较快,累计损伤程度更大。不同试样的应变集中带均倾向于向煤体内传播,最终导致单材料 或跨界面的宏观拉伸裂纹形成。研究还确定了力链场和应力场的特征区域分布,发现裂隙角度的 变化会造成特征区域的偏转,其对界面约束效应产生显著影响。裂隙显著改变了常规煤岩组合结 构中煤、岩体的极限强度分布。

关键词: 裂隙; 煤岩组合结构; 应变场; 力学特性; 应力演化 中图分类号: TD313 文献标志码: A 文章编号: 0253-9993(2025)01-0432-20

# Progressive failure behavior and stress evolution characteristics of fractured coal-rock combination structure

WANG Kai<sup>1, 2</sup>, ZHANG Xiang<sup>2</sup>, DU Feng<sup>1, 2</sup>, JU Yang<sup>3</sup>, LI Kangnan<sup>2</sup>, SUN Jiazhi<sup>2</sup>, WANG Yiqiao<sup>2</sup>, ZUO Xiaohuan<sup>2</sup>

(1.Beijing Key Laboratory for Precise Mining of Intergrown Energy and Resources, China University of Mining & Technology-Beijing, Beijing, 100083, China; 2.School of Emergency Management and Safety Engineering, China University of Mining & Technology-Beijing, Beijing 100083, China; 3.State Key Laboratory of Fine Exploration and Intelligent Development of Coal Resources, China University of

Mining & Technology-Beijing, Beijing 100083, China)

Abstract: The structural weak planes have a significant impact on the mechanical properties of rock (coal) masses. Under the influence of geological structures or mining activities, the surrounding rock in deep mines commonly exhibits a coalrock combination structure containing macroscopic fractures. Therefore, studying the mechanical properties of fractured coal-rock combination samples is of great importance for the control of surrounding rocks in deep tunnels and for the prevention and mitigation of dynamic coal and rock disasters. The study conducts a comparative analysis of the effects of dif-

基金项目:国家自然科学基金资助项目 (52130409, 52374249);国家自然科学基金创新群体资助项目 (52121003) 作者简介:王凯 (1972—),男,河南遂平人,教授,博士。E-mail: kaiwang@cumtb.edu.cn

**引用格式:**王凯,张翔,杜锋,等.裂隙煤岩组合结构渐近破坏行为及应力演化特征[J].煤炭学报,2025,50(1): 432-451.



WANG Kai, ZHANG Xiang, DU Feng, et al. Progressive failure behavior and stress evolution characteristics of fractured coal-rock combination structure[J]. Journal of China Coal Society, 2025, 50(1): 432–451.

收稿日期: 2024-11-20 策划编辑: 韩晋平 责任编辑: 李雅楠 DOI: 10.13225/j.cnki.jccs.YG24-1431

ferent fracture positions and fracture angles on the evolution of the mechanical properties and the progressive failure characteristics of fractured coal-rock combination samples. Furthermore, a discrete element model of the fractured coal-rock combination structure was established to investigate the evolution of the stress field, as well as the dynamic relationship between crack initiation and propagation and the characteristic stress values under varying fracture positions and angles. Finally, based on the theory of stress fields at fracture tips and interface constraint effects, the mechanical mechanism of the fractured combination structure under uniaxial compression were discussed. The results indicate that fractures primarily affect the coal mass within the structure, leading to a significant reduction in both strength and deformation capacity of the coal-rock combination structure samples. As the fracture angle increases, crack closure stress, yield stress, peak stress, initial deformation modulus, and elastic modulus of the samples all show an exponential increase. The presence of interface fractures causes earlier initiation of damage in the combination structure samples, and during the yield stage, the acoustic emission count occupies a relatively high proportion throughout the entire loading process. When the fracture angle is close to horizontal, the cracks in the samples propagate rapidly before reaching peak stress, and the cumulative damage degree is greater. The strain localization zones in different samples tend to propagate inward into the coal mass, ultimately leading to the formation of macroscopic tensile cracks either within the individual materials or across the interface. The study also identified the characteristic regional distributions of force chain fields and stress fields, revealing that changes in the fracture angle can cause a deflection of these characteristic regions, which significantly influences the interface constraint effect. The presence of fractures significantly alters the distribution of the ultimate strength of the coal and rock components within the conventional coal-rock combination structure.

Key words: fracture; coal-rock combination structure; strain field; mechanical property; stress evolution

#### 0 引 言

随着浅部煤炭资源的逐渐枯竭,我国的煤炭开采 活动正逐渐由浅部向深部转移<sup>[1]</sup>。在浅部煤层开采过 程中,由于地应力相对较低,动力灾害主要表现为单 一材料的破坏,煤层与顶、底板间相互作用较弱<sup>[2]</sup>。 相比之下,深部煤炭开采活动受到地应力升高的影响, 冲击地压与煤与瓦斯突出等动力灾害事故威胁性显 著增加,且常表现为"围岩-煤体"系统失稳破坏的模 式<sup>[3,4]</sup>。因此,仅将单一材料作为研究对象已不适应深 部动力灾害的实际情况,需要开展针对煤岩组合结构 的力学行为和破坏特征的研究。

众多研究已经表明,结构形态对煤岩组合体的力 学破坏行为具有显著影响,其中包括煤岩的高度比和 煤岩界面的倾角。普遍观点认为,岩体组分的增加和 界面倾角的增加分别会提高和降低煤岩组合结构试 样的力学强度<sup>[5-7]</sup>。MA等<sup>[8]</sup>分析了高度比对于煤岩组 合试样力学及能量演化特性差异的影响,并提出弹性 模量和峰值应力随煤岩高度比的减小而呈指数增加 趋势。陈光波等<sup>[9]</sup>研究了不同煤岩比例下煤岩二元和 三元组合试样的能量积聚规律,认为煤是能量的主要 载体,并基于矿井岩位能量积聚特征提出了直接与间 接释能的缓控理念。杜锋等<sup>[10]</sup>提出界面倾角的增大 会导致组合结构试样的抗压强度降低、失稳破坏所需 时间缩短,破坏形式也由压剪破坏逐渐演变为界面滑 移破坏。XU等<sup>[11]</sup>结合 CT 技术与 AVZIO 软件研究 了界面倾角变化下的原生煤岩组合试样损伤破坏规 律。一些学者也专注于"岩-煤-岩"组合结构形式下 的力学行为研究,余伟健等<sup>[12]</sup>研究提出中间煤体的高 度对于组合试样的强度和破坏形态均具有主控作用, 并确定了煤体高度作用下的组合结构试样裂隙演化 规律。LI 等<sup>[13]</sup>进行了岩-煤、煤-岩和岩-煤-岩 3 种 组合形式试样的单轴压缩试验,对比了三者的力学和 破坏结果,并认为岩-煤-岩组合结构试样具有最强的 储能能力。

