含孔洞坚硬煤体能量聚释特征与卸压机制研究

蒋邦友[1],赵明广[1],顾士坦[1],张华磊[2],张士川[1],李文帅[3]
(1. 山东科技大学 能源与矿业工程学院,山东 青岛 266590;2. 安徽理工大学 矿业工程学院,安徽 淮南 232001;
3. 山东科技大学 土木工程与建筑学院,山东 青岛 266590)

摘要: 为研究钻孔对硬煤试样受载变形破坏过程中能量演化规律及卸压机理的影响,本文通过开展完整煤样与含孔洞煤样的单轴压缩试验及循环加卸载试验,并结合声发射监测与数字图像相关分析,探讨了钻孔对硬煤力学特性、能量分配及裂纹演化特征的影响规律. 结果表明:钻孔显著削弱了硬煤的承载强度,其降幅为7.99%~45.11%;基于强度折减指数、能量耗散指数和应变场波动程度指数对钻孔卸压效果进行量化处理,并通过极差和方差计算发现方案7钻孔参数(钻孔直径10 mm、钻孔间距8 mm、钻孔深度30 mm)的卸压响应较为显著;含孔洞煤样表面均形成3个及以上数量的应变局部化带,为能量释放提供了更多的补偿空间;并且声发射振铃计数呈现多峰分布,b值发生明显波动,表明钻孔促使煤样内部能量阶段性释放,延缓了硬煤宏观失稳破坏;钻孔硬煤内部耗散能主要以阻尼能形式释放,循环滞回环逐渐收敛并趋于稳定,表明能量释放过程更可控;钻孔及拉伸裂纹的主要作用是诱导剪切裂纹的萌生,剪切裂纹在各阶段贯通并形成不同尺度的剪切带,实现能量分阶段释放. 研究成果表明钻孔具有削弱硬煤脆性特征、改善能量释放路径的作用机理,为深部坚硬煤层巷道卸压提供了机理层面的参考.

关键词: 含孔洞硬煤类;正交试验;声发射特征;能量耗散;裂纹演化;钻孔卸压机理
中图分类号: TD 315 **文献标志码:** A **文章编号:** 1000-1964(2026)03-0699-20

Energy accumulation-release characteristics and pressure-relief mechanism of hard coal containing boreholes

JIANG Bangyou[1], ZHAO Mingguang[1], GU Shitan[1], ZHANG Hualei[2], ZHANG Shichuan[1], LI Wenshuai[3]
(1. College of Energy and Mining Engineering, Shandong University of Science and Technology, Qingdao, Shandong 266590, China; 2. School of Mining Engineering, Anhui University of Science and Technology, Huainan, Anhui 232001, China; 3. School of Civil Engineering and Architecture, Shandong University of Science and Technology, Qingdao, Shandong 266590, China)

Abstract: To investigate the influence of boreholes on the energy evolution law and pressure-relief mechanism during the loading-induced deformation and failure of hard coal specimens, uniaxial compression tests and cyclic loading-unloading tests were conducted on intact coal specimens and coal specimens containing boreholes, and acoustic emission monitoring and DIC analysis were combined to examine the effects of boreholes on the mechanical properties, energy distribution, and

收稿日期: 2026-02-02 **修回日期:** 2026-04-23 **DOI:** 10.13247/j.cnki.jcumt.20260062
基金项目: 国家自然科学基金项目(52374129,52204144);山东省高等学校青创科技支持计划项目(2024KJH059)
第一作者: 蒋邦友(1989—),男,山东省济宁市人,教授,硕士生导师.E-mail:jiangbangyou123@163.com
通信作者: 顾士坦(1978—),男,山东省济宁市人,教授,硕士生导师.E-mail:chinasdgst@163.com
引用格式: 蒋邦友,赵明广,顾士坦,等.含孔洞坚硬煤体能量聚释特征与卸压机制研究[J].中国矿业大学学报,2026,55(3):699-718.
JIANG Bangyou, ZHAO Mingguang, GU Shitan, et al. Energy accumulation-release characteristics and pressure-relief mechanism of hard coal containing boreholes[J]. Journal of China University of Mining & Technology, 2026, 55(3): 699-718.

crack evolution characteristics of hard coal. The results show that: The strength of hard coal is significantly weakened by boreholes, with a reduction range of 7.99% to 45.11%. The pressure relief effect is quantified using the strength reduction index, energy dissipation index, and strain field fluctuation degree index. Based on range analysis and analysis of variance, it is determined that the borehole parameter of Scheme 7 (10 mm diameter, 8 mm spacing, 30 mm depth) exhibits a significant pressure-relief response. The surface of coal samples containing boreholes forms three or more strain-localization bands, providing additional compensation space for energy release. Furthermore, the acoustic emission ringing counts display a multi-peak distribution, and the *b*-value exhibits notable fluctuations, indicating that boreholes facilitate staged energy release within the coal specimens and delay the macroscopic instability failure of hard coal. The dissipated energy within hard coal containing boreholes is predominantly released in the form of damping energy, and the cyclic hysteresis loops gradually converge and become stable, indicating that the energy-release process is more controllable. The primary functions of boreholes and tensile cracks are to induce the initiation of shear cracks. The shear cracks propagate through the specimen at different stages and form shear bands of different scales, thereby realizing staged energy release. The results indicate that borehole drilling weakens the brittle characteristics of hard coal and improves the energy-release path, providing a mechanistic basis for pressure relief in roadways within deep hard coal seams.

Key words: hard coal with boreholes; orthogonal experiment; acoustic emission characteristics; energy dissipation; crack evolution; borehole pressure-relief mechanism

随着开采深度和强度的增加,深部煤矿所面临的“三高一扰动”复杂应力环境增加了冲击地压发生的可能性[1]. 冲击地压等动力灾害是威胁煤矿安全生产的主要灾害类型,其发生与煤体力学性质、应力集中程度以及能量积聚密切相关,目前钻孔卸压技术已成为冲击地压灾害防治的重要措施之一[2]. 钻孔卸压技术能通过钻孔诱导孔周裂隙扩展,削弱应力集中区、吸收弹性应变能,并诱导应力峰值向深部迁移[3].

数值模拟和室内试验研究是深入认识岩土工程致灾机理的重要途径,众多研究针对应力重分布、能量耗散、裂隙演化等方面来揭示钻孔卸压机理. 从应力角度,文献[4-5]认为卸压钻孔在巷道帮部的作用是通过诱导应力重分布,促进应力峰值向围岩深处转移,从而降低浅部围岩应力集中程度. 从能量角度,卸压钻孔能促进煤岩体内部能量的耗散,削弱其弹性储能能力[6]. 文献[7]通过对钻孔煤样进行单轴压缩和循环加卸载试验,分析了钻孔在缩孔变形、孔周裂隙扩展、塌孔、钻孔闭合4个阶段中弹性能演化特征,发现弹性能占比先下降后上升,认为钻孔卸压效果具有时效性. 从裂隙角度,文献[8]通过单轴压缩试验研究了预制钻孔花岗岩试样仅在2个阶段的裂纹类型,即初始压密阶段孔周形成张拉裂隙,在失稳破坏阶段岩样突然发生剪切位移. 文献[9]借助DIC技术分析钻孔岩样表面应变场演化过程,发现拉伸裂纹首先集中在钻孔顶部和底部,然后在钻孔两侧萌生剪切裂纹并扩展.

上述研究从应力、裂隙、能量角度为本文探索钻孔卸压机制奠定了坚实基础,但研究多侧重于单一视角的分析,缺乏多角度以及演化过程的刻画. 现如今对钻孔煤样的研究主要集中在强度较低的软煤或自制试样中. 软煤因结构疏松,原生裂隙发育程度高,在轴向应力条件下可以通过裂纹扩展形成塑性区来为能量的释放提供更多的补偿空间. 然而,对于结构致密、脆性显著的硬煤而言,煤体裂隙扩展受限、能量高度集中,卸压效果不显著.

鉴于此,为了更加清晰地阐释钻孔对高应力环境中硬煤试样受载变形破坏过程中能量演化规律及卸压机理的影响,笔者在前人研究的基础上,通过设计不同钻孔参数方案的煤样,开展单轴压缩和循环加卸载试验以及PFC^{3D}数值模拟,结合声发射技术和数字散斑技术(DIC),实现对钻孔硬煤变形破坏全过程的动态监测,从宏观和微观相结合、应力-能量-裂隙耦合的角度探讨预制钻孔硬煤能量耗散特征并揭示其卸压减冲机理.

1　试样制备及试验方案

1.1　试样制备

将煤块加工成为 50 mm×50 mm×100 mm（长×宽×高）的长方体煤样．为降低煤样离散性对试验的影响，同类型煤样均取自同一煤块，并在试验前通过 HKN-B 型智能超声纵横波自动测试仪对各完整煤样进行波速测试，测试结果为煤样纵波波速在 755.29～784.93 m/s 之间，各煤样间波速差异较小，表明煤样整体结构较为均一．可认为离散性对后续力学试验影响较小，试验结果具有良好的代表性．

1.2　试验设备

图 1 为试验控制与监测系统．利用伺服加载系统岛津 AG-X250 电子万能试验机对煤样进行单轴压缩试验和循环加卸载试验，加载时采用位移加载控制．为更好地观察煤样裂纹发展和能量耗散状态，并参照文献[10-11]设置本次单轴压缩试验加载速率为 0.24 mm/min，循环加卸载试验加载速率为 0.5 kN/s；通过数字散斑系统监测煤样表面变形场演化，采集频率为 3 帧/s，试验前在煤样表面敷上散斑贴纸，如图 2 钻孔煤样实物所示；利用声发射监测系统采集煤样声发射特征参数，在传感器与试样接触面涂抹凡士林，并利用胶带将传感器固定在煤样两孔桥接区域的正后方表面．试验过程中，伺服加载控制系统、数字散斑系统和声发射监测系统同步进行，保证时间参数相同．

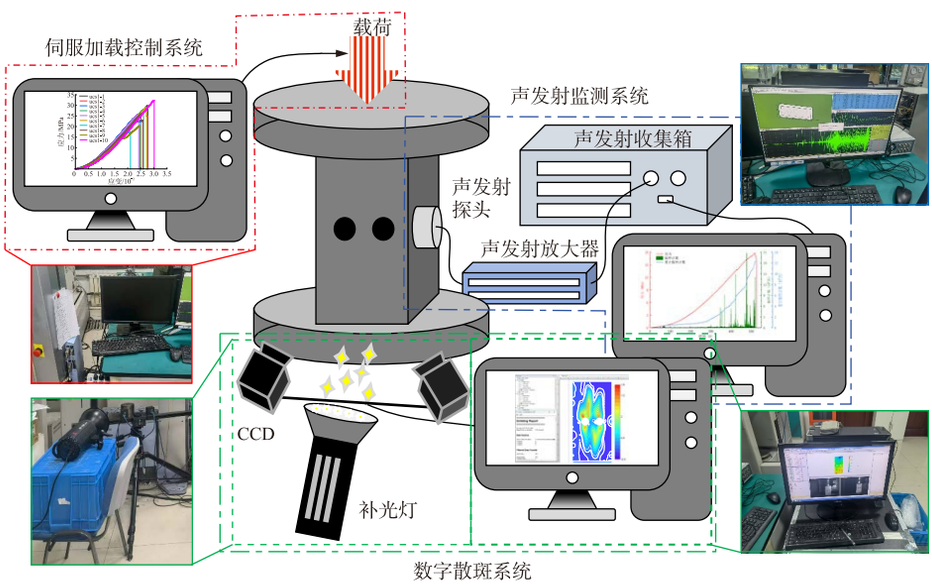


图 1　试验控制与监测系统

Fig. 1　Experimental control and monitoring system

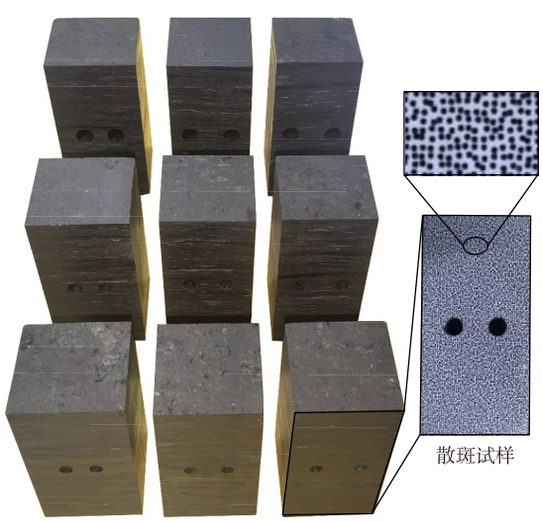


图 2　钻孔煤样实物

Fig. 2　Boreholed coal specimen

1.3　试验方案

考虑到硬煤整体强度较高、脆性显著，小尺度钻孔对其应力场扰动和卸压效果的影响有限，因此本研究在方案设计时选择了具有明显可比性的钻孔参数范围，并参照文献[12]设置本次试验中煤样钻孔参数，以确保试样在加载过程中能够形成可观测的裂隙演化特征，便于揭示硬煤钻孔卸压机理．

