

引文格式:赵光明,戚敏杰,赵聪慧.高应力巷道卸荷-支护过程围岩力学效应与控制技术[J].安徽理工大学学报(自然科学版),
2025,45(5):34-48.

DOI:10.3969/j.issn.1672-1098.2025.05.003

高应力巷道卸荷-支护过程围岩力学效应与控制技术

赵光明^{1,2},戚敏杰^{1,2},赵聪慧^{1,2}

(1.安徽理工大学煤矿安全高效开采省部共建教育部重点实验室,安徽 淮南 232001;2.安徽理工大学深部煤炭安全开采与环境保护全国重点实验室,安徽 淮南 232001)

摘要:目的 为研究支护时机对高应力卸荷岩体的补偿强化作用。方法 采用真三轴扰动卸荷岩石测试系统配合声发射监测技术开展不同支护时机条件下的卸荷岩体支护试验,研究了支护时机对卸荷岩体力学特性、变形特征和损伤演化规律的影响。结果 在试验范围内,及时支护可以显著提高卸荷岩体的极限承载特性,使卸荷岩体的极限承载能力提升率超过 60%;岩体承载能力对支护时机的敏感性存在区间效应,并在支护时机 $k=85\%$ 附近出现明显拐点;岩体最小主应力单面卸荷期间在最大主应力方向存在回弹变形现象,而中间主应变基本上无明显变化;最大主应变是引起岩体变形的构成部分,且以初始加载阶段的变形量贡献尤为突出,占累计峰值应变变形量的 50%~57%;随着支护时机滞后,岩体在加载损伤阶段的累计变形量越大,从 $k=70\%$ 时的 2.23% 增加到 $k=95\%$ 时的 16.02%,而在加载破坏阶段呈现相反的变化趋势,累计变形量由 $k=62\%$ 时的 53.70% 减少到 $k=95\%$ 时的 27.30%;在应力突变和三向应力不平衡加载时,岩体表现出强烈的声发射信号,并在破坏前期呈现出“寂静期-突发式释放”特征,可以由此预测岩体是否即将发生破坏;支护时机通过调控各阶段裂纹类型比例与损伤的累积速率,显著影响岩体损伤累积路径与最终破坏模式,支护时机越早,越能抑制各阶段的裂纹扩展尤其是加载损伤阶段的损伤累积,而滞后支护由于前期的损伤变形累积,可能诱发岩体二次失稳。结论 研究成果可为揭示深部岩体开挖卸荷条件下围岩损伤演化与支护补偿时机的动态耦合机理、实现深部巷道支护参数优化设计提供理论参考。

关键词:真三轴;单面卸荷;卸荷效应;支护效应;高应力

中图分类号:TU45 **文献标志码:**A **文章编号:**1672-1098(2025)05-0034-15

Mechanical Effect and Control Technology of Surrounding Rock in Unloading-Support Process of High Stress Roadway

ZHAO Guangming^{1,2}, QI Minjie^{1,2}, ZHAO Conghui^{1,2}

(1.Key Laboratory of Safe and Effective Coal Mining, Ministry of Education, Anhui University of Science and Technology, Huainan Anhui 232001, China; 2.State Key Laboratory for Safe Mining of Deep Coal Resources and Environment Protection, Anhui University of Science and Technology, Huainan Anhui 232001, China)

Abstract: **Objective** To study the compensation and strengthening effect of support timing on a high-stress unloaded rock mass. **Methods** A true triaxial perturbation unloading rock test system coupled with acoustic emission monitoring technology was used to carry out unloading rock support tests under different support timing conditions, and the influence of support timing on the mechanical properties, deformation characteristics and damage evolution law of the unloaded rock mass was investigated. **Results** Within the scope of this study, timely

收稿日期:2025-07-17

基金项目:国家重点研发计划资助项目(2023YFC2907602, 2022YFF1303302);国家自然科学基金资助项目(52342404)