尽管现有研究已经取得了关于不同组合形式下 煤岩组合结构的丰富成果,但对含裂隙煤岩组合结构 的研究相对较少。由于地层运动、地质构造作用或开 采活动的影响,深部矿井中的煤和岩体不可避免地存 在大量宏观裂隙缺陷<sup>[14-15]</sup>。这些宏观裂隙对岩(煤) 体的力学行为产生严重影响,显著降低了煤岩结构的 稳定性<sup>[16-17]</sup>。MA等<sup>[18]</sup>利用相似材料制备了煤体中含 裂隙的煤岩组合结构试样,研究了不同裂隙角度下试 样在单轴加载下的力学性质,并基于煤岩界面约束效 应讨论了界面处煤、岩体强度特性的变化。陈光波 等<sup>[19-20]</sup>专注于裂隙处于界面的煤岩组合体,测试了不 同裂隙角度、裂隙长度和裂隙开度下试样在单轴加载 下的力学性质和破坏特征,并确定了考虑裂隙参数和 浸水时间的裂隙煤岩组合结构试样进行了动力冲击试验, 探究了不同冲击速度下试样的力学性能以及破坏和 分形特性。

然而,目前关于不同裂隙几何参数下裂隙煤岩组 合结构渐进破坏行为及其应力场演化的研究鲜有报 道,对裂隙煤岩组合结构破坏的力学机制仍缺乏系统 性的阐释。笔者获取了在3种不同裂隙位置和5种 不同裂隙角度条件下裂隙煤岩组合结构的力学特性。 结合声发射(AE)和数字图像相关(DIC)试验结果,分 析了裂隙煤岩组合结构试样的渐近破坏过程。进一 步地,通过离散元法(DEM)数值模拟,探究了裂隙煤 岩组合结构的应力场和特征应力值的演化特征,基于 此,探讨了裂隙煤岩组合结构的力学机制。发现成果 为深入理解深部煤岩动力灾害的灾害机制及其防治 提供了依据。

#### 1 裂隙煤岩组合结构试样力学行为物理试验

#### 1.1 样本制备

试样均源自同一大块煤体或岩体,通过钻取打磨制备成ø50 mm×100 mm的标准纯煤、纯岩样本与ø50 mm×50 mm的圆柱形煤、岩块。采用专用胶粘合为标准的ø50 mm×100 mm煤岩组合结构试样。通过线切割工艺在煤岩组合结构试样的不同位置切割裂隙,不同试样的裂隙分布和形态如图1所示。

对所选试样进行了力学性能测试,结果如图 2 所示。可以看出同一类型试样 2 组试验的应力-应变曲 线均较为贴合,力学参数较为接近。峰值应力和弹性 模量随试样类型的变化趋势与先前的研究结果相吻 合。所选试样能够满足本研究的需求。

#### 1.2 试验方案与设备

如图 1 所示,设计裂隙分别位于煤体内部、煤岩 界面以及岩体内部 3 种不同位置的测试方案,分别标 记为 ZM、ZI 和 ZY。这些试样的裂隙角度、长度和



## 图 1 所用试样示意

Fig.1 Schematic of samples used in the study

开度均保持一致,分别为 45°、20 mm、1.5 mm。基于 ZI 型试样,进一步设置了不同裂隙角度的测试方案, 包括 0°、30°、45°、60°和 90°,分别标记为 ZI0、ZI30、 ZI45、ZI60、ZI90,其中裂隙长度和开度均保持为 20 mm、1.5 mm。对于每一种测试方案,均进行了 2 组重复试验,以确保数据的可靠性。

选用了 MTS E45.305 型万能试验机、PCI Express 8 多通道声发射仪和 DIC 高速应变测量系统,对 裂隙组合结构试样进行了单轴压缩试验,具体试验设 置参如图 3 所示。在试验过程中,试验机采用





0.12 mm/min 的恒定位移加载速率,声发射探头则依 照图 3 所示的布局安装于试样表面。



图 3 试验系统 Fig.3 Test system diagram

#### 1.3 试验结果分析

#### 1.3.1 应力-应变特性

如图 4 所示的应力曲线, 岩石在单轴压缩下的典型响应通常被划分为 4 个阶段: 初始压实阶段 (*OA*)、 线弹性变形阶段 (*AB*)、屈服阶段 (*BC*) 以及破坏阶段 (*CD*)<sup>[22]</sup>。各阶段之间的过渡特征应力分别为压实应 力 (σ<sub>c</sub>)、屈服应力 (σ<sub>Y</sub>) 和峰值应力 (σ<sub>P</sub>)。传统的应力 –应变关系难以精确捕捉材料的初始压实阶段。煤岩



图 4 岩石的应力--应变曲线及关键点的应变差测定方法

Fig.4 Stress-strain curve of rock and determination method of strain difference of key points

组合结构试样作为一种复合材料,在预制裂隙的影响下,其压实特征更为复杂。因此,引用了一种基于应 变差的新计算方法来表征试样的压实特性,同时也可 捕捉试样从线性弹性阶段到屈服阶段的转变<sup>[23-24]</sup>。 应变差的变化如图中蓝色线条所示。

应变差定义为应力-应变曲线与线弹性参考线 (红色虚线条) 在相同应力值下的差值。具体而言,线 弹性参考线是通过将试样的线弹性模量 *E* 拟合得到 的曲线 (红色实线) 平移至原点后得到的。在压实阶 段与线弹性变形阶段, 应变差可以表示为

$$\Delta \varepsilon = \begin{cases} \varepsilon_1 - \frac{\sigma_1}{E} \varepsilon < \varepsilon_C \\ \Delta \varepsilon_0 \varepsilon_C \leqslant \varepsilon < \varepsilon_Y \end{cases}$$
(1)

式中:  $\sigma_1$ 为轴向应力, Pa;  $\varepsilon_1$ 为轴向应变; *E*为线性弹性 模量, Pa;  $\Delta \varepsilon_0$ 为线性弹性阶段的恒定应变差,  $\Delta \varepsilon_0 = \varepsilon_C - \sigma_C / E_o$ 

依据前述特征应力的识别方法,将不同裂隙煤岩 组合结构试样的应力-应变曲线划分为4个阶段,如 图 5-图 6 所示。ZI型、ZM型和 ZY型试样的屈服 阶段在全过程中的占比依次降低,这表明 ZI型试样 具有更久不稳定破坏行为。此外,ZI型与 ZM 型试样 中轴向应力在屈服阶段应力-应变曲线波动较大,表 明这些组合体试样的损伤严重;而 ZY 型试样则平滑



炭学报

煤







fracture positions

过渡至应力峰值。在峰值应力后, ZI 型与 ZM 型试样 展现出台阶下降的特征, 而 ZY 型试样则表现为线性 垂直下降,显示出明显的脆性破坏特征。ZI 型试样的 恒定应变差 (Δε<sub>0</sub>)最小,为 0.022 5%,处于界面处的裂 隙对试样的压实行为具有最明显的影响。上述分析 表明裂隙作用于煤体时会显著削弱煤岩组合结构的 稳定性,且当裂隙位于界面时,这一特征更为显著。