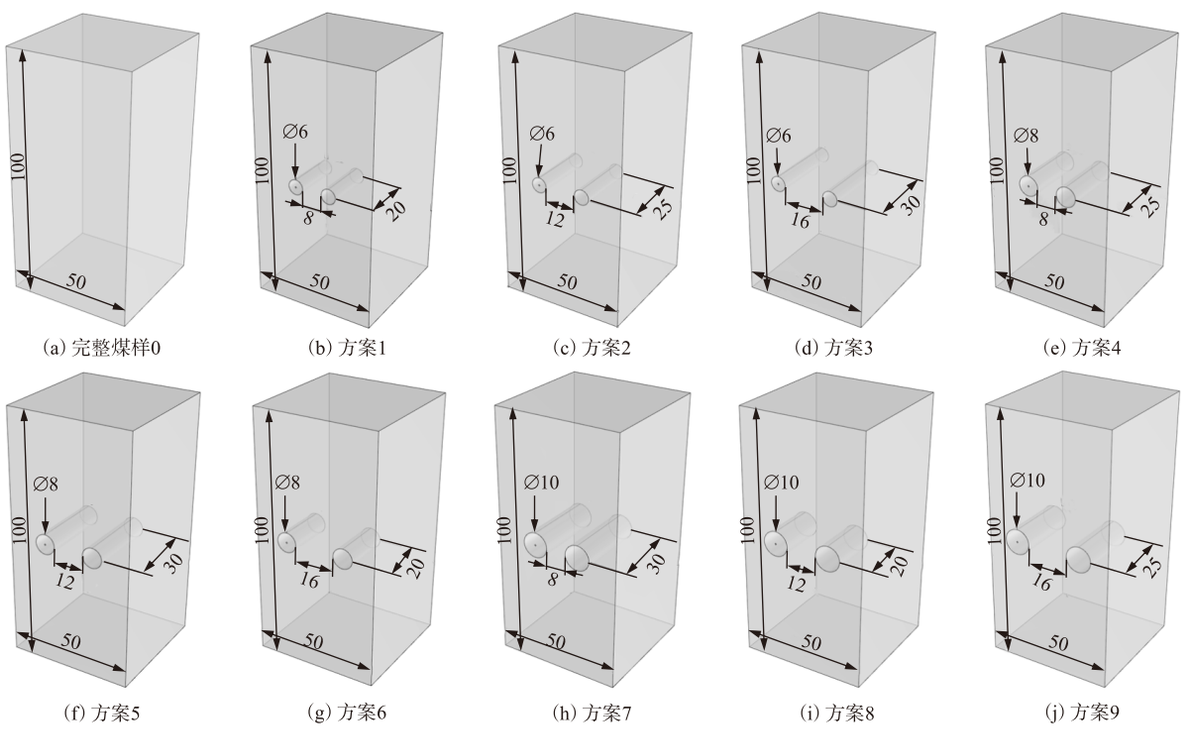
笔者通过单轴压缩试验和循环加卸载试验并借助声发射和数字散斑技术对预制钻孔煤样展开试验研究，拟从钻孔直径（6，8，10 mm）、钻孔间距（8，12，16 mm）、钻孔深度（20，25，30 mm）3 个影响因素进行研究，依据 $L9(3^3)$ 正交表进行试验设计，将能量耗散指数、应变场波动程度指数、强度折减指数作为钻孔卸压效果评价指标．当以能量

耗散指数E为研究对象时，分别以α_1,α_2,α_3表示三水平．例如$\alpha_{11}=E_1+E_2+E_3$表示第一个影响因素的第一水平即钻孔直径为 6 mm时的试验结果之和；$\alpha_{22}=E_2+E_5+E_8$表示第二个因素的第二水平即钻孔间距为 12 mm时的试验结果之和；$\alpha_{31}=E_1+E_6+E_8$表示第三个因素的第一水平即钻孔深度为 20 mm时的试验结果之和，其余同理．$\bar{\alpha}_1$,$\bar{\alpha}_2$,$\bar{\alpha}_3$分别为α_1,α_2,α_3的平均值．以应变场波动程度β和强度折减指数ω为研究对象时同上述（表中β,ω未列出）．三因素三水平正交试验设计如表 1所示，图 3为煤样方案模型，表 2为极差分析示意表，表 3为加载试验方案．

表 1　三因素三水平正交试验设计

Table 1　Orthogonal experimental design with three factors at three levels

方案编号	影响因素			评价指标			方案编号	影响因素			评价指标		
	钻孔直径/mm	钻孔间距/mm	钻孔深度/mm	能量耗散指数	应变场波动程度指数	强度折减指数		钻孔直径/mm	钻孔间距/mm	钻孔深度/mm	能量耗散指数	应变场波动程度指数	强度折减指数
1	6	8	20	E_1	β_1	ω_1	6	8	16	20	E_6	β_6	ω_6
2	6	12	25	E_2	β_2	ω_2	7	10	8	30	E_7	β_7	ω_7
3	6	16	30	E_3	β_3	ω_3	8	10	12	20	E_8	β_8	ω_8
4	8	8	25	E_4	β_4	ω_4	9	10	16	25	E_9	β_9	ω_9
5	8	12	30	E_5	β_5	ω_5							



(a) 完整煤样0　(b) 方案1　(c) 方案2　(d) 方案3　(e) 方案4

(f) 方案5　(g) 方案6　(h) 方案7　(i) 方案8　(j) 方案9

图 3　煤样方案模型（单位：mm）

Fig. 3　Schematic of coal sample model

表 2　极差处理示意

Table 2　Schematic of range analysis

水平	钻孔直径/mm	钻孔间距/mm	钻孔深度/mm	试验结果
α_1	$E_1+E_2+E_3$	$E_1+E_4+E_7$	$E_1+E_6+E_8$	$\alpha=\frac{1}{n}\left(\sum E_k\right)$（其中煤样总数$n$=9，方案编号$k$=1,2,3,…,9）
α_2	$E_4+E_5+E_6$	$E_2+E_5+E_8$	$E_2+E_4+E_9$	
α_3	$E_7+E_8+E_9$	$E_3+E_6+E_9$	$E_3+E_5+E_7$	
$\bar{\alpha}_1$	$(E_1+E_2+E_3)/3$	$(E_1+E_4+E_7)/3$	$(E_1+E_6+E_8)/3$	
$\bar{\alpha}_2$	$(E_4+E_5+E_6)/3$	$(E_2+E_5+E_8)/3$	$(E_2+E_4+E_9)/3$	
$\bar{\alpha}_3$	$(E_7+E_8+E_9)/3$	$(E_3+E_6+E_9)/3$	$(E_3+E_5+E_7)/3$	

表 3　加载试验方案

Table 3　Loading experimental scheme

试验名称	试验方案编号	加载速度	卸载水平/ kN	循环次数/次
单轴压缩试验	Uy0～9,Ur0,Ur7*	0.24 mm/min	—	—
循环加卸载试验	Cy0～9 Cy0,Cy7*,Cr0,Cr7*	0.5 kN/s	80%F_{max} (70%,80%,90%)F_{max}	10

注：U 表示单轴压缩试验；C 表示循环加卸载试验；y 代表硬煤；r 代表软煤；编号 0 代表完整煤样．“*”表示基于第 2 节正交试验结果，选取卸压响应最显著的方案 7(Ur7,Uy7,Cr7,Cy7)作为后续软硬煤对比分析对象．

文献[13]指出卸压孔直径偏小会诱发冲击地压，直径偏大则破坏煤柱的整体结构，卸压孔直径与煤柱高度比为 0.05～0.10 是合理的区间范围．

2　正交试验结果分析

2.1　钻孔卸压效果量化处理

2.1.1　强度折减指数法

文献[14]提出了通过强度折减指标来评价钻孔卸压效果，该指标是通过计算完整煤样峰值强度和钻孔煤样峰值强度之差后与完整煤样峰值强度之比，强度折减指数 ω 可由式(1)计算得出：

$$\omega=(\sigma_0-\sigma_j)/\sigma_0, \tag{1}$$

式中：σ 为煤样峰值应力，MPa；下标 0 表示完整煤样，j 表示钻孔煤样方案．

煤样钻孔周围形成的高应力区是造成煤样失稳的主要因素，监测煤样应力变化能较为明显反映出钻孔卸压程度．图 4 为完整煤样和不同方案钻孔硬煤的单轴压缩应力-应变曲线，煤样分别经历了初始压密阶段、线弹性阶段和塑性屈服阶段．

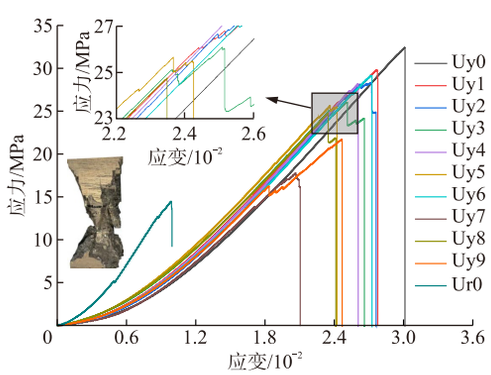


图 4　煤样应力-应变曲线及完整硬煤的脆性特征

Fig. 4　Stress-strain curves of coal specimens and brittleness characteristics of intact hard coal

文献[15]采用 K-means 算法对煤样抗压强度进行聚类分级，指出煤样单轴抗压强度大于 15 MPa 为硬煤，反之为软煤．本文通过试验测得完整硬煤样和完整软煤样的单轴抗压强度分别是 32.4，14.5 MPa；通过煤样表面宏观观察发现硬煤结构紧密，完整性较好；软煤结构松散，原生裂隙较为发育，二者特征符合试验选取标准．

根据图 4 可知，钻孔硬煤的应力-应变曲线表现出区别于完整硬煤的阶段性特征，其变形破坏过程受钻孔诱发的预损伤与应力集中作用显著影响．加载初期，煤样原生裂隙及制孔产生的次生裂隙优先压密，曲线压密段缩短、斜率增大，说明钻孔改变了初始裂隙的受力状态，使煤样初期变形由整体均匀压实转为局部快速压密．随着轴向应力增大，钻孔导致煤样线弹性阶段缩短，塑性屈服点提前、且非线性特征更加明显，此时钻孔煤样在孔周率先萌生并扩展大量裂纹，促使不可逆变形加速累积，并在峰值附近形成明显的屈服平台．达到峰值强度后，煤样发生失稳破坏，其中 Uy0 煤样呈典型脆性破坏特征，承载强度迅速降为零；Uy7 煤样峰值强度降幅最大，达到 45.11%，且峰值附近曲线更平缓，脆性特征削弱更为明显．

2.1.2　能量耗散指数法

文献[16]提出了能量耗散指数法的概念来评价卸压效果，通过煤样单轴压缩试验得到的应力-应变曲线，计算缺陷煤样和完整煤样的耗散能之比．本文通过对煤样进行循环加卸载试验，计算得到首次循环下煤样耗散能占比．图 5 为循环加卸载能量计算示意，包含第 i 级循环卸载曲线和第 $i+1$ 级加载曲线．

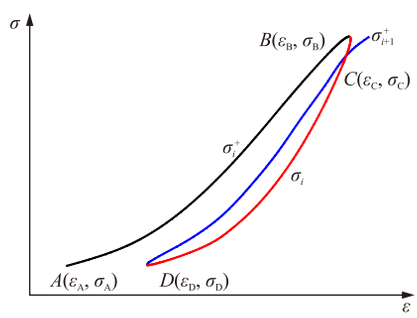


图 5　循环加卸载能量计算[17]

Fig. 5　Energy calculation under cyclic loading and unloading

耗散能主要由煤样内部损伤和塑性变形产生，反映了煤样内部缺陷不断发展、强度不断弱化直至丧失的过程[18]. 煤样的破坏实质上是能量驱动的失稳破坏. 假设煤样变形破坏过程中外力做功为总输入能，各个能量指标[19]可表示为：

$$U_i=\int_{\varepsilon_A}^{\varepsilon_B}\sigma_i^+\mathrm{d}\varepsilon_i, \tag{2}$$

$$U_{ei}=\int_{\varepsilon_D}^{\varepsilon_B}\sigma_i^-\mathrm{d}\varepsilon_i, \tag{3}$$

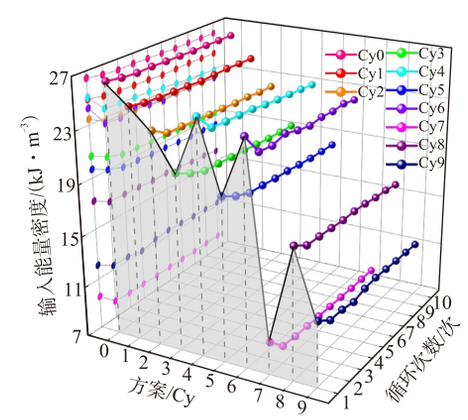
$$U_{di}=U_i-U_{ei}=\int_{\varepsilon_A}^{\varepsilon_B}\sigma_i^+\mathrm{d}\varepsilon_i-\int_{\varepsilon_A}^{\varepsilon_B}\sigma_i^-\mathrm{d}\varepsilon_i, \tag{4}$$

式中：U_i，U_{ei}，U_{di}分别为第i个循环内的输入能、弹性能、耗散能，kJ/m^3；σ_i^+，σ_i^-分别为第i级循环的加卸载曲线上的应力，MPa.