作者简介:赵光明(1976-),男,安徽桐城人,教授,博士,研究方向:矿山压力与岩层控制、巷道支护技术与理论。

support can significantly improve the ultimate bearing characteristics of the unloaded rock mass, resulting in an increase of over 60%. There is an interval effect in the sensitivity of the rock mass's bearing capacity to the timing of support. And a significant inflection point occurs near a support timing of support $k = 85\%$. There is a rebound deformation phenomenon in the direction of the maximum principal stress during single-side unloading of the minimum principal stress, while the intermediate principal strain remains relatively unchanged. The maximum principal strain is the main component causing the deformation of the rock mass, and the contribution of the deformation during the initial loading phase is particularly prominent, accounting for 50% to 57% of the cumulative peak strain deformation. With the lag of support timing, the cumulative deformation of the rock mass in the loading damage stage increases, from 2.23% at $k = 70\%$ to 16.02% at $k = 95\%$, whereas the opposite trend is observed in the loading failure stage, where the cumulative deformation decreases from 53.70% at $k = 62\%$ to 27.30% at $k = 95\%$. During sudden stress changes and three-way stress imbalance loading, the rock mass shows strong acoustic emission signals, and exhibits the characteristics of "silent period - sudden release", predictive of imminent failure. The timing of support significantly affects the damage accumulation path and final failure mode of the rock mass by regulating the proportion of crack types and the accumulation rate of damage at each stage. Earlier support timing more effectively inhibits crack propagation, especially damage accumulation during the loading damage stage, whereas lagging support may induce secondary instability due to accumulated early-stage damage and deformation. **Conclusion** The research results can provide theoretical references for revealing the dynamic coupling mechanism of surrounding rock damage evolution and support compensation timing under deep excavation unloading conditions, and for achieving the optimal design of deep roadway support parameters.

Key words: true triaxial; single-side unloading; unloading effect; supporting effect; high stress

近年来,随着浅部煤炭资源的逐渐枯竭,深部开采已成为保障能源供给的必然趋势^[1-2]。然而,深部岩体所处的三向高地应力环境显著改变了巷道开挖的力学响应特征,在开挖卸荷效应作用下,原始地应力场发生动态重分布,表现为临空面方向应力释放与切向应力集中的时空耦合特征,导致围岩稳定性持续劣化。而在应力集中逐渐劣化围岩极限承载能力过程中,若未能在合适的时机采取及时有效的支护措施,将引发链式失稳风险,近场表现为巷道表层岩体的片帮剥落与顶板冒顶事故,远场则可能因能量突然释放诱发岩爆等动力灾害^[3-4]。因此系统开展深部巷道开挖卸荷与支护时机耦合条件下的岩体力学响应时变特征及失稳演化规律研究,不仅可以揭示支护时机与围岩损伤演化、应力重分布之间的动态耦合作用机制,还可以掌握开挖卸荷、应力支护和围岩稳定性之间的定量调控关系,为深部巷道支护参数的精细化设计提供科学依据。

目前,国内外学者已经针对深部巷道开挖卸荷效应开展了系统性研究,形成了以应力重分布模型、损伤演化规律及本构关系为核心的体系框架。如李小瑞等^[5]基于弹性力学理论与岩石卸荷原理,结合巷道围岩应力分布特征研究巷道弹性阶段的卸荷过程,揭示了巷道开挖卸荷过程中围岩二次应力