基于前述分析,选取裂隙位于煤岩界面试样 (ZI型)作为基准,以分析裂隙角度变化对煤岩组合结 构力学性能的影响。研究发现,随着裂隙角度的增加, 试样的压实应力与屈服应力逐渐增大,而屈服阶段在 整个应力-应变曲线中的占比则有所降低。当裂隙角 度趋于水平时,试样内部的微裂缝扩展和贯通活动更 为活跃,导致试样发生更为严重和持久的连续性塑性





破坏。相反,当裂隙角度趋于垂直时,试样的应力-应 变曲线仅在应力峰值处或峰值后出现明显的波动,这 表明垂直裂隙对组合结构的峰前损伤影响相对较小。 裂隙角度为 60°、90°试样,其Δε₀明显大于小角度试样, 表明小角度裂隙对于组合结构试样压实行为的削弱 作用要强于大角度裂隙。

1.3.2 力学性能特征

归纳了单轴压缩试验中裂隙煤岩组合结构试样 的详细力学参数,具体结果列于表1中。并分析了力 学参数与裂隙位置及裂隙角度变化之间的关系。

如图 7 所示, ZM 型和 ZI 型试样的 $\sigma_{\rm C}$ 、 $\sigma_{\rm Y}$ 和 $\sigma_{\rm P}$ 均 较为接近,显著低于 ZY 型试样。具体而言, ZM 型和 ZI 型试样分别具有最低的峰值应力以及压实和屈服 应力。与完整试样相比, ZM 型、ZI 型和 ZY 型试样 的 $\sigma_{\rm P}$ 分别降低了 35.252%、34.65% 和 13.025%。ZI 型 试样的 3 个特征应力随着裂隙角度的增加均呈现出 指数增长的趋势。0°裂隙试样的 $\sigma_{\rm C}$ 、 $\sigma_{\rm Y}$ 和 $\sigma_{\rm P}$ 分别为完 整试样的 26.692%、23.182% 和 36.837%, 具有最低的

表 1 不同裂隙位置与角度下裂隙煤岩组合结构试样的力学参数

Table 1 Mechanical parameters of fractured coal-rock combination structure samples under different

fracture	position	and	angle	
macture	position	anu	angic	

<b>舟</b> 南/0	投口迫已	E <sub>0</sub> /	GPa	E/0	GPa	ε <sub>C</sub>	/%	$\sigma_{\rm C}/{\rm N}$	ИРа	ε <sub>Y</sub>	/%	$\sigma_{ m Y}/ m ]$	MPa	£Р	/%	$\sigma_{ m P}/ m N$	MPa		
用度/*	件前编写	测试	平均	测试	平均	测试	平均	测试	平均	测试	平均	测试	平均	测试	平均	测试	平均		
0	ZI0-1	0.473	0.474	0.476	0.476	1.680	1 707	0.439	0.220	4.033	2 2 (2	0.521	0.421	5.412	4.051	0.859	0.7(2	8.821	0.057
	ZI0-2	0.479	0.476	$\begin{array}{cccccccccccccccccccccccccccccccccccc$	4.289	4.851	0.665	0.762	7.692	8.237									
30	ZI30-1	0.672	0.617	1.896		0.262		3.608		0.424	0.373 0.373	6.670	6.240	0.768	0.758 11.0	11.217			
	ZI30-2	0.561		1.953	1.925	0.208	0.235	3.581	3.595	0.322		5.809		0.747		11.054	11.136		
45	ZI45-1	0.654	$\begin{array}{cccccccccccccccccccccccccccccccccccc$	2.113	• • • •	0.233		4.441		0.406		8.108		0.800		13.949			
	ZI45-2	0.693		0.237	0.235	4.132 3.823	0.415	0.411	7.494	7.801	0.900	0.850 15.328	14.639						
	ZM45-1	0.615	1.9	1.977		0.313		4.106		0.635		10.478		0.920		14.389			
	ZM45-2	0.704	0.660	1.972	1.975	0.414	0.364	5.172	4.639	0.581	0.608	8.574	9.526	0.960	0.940 14.61	14.618	14.504		
	ZY45-1	0.740		2.521		0.447		8.863		0.807	0.400	17.515	18.266	0.870		18.831			
	ZY45-2	0.942	0.832	2.494	2.508	0.439	0.443	8.588	8.726	0.872		19.017		0.940	0.905	20.134	19.483		
60	ZI60-1	0.785		2.339		0.437		6.139		0.660		11.454		1.070		18.897			
	ZI60-2	0.842	0.814	2.250	2.295 0.479 250 0.520	0.479	6.155	6.147 0.68 0.712	0.686	10.460	10.957	1.030	1.050 14.8	14.880	16.889				
90	ZI90-1	1.124		2.646		0.567		13.053		0.958		23.744		0.980		24.300			
	ZI90-2	0.929	1.027	2.658	2.652	0.547	0.557	10.428	11.741	0.930	0.944	0.944 20.713	22.229	0.980	0.980	21.848	23.074		



图 7 裂隙组合结构试样的 oc、 oy、 op 随裂隙位置和裂隙角度的变化规律

Fig.7 Variation of  $\sigma_{\rm C}$ ,  $\sigma_{\rm Y}$  and  $\sigma_{\rm P}$  of fractured coal-rock combination structure samples with fracture position and

强度性能。相比之下,90°裂隙试样的σ<sub>C</sub>、σ<sub>Y</sub>和σ<sub>P</sub>分别 达到完整试样的96.096%、100.227%和102.939%。 由此可见,90°裂隙试样的强度性能与完整试样几乎无 异,表明垂直裂隙对组合结构的强度影响相对较小。

如图 8 所示,煤岩组合结构试样的初始变形模量 (E<sub>0</sub>)和E随裂隙位置变化趋势与特征应力基本一致。 ZM 型、ZI 型和 ZY 型试样的E较完整试样分别下降 了 24.095%、20.131%、4.003%。ZI 型试样的E<sub>0</sub>和E 随裂隙角度的增加依然呈现指数增长趋势,且这一增 长趋势更接近于线性。5种不同裂隙角度试样额的E<sub>0</sub> 与完整试样相比,分别降低了59.421%、47.4%、 42.541%、30.605%、12.447%,而E分别降低了 35.439%、28.037%、21.72%、15.141%和0.84%。

#### 1.3.3 试样渐近损伤过程

含裂隙煤岩组合结构试样的力学行为与裂缝的 渐近扩展行为密切相关。图 9 和图 10 展示了不同裂 隙位置与裂隙角度下裂隙组合结构试样的声发射特 性,同时选取了不同阶段内的特征点,分析了各试样



图 8 裂隙组合结构试样的E<sub>0</sub>和E随裂隙位置与裂隙角度的变化规律

Fig.8 Variation of  $E_0$  and E of fractured coal-rock combination structure samples with fracture position and fracture angel



图 9 不同裂隙位置下含试样声发射特征

Fig.9 Acoustic emission characteristics of samples with different fracture position

- 应力

AE计数

累计AE计数

П

Ш

8

6

4

10

8

4

10

8

6

4







Fig.10 Acoustic emission characteristics of samples with different fracture angle (fracture angle ranging from 0° to 60°)