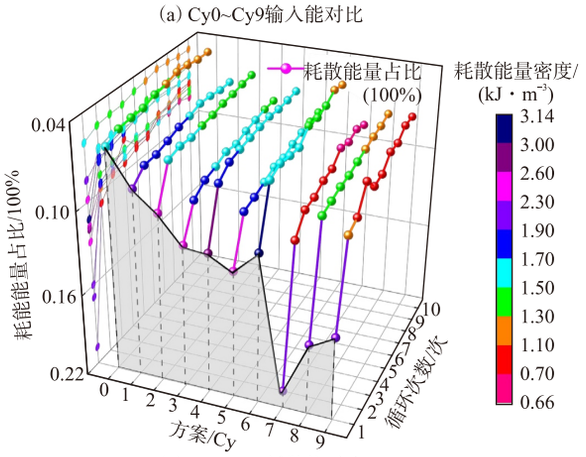
能量耗散指数E可通过式(5)求得：

$$E=\frac{U_{di}}{U_i}=\frac{U_i-U_{ei}}{U_i}. \tag{5}$$

煤样的能量耗散指数越高，煤体内部积累的弹性能越少，能量释放越多，卸压效果越好. 通过式(2)～(4)计算得到Cy0～Cy9在卸载水平为80%F_{max}条件下输入能、弹性能和耗散能的变化规律，如图6为Cy0～Cy9各能量对比.



(a) Cy0~Cy9输入能对比



(b) Cy0~Cy9耗散能对比

图6 Cy0～Cy9各能量对比

Fig. 6 Comparison of various energies for cy0—cy9

1) 由图6可知，输入能U_i在循环加载初期，完整硬煤由于裂隙发育程度低、整体强度高，需要更大的外力输入才能达到相同的卸载水平，因此其输入能明显高于钻孔硬煤. 各硬煤试样主要以弹性储能为主，在循环加卸载过程中弹性能占比先增加后趋于平缓；且钻孔硬煤耗散能占比均大于完整硬煤. 认为钻孔煤样内部缺陷发育，煤体的承载强度被削弱，导致其弹性储能能力劣化，外界输入的能量相对更多的用于煤样塑性变形.

2) 在首次循环中，完整煤样Cy0耗散能占比为5.99%，钻孔硬煤试样耗散能占比分布在8.52%～20.75%范围内，其中Cy7煤样耗散能占比最高为20.75%，较完整煤样的耗散能占比增幅为246.2%. 在循环加卸载后期完整煤样Cy0耗散能占比稳定在4.70%左右，钻孔硬煤耗散能占比分布范围在5.76%～8.43%左右，表明钻孔诱导裂纹发育扩展，相对更大比例的能量在循环中耗散.

2.1.3 应变场波动程度指数法

图7为应变场网格划分示意，参照文献[20]中分析应变场波动程度的方法，因煤样钻孔区域无有效观测值，为消除缺失区域带来的偏倚，将每个局部区域的有效观测面积S_r作为权重，采用面积加权方差来度量钻孔煤样全场应变波动程度，重点对峰值时刻的煤样表面应变场波动程度进行量化处理得到如式(6)：

$$\delta^2=\frac{\sum_{r=1}^{50}S_r(\varepsilon_r-\bar{\varepsilon}_f)^2}{\sum_{r=1}^{50}S_r}, \tag{6}$$

式中：δ^2为煤样表面应变场波动程度指数；S_r为第r个局部区域面积，m^2；ε_r为第r个局部区域应变的平均值；$\bar{\varepsilon}_f$为峰值时刻应变场对应的应变平均值；共划分50个区域.

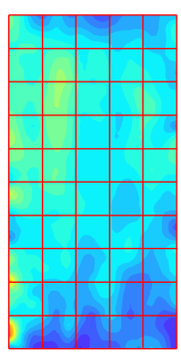


图7 应变场网格划分示意

Fig. 7 Schematic of strain field grid division

煤样表面应变场波动程度指数β如式(7)：

$$\beta=(\delta_j{}^2-\delta_0{}^2)/\delta_0{}^2. \tag{7}$$

煤样表面的应变场波动程度指数越大，其裂隙发育越充分，卸压效果越好．各硬煤试样峰值时刻应变场波动程度如表4试验结果所示．完整硬煤应变场波动程度最小为1.1，Uy7钻孔硬煤达到峰值强度时刻对应的应变场波动程度最大为54.19．波动程度越大，裂隙发育越充分，卸压区范围越广．

文献[9]将能量作为砂岩脆性行为的评价指标，试验结果与脆性指标k值吻合较好；文献[16]将能量耗散指数作为冲击危险区域卸压有效性的评价方法和指标，并验证了能量耗散与冲击之间具有较好的相关性．根据表4中正交试验结果进行指标之间的相关分析可知，能量耗散指数与应变场波动程度指数相关系数为0.91、能量耗散指数与强度折减指数相关系数为0.97、强度折减指数与应变场波动程度指数相关系数为0.88，3项指标对钻孔卸压效果的评价结果总体变化趋势一致，但能量耗散指数与另外2项指标的相关性更高．热力学定律表明，能量转化是物质物理特性变化过程的内在本质，能量转化主要通过力学响应进行，即应力、应变为能量转化的宏观表象．因此本文选取能量耗散指数作为评价钻孔卸压效果的主要指标．

2.2　极差处理与分析

共得到9组正交试验结果及1组完整煤样对照结果如表4所示，硬煤耗散能分布在1.58～2.98 kJ/m^3，应变场波动程度分布在1.10～54.19，峰值应力分布在32.43～17.80 MPa．其中应变场波动程度跨度较大，分析认为完整硬煤具有显著的脆性特征，导致在加载过程中煤样表面裂纹演化不明显．

表4　试验结果

Table 4　Experimental results

方案编号	试验结果			评价指标		
	耗散能/(kJ·m^{-3})	应变场波动程度	峰值应力/MPa	能量耗散指数	应变场波动程度指数	强度折减指数
Uy0	1.58	1.10	32.43	0.059 9	0	0
Uy1	2.10	14.27	29.84	0.085 2	11.97	0.079 9
Uy2	2.31	7.11	28.31	0.098 5	5.46	0.127 0
Uy3	2.42	12.35	26.07	0.117 3	10.23	0.196 1
Uy4	2.98	22.96	28.19	0.119 3	19.87	0.130 7
Uy5	2.52	17.62	25.49	0.128 3	15.02	0.214 0
Uy6	2.71	4.68	29.17	0.112 1	3.25	0.100 5
Uy7	1.98	54.19	17.80	0.207 5	48.26	0.451 1
Uy8	2.91	31.71	22.95	0.169 0	27.83	0.292 3
Uy9	1.93	24.76	21.73	0.159 6	21.51	0.330 3

通过极差分析法对试验结果数据进行处理，极差R_h表达式[21]为：

$$R_h=\max(\bar{\alpha},\bar{\tau},\bar{\gamma})-\min(\bar{\alpha},\bar{\tau},\bar{\gamma}), \tag{8}$$

式中：R_h为极差；h为因素水平．

R_h反映了第h列因素水平变动时试验指标的变动幅度，R_h越大，表明该因素对试验指标影响越大．硬煤三指标对比曲线如图8所示，极差分析结果见表5，各因素对三水平影响趋势如图9所示．

由图8可知，Uy7煤样在各评价指标中的变化幅度均大于其他煤样．结合极差R_α，R_τ，R_γ可以看出，各因素与能量耗散指数、应变场波动程度指数、强度折减指数关系均呈现单调性，各因素影响能量耗散指数和强度折减指数的主次顺序为：钻

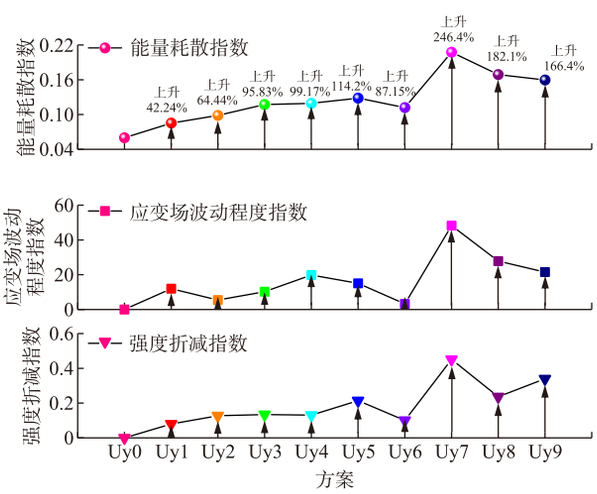


图8　硬煤三指标对比曲线

Fig. 8　Comparison curves of three indicators for hard coal

孔直径、钻孔深度、钻孔间距；各因素影响煤样表面应变场波动程度指数的主次顺序为钻孔直径、钻孔间距、钻孔深度．随钻孔直径和钻孔深度的增大、钻孔间距的减小，能量耗散指数、应变场波动程度指数、强度折减指数均增加；孔径对3个指标影响作用程度随孔径的增大呈指数型变化；钻孔间距对应变场波动程度影响较大，对煤样耗散能量指数和强度折减指数影响较小，保持在13%和20%左右．

表5 极差分析结果

Table 5 Results of range analysis

因素水平	能量耗散指数极差分析			因素水平	应变波动程度指数极差分析			因素水平	强度折减指数极差分析		
	钻孔直径	钻孔间距	钻孔深度		钻孔直径	钻孔间距	钻孔深度		钻孔直径	钻孔间距	钻孔深度
α_1	0.301 0	0.412 0	0.366 3	τ_1	27.66	80.10	43.05	γ_1	0.403 0	0.661 7	0.472 7
α_2	0.359 7	0.395 8	0.377 4	τ_2	38.14	48.31	46.84	γ_2	0.445 3	0.633 4	0.588 1
α_3	0.536 1	0.389 0	0.453 1	τ_3	97.60	34.99	73.51	γ_3	1.074 0	0.627 0	0.861 2
$\bar{\alpha}_1$	0.100 3	0.137 3	0.122 1	$\bar{\tau}_1$	9.22	26.70	14.35	$\bar{\gamma}_1$	0.134 3	0.220 6	0.157 6
$\bar{\alpha}_2$	0.119 9	0.131 9	0.125 8	$\bar{\tau}_2$	12.71	16.10	15.61	$\bar{\gamma}_2$	0.148 4	0.211 1	0.196 0
$\bar{\alpha}_3$	0.178 7	0.129 7	0.151 0	$\bar{\tau}_3$	32.53	11.66	24.50	$\bar{\gamma}_3$	0.357 9	0.209 0	0.287 1
极差 R_α	0.078 4	0.007 6	0.028 9	极差 R_τ	23.31	15.04	10.15	极差 R_γ	0.223 6	0.011 6	0.129 5

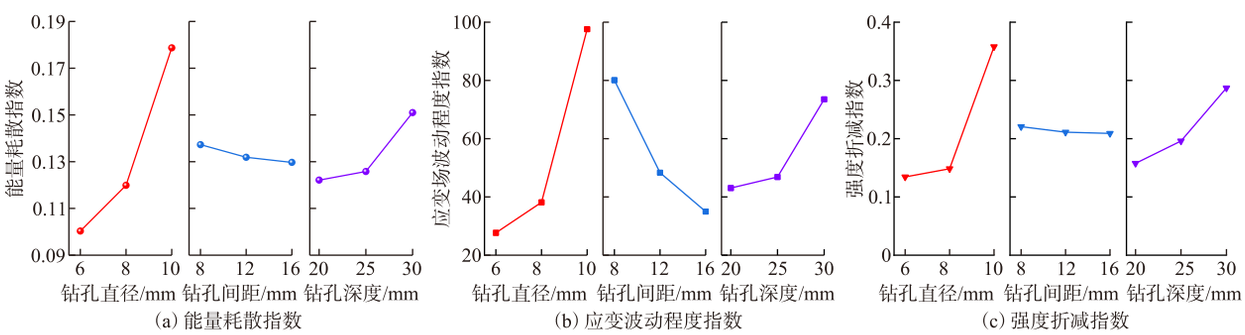


图9 各因素对三水平影响趋势

Fig. 9 Influence trends of each factor at three levels

2.3 方差处理与分析

为进一步评估各因素水平之间的显著性，本研究对试验数据进行了单因素方差分析，单因素方差分析结果如图10所示．

1）能量耗散指数方差分析结果表明，钻孔直径的显著性 P 值为0.035，小于0.05，达到显著水平；钻孔深度的显著性 P 值为0.195，未达到显著水平，但其均方值高于误差均方，表现出接近显著性的趋势性，表明其对能量耗散指数具有潜在作用；孔间距 P 值为0.794，其均方值接近误差均方，对该指标影响较弱．能量耗散指数受孔径影响较大，孔深次之，孔间距影响较弱．

2）应变场波动程度指数方差分析结果表明，钻孔直径和钻孔间距的 P 值分别是0.019和0.048，均达到显著水平，表明孔径和孔间距均是影响波动程度的显著因素．孔深的显著性 P 值为0.089，虽然未达到0.05水平，但已接近显著阈值，可认为其具有一定的边缘显著性趋势．应变场波动程度指数主要受孔径控制，同时孔间距的调节作用也较明显，孔深则表现为次一级的趋势性影响．