状态的弹性阶段变形规律及破坏机制。杜佳慧等^[6]基于双剪统一强度准则结合真三轴卸荷实验,分析了砂岩在真三轴卸荷条件下的力学特性及损伤演化过程,揭示了真三轴卸荷路径下砂岩的损伤机制与强度响应规律,并建立了基于双剪统一强度准则的砂岩真三轴卸荷损伤本构模型。潘岳等^[7]通过重积分与理论推导,开展了巷道围岩应力场解析研究,构建了地应力-巷壁位移关系曲线,揭示了开挖卸荷过程中能量耗散与裂纹扩展的内在联系。WANG等^[8]基于巷道开挖卸荷后的围岩应力重分布效应,将三轴试验与弹塑性理论分析相结合,提出了基于统一强度准则的应变软化模型,得到了考虑应变软化效应的松动圈半径理论计算公式。许文松等^[9]通过真三轴单面卸荷试验,揭示了岩体在开挖卸荷条件下的强度劣化规律,提出了采用双折减系数法修正 Drucker-Prager 准则的强度参数,建立了适用于巷道开挖应力路径的强度预测模型。宫凤强等^[10]发现岩体开挖卸荷会造成明显的强度弱化效应,并以此探究了卸荷效应对岩体剪切强度参数的影响。LI等^[11-12]通过真三轴卸荷试验,首次量化了岩体峰后应变软化特性与卸荷速率间的耦合关系,提出了一种考虑能量耗散的损伤阈值判据。这些研究成果在揭示开挖卸荷对岩体力学性能的

影响规律、构建卸荷理论模型等方面取得了显著进展,为深入理解深部岩体开挖卸荷过程奠定了坚实基础。然而,在实际工程中,围岩稳定性不仅受开挖卸荷的影响,巷道支护同样发挥着关键作用,而现有研究多聚焦于卸荷单独作用下的岩体响应,未能充分考虑支护结构对卸荷路径的主动调控作用。

随着支护技术从被动承载向主动控制转型,学者们逐渐意识到支护措施对卸荷进程的调控作用,并围绕“卸荷-支护-围岩”相互作用机制展开相关研究。向天兵等^[13]基于真三轴试验与声发射监测技术,系统研究了卸荷与支护应力路径下岩体的变形破坏规律,从能量演化与结构控制两个方面阐释了支护对卸荷后围岩稳定性的强化作用。戚敏杰等^[14]通过开展不同应力路径下的岩体单面卸荷试验及应力补偿支护试验,结合 Mogi-Coulomb 强度准则量化分析了开挖卸荷与补偿支护对岩体强度参数的影响规律,揭示了深部岩体在应力补偿支护作用下的变形演化机制。左建平^[15-16]针对深部煤矿巷道大变形控制难题,基于巷道等强支护理论,提出梯度支护分级控制方法,明确了破碎区与塑性区的承载能力恢复机制。郑建伟等^[17]考虑三向应力状态与支护应力耦合作用,通过理论建模与数值模拟相结合的手段,建立了圆形巷道围岩应力分布解析模型,研究了巷道围岩径向、切向及轴向应力的动态响应规律,揭示了支护应力对围岩应力场的调控作用。HE 等^[18-19]针对巷道开挖卸荷效应,提出

了应力补偿围岩稳定性控制方法,建立了多层次、多维度的围岩补偿控制技术体系。这些成果在支护技术创新、支理论发展等方面取得了重要突破,为巷道围岩的稳定性控制提供了理论支撑。但是这些研究成果,多将开挖卸荷与应力支护分开讨论,对围岩“卸荷-支护”动态耦合过程的时变特征关注不足,尤其在定量分析“开挖卸荷-支护介入时机-围岩稳定性”三者力学作用关系、明确支护参数与围岩动态响应的调控机制等方面存在明显局限,亟需开展更为系统深入的研究。

因此,为了研究深部巷道开挖卸荷过程中支护时机与围岩损伤演化之间的动态耦合规律,笔者采用自主研发的真三轴扰动卸荷岩石测试系统结合声发射监测技术,开展不同加载损伤程度下的岩体支护试验,分析支护时机对卸荷围岩损伤扩展路径的调控效应,以及对卸荷应力场重分布的补偿机制,为揭示深部岩体开挖卸荷条件下围岩损伤演化与支护补偿时机的动态耦合机理、实现深部巷道支护参数优化设计提供理论支撑。