应变场的演化过程,如图 11 和图 12 所示。ZI 型试样 屈服阶段的 AE 信号在全过程中占有较高比例, 而 ZY 型试样的 AE 信号主要集中在峰值应力后的宏观 破坏阶段, ZM 型试样的 AE 信号特征则介于两者间。 这表明裂隙处于界面处时,能显著促进组合结构加载 过程中的损伤发展,并在宏观破坏前累计较大的损伤。 如图 11 所示, ZI 型试样在加载过程中的应变集中始 于裂隙的2个尖端,并沿轴向应力方向逐渐向煤体底 部边界传播,右侧尖端的应变还向岩体内部有一定扩 展,形成宏观翼状裂纹。ZI型试样的应变集中演变过 程较为连续,而 ZY 型试样的应变集中在峰值应力前 并不明显, 脆性破坏后出现由两尖端萌生并扩展穿过 煤岩界面,贯穿至煤体底部边界的应变集中带。ZM 型试样的应变集中带在裂隙两尖端沿轴向应力方向 向界面与底部边界同时扩展,最终形成贯穿煤体的翼 状与次生裂纹所构成的破坏平面。右侧尖端应变集 中带在岩体内也有一定扩展。各试样中,煤体始终作 为应变萌生和扩展的主要介质,而岩体内应变集中主 要是由煤体水平扩张变形传递或岩体突然破坏失效 所致。

裂隙角度在 0°至 60°范围内的试样显示出相似的 声发射演化特征,线弹性阶段的 AE 信号表现较为活 跃。特别是在屈服阶段, 微裂纹稳定发育和扩展, 试 样内部积累的能量缓慢释放。裂隙角度为 0°和 30°试 样的峰值 AE 计数与累计 AE 计数要显著高于裂隙角 度为45°和60°的试样。这表明,随着裂隙趋于水平, 组合结构在加载期的累计损伤更为严重。裂隙角度 为0°试样的应变集中首先从裂隙两端向煤体扩展,最 终发育至煤体底部边界,形成了2条贯通煤体的翼状 裂纹。当轴向应力达到峰值应力的约70%时,裂隙中 部出现了向岩体扩展的应力集中,但裂纹并未贯穿整 个岩体, 仅导致了岩体的部分拉伸破坏。裂隙角度为 30°、45°和60°的试样,应力集中的演化表现出一致性。 裂隙左侧位于煤体内,应变集中从尖端开始向底部边 界扩展。而裂隙右侧位于岩体内,应变集中总是出现 在尖端下方至煤岩界面附近,并向煤体内扩展。同时, 右侧尖端上方也会出现向岩体内扩展的应力集中,其 最终扩展程度随裂隙角度的增大而不断降低。

图 13 展示了裂隙角度为 90°试样的 AE 与应变 场的演化。在加载初期与线弹性阶段,仅观测到少量 的 AE 信号。然而,进入屈服阶段, AE 信号与累计计 数显著增加,表明裂纹迅速发育。煤体内尖端应变集 中范围远大于岩体内尖端,煤体整体出现明显的应变 演化。最终,在裂隙两端形成了不同大小的椭圆形应





变集中区,导致煤体几乎完全破坏。

#### 1.3.4 最终破坏形态

不同裂隙位置与裂隙角度下煤岩组合结构试样 的最终宏观破坏特征如图 14 所示。所有试样中均未 观察到共面剪切裂纹的发育。通过对比图 14a-图 14c 可以看出,裂隙位置对组合结构的裂纹类型与 破坏模式产生了显著影响。翼状裂纹在煤岩体内发 育不充分,而平行于轴向应力方向的反向裂纹和竖向 裂纹发育较好。起源于裂隙岩石端的裂纹易穿过界 面并传播至煤体,在 ZY 型试样中,从裂隙岩体端发育 的破坏面几乎贯穿了整个组合结构。ZM 和 ZY 型试 样的破坏面主要由裂隙作用下的张拉裂纹构成,而 ZI型试样的破坏还显著受到远场裂隙的作用。进一 步对比图 14b、图 14d、图 14g,可以观察到煤样上产 生大量裂纹,主要以裂隙作用下平行于轴向应力的张 拉裂纹为主,同时存在少量远场拉-剪混合裂缝。随 着裂隙角度的增大,煤体出现更严重的脱落或崩脱现 象。在裂隙角度较小的试样中,岩体会通常产生萌生 于裂隙尖端的翼状张拉裂缝,其扩展程度随着角度的 增加而逐渐减小。而在裂隙角度较大的试样中,岩体 仅可能会出现由于煤体破坏而导致的部分崩坏现象。 值得注意的是,在裂隙角度为 30°、45°和 60°试样中, 位于岩体的裂隙尖端下方会出现穿透界面并贯通至 煤体边界的反向张拉裂纹。相比之下,垂直裂隙试样 并未表现出明显的裂隙导向破坏特征。

#### 2 裂隙煤岩组合结构试样应力演化数值模拟

#### 2.1 模型建立

借助 DEM 模拟软件 PFC<sup>2D</sup> 建立了相应的数值模型, 以分析不同裂隙参数下裂隙煤岩组合结构的应力 演化。数值模型的几何形状和加载条件与物理试验 试样一致, 模型尺寸为 50 mm×100 mm, 如图 15 所示。 为了模拟裂隙的存在, 在样品通过删除颗粒来形成裂 隙, 其尺寸为 20 mm×1.5 mm。通常, 颗粒粒径需满足 *L/d* ≥ 25时, 其中*L*为所建模型内所有边界中的最小长 度, *d*为平均粒径, 岩石材料的宏观力学参数趋于稳 定<sup>[25]</sup>。考虑到模拟精度与计算效率的平衡, 模型的最 小颗粒粒径设定为 0.13 mm, 最大与最小粒径比为 1.66。此外, 为了监测裂隙周围的应力演化情况, 在裂 隙周围布置了多个测量圆。测量圆的数量、位置与分 组安排如图 15 所示。

平行粘结模型 (PBM) 具有简单的表达式, 广泛应



图 12 不同裂隙角度下含裂隙组合结构应变场演化 (裂隙角度为 0°~60°)

Fig.12 Strain field evolution of samples with different fracture angle (fracture angle ranging from  $0^{\circ} \sim 60^{\circ}$ )



图 13 裂隙角度为 90°的裂隙煤岩组合结构试样的 AE 特性和应变场演化 Fig.13 AE characteristics and strain field evolution of samples with fracture angle of 90°

煤









用于脆性硬岩的力学模拟,因此,用于本研究中煤、岩的 建模。PBM的本构关系与失效过程如图 16 所示<sup>[26-27]</sup>。 2.2 参数标定

DEM 接触模型参数与物理材料宏观性能密切相





关,但并不一致<sup>[28]</sup>。因此,必须严格依照 DEM 参数的标定过程,反复调整细观参数,直至数值结果与物理试验结果合理一致。标定的细观参数主要分为 2 类: ① 颗粒,主要包括密度、颗粒摩擦系数 $\mu$ 、颗粒弹性模量 $\overline{E_c}$ 与颗粒的法向/切向刚度比;②平行粘结,主要包括平行粘结杨氏模量 $\overline{E_c}$ 、平行黏结法向/切向刚度比、平行粘结拉伸强度 $\overline{c_c}$ ,平行粘结剪切强度 $\overline{c_c}$ ,平行黏结 摩擦角 $\varphi$ ,具体的标定步骤参照 ZHANG 等<sup>[29]</sup>的研究。 细观参数校准结果见表 2,标定后的结果展现于图 17 和表 3 中。