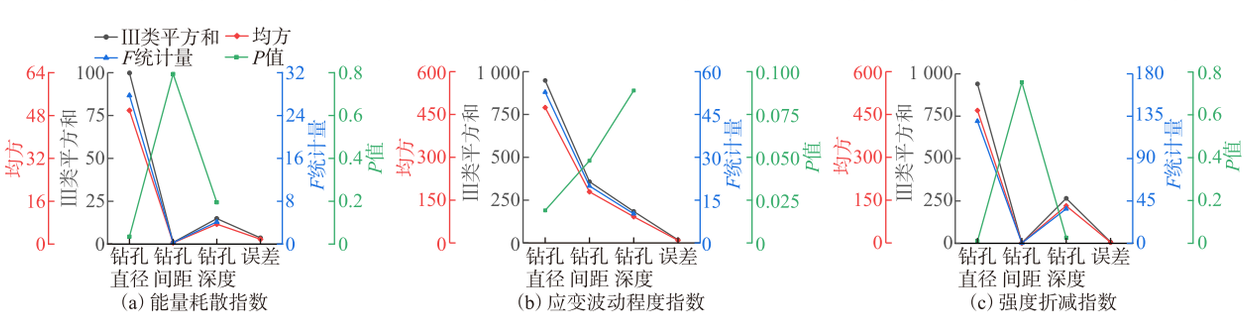


图10 单因素方差分析结果

Fig. 10 Results of one-way analysis of variance

3) 强度折减指数方差分析结果表明，孔径的 P 值为 0.008，小于 0.01，达到极显著水平，说明孔径是影响应力变化的决定性因素．孔深 P 值为 0.027，小于 0.05，达到显著水平．而孔间距的 P 值为 0.760，未达到显著水平，在当前试验条件下，孔间距对该指标影响较弱，结合极差分析结果，认为孔间距主要对应力重分布产生影响，具有潜在的关键作用．

综合正交试验结果分析，不同钻孔参数对 3 项指标表现出差异化影响．钻孔直径增大导致煤体承载强度下降，裂纹发育扩展更充分，促使煤体内部能量释放和应力峰值降低；钻孔间距减小，裂纹易在桥接区域扩展贯通致使煤体表面脱落，应变波动程度增大；钻孔深度主要影响应力扰动的纵向范围，为煤体内部能量释放提供更多的补偿空间．综上所述，当钻孔直径 10 mm，钻孔间距 8 mm，钻孔深度 30 mm 时，该参数下各指标响应较为强烈，可观测性高，因此选择该钻孔参数作为后续软硬煤对比研究和分析的基础．

3　能量分阶段聚释特征

3.1　变形破坏特征

为研究硬煤试样表面宏观裂纹扩展演化规律，采用局部化带位移演化分析方法．首先通过煤样最终的破坏模式以及破坏前煤样表面变形场，划分出变形局部化带的位置作为分析对象[22]．其次，参照文献[22]提出的变形局部化带两侧位移错动分析方法，通过处理试验过程中各个煤样散斑图像中的位移场，并根据式(9)～(11)和 GOM Correlate 软件计算整个加载过程中变形局部化带的位移错动量．

$$M_x=\frac{1}{5}\sum_{t=1}^{5}(M_x^+-M_x^-), \tag{9}$$

$$M_y=\frac{1}{5}\sum_{t=1}^{5}(M_y^+-M_y^-), \tag{10}$$

$$M=\sqrt{M_x^2+M_y^2}, \tag{11}$$

式中：M 为变形局部化带的位移错动量，mm；M_x，M_y 分别为 M 在 x 和 y 方向的分量，mm；t 为某一组像素点，共 5 组；M^+，M^- 分别是局部化带两侧对称位置像素点的位移量，mm．图 11 为局部化带位移错动示意．

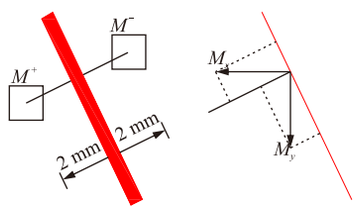
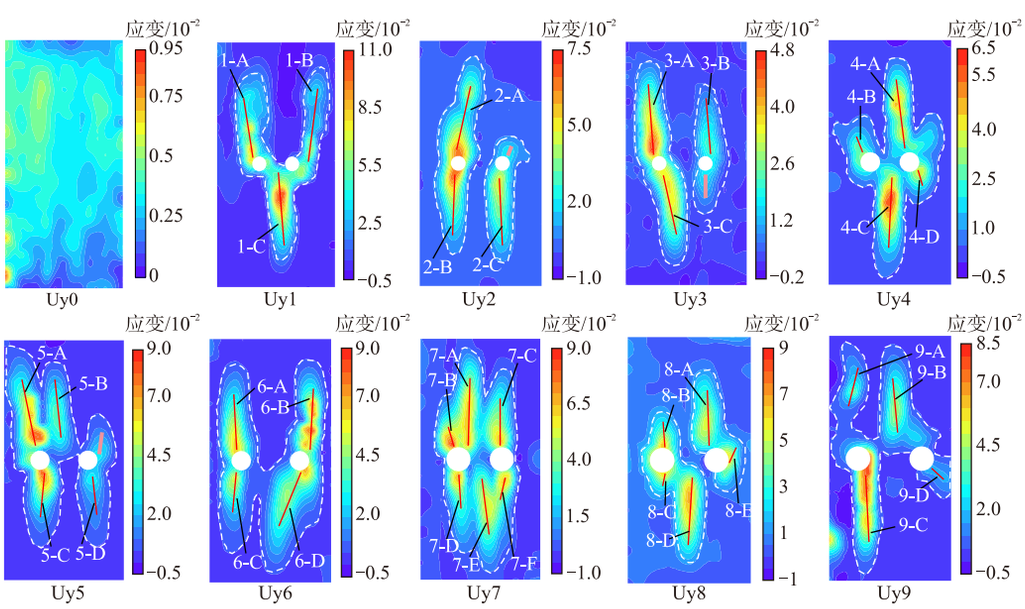


图 11　局部化带位移错动示意

Fig. 11　Schematic of displacement offset in the localization band

图 12 为硬煤试样局部化带划分，图 13 为单轴压缩条件下硬煤试样应变场演化过程及位移错动量．由于硬煤试样力学特性，且图 13 中完整硬煤表面应变场各阶段变化较弱，应变刻度尺数值变化范围仅为 0～0.95，且煤样表面未出现明显局部化带；而钻孔煤样表面应变场均形成了 3 个及以上数量的变形局部化带，表明裂隙发育扩展相对充分，煤体表面形成了多个能量释放通道，降低了局部能量积聚程度，削弱硬煤脆性特征．



注：图中红色线条为局部化带标识线；白色虚线为局部化带分界线；白色文字为标识线编号．

图 12　硬煤试样局部化带划分

Fig. 12　Division of localized bands in hard-coal specimen

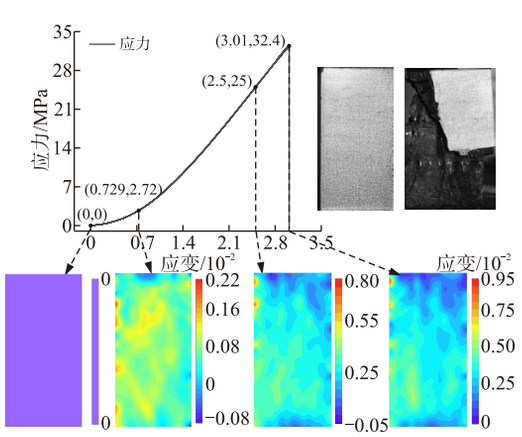
在钻孔硬煤应力-应变曲线上选取5个特征点如图13中应力-应变曲线所示，分析煤样最大主应变场和变形局部化带位移错动量演化特征.

1) 相比之下，煤样Uy7钻孔之间的相互作用更明显，现以Uy7煤样为例. 点(0,0)为加载初始点，经过初始压密阶段后到达点(0.5,1.22)，此时在煤样表面裂纹和孔洞周边应变梯度较大，局部化带A～F位移错动量因裂隙压密而呈现出缓慢下降的趋势. 经过线弹性阶段后到达点(1.6,12.4)，在钻孔附近产生应力集中，最大主应变场演化增强以及局部化带开始显现，呈现出以钻孔为中心向上下两端扩散演化的趋势，应变等势线向局部化带靠拢. 经过塑性屈服阶段到达点(2.07,17.8)，此过程中煤样表面宏观裂隙发育明显，变形局部化带分布范围更广，在裂隙间区域和桥接区域形成明显的贯通连接，应变等势线转移至局部化带附近；并且局部化带位移错动量快速增长，部分位移错动量曲线呈现“台阶”式或“斜坡”式增长，表明煤样由脆性破坏向渐进性破坏转变.

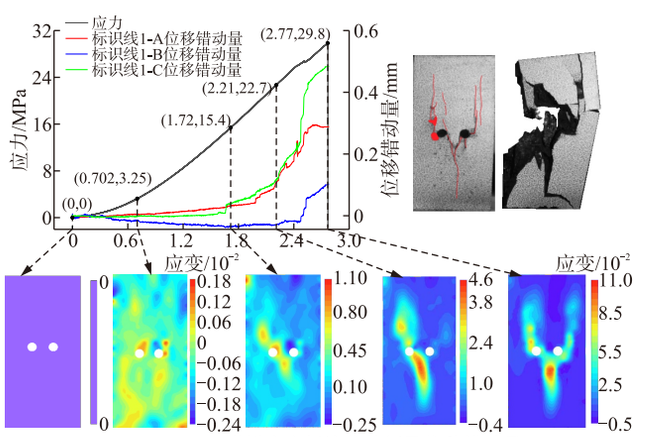
2)在主因素钻孔直径为10 mm的煤样(Uy7,Uy8,Uy9)中，加载初期桥接区域出现压应力集中现象，应力重分配现象明显；在相同孔径不同孔间距和孔深参数下，Uy7煤样在加载后期煤样表面局部化带范围更广，应变等势线梯度较大，说明该煤样宏观裂纹扩展范围较大，且较小的孔间距促进孔间局部化带交汇融合，能量释放空间更大.

3)钻孔间距为8 mm的煤样(Uy1,Uy4,Uy7)表面应变场云图相较于其他煤样，在两孔之间出现局部化带“融合”现象，表明较小的钻孔间距使得裂纹更容易发生贯通. 在相同孔间距不同孔径和孔深参数下，Uy7煤样应变局部化带数量分别为Uy1和Uy4的2倍和1.5倍，能量释放路径更多. 由于煤样表面应变场波动程度主要受孔径和孔间距影响，在相同大孔径下Uy8煤样孔间距为12 mm，其局部化带在两孔之间交汇融合，但当Uy9煤样孔间距增大至16 mm时，两孔之间局部化带未出现“融合”现象，表明孔径增大可在一定程度上补偿孔间距增大的不利影响，实现有效的卸压通道形成.

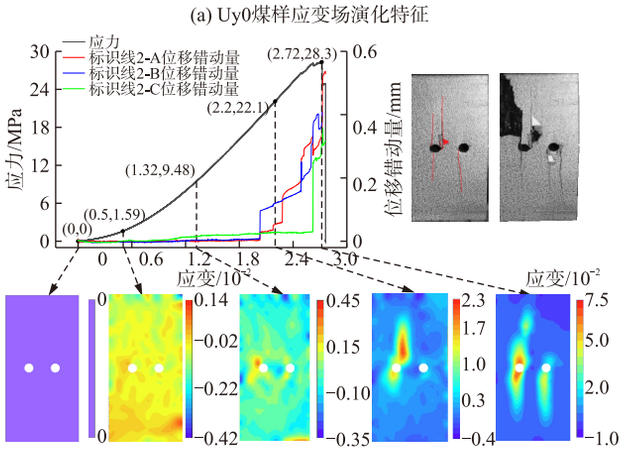
综上所述，通过对比完整煤样和钻孔煤样的表面应变场演化特征，发现钻孔煤样表面分阶段形成应变局部化带，实现能量的分散化释放.