1 巷道卸荷-支护过程

1.1 巷道开挖卸荷与应力补偿效应

从力学角度分析,巷道开挖引起的围岩卸荷效应本质上是开挖边界径向应力场非线性卸除的动态过程^[20]。如图 1 所示,图中 σ_1 、 σ_2 、 σ_3 、 σ'_1 、 σ'_3 分

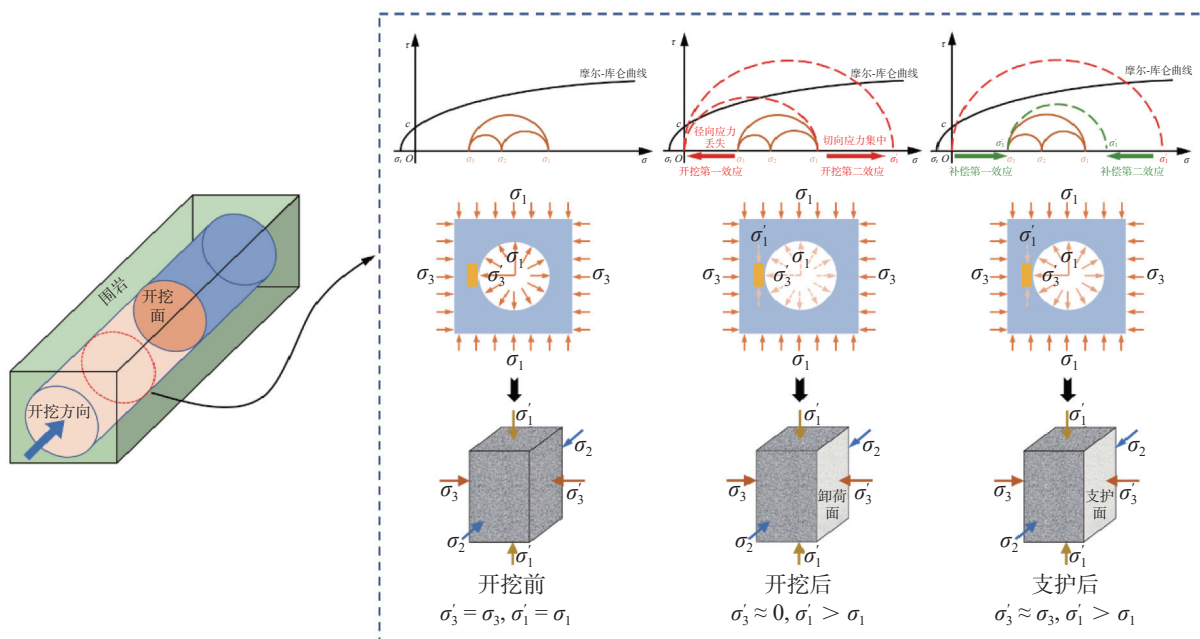


图 1 巷道开挖卸荷-支护围岩力学环境

别对应最大主应力、中间主应力、最小主应力、卸荷后的最大主应力和卸荷面应力。巷道开挖前,岩体所处的三向应力平衡状态位于破坏包络线(摩尔-库仑曲线)下方,且高地应力显著提升了岩体抗剪强度,因此岩体处于稳定状态。巷道开挖后,由于临空面的形成使得原始地应力场平衡被打破,使得一部分地应力以回弹变形的形式在临空面处耗散,造成巷道周边处的径向应力 σ_3 丢失,引起岩体应力摩尔圆第一次扩张(开挖第一效应),另一部分地应力则向深部转移进行应力重新分布引起轴向应力 σ_1 集中,造成应力摩尔圆第二次扩张(开挖第二效应)^[21]。两次的应力重分布效应致使围岩处于复杂的应力状态,当临空面附近岩体承受的应力超过其强度极限时(摩尔圆超过岩体摩尔库仑破坏曲线),引起岩体内部裂隙迅速萌生、扩展,岩体完整性遭到破坏,承载能力不断下降,进而出现片帮剥落、顶板冒落等现象。这一过程实际上是开挖卸荷导致岩体从三维受压状态转变为二维状态,抗剪强度无法平衡重分布后的剪应力,从而引发的岩体失稳。