Table	2 (	Calibration microscopic parameters fo	or
	表 2	用于数值模型的校准微观参数	

numerical models

	<b>会</b> 粉	数值					
	参奴	煤	岩				
	Density/(kg $\cdot$ m <sup>-3</sup> )	1 650	2 600				
颗粒 黏结	<i>R<sub>min</sub>/</i> mm	0.130	0.130				
	$R_{max}/R_{min}$	1.660	1.660				
	$E_c/\text{GPa}$	0.775	1.918				
	μ	0.450	0.600				
	$k_n/k_s$	2.150	1.800				
	$\overline{E_c}$ /GPa	0.775	1.918				
	$\overline{\sigma_c}$ /MPa	8.959	20.700				
	$\overline{\tau_c}$ /MPa	8.959	20.700				
	$\overline{k_n/k_s}$	2.150	1.800				
	arphi	33.000	42.000				

#### 2.3 裂隙煤岩组合结构 DEM 模型的适用性分析

图 18 展示了模拟应力-应变曲线和试样破坏形态。与相应的实验结果相比,忽略试验加载初期非线性变形,数值模拟曲线与试验曲线相似,最终破坏模式也基本一致。

图 19 展示了模拟与试验所得力学参数的对比结



图 17 模拟与试验的应力--应变曲线对比

Fig.17 Comparison of stress-strain curves and failure modes between simulation and experiment

#### 表 3 模拟与实验获得的力学参数对比

 Table 3 Comparison of mechanical parameters obtained by simulation and experiment

试样	UCS	/MPa	伯子网	E/C	伯子肉	
	试验	模拟	'禰左/%	试验	模拟	' 佩差/%
纯煤	17.64	17.746	0.6	1.862	1.869	0.38
纯岩	41.04	40.68	0.88	4.975	4.983	0.16
煤岩组合结构	23.42	23.049	1.6	2.709	2.785	2.8

果。由于二维数值建模及裂隙不一致建模等数值缺陷,部分试样类型下模拟值与实验值存在微小误差<sup>[30]</sup>。 然而,本研究中两者随试样类型变化的趋势保持一致, 且误差范围在本研究的可接受范围内。

#### 2.4 模拟结果分析

表 4 总结了几种具有代表性的裂隙煤岩组合结 构试样在初始、峰值应力和破坏后3种状态下的接触 力链及 y、x 方向应力分布演化,其中正值表示拉应力、 负值表示压应力。试样在初始阶段的接触力链和应 力分布与裂隙角度密切相关。以 ZI0 试样为例, 裂隙 尖端外侧和裂隙面上下分别呈现为压缩力链和拉伸 力链集中区域,表现为裂隙尖端外侧出现明显的 y 方 向压应力集中区,面上下形成较为对称的 y 方向卸压 区域。x方向应力在裂隙尖端两侧表现为较小的压应 力区域,拉应力则呈现以裂隙为中心的"X"状扩展区 域。随着裂隙角度的增加,力链和应力分布的特征区 域发生偏转,如 ZM 和 ZI45 试样所示。拉伸力链集 中区域向裂隙尖端移动,压应力集中于尖端内侧,拉 应力集中于尖端外侧,并沿裂隙面斜向扩展。然而, 煤岩界面的作用导致 ZM 型试样种的界面阻断了裂 隙引起的应力集中传递。力链场和应力场受 90°裂隙 的影响并不明显,压缩力链和 y 方向应力并未呈现出 明显的分区特征,更多的受到煤岩界面作用的影响。





Fig.18 Comparison of stress-strain curves and failure modes between simulation and test





在含水平与倾斜裂隙的煤岩组合结构试样中,裂 纹首先出现在裂隙尖端的 x 方向拉应力集中区,表现 为拉伸裂纹。在剪切应力作用下,还会出现包含有剪 切微裂纹的次生裂纹发育,例如 ZM 试样裂隙右侧尖 端的次生裂纹。物理试验结果 (图 14a、b) 也验证了 这一现象,次生裂纹不仅贯通初始材料,还可能穿过 界面扩展至相邻材料。裂隙尖端的应力场和煤岩界 面约束效应会导致水平拉应力与剪切应力的耦合作 用。例如,ZI45 试样中裂隙右侧尖端的次生倾斜裂纹 即是这一耦合作用的结果。尖端下部岩体受裂隙剪



切力和煤体扩张力作用下,表现出拉-剪复合型破坏。 该破坏形式普遍存在于所有倾斜裂隙煤岩组合结构 试样内,如图 16 所示。垂直裂隙试样的破坏与常规 煤岩组合结构试样类似,主要受界面效应的影响。

裂隙周围布置了测量圆,以监测局部水平应力和 剪切应力的动态变化,如图 20 所示。水平裂隙试样 内,B1—B6 和 C1—C6 分别位于岩体和煤体内。初期 加载阶段,裂隙两端 A1 和 A2 主要为水平压应力,剪 切应力较为微弱。从 B1—B6 和 C1—C6,水平拉应力 从接近零值逐渐升高,后又逐步降低至零。B1—B6 和 C1—C6 的剪切应力与水平应力呈相反变化趋势, B1、B6、C1、C6 处的剪切应力最大, 而裂隙中部区域 的剪切应力较低。当轴向应力加载至 70% op时, 煤体 内水平拉应力和剪切应力发生骤降, 水平拉应力降至 零后逐渐转为水平压应力并持续增大, 直至试样完全 破坏后略有回降。与此同时, 岩体内的水平拉应力和 剪切应力集中区在轴向应力加载至 90% op时出现降 低, 表明岩体的破坏滞后于煤体的破坏。

相较于水平裂隙试样,倾斜裂隙试样中A1、A2 区域的水平压应力积聚有所降低,而剪切应力则显著 煤





增加。煤体内 C1—C3 区域的水平拉应力明显低于岩体内 B4—B6 区域,并在轴向应力加载至 80% op时出现骤降。煤体内 B1、B2、C1—C3 区域的剪切应力也显著低于岩体内 B4—B6、C4、C5 区域,其变化趋势与水平应力一致。垂直裂隙试样中各测量圆的应力值在加载阶段稳定增加,且明显低于其他裂隙角度试样,表明垂直裂隙不会导致试样内部产生显著的应力集中现象。

图 21 和图 22 分别展示了不同裂隙位置和裂隙 角度下裂隙煤岩组合结构试样在单轴加载各阶段的 平均法向和切向接触力分布。结果表明,平均法向和 切向接触力在各方向都表现出明显的各向异性。不 同裂隙位置与裂隙角度下的试样在加载各阶段的接 触力分布模式基本相同。平均法向接触力在轴向上 较大,而在水平上接近0,呈现水平对称分布;而平均 切向接触力分布呈"蝴蝶形",其在轴向和水平方向上 较小,高应力主要集中在切向上。随着加载过程的推 进,各试样的平均法向和切向接触力逐渐增大,并在 峰值应力点达到最大值,随后迅速下降。特别的,平 均法向接触力在靠近90°以及平均切向接触力在45°、