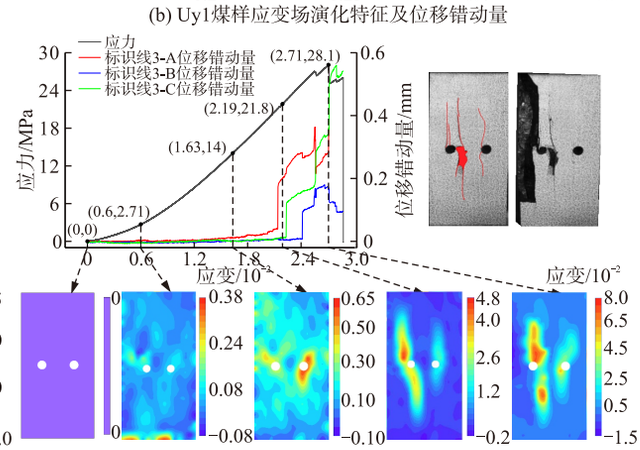
(a) Uy0煤样应变场演化特征



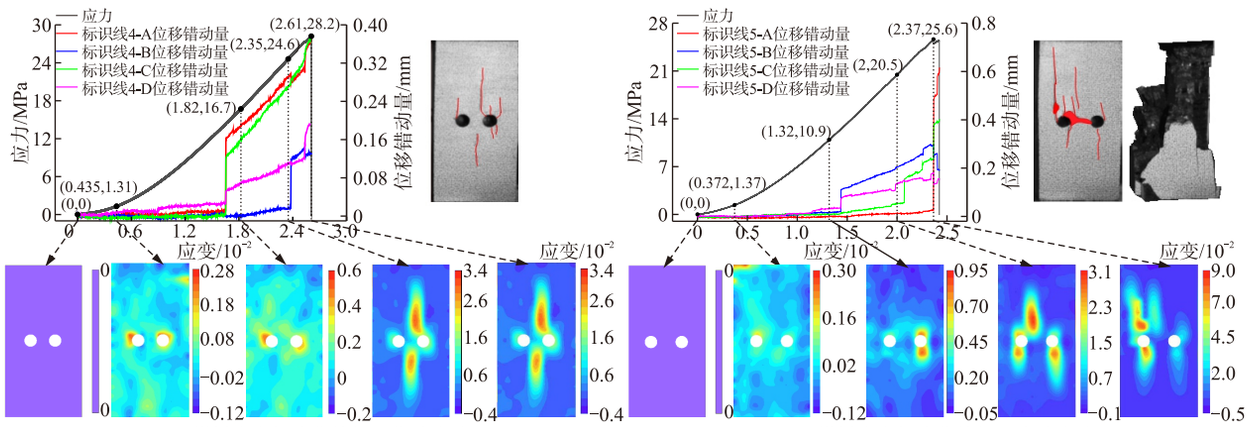
(b) Uy1煤样应变场演化特征及位移错动量



(c) Uy2煤样应变场演化特征及位移错动量

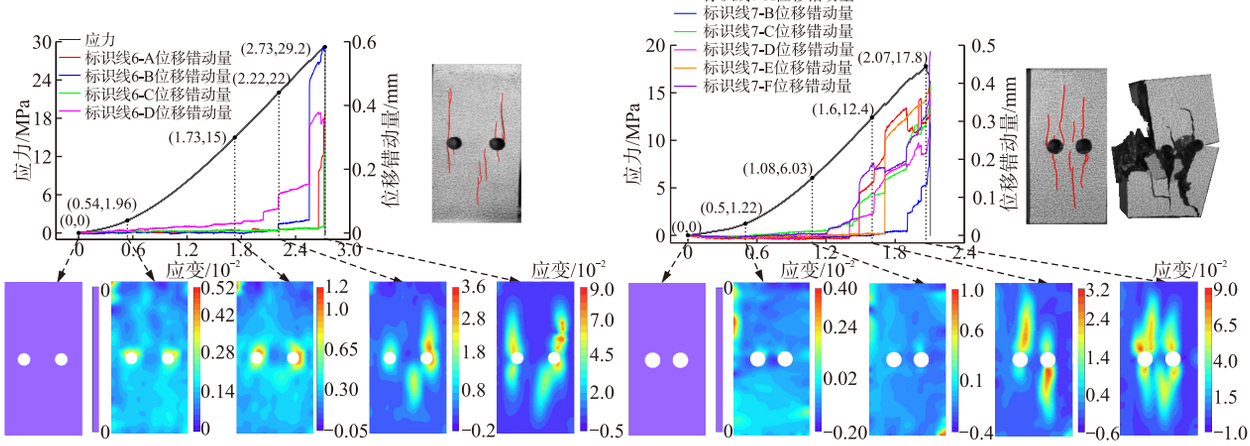


(d) Uy3煤样应变场演化特征及位移错动量



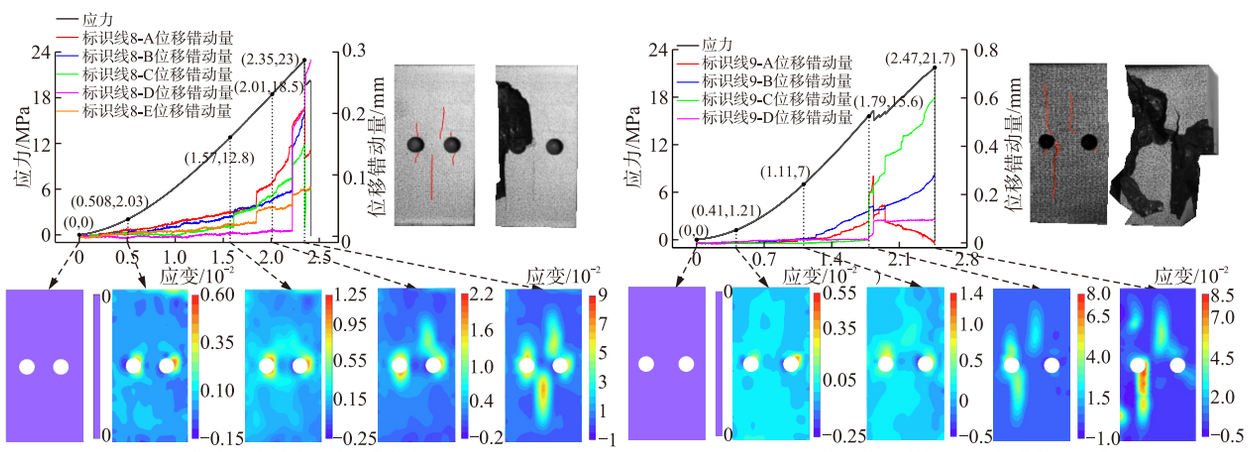
(e) Uy4煤样应变场演化特征及位移错动量

(f) Uy5煤样应变场演化特征及位移错动量



(g) Uy6煤样应变场演化特征及位移错动量

(h) Uy7煤样应变场演化特征及位移错动量



(i) Uy8煤样应变场演化特征及位移错动量

(j) Uy9煤样应变场演化特征及位移错动量

图 13　单轴压缩条件下硬煤试样应变场演化过程及位移错动量

Fig. 13　Strain-field evolution and displacement shear of hard-coal specimen under uniaxial compression

4)通过引入分形维数对煤样表面应变场演化过程进行定量表征. 分形维数 D 计算公式[23]为:

$$D=-k=-\lim_{l\to 0}\frac{\lg\left[N(l)\right]}{\lg(1/l)}, \tag{12}$$

$$\lg N(l)=k\lg(l)+c, \tag{13}$$

式中:D 为分形维数;$N(l)$为盒子数量,盒子尺寸为 l,足以覆盖整个分形对象;c 为拟合直线的截距.

由于盒子边长 l 选取有限,根据文献[23]选取盒子尺寸边长分别为 2,3,4,6,8,12,16. 将各煤样在峰值时刻的应变场云图经处理得到的二值图导入 Image J 软件中,Uy7 二值图如图 14 所示,计算得到相应的钻孔煤样分形维数拟合曲线如图 15 所示.

分形维数反映了煤样表面裂纹网络的复杂程度，各钻孔煤样分形维数的拟合度均大于0.96，拟合效果较好．以Uy7煤样为例，其分形维数整体较大为1.642 3，说明该煤样表面裂纹连通度和复杂度较高，即应变局部化带形貌最为复杂、曲折扩展特征明显，表明方案7钻孔参数下煤样变形破坏特征响应显著，与前文第2节分析结果相同．

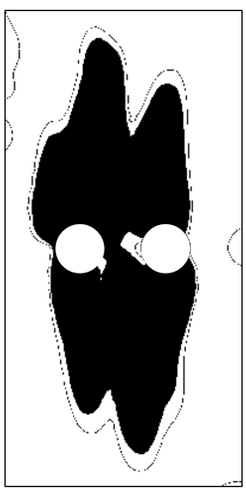


图14 Uy7二值图

Fig. 14 Binary image of Uy7

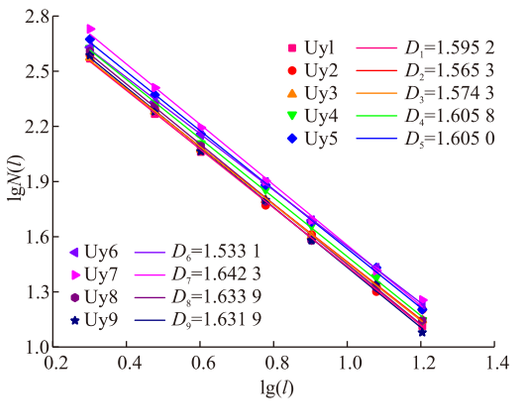


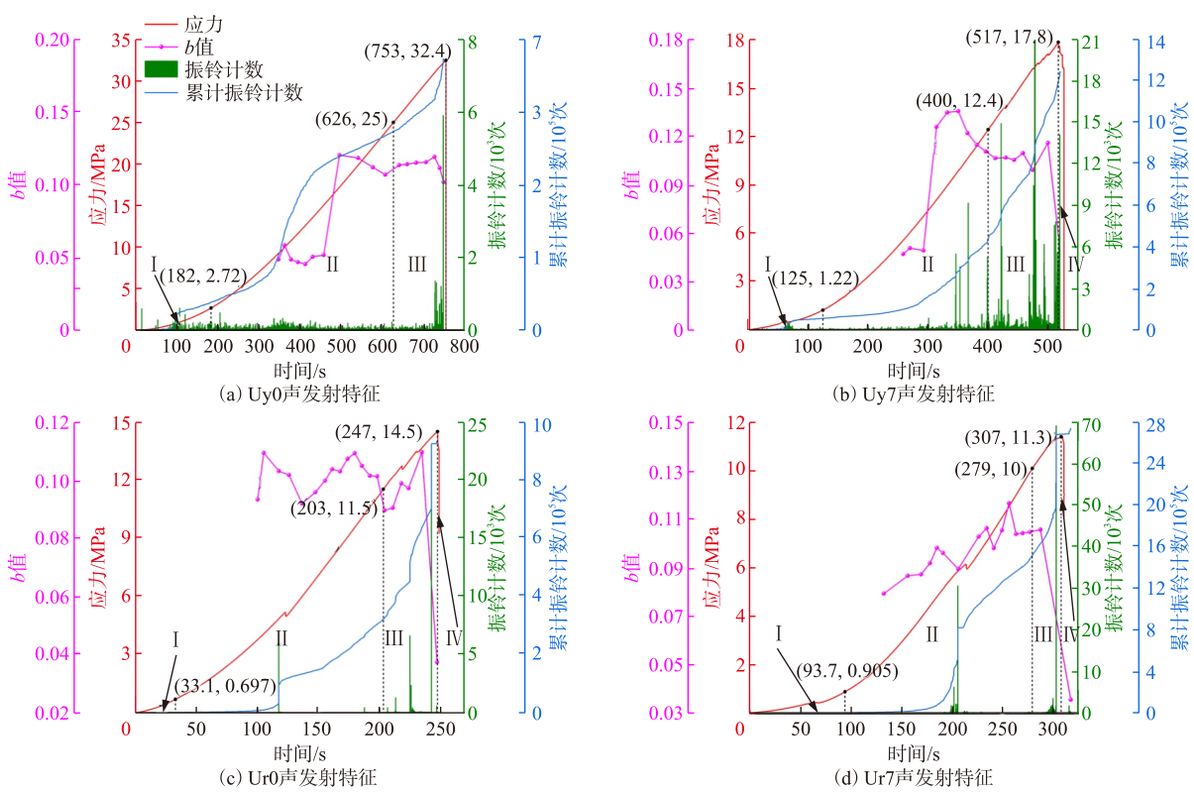
图15 钻孔煤样分形维数拟合曲线

Fig. 15 Fitting curve of fractal dimension of drilled coal sample

3.2 声发射特征

3.2.1 声发射振铃计数

根据正交试验结果分析，选取方案7(钻孔直径10 mm，钻孔间距8 mm，钻孔深度30 mm)钻孔参数下的软、硬煤试样进行对比．声发射振铃计数可表征裂隙扩展规模，为分析煤样能量演化与钻孔的关联性，图16给出了单轴压缩下各煤样破坏全过程声发射计数、应力、b值与时间变化曲线．



(a) Uy0声发射特征 (b) Uy7声发射特征

(c) Ur0声发射特征 (d) Ur7声发射特征

图16 单轴压缩下各煤样破坏全过程声发射计数、应力、b值与时间变化曲线

Fig. 16 Variations of acoustic emission counts, stress, and b-value with time for all coal specimens under uniaxial compression

1)阶段Ⅰ中，仅产生少量声发射事件，且声发射振铃计数均位于较低水平，处于静默期．进入阶段Ⅱ后各煤样声发射累计振铃计数稳步增加，钻孔硬煤的振铃计数出现“突增”现象，受钻孔影响

声发射事件活跃阶段提前．阶段Ⅲ中，钻孔硬煤的声发射振铃计数呈现为多峰值状态，最大为26.42×10^3，而完整硬煤 Uy0 仅在临近峰值应力处，声发射事件出现“激增”现象，振铃计数峰值为5.90×10^3，且相对较小；软煤 Ur0 和 Ur7 在此阶段声发射事件更活跃，振铃计数峰值分别达到为22.06×10^3和687.66×10^3.