因此,针对巷道开挖引起的卸荷效应,如何快速补偿围岩因卸荷丢失的径向应力(补偿第一效应),抑制切向应力过度集中(补偿第二效应),使围岩重构的“三向应力约束环境”重新回归强度包络线内的同时充分调动深部围岩的自承能力,是保证巷道围岩长期稳定的前提。

1.2 卸荷巷道支护强化作用

巷道围岩的支护问题,其本质是通过架设支护结构对开挖卸荷后形成的临空面实施应力支护与强化约束,促使围岩-支护体系实现应力场的动态再平衡,最终达到抑制岩体过度变形、维护巷道稳定的目的。相关学者通过于Mohr-Coulomb屈服准则在Fenner经典理论的基础上,构建了巷道开挖后围岩塑性变形与应力场关系的求解公式^[22-23]。

$$R_0 = r_0 \left[\frac{(p_0 + c \cdot \cot \varphi)(1 - \sin \varphi)}{p_i + c \cdot \cot \varphi} \right]^{\frac{1 - \sin \varphi}{2 \sin \varphi}} \quad (1)$$

$$u_p = \frac{\sin \varphi}{2Gr_0} (p_0 + c \cdot \cot \varphi) R_0^2 \quad (2)$$

式中, R_0 为围岩塑性区半径,m; r_0 为巷道半径,m; P_0 为原岩应力,MPa; P_i 为支护阻力,MPa; c 为岩体

内聚力,MPa; φ 为岩体内摩擦角,(°); u_p 为巷道塑性变形,m; G 为岩体剪切模量,GPa。

由以上公式可知,巷道围岩稳定性主要取决于原岩应力(P_0)、支护阻力(P_i)、围岩力学参数(c 、 φ 、 G)及断面尺寸(r_0)等要素,其稳定性控制需通过优化支护设计以提供有效支护阻力,并综合考虑地质应力环境、围岩物理力学特性及巷道几何形态等因素,共同决定围岩系统的安全稳定。

而对于给定的深埋巷道,巷道所处位置的原岩应力,围岩基础物理力学参数和巷道断面尺寸等参数已经确定,此时,巷道围岩的稳定性便取决于支护结构能否在合适的时机对围岩提供高强度的支护阻力,研究表明,当支护力不足时,支护结构的约束效应将无法抵抗围岩大变形产生的变形压力,导致围岩结构持续劣化,同时,当施加的支护强度一定时,若支护过早会阻碍围岩应力释放,诱发围岩塑性破坏,而支护过晚则可能因岩体自由变形量过大而失去有效约束能力,引发整体失稳风险^[24-25]。因此,支护时机与支护强度的协同控制是保障深部巷道稳定性的关键。

2 试验概况

2.1 试验设备

试验采用安徽理工大学自主研发的真三轴扰动卸荷岩石测试系统,如图2所示,该系统通过X(最小主应力)、Y(中间主应力)、Z(最大主应力)3个方向的独立控制实现三向六面加载,在垂直方向(Z)和水平方向(X、Y)最大可分别施加5 000kN、3 000kN载荷。试验系统采用全数字闭环伺服控制技术,可通过应力、变形、位移控制等方式精确模拟