图 21 不同裂隙位置下裂隙煤岩组合结构试样接触力的变化







Fig.22 Variations of contact force of fractured coal-rock combination structure samples at different fracture angles

135°、225°、315°方向上的变化表现出更为明显的演化特征。

ZM 型和 ZI 型试样的平均法向和切向接触力分 布和大小在峰值应力前基本一致,这与两者主要由煤 体损伤和破坏所主导的破坏模式相符。ZY 型试样的 接触力显著高于 ZM 型和 ZI 型试样,但在破坏后,各 试样的接触力分布和大小趋于一致。总体来看,随着 裂隙角度的增加,平均法向和切向接触力均增大,并 且增长幅度随着裂隙角度的升高而加剧。裂隙角度 对于接触力的影响主要体现在大小上,对其分布模式 影响较小。

# 3 裂隙煤岩组合体单轴加载下力学机制和强 度探讨

先前的研究表明,常规煤岩组合体内,界面效应 使得界面煤体的极限强度显著高于远离界面的煤体<sup>[4]</sup>。 本研究中发现,ZI型试样中位于岩体内裂隙尖端下方 的界面煤体首先发生破坏,进而引发岩体的破坏,如 图 23 所示。这表明,裂隙作用会导致煤岩组合结构



图 23 倾斜裂隙试样内界面煤岩体的破坏发育

Fig.23 Failure development of coal & rock at the inner interface of sample with inclined fracture

试样的力学机制发生转变。

断裂力学中裂隙根据应力状态通常被划分为张 开型裂隙 (I型)、滑移型裂隙 (II型)和撕裂型裂隙 (III型)<sup>[31]</sup>。在单轴加载下,倾斜裂隙分别受垂直于和 平行于裂隙表面的拉伸和剪切应力作用,形成 I 型和 II 型裂隙组合的复合裂隙<sup>[32]</sup>。如图 24a 所示,点 P 为 一个随机极坐标点,其长度为r,角度为θ。

I-II 型裂隙尖端的应力场可以被简化表达为<sup>[33]</sup>

$$\begin{cases} \sigma_x = \frac{K_{\rm I}}{\sqrt{2\pi}r} \cos\frac{\theta}{2} \left( 1 - \sin\frac{\theta}{2} \sin\frac{3\theta}{2} \right) - \frac{K_{\rm II}}{\sqrt{2\pi}r} \sin\frac{\theta}{2} \left( 2 + \cos\frac{\theta}{2} \cos\frac{3\theta}{2} \right) \\ \sigma_y = \frac{K_{\rm I}}{\sqrt{2\pi}r} \cos\frac{\theta}{2} \left( 1 + \sin\frac{\theta}{2} \sin\frac{3\theta}{2} \right) + \frac{K_{\rm II}}{\sqrt{2\pi}r} \sin\frac{\theta}{2} \cos\frac{\theta}{2} \cos\frac{3\theta}{2} \\ \tau_{xy} = \frac{K_{\rm I}}{\sqrt{2\pi}r} \sin\frac{\theta}{2} \cos\frac{\theta}{2} \cos\frac{3\theta}{2} + \frac{K_{\rm II}}{\sqrt{2\pi}r} \cos\frac{\theta}{2} \left( 1 - \sin\frac{\theta}{2} \sin\frac{3\theta}{2} \right) \end{cases}$$
(2)

其中, K<sub>I</sub>和K<sub>II</sub>分别为 I 型和 II 型裂隙的尖端应力 强度因子, 其可表达为

$$\begin{cases} K_I = \sigma \sqrt{\pi a} \sin^2 \alpha \\ K_{II} = \sigma \sqrt{\pi a} \sin \alpha \cos \alpha \end{cases}$$
(3)

处于界面区域外的煤、岩破坏主要受到裂隙尖端 应力场作用下裂纹的起裂与扩展的影响。煤岩组合 结构试样加载过程中,煤与岩的水平变形趋势不一致, 会造成明显的界面约束效应,如图 24b 所示。本研究 探讨的是含单一平面的非贯通裂隙的煤岩组合结构 试样力学机制。为简化分析,将其视为二维平面问题。 通常认为,煤的水平变形大于岩体的水平变形,因此, 界面约束效应对煤施加压应力,而对岩体施加拉 应力。

$$\begin{cases} \sigma_{yc}^* = \sigma_{yr}^* = \sigma_y^*, \sigma_{xc}^* = -\sigma_{xr}^* \\ \varepsilon_{xc}^* = \varepsilon_{xr}^* \end{cases}$$
(4)

式中: $\sigma_{y}^{*}$ 为界面煤、岩的轴向应力; $\sigma_{yr}^{*}, \sigma_{xp}^{*}$ 和 $\sigma_{yr}^{*}, \sigma_{xc}^{*}$ 分别表示界面岩、煤的垂直和水平应力; $\varepsilon_{xr}^{*}$ 和 $\varepsilon_{xc}^{*}$ 分别表示界面岩、煤的水平应变。

基于胡克定律,界面岩、煤的水平应变为



图 24 单轴压缩下裂缝煤岩组合结构应力场示意 Fig.24 Theoretical model of stress field at fracture tip and element stress state at interface under uniaxial compression

$$\begin{cases} \varepsilon_{xr}^* = \frac{1}{E_r} \left[ \sigma_{xr}^* - \mu_r \sigma_{yr}^* \right] \\ \varepsilon_{xc}^* = \frac{1}{E_c} \left[ \sigma_{xc}^* - \mu_c \sigma_{yc}^* \right] \end{cases}$$
(5)

结合式(4)和式(5),可得出界面煤、岩应力关系式:

$$\begin{cases} -\sigma_{xr}^* = \sigma_{xc}^* = k_{rc}\sigma_y^* \\ k_{rc} = \frac{E_c\mu_r - E_r\mu_c}{E_c - E_r} \end{cases}$$
(6)

代入裂隙作用下的应力场,可以获得裂隙作用下的煤岩组合结构单轴加载界面煤、岩应力状态:

$$\begin{cases} \sigma_y^* = \sigma_y \\ \sigma_{xc} = k_{rc}\sigma_y + \sigma_x \\ \sigma_{xr} = -k_{rc}\sigma_y + \sigma_x \end{cases}$$
(7)

同时,认为界面区域外的岩、煤没有受到界面约 束力或受到的界面约束力较弱,其仅受裂隙尖端应力 场作用:

$$\begin{cases} \sigma_{yr}^{**} = \sigma_{yc}^{**} = \sigma_y \\ \sigma_{xr}^{**} = \sigma_{xc}^{**} = \sigma_x \end{cases}$$
(8)