2）软煤试样 Ur0 和 Ur7 在线弹性阶段的声发射振铃计数明显集中爆发，并伴随短暂应力下降，分析认为由于软煤初始裂隙较多，加载初期主要以微小裂隙压实为主，触发 AE 阈值的次数少，表现为声发射活动较弱；当应力达到局部强度极限时，软煤试样内部应力集中区域发生微裂隙成簇，导致局部能量瞬时释放，裂隙扩展过程产生大量声发射事件．由于软煤具有较强的塑性特征，在煤体内形成局部塑性区将能量释放后整体承载骨架未完全破坏，应力在短时间内重新分配，曲线很快恢复线性增长，继续进入后续加载阶段．

3）含预制钻孔煤样声发射振铃计数峰值均超前应力峰值点，随着煤体性质的变化，这种“超前”效应呈现不同程度的减小．分析认为钻孔降低了有效应力，削弱了煤抵抗破坏的能力，煤体中弱结构处应力超过了断裂临界强度，导致煤骨架破裂，振铃计数峰值点超前于应力峰值点．

3.2.2　声发射 b 值

岩石破裂所引起的声发射特征满足 Gutenberg-Richter关系式，该式可表征不同尺度破坏过程中的声发射活动，其表达式见式（14）：

$$\lg N = a - bM, \tag{14}$$

式中：M 为地震强度的震级；N 为地震累计次数；a，b 为常数．

本文通过 MATLAB 中滑动窗口计算方法，运用最小二乘法拟合声发射 b 值．根据地震学和声发射事件震级变化范围，取 $M=0.5$．研究表明，采样窗口及步长对 b 值计算影响较小[24-25]．参照文献[24]设置本次硬煤试样 b 值计算时以 5 000 个声发射事件作为采样窗口，1 500 个声发射事件作为步长；软煤试样 b 值计算时以 1 500 个声发射事件作为采样窗口，700 个声发射事件作为步长．

加载过程中 b 值的波动变化反映了微裂纹与宏观裂纹的耦合存在，b 值增大，表明小能量事件增多；b 值减小，表明产生大能量事件[25]．加载初期 b 值较高，此阶段煤样裂纹闭合与萌生并存，裂纹扩展规模有限，主要以拉伸微裂纹萌生为主．随着应力增加，b 值呈下降趋势，表明部分微裂纹扩展贯通．波动结束后 b 值持续降低，高能量 AE 事件频率增加，结合 DIC 结果发现孔间应力集中，易发生结构面的滑移造成剪切破坏，此时大量裂纹扩展贯通形成宏观裂隙进而演化为大尺度剪切带．随后 b 值断崖式下降，煤样失稳破坏．完整硬煤在轴向应力作用下微裂隙闭合后 b 值均大于 0.11，处于较高水平，说明完整硬煤试样在加载过程中裂隙活动规模较小，体现出其明显的脆性特征．钻孔硬煤 Uy7 的 b 值曲线具有相对明显的多个峰值，b 值的阶段性下降表明钻孔促进拉伸裂纹与剪切裂纹的交替萌生与贯通，大能量事件增多，能量阶段性释放明显；其中在最终破坏阶段硬煤试样 Uy7 的 b 值下降至 0.046，表现出同软煤试样 Ur0，Ur7（0.037，0.035）一般降低至较低水平，说明方案 7 钻孔参数下硬煤具有一定的塑性变形特征，该阶段裂纹贯通后煤样渐进性失稳破坏．

3.2.3　裂纹演化特征

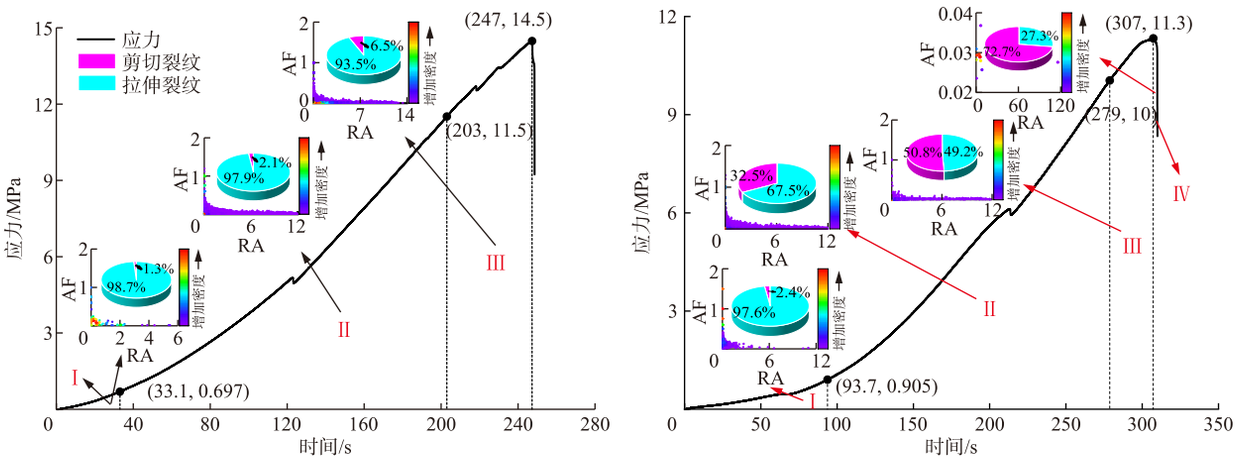
通过细观裂纹演化规律揭示硬煤钻孔卸压机理，借助声发射 RA（上升时间/幅值）与 AF（平均频率）特征判别煤样破裂类型．文献[26]指出岩石的脆性特征使其在破坏时产生的裂隙以拉-剪裂隙为主，并基于声发射特征参数 RA 与 AF 对岩石的破坏方式进行划分．文献[27]通过计算 RA/AF 的值对岩样内部裂纹类型进行界定．对于拉伸裂纹和剪切裂纹分割线的定义尚无公认的标准，参照文献[28]定义 RA/AF＞5 的部分为拉伸破坏，RA/AF＜5 的部分为剪切破坏．图 17 和图 18 分别为单轴压缩条件下软、硬煤试样各阶段裂纹占比．

1）由图 17 可知，完整软煤 Ur0 在整个加载过程中裂纹类型以拉伸裂纹为主．随着加载进行，拉伸裂纹不断萌生与扩展，促进局部塑性区的形成．塑性区内部应力逐渐释放，其边界处与弹性区交界位置产生新的应力集中，促使少量剪切裂纹萌生并与原有拉伸裂纹贯通，导致 Ur0 整体失稳破坏．而钻孔软煤 Ur7 破坏模式发生显著变化，该煤样在加载过程中，拉伸裂纹占比由 97.6% 降低至 27.3%，表明钻孔使软煤的破坏模式由以拉伸破坏为主逐步转变为拉剪混合破坏．

2）由图 18 可知，在单轴压缩试验过程中完整硬煤试样剪切裂纹占比由 35.6% 增长至 71.8% 后又下降至 68%，拉伸裂纹与剪切裂纹始终共同参与破坏过程．钻孔硬煤 Uy7 在轴向应力条件下，随加载强度增加，其拉伸裂纹占比逐渐减小，而剪

切裂纹占比由压密阶段的 74.5% 增加至 95.5%，说明煤样内部存在由拉伸裂纹向剪切裂纹的转变，煤样在加载后期产生大量剪切裂纹，裂纹之间相互贯通滑移形成剪切带，产生不可逆的塑性破坏.

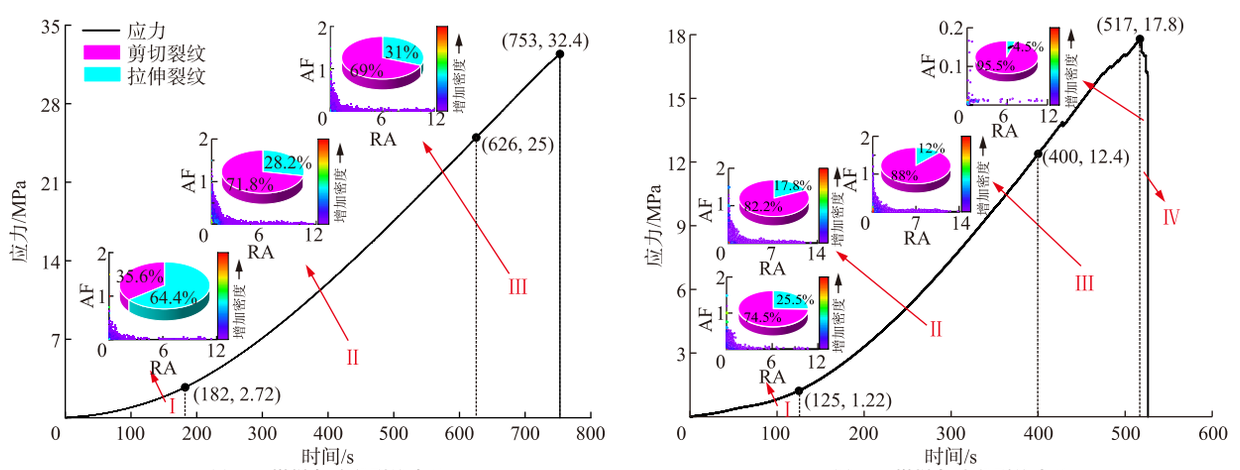
综上所述，钻孔显著改变煤样的裂纹演化规律，削弱了煤样以拉伸裂纹扩展为主的塑性耗能能力，促进剪切裂纹的萌生与贯通. 在钻孔硬煤的各加载阶段，剪切裂纹摩擦滑移形成不同尺度的剪切带，促进煤样能量分散化释放. 但钻孔影响程度受煤体力学性质控制.



(a) Ur0煤样各阶段裂纹占比　　(b) Ur7煤样各阶段裂纹占比

图 17　单轴压缩条件下软煤试样各阶段裂纹占比

Fig. 17　Crack proportions at different stages of soft coal specimens under uniaxial compression



(a) Uy0煤样各阶段裂纹占比　　(b) Uy7煤样各阶段裂纹占比

图 18　单轴压缩条件下硬煤试样各阶段裂纹占比

Fig. 18　Crack proportions at different stages of hard coal specimens under uniaxial compression

3.3　考虑黏弹性变形的能量演化特征

为进一步分析硬煤试样的能量耗散特性，基于黏弹性理论，针对性地对造成塑性损伤和克服黏滞性所耗散的能量进行划分，将耗散能进一步细分为阻尼能和损伤能. 图 5 所示，损伤能为第 i 级循环加载曲线和第 $i+1$ 级循环加载曲线中间的空隙，反映了煤样的微裂隙萌生、扩展、贯通所损失的能量，表示硬煤发生变形所耗散的能量；滞回环 CDC 为第 i 级循环卸载曲线与第 $i+1$ 级循环加载曲线所围成的区域，此区域反映了煤样微观摩擦、滑移、孔隙变形等过程所耗散的能量即阻尼做的功[29].

$$U_{di}=U_{dsi}+U_{dzi}, \tag{15}$$

$$U_{dzi}=\int_{\varepsilon_D}^{\varepsilon_C}(\sigma_{i+1}^{+}-\sigma_i^{-})\mathrm{d}\varepsilon_i, \tag{16}$$

$$U_{dsi}=U_{di}-U_{dzi}, \tag{17}$$

式中：U_{dsi}，U_{dzi} 分别为第 i 个循环内的损伤能、阻尼能，kJ/m^3.

通过式(15)～(17)计算得到 Cr0，Cr7 和 Cy7 在卸载水平为 70%F_{max}～90%F_{max} 条件下阻尼能和损伤能的变化规律. 通过前文对煤样应力-应变曲线选取特征点并计算可知，70%F_{max} 位于煤样的

线弹性后期，此时煤样以弹性储能为主；80%F_{max}位于煤样塑性屈服点附近，标志着煤样进入塑性屈服阶段，表征裂隙萌生与稳定扩展；90%F_{max}位于煤样应力峰值前裂纹加速扩展阶段，能够反映裂隙贯通前后的能量耗散与塑性变形特征．因此，本文选取70%F_{max}，80%F_{max}，90%F_{max}作为循环加卸载试验的卸载水平具有明确阶段划分依据．

图 19 为煤样在各卸载水平下损伤能占比对比，各煤样各能量随循环次数总体变化形式相同，仅放置图 20 为 Cy7-90 煤样耗散能分配（卸载水平为 90%F_{max}的方案 7 钻孔硬煤）．图 21 为循环加卸载应力-应变曲线及残余应变增量对比．

1）根据图 19 可知，软煤试样 Cr0，Cr7 中第一次循环损伤能占比随卸载水平增加而上升，而硬煤 Cy7 的首次循环中损伤能占比随卸载水平增加呈现出先上升后下降的趋势，分析认为在70%F_{max}～80%F_{max}的卸载水平时，微裂隙逐渐萌生与扩展，损伤能迅速增加；而以 90%F_{max}的卸载水平卸载时，裂隙贯通出现宏观破坏，能量主要通过剪切带以摩擦滑移的形式释放，导致损伤能占比降低，阻尼能占比增加．该规律反映了硬煤从裂纹萌生阶段向失稳破坏阶段的能量转换特征，并且不同卸载水平下损伤能占比与阻尼能占比的变化，本质上也反映了煤样线弹性阶段与塑性屈服阶段的差异，即由弹性储能向塑性耗能的阶段性转化．

2）根据图 20 可知，同一煤样中各能量随卸载水平的提高而增加，Cr0，Cr7 和 Cy7 的耗散能平均增幅为 16.41%，38.61% 和 26.37%，阻尼能平均增幅为 9.09%，32.06% 和 21.99%，损伤能平均增幅为 42.14%，60.35% 和 58.47%，表明煤样受钻孔影响，其裂隙发育更充分，塑性变形相对增加，导致各能量增幅较大．当 Cr0 和 Cr7 以卸载水平为70%F_{max}，80%F_{max}加载、Cy7 以卸载水平为70%F_{max}～90%F_{max}加载时，在循环加卸载后 5 次循环中能量趋于稳定，3 种煤样损伤能平均占比基本稳定分布在 5.62%～12.5% 范围之间，且滞回环逐渐减小并收敛，说明其损伤主要表现为裂隙摩擦与孔隙压密，循环变形进入稳定阶段；然而当软煤 Cr0 和 Cr7 以卸载水平为 90%F_{max}加载时，其损伤能占比最终稳定在较高水平，分别为

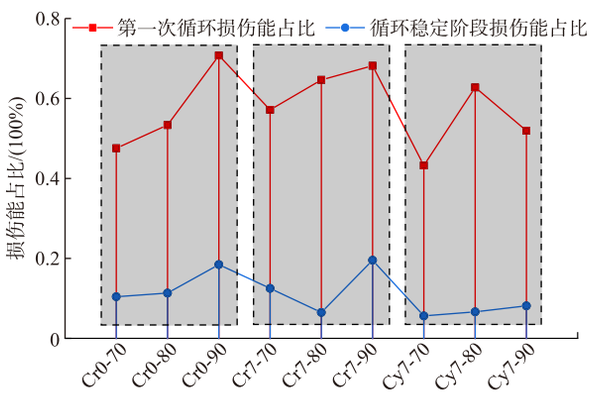


图 19　煤样在各卸载水平下损伤能占比对比

Fig. 19　Damage energy distribution comparison of coal specimens under various unloading levels