为了预测裂隙作用下的煤岩组合结构单轴加载 不同区域的极限强度,引入了 Griffith 强度准则,其较 好的适用于脆性破坏材料。

$$\begin{cases} \sigma_3 = -\sigma_t(\sigma_1 + 3\sigma_3 < 0) \\ \frac{(\sigma_1 - \sigma_3)^2}{\sigma_1 + \sigma_3} = 8\sigma_t(\sigma_1 + 3\sigma_3 > 0) \end{cases}$$
(9)

式中, $\sigma_1$ 和 $\sigma_3$ 分别表示最大最小主应力; $\sigma_r$ 表示单轴抗 拉强度。

将式(7)代人式(9),可以得到裂隙作用下的煤岩 组合结构试样界面煤、岩的极限抗拉强度,其代表材 料抵抗断裂的能力:

$$\sigma_{tc}^{*} = \frac{2\sigma_{x}(1-k_{rc}) + 8\sigma_{tc}k_{rc}(1+k_{rc}) + \sqrt{\left[-2\sigma_{x}(1-k_{rc}) - 8k_{rc}\sigma_{tc}(1+k_{rc})\right]^{2} - 4(1-k_{rc})^{2}(\sigma_{x}^{2} + 8\sigma_{x}k_{rc}\sigma_{tc})}{-2(1-k_{rc})^{2}}$$

$$\sigma_{tr}^{*} = \frac{2\sigma_{x}(1+k_{rc}) + 8\sigma_{tr}k_{rc}(k_{rc}-1) + \sqrt{\left[2\sigma_{x}(1+k_{rc}) + 8k_{rc}\sigma_{tr}(k_{rc}-1)\right]^{2} - 4(1+k_{rc})^{2}(\sigma_{x}^{2} - 8\sigma_{x}k_{rc}\sigma_{tr})}{-2(1+k_{rc})^{2}}$$
(10)

可以看出,煤岩组合结构内各区域的极限抗拉强 度与裂隙尖端应力场施加的水平应力密切相关,其主 要受到裂隙的相对位置和裂隙几何参数的影响。对 于 ZM 和 ZY 型试样,裂隙完全处于煤体或岩体中。 此时,裂隙所在材料首先发生破坏,裂纹向边界及煤 岩界面延伸。在界面约束效应的作用下,不含裂隙的 材料在界面处承受拉应力,但裂隙尖端应力场对这些 材料的作用较弱。界面材料的破坏主要与其自身的 强度特性相关,表现为从岩体向煤体的破坏传播比从 煤体向岩体的传播更为容易。对于 ZI 型试样, 裂隙 尖端应力场对界面煤体和界面岩体的作用均较为显 著。如果界面煤体的极限强度小于界面岩体和裂隙 尖端岩体,界面岩体将在界面约束效应与裂隙尖端应 力场共同作用下,承受叠加的拉应力,裂纹可能会沿 界面传播至岩体。反之,如果裂隙尖端岩体的极限强 度小于界面煤体,则裂纹可能会沿界面从岩体传播至 煤体。这一现象可以解释含倾斜裂隙的 ZI 型试样出 现跨界面破坏的特征。

### 4 结 论

1) 裂隙的相对位置和裂隙角度对煤岩组合结构 试样的力学性能具有显著影响。ZI 型试样和 ZM 型 试样的强度和变形特性较为相似,且显著低于 ZY 型 试样。随着裂隙角度的增加,试样的裂纹闭合应力、 屈服应力、峰值应力、初始变形模量和弹性模量均呈 指数性增长。

2) 裂隙的相对位置和裂隙角度决定了裂纹的演 化过程,进而影响了试样的渐近破坏特征。ZI 型试样 在屈服阶段的 AE 计数占全过程的比例最高,而 ZY 型试样的 AE 信号则集中于峰值应力后的宏观破坏阶 段。随着裂隙角度的增大,试样的 AE 事件由峰值应 力前的均匀增长逐步集中于峰值应力前后。

3)裂隙组合结构试样的应变主要集中于裂隙尖端附近,试样应变场演化规律与裂隙的位置和角度具 有紧密关系。不同试样的应变集中带倾向于向煤体 内传播,最终导致单一材料或跨界面的宏观拉伸裂纹。

4) 裂隙角度的变化会引起特征区域的偏转,进而显著影响界面约束效应的作用。在加载中,岩体内的积聚应力骤降滞后于煤体。随着裂隙角度的增加,各阶段的平均法向和切向接触力均表现出增大的趋势,且其增长幅度随裂隙角度的增大而显著增加。结合裂隙尖端应力场理论和煤岩界面约束效应理论,探讨了单轴加载下裂隙煤岩组合结构的力学机制和不同区域的极限强度。

#### 参考文献(References):

[1] KANG H P, GAO F Q, XU G, et al. Mechanical behaviors of coal measures and ground control technologies for China's deep coal mines–A review[J]. Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering, 2023, 15(1): 37–65. 煤

- [2] ZOU J P, WU K B, ZHANG X F, et al. Effective evaluation of deephole blasting for controlling strong tremors induced by deep coal mining-a case study[J]. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 2022, 159: 105211.
- [3] XIE H P, GAO M Z, ZHANG R, et al. Study on the mechanical properties and mechanical response of coal mining at 1000 m or deeper[J]. Rock Mechanics and Rock Engineering, 2019, 52(5): 1475–1490.
- [4] SONG H Q, ZUO J P, LIU H Y, et al. The strength characteristics and progressive failure mechanism of soft rock-coal combination samples with consideration given to interface effects[J]. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 2021, 138: 104593.
- [5] 樊玉峰,肖晓春,丁鑫,等. 岩煤接触面力学性质对组合煤岩力学行 为影响机制[J]. 煤炭学报, 2023, 48(4): 1487–1501.
   FAN Yufeng, XIAO Xiaochun, DING Xin, et al. Influence mechanism of contact surface mechanical properties on mechanical behavior of coal rock combination[J]. Journal of China Coal Society, 2023, 48(4): 1487–1501.
- [6] 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 Fuqiang, WANG Xiaoqing, et al. Energy evolution law and failure mechanism of coal-rock combined specimen[J].
  Journal of China Coal Society, 2019, 44(12): 3894–3902.
- [7] 陈绍杰, 尹大伟, 张保良, 等. 顶板-煤柱结构体力学特性及其渐进 破坏机制研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2017, 36(7): 1588-1598.
  CHEN Shaojie, YIN Dawei, ZHANG Baoliang, et al. Mechanical characteristics and progressive failure mechanism of roof-coal pillar structure[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2017, 36(7): 1588-1598.
- [8] MA Q, TAN Y L, LIU X S, et al. Mechanical and energy characteristics of coal-rock composite sample with different height ratios: A numerical study based on particle flow code[J]. Environmental Earth Sciences, 2021, 80(8): 309.
- [9] 陈光波,李谭,张国华,等. 煤岩组合体破坏前能量积聚规律试验研究[J]. 煤炭学报, 2021, 46(S1): 174-186.
  CHEN Guangbo, LI Tan, ZHANG Guohua, et al. Experimental study on the law of energy accumulation before failure of coal-rock combined body[J]. Journal of China Coal Society, 2021, 46(S1): 174-186.
- [10] 杜锋, 王凯, 孙加智, 等. 单轴压缩下不同倾角煤岩组合体力学特 性及破坏特征[J]. 中国安全科学学报, 2024, 34(6): 136-145. DU Feng, WANG Kai, SUN Jiazhi, et al. Mechanical properties and failure characteristics of coal rock combinations with different inclination angles under uniaxial compression[J]. China Safety Science Journal, 2024, 34(6): 136-145.
- [11] XU C, WANG W H, WANG K, et al. Influence of coal-rock interface inclination on the damage and failure law of original coal-rock combination[J]. Engineering Failure Analysis, 2024, 161: 108275.
- [12] 余伟健,潘豹,李可,等. 岩-煤-岩组合体力学特性及裂隙演化规 律[J]. 煤炭学报, 2022, 47(3): 1155-1167.
  YU Weijian, PAN Bao, LI Ke, et al. Mechanical properties and fracture evolution law of rock-coal-rock combination[J]. Journal of China Coal Society, 2022, 47(3): 1155-1167.