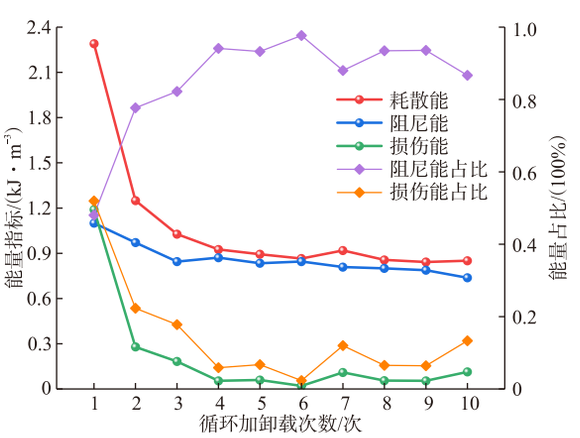
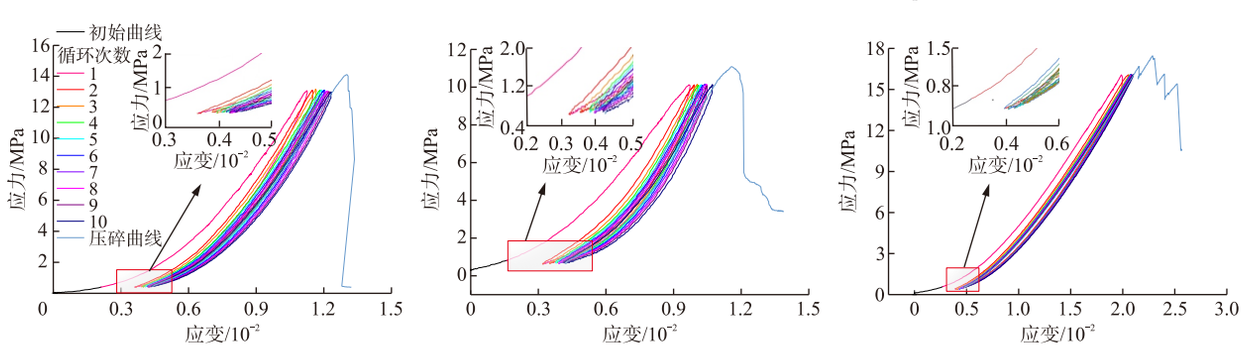


图 20　Cy7-90 煤样耗散能分配

Fig. 20　Distribution of dissipated energy for cy7-90 coal specimen



(a) Cr0-90循环加卸载曲线　(b) Cr7-90循环加卸载曲线　(c) Cy7-90循环加卸载曲线

图 21　循环加卸载应力-应变曲线及残余应变增量对比

Fig. 21　Comparison of cyclic loading - unloading stress - strain curves and residual strain increments

18.45%、19.53%，且根据图 21 可知，煤样滞回环面积和残余应变增量未出现收敛趋势，说明煤体持续发生塑性应变累积，内部损伤不断演化，卸压过程难以控制；硬煤 Cy7 受钻孔影响表现出类塑性行为，其循环曲线逐渐趋于稳定并收敛，表明能量释放过程更可控，更利于实现定向卸压效果．虽然 Cy7 煤样的钻孔方案对硬煤的卸压具有更明显的促进作用，但是硬煤的脆性特征没有改变，硬煤试样最终破坏仍是剪切破坏的形式．

3.4 基于 PFC^{3D} 细观裂纹演化特征

借助 PFC^{3D} 颗粒流数值模拟软件建立模型尺寸为 50 mm×50 mm×100 mm 的长方体，钻孔参数为孔径 10 mm，孔间距 8 mm，孔深 30 mm，最小模型颗粒半径为 0.7 mm，按设定孔隙率 0.15 生成一定粒径范围的球体颗粒，以代表煤岩的颗粒结构，模型共生成 44 642 个颗粒．

颗粒间及颗粒与墙体间接触均采用线性接触模型，在形成整体平衡后引入线性平行黏结模型以模拟颗粒间的黏结作用，平行黏结模型中的黏结作用是在 2 个颗粒之间有限大小的圆截面上传递力和力矩，适用于模拟煤岩类材料的力学性能[30]，通过对模型参数进行试错法标定，以实现数值模拟效果与试验结果相吻合，标定范围为平行黏结模型的单元力学参数与接触关系参数[31]，具体步骤如下：

1）调整模型平行黏结切向与法向强度，使模型峰值应力与试验煤样峰值应力相近；

2）调整模型刚度比，使模型变形破坏特征与试验煤样变形破坏特征相似；

3）调整模型平行黏结模量和颗粒接触模量，使模型弹性模量与试验煤样弹性模量相近．

通过试错法标定完成后，得到数值模拟细观参数如表 6 所示，数值模型如图 22 所示，图 23 为钻孔模型细观裂纹演化示意．

根据图 23 中应力-应变曲线可知，模拟结果中试样单轴强度、弹性模量和裂隙扩展形式与试验结果呈现高度相似性，此细观参数下的数值模型能够较好地反映物理模型宏观力学特性．PFC^{3D} 模型是理想颗粒集合体，其孔隙率均匀且各向同性，初始接触力网络处于低能态的稳定平衡状态，导致数值模拟应力-应变曲线不存在初始压密阶段．

根据图 23 中煤样细观裂隙扩展模式可知，钻孔硬煤在单轴压缩加载过程中裂纹的演化具有明显的阶段性特征．21 238 时步之前裂纹萌生较慢，

表 6 数值模拟细观参数

Table 6 Microscopic parameters for numerical simulation

参数	取值
最大颗粒半径/m	1.2×10^{-3}
最小颗粒半径/m	0.7×10^{-3}
孔隙率	0.15
平行黏结法向-切向刚度比	1.5
抗拉强度/MPa	12.6
黏结强度/MPa	9.9
颗粒间弹性模量/GPa	13.3
平行黏结弹性模量/GPa	13.3
颗粒间摩擦因数	0.5
颗粒密度/(kg·m^{-3})	1 260

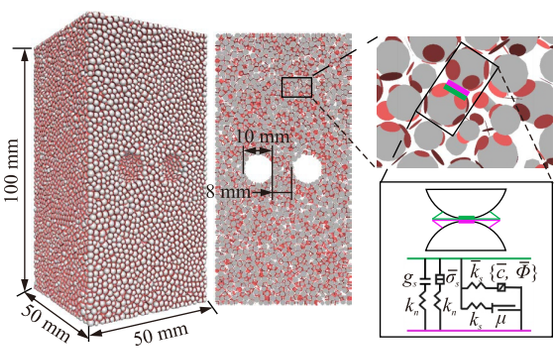


图 22 数值模型

Fig. 22 Numerical model

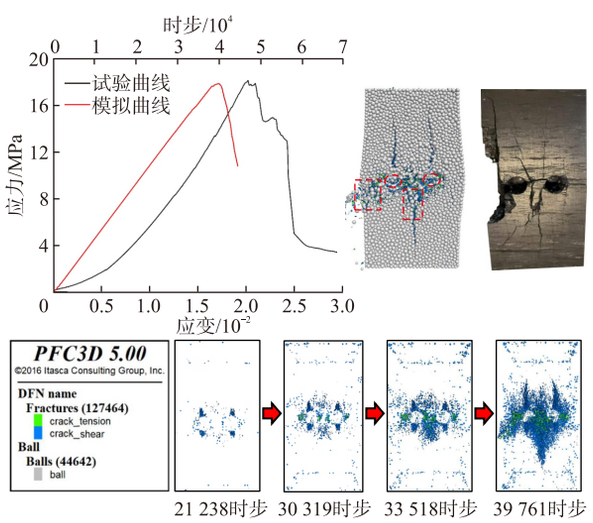


图 23 细观裂纹演化示意

Fig. 23 Schematic of mesoscopic crack evolution

钻孔周边局部高应力区向外扩展产生拉伸裂纹，并在原有拉伸裂纹基础上产生剪切裂纹．至 30 319 时步时，两孔之间剪切裂纹逐渐扩展并相互贯通，形成局部应变集中带．当加载至 33 518 时步时，孔间裂纹贯通并进一步扩展，形成贯通性主裂

纹．此时裂纹数量和长度迅速增加，该阶段标志着煤样进入非线性变形阶段，局部区域出现塑性变形．最终在 39 761 时步时裂纹扩展速度显著加快，裂纹主要以剪切裂纹为主．根据模拟裂纹演化规律可知，钻孔硬煤在加载过程中，拉伸裂纹虽然占比不高，但为剪切裂纹的萌生与贯通提供基础，为硬煤钻孔卸压机理提供了微观依据．

4　硬煤钻孔卸压机理分析

在轴向应力条件下钻孔硬煤裂纹演化机理如图 24 所示．在加载初期，孔周拉应力集中，产生少量拉伸裂纹，并从孔洞向外直线扩展；由于两钻孔之间应力相互扰动影响，结合 DIC 中加载初期煤样表面局部化带分布规律，在钻孔上方偏侧区域和钻孔下方会优先出现明显微裂隙．随着应力增大，裂纹扩展明显，在原有拉伸裂纹基础上产生剪切裂纹，随后随应力传导方向改变，在剪切裂纹末端再次产生次级拉伸裂纹，即拉伸裂纹为剪切裂纹的产生创造开裂条件．在煤样达到塑性屈服阶段后，拉伸裂纹继续诱导剪切裂纹的萌生并贯通，尤其是在桥接区域形成复杂裂纹网络，导致煤样表面局部区域出现剥落现象，呈现明显的剪切破

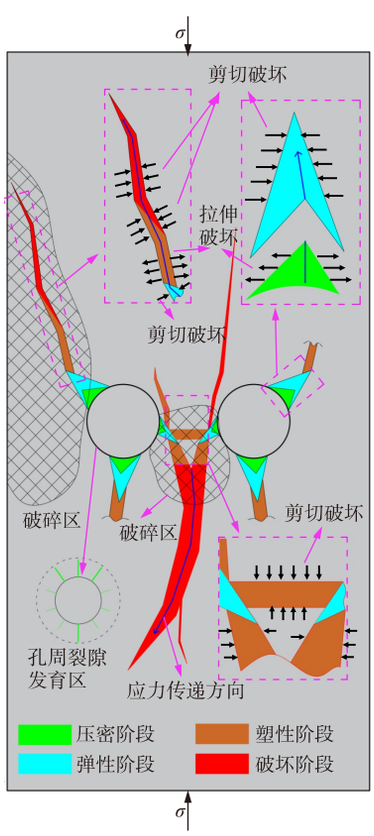


图 24　钻孔硬煤裂纹演化机理

Fig. 24　Crack evolution mechanism in boreholed hard coal

坏特征，与文献[32]试验结果一致，最终通过以剪切裂纹贯通促进剪切带为主导形成大面积类似软煤的塑性耗能区并释放能量．根据图 25 中硬煤能量演化曲线可知，钻孔硬煤能量分散化释放特征明显．

综上所述，坚硬煤层钻孔卸压防冲的本质是通过人为破坏煤体完整性，促使次生宏观裂纹逐步发育，能量释放路径增多，实现其分阶段释放，并且两孔桥接区域应力集中程度较高，最终主裂纹贯通形成连续卸压带，引导煤体由弹性储能向塑性耗能转化，从而达到减压防冲目的．但是相较于软煤，硬煤在高应力状态下阻尼能占比增加，剪切破坏特征明显，钻孔仅削弱了其脆性特征，因此裂纹仅在孔周附近发育，以及桥接区域形成单条卸压带，能量释放路径较少，释放不充分，导致硬煤卸压效果相对不明显．

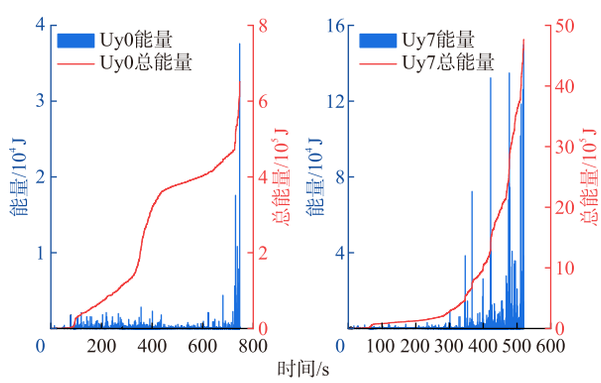


图 25　硬煤能量演化曲线

Fig. 25　Energy evolution curves of hard coal

5　展　望

本文基于室内正交试验获得的钻孔参数组合，主要用于揭示硬煤条件下钻孔参数对煤体应力-能量-裂隙耦合演化的相对影响规律，为硬煤条件下卸压钻孔参数的选择提供机理层面的参考．

在后续工作中，可基于室内正交试验结果，构建以钻孔直径、钻孔间距和钻孔深度为自变量（由于钻孔参数之间存在一定的数量级差别，需对钻孔参数进行无量纲化处理），以强度折减指数、能量耗散指数和应变场波动程度指数为因变量的回归模型；其次，对回归模型进行拟合度、显著性等理论计算和分析，以保证钻孔参数与指标之间存在一定的相关性．进一步，根据室内试验得到的煤岩体物理力学参数，借助 FLAC^{3D} 建立工程尺度下高应力坚硬煤层数值模拟模型，获取施工卸压钻孔后，孔周煤岩体耗散能占比、巷道表面应变变化

幅度、巷帮峰值应力变化幅度等.将工程尺度下钻孔参数进行无量纲化处理,带入前文回归方程进行验证,并引入系数k进行修正.最后,将修正后的回归方程与现场钻孔卸压监测结果进行对比分析,以检验回归方程在坚硬煤层条件下的可靠性.