- [13] LI F X, YIN D W, WANG F, et al. Effects of combination mode on mechanical properties of bi-material samples consisting of rock and coal[J]. Journal of Materials Research and Technology, 2022, 19: 2156–2170.
- [14] 黄达,黄润秋. 卸荷条件下裂隙岩体变形破坏及裂纹扩展演化的 物理模型试验[J]. 岩石力学与工程学报, 2010, 29(3): 502-512.
  HUANG Da, HUANG Runqiu. Physical model test on deformation failure and crack propagation evolvement of fissured rocks under unloading[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2010, 29(3): 502-512.
- [15] 付金伟,朱维申,曹冠华,等. 岩石中三维单裂隙扩展过程的试验 研究和数值模拟[J]. 煤炭学报, 2013, 38(3): 411-417.
  FU Jinwei, ZHU Weishen, CAO Guanhua, et al. Experimental study and numerical simulation of propagation and coalescence process of a single three-dimensional flaw in rocks[J]. Journal of China Coal Society, 2013, 38(3): 411-417.
- [16] 赵阳升. 岩体力学发展的一些回顾与若干未解之百年问题[J]. 岩石力学与工程学报, 2021, 40(7): 1297-1336.
  ZHAO Yangsheng. Retrospection on the development of rock mass mechanics and the summary of some unsolved centennial problems[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2021, 40(7): 1297-1336.
- [17] 张朝俊, 吴顺川, 储超群, 等. 裂隙砂岩应变场演化与超声时移衰 减特征研究[J]. 岩土力学, 2024, 45(5): 1284-1296.
  ZHANG Chaojun, WU Shunchuan, CHU Chaoqun, et al. Strain field evolution and ultrasonic time-lapse attenuation characteristics of fractured sandstone[J]. Rock and Soil Mechanics, 2024, 45(5): 1284-1296.
- [18] MA S Z, LIU K W, GUO T F, et al. Experimental and numerical investigation on the mechanical characteristics and failure mechanism of cracked coal & rock-like combined sample under uniaxial compression[J]. Theoretical and Applied Fracture Mechanics, 2022, 122: 103583.
- [19] 陈光波, 唐薇, 李谭, 等. 裂隙煤岩组合体单轴压缩力学响应及失稳机制[J]. 岩土力学, 2024, 45(9): 2633-2652.
  CHEN Guangbo, TANG Wei, LI Tan, et al. Mechanical response and instability model of fractured coal-rock combined body[J]. Rock and Soil Mechanics, 2024, 45(9): 2633-2652.
- [20] CHEN G B, TANG W, CHEN S J, et al. Damage effect and deterioration mechanism of mechanical properties of fractured coal–rock combined body under water–rock interaction[J]. Rock Mechanics and Rock Engineering, 2024: 513–517.
- [21] LI C J, XU Y, CHEN P Y, et al. Dynamic mechanical properties and fragment fractal characteristics of fractured coal–rock-like combined bodies in split Hopkinson pressure bar tests[J]. Natural Resources Research, 2020, 29(5): 3179–3195.
- [22] JIANG W T, LAI Y M, YU F, et al. Mechanical properties investigation and damage constitutive models of red sandstone subjected to freeze-thaw cycles[J]. Cold Regions Science and Technology, 2023, 207: 103776.
- [23] 韩鹏华, 赵毅鑫, 高森, 等. 长期水浸作用下煤样渐进破坏特征及 损伤本构模型[J]. 岩石力学与工程学报, 2024, 43(4): 918-933.
   HAN Penghua, ZHAO Yixin, GAO Sen, et al. Progressive damage

characteristics and damage constitutive model of coal samples under long-term immersion[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2024, 43(4): 918–933.

- [24] JIANG W T, LAI Y M, MA Q G, et al. Mechanical damage model and brittleness index of frozen rocks based on statistical damage theory[J]. Acta Geotechnica, 2023, 18(9): 4687–4713.
- [25] LI Z, RAO Q H. Quantitative determination of PFC3D microscopic parameters[J]. Journal of Central South University, 2021, 28(3): 911–925.
- [26] WANG K, ZHANG X, DU F, et al. Numerical study on damage response and failure mechanism of gas-containing coal-rock combination under confining pressure effect[J]. Fuel, 2023, 349: 128683.
- [27] WANG Y H, NGUYEN N H T, ZHAO L H. Micromechanical study on hard rock strainburst using the discrete element method[J]. Tunnelling and Underground Space Technology, 2021, 109: 103793.
- [28] NGUYEN N H T, BUI H H, KODIKARA J, et al. A discrete element modelling approach for fatigue damage growth in cemented materials[J]. International Journal of Plasticity, 2019, 112: 68–88.
- [29] ZHANG K Y, LIU F, XIA K W. Formulation, calibration, and applications of disk-based discontinuous deformation analysis for rock

failure simulation[J]. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 2021, 148: 104944.

- [30] XIONG F, LIU X R, ZHOU X H, et al. Mechanical behaviours of sandstone containing intersecting fissures under uniaxial compression[J]. Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering, 2022, 14(2): 460–476.
- [31] JIAO Y, ZUO Y J, WEN Z J, et al. Crack-tip propagation laws and energy evolution of fractured sandstone[J]. Engineering Failure Analysis, 2024, 166: 108832.
- [32] 赵程,鲍冲,松田浩,等.数字图像技术在节理岩体裂纹扩展试验中的应用研究[J]. 岩土工程学报, 2015, 37(5): 944-951.
   ZHAO Cheng, BAO Chong, Matsuda Hiroshi, et al. Application of digital image correlation method in experimental research on crack propagation of brittle rock[J]. Chinese Journal of Geotechnical Engineering, 2015, 37(5): 944-951.
- [33] ZHAO C, ZHOU Y M, ZHANG Q Z, et al. Influence of inclination angles and confining pressures on mechanical behavior of rock materials containing a preexisting crack[J]. International Journal for Numerical and Analytical Methods in Geomechanics, 2020, 44(3): 353–370.