钻孔参数与硬煤力学响应之间的回归关系,为研究卸压钻孔参数的尺度转化提供基础.由于钻孔变形过程受煤体结构特征、应力水平等多因素影响,并不满足几何尺寸的线性相似关系,未来研究可基于所得回归方程,探索以力学响应、变形破坏特征、能量耗散特征相似为目标的钻孔参数转化方法,尝试构建室内试验与工程尺度钻孔卸压之间的联系.

6 结 论

1)针对钻孔对坚硬煤体力学响应和能量演化的影响规律,基于正交试验设计分析了钻孔直径、钻孔间距和钻孔深度等因素,并结合单轴压缩与循环加卸载试验,同时辅以声发射和数字图像相关技术,对煤体的应力-应变特征、能量演化过程以及应变场与裂纹发育行为进行了综合分析,明确了钻孔作用下煤体变形破坏与能量耗散的基本演化特征.

2)构建了强度折减指数、能量耗散指数和应变场波动程度指数的卸压效果评价指标体系,并结合正交试验与极差分析方法,对不同钻孔参数组合下的卸压效果进行了量化分析.明确了各参数对卸压效果的主次影响程度.结果表明,钻孔直径对卸压效果的影响最为显著,其次为钻孔深度,钻孔间距相对次之.钻孔直径增大导致煤体承载强度下降,裂纹发育扩展更充分,促使煤体内部能量释放和峰值应力降低;钻孔间距减小,裂纹易在桥接区域扩展贯通致使煤体表面脱落,应变波动程度增大;钻孔深度主要影响应力扰动的纵向范围,为煤体内部能量释放提供更多的补偿空间.

3)单轴压缩和循环加卸载试验结果表明,钻孔煤样应力-应变曲线出现屈服平台,峰值强度明显降低,变形破坏模式由脆性失稳向渐进式破坏转变;能量演化表现为弹性能占比下降,相对更多的能量用于煤样塑性变形,且能量释放呈现阶段性特征;同时,应变局部化带充分发育,裂纹由集中扩展转变为多裂纹协同演化,煤体内部能量释放空间更大,认为钻孔对硬煤结构稳定性和能量释放过程具有显著影响.

4)研究发现,在轴向应力条件下钻孔及其诱导裂纹为坚硬煤体内部剪切裂纹的萌生与贯通提供了有利条件,使煤体在不同加载阶段形成不同尺度的剪切带,将能量的集中突释特征转化为分阶聚释特征,从而有效缓解了硬煤的脆性破坏,揭示了钻孔在坚硬煤体中的卸压机制.

参考文献:

[1] 高明仕,赵世帆,席国军,等.重复冲击特厚煤层巷道围岩裂隙演化及破坏特征[J].中国矿业大学学报,2024,53(4):634-646.
GAO Mingshi,ZHAO Shifan,XI Guojun,et al. Fracture evolution and failure characteristics of roadway surrounding rock in extra-thick coal seams subjected to multiple coal bursts [J]. Journal of China University of Mining & Technology,2024,53(4):634-646.

[2] 马衍坤,李笑笑,翟少彬,等.含预制钻孔煤体承载破坏应变场与声发射响应真三轴试验[J].中国矿业大学学报,2024,53(3):497-508.
MA Yankun,LI Xiaoxiao,ZHAI Shaobin,et al. The true triaxial test of strain field and acoustic emission response of bearing failure of coal with prefabricated borehole [J]. Journal of China University of Mining & Technology,2024,53(3):497-508.

[3] 张 寅,张季平,杨建军,等.冲击地压煤层机械扩孔卸压机理研究[J].地下空间与工程学报,2025,21(3):1011-1020.
ZHANG Yin,ZHANG Jiping,YANG Jianjun,et al. Study on the pressure-relief mechanism of mechanical borehole reaming in rock burst-prone coal seams [J]. Chinese Journal of Underground Space and Engineering,2025,21(3):1011-1020.

[4] 李跃文,刘 赛,曹安业,等.卸压钻孔对巷道煤体卸压效应的数值分析及应用[J].煤炭工程,2016,48(11):50-53.
LI Yuewen,LIU Sai,CAO Anye,et al. Numerical analysis and application of coal pressure relief effect with drillings in roadway [J]. Coal Engineering,2016,48(11):50-53.

[5] ZHANG L,HUANG P,LIU S,et al. Relief mechanism of segmented hole reaming and stress distribution characteristics of drilling holes in deep coal mine[J]. Processes,2022,10(8):1566.

[6] 宫凤强,何志超.钻孔卸压防治岩爆机理的试验研究进展与展望[J].隧道与地下工程灾害防治,2023,5(2):1-23.
GONG Fengqiang,HE Zhichao. Progress and prospect of experimental research on the mechanism of

rockburst prevention and control by drilling pressure relief[J]. Journal of Tunnel and Underground Engineering Disaster Prevention, 2023, 5(2): 1-23.

[7] 尹延春,赵同彬,王爱文,等.含卸压钻孔煤体损伤特性及储能演化规律[J].煤炭科学技术,2025,53(9):246-257.
YIN Yanchun, ZHAO Tongbin, WANG Aiwen, et al. Damage characteristics and energy storage evolution law of coal with pressure relief borehole[J]. Coal Science and Technology,-2025,-53(9):-246-257.

[8] LIN P, WONG H R, TANG C A. Experimental study of coalescence mechanisms and failure under uniaxial compression of granite containing multiple holes [J]. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences,2015,77:313-327.

[9] WU H, ZHAO G, LIANG W. Investigation of cracking behavior and mechanism of sandstone specimens with a hole under compression[J]. International Journal of Mechanical Sciences,2019,163:105084.

[10] 张天军,张　磊,李树刚,等.含孔试样渐进性破坏的表面变形特征[J].煤炭学报,2017,42(10):2623-2630.
ZHANG Tianjun, ZHANG Lei, LI Shugang, et al. Characteristics of the surface deformation of specimens with a hole during the progressive failure[J]. Journal of the China Coal Society, 2017, 42(10): 2623-2630.

[11] 蒋邦友,高　杰,李文帅,等.动载扰动下高应力加锚煤体力学响应特征[J].中南大学学报(自然科学版),2025,56(9):3861-3870.
JIANG Bangyou, GAO Jie, LI Wenshuai, et al. Mechanical response characteristics of high-stress anchorsupported coal specimens with dynamic load disturbance [J]. Journal of Central South University (Science and Technology), 2025, 56(9): 3861-3870.

[12] 贾传洋,蒋宇静,张学朋,等.大直径钻孔卸压机理室内及数值试验研究[J].岩土工程学报,2017,39(6):1115-1122.
JIA Chuanyang, JIANG Yujing, ZHANG Xuepeng, et al. Laboratory and numerical experiments on pressure relief mechanism of large-diameter boreholes [J]. Chinese Journal of Geotechnical Engineering, 2017,39(6):1115-1122.

[13] 齐燕军,靖洪文,孟　波,等.卸压孔尺寸效应的模型试验研究[J].采矿与安全工程学报,2018,35(3):538-544.
QI Yanjun, JING Hongwen, MENG Bo, et al. Experimental modelling on size effect of pressure relief hole[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2018, 35(3): 538-544.

[14] ZHANG S, LI Y, Shen B, et al. Effective evaluation of pressure relief drilling for reducing rock bursts and its application in underground coal mines[J]. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences,2019, 114: 7-16.

[15] 雷　顺,高富强,王晓卿.煤体单轴抗压强度统计与分级研究[J].煤炭科学技术,2021,49(3):64-70.
LEI Shun, GAO Fuqiang, WANG Xiaoqing. Study on statistics and classification of uniaxial compressive strength of coal[J]. Coal Science and Technology, 2021, 49(3): 64-70.

[16] 朱斯陶,姜福兴,史先锋,等.防冲钻孔参数确定的能量耗散指数法[J].岩土力学,2015,36(8):2270-2276.
ZHU Situo, JIANG Fuxing, SHI Xianfeng, et al. Energy dissipation index method for determining rockburst prevention drilling parameters [J]. Rock and Soil Mechanics, 2015, 36(8): 2270-2276.

[17] 许　江,张　媛,杨红伟,等.循环孔隙水压力作用下砂岩变形损伤的能量演化规律[J].岩石力学与工程学报,2011,30(1):141-148.
XU Jiang, ZHANG Yuan, YANG Hongwei, et al. Energy evolution law of deformation and damage of sandstone under cyclic pore water pressures[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2011, 30(1): 141-148.

[18] 赵忠虎,谢和平.岩石变形破坏过程中的能量传递和耗散研究[J].工程科学与技术,2023,40(2):26-31.
ZHAO Zhonghu, XIE Heping. Energy transfer and energy dissipation in rock deformation and fracture [J]. Engineering Science and Technology, 2023, 40(2):26-31.

[19] 李欣慰,姚直书,黄献文,等.循环加卸载下砂岩变形破坏特征与能量演化研究[J].岩土力学,2021,42(6):1693-1704.
LI Xinwei, YAO Zhishu, HUANG Xianwen, et al. Investigation of deformation and failure characteristics and energy evolution of sandstone under cyclic loading and unloading[J]. Rock and Soil Mechanics, 2021, 42(6): 1693-1704.

[20] 王　磊,钟　浩,范　浩,等.循环荷载下含瓦斯煤力学特性及应变场演化规律研究[J].煤炭科学技术,2024,52(6):90-101.
WANG Lei, ZHONG Hao, FAN Hao, et al. Study on the mechanical properties and strain field evolution of gas-bearing coal under cyclic loading[J]. Coal

Science and Technology,2024,52(6):90-101.

[21] 张士川,黄 普,李杨杨,等.采动活化断层内水砂突涌规律及灾变机制[J].煤田地质与勘探,2025,53(7):128-140.
ZHANG Shichuan,HUANG Pu,LI Yangyang,et al. Regularity and mechanisms of water-sand inrushes within mining-activated faults[J]. Coal Geology & Exploration, 2025, 53(7): 128-140.

[22] 宋义敏,马少鹏,杨小彬,等.岩石变形破坏的数字散斑相关方法研究[J].岩石力学与工程学报,2011,30(1):170-175.
SONG Yimin,MA Shaopeng,YANG Xiaobin,et al. Experimental investigation on failure of rock by digital speckle correlation methods[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2011, 30(1): 170-175.

[23] 王卓颖,南 华,王 帅.岩体节理特征对液态CO2爆破效果的影响规律[J].中国矿业大学学报,2025,54(5):1096-1111.
WANG Zhuoying,NAN Hua,WANG Shuai. The influence of rock joint characteristics on the effectiveness of liquid CO_2 blasting[J]. Journal of China University of Mining & Technology,2025,54(5): 1096-1111.

[24] 刘希灵,刘 周,李夕兵,等.单轴压缩与劈裂荷载下灰岩声发射b值特性研究[J].岩土力学,2019,40(增1):267-274.
LIU Xiling, LIU Zhou, LI Xibing, et al. Acoustic emission b-values of limestone under uniaxial compression and Brazilian splitting loads[J]. Rock and Soil Mechanics,2019,40(Sup 1): 267-274.

[25] COLOMBO I S,MAIN I G,Forde M C. Assessing damage of reinforced concrete beam using "b-value" analysis of acoustic emission signals[J]. Journal of Materials in Civil Engineering,2003,15(3):280-286.

[26] NEJATI H R, NAZERIGIVI A, SAYADI A R. Physical and mechanical phenomena associated with rock failure in Brazilian Disc Specimens[J]. International Journal of Geological and Environmental Engineering, 2018,12(1): 35-39.

[27] 甘一雄,吴顺川,任 义,等.基于声发射上升时间/振幅与平均频率值的花岗岩劈裂破坏评价指标研究[J].岩土力学, 2020, 41(7): 2324-2332.
GAN Yixiong, WU Shunchuan, REN Yi, et al. Evaluation indexes of granite splitting failure based on RA and AF of AE parameters[J]. Rock and Soil Mechanics, 2020, 41(7): 2324-2332.

[28] HU J, DONG W, XIA Z, et al. Influence of filling materials on mechanical properties of fissured sandstone treated by tailings water[J]. Physics of Fluids, 2024, 36(6): 067138.

[29] LI X, YAO Z, HUANG X, et al. Mechanical properties and energy evolution of fractured sandstone under cyclic loading[J]. Materials, 2022, 15(17): 6116.

[30] ZHANG X P, WONG L N Y. Cracking processes in rock-like material containing a single flaw under uniaxial compression: A numerical study based on parallel bonded-particle model approach[J]. Rock Mechanics and Rock Engineering, 2012, 45(5): 711-737.

[31] 杨 磊,王晓卿,李建忠.不同冲击倾向性煤单轴压缩下能量演化与损伤特征[J].煤炭科学技术,2021,49(6):111-118.
YANG Lei, WANG Xiaoqing, LI Jianzhong. Energy evolution and damage characteristics of coal with different bursting liability under uniaxial compression [J]. Coal Science and Technology, 2021, 49(6): 111-118.

[32] JING C, ZHANG L. Characterization of tensile crack propagation and energy evolution during the failure of coal - rock samples containing holes[J]. Sustainability, 2022, 14(21): 14279.

(责任编辑 仝 腾 宋 爽)