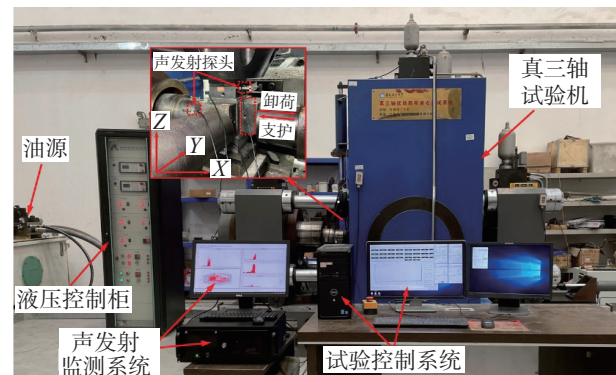


图2 真三轴扰动卸荷岩石测试系统

单轴/双轴加载、高压真三轴应力状态,单向或双向瞬时卸荷状态,以及两个主应力方向受扰动的工作状态。同时为了精准掌握试验全过程中岩体的裂纹扩展规律及时空演化特征,选用美国 PAC 公司生产的 PCI-2 型多通道声发射监测系统,配合 6 个高灵敏度声发射探头采集信号,为减少噪音干扰,设定门槛值为 40dB,采样频率为 1MHz,声发射信号分析软件实时记录岩体破坏过程中的振铃计数、能量、幅值和频率等参数。实验前利用声发射自动校准系统对砂岩试样进行断铅测试得到声发射波速,同时在声发射探头涂抹耦合剂,以减小试验误差。

2.2 试验材料

为了降低岩体非均质性和离散性对试验结果的影响,最大限度保证试验数据可比性,本研究选用的砂岩试样均产自同一块完整母岩。试验前将岩体制备成若干 100mm(长)×100mm(宽)×100mm(高)的标准立方体试样,并按照国际岩石力学协会标准对砂岩试样所有侧面和端部进行研磨和抛光,确保试样的端面平整度偏差不得超过±0.05mm,相邻面垂直度偏差不得超过±0.25°,如图 3 所示。

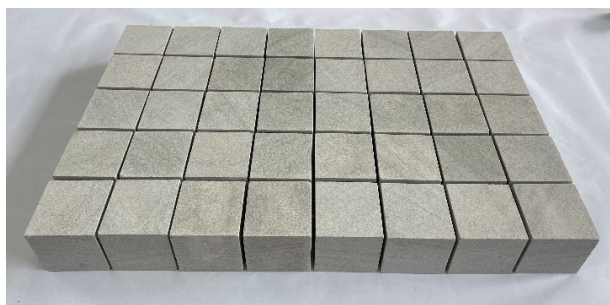


图 3 部分试验材料

试样加工制作完成后采用声波测试法对砂岩试样进行波速筛选测试,剔除波速离散性较大的异常试样,最终选取具有相近波速特性的试样(垂直层理方向平均波速 1 874m/s,平行层理方向平均波速 2 159m/s)用于后续试验,确保试样初始损伤状态的一致性。同时,对所选试样进行基础物理力学参数测试,获得以下基础参数:密度 2.39g/cm³,孔隙率 8.43%,含水率 0.44%,单轴抗压强度 46.21 MPa,弹性模量 11.84 GPa,泊松比 0.23。

2.3 试验路径

本次试验以煤矿千米深井为研究对象,参考康

红普等^[26]提出的地应力计算公式,确定初始水平应力分别为 $\sigma_2 = 25 \text{ MPa}$ 、 $\sigma_3 = 10 \text{ MPa}$ 。同时考虑试验系统的实际操作可行性,以及初始应力卸荷过程对岩体造成的损伤效应^[27-28],将初始垂直应力与卸荷应力均设定为 $\sigma_1 = 60 \text{ MPa}$ 。经测定,在该围压条件下,岩体的真三轴抗压强度为 170.16 MPa,为后续试验的应力加载与对比分析提供基础数据支撑。

每个试验方案包括 5 个阶段:阶段 I 为初始加载阶段,通过施加初始应力还原岩体原位应力状态;阶段 II 为最小主应力单面卸荷阶段,模拟巷道开挖引发的围岩应力释放过程;阶段 III 为加载损伤阶段,模拟巷道开挖后应力重新分布导致的围岩累积损伤;阶段 IV 为应力支护阶段,模拟巷道开挖围岩产生损伤后的支护情况;阶段 V 为加载破坏阶段,模拟损伤巷道在持续应力集中作用下的极限承载特性。具体试验路线如下:

试验 1: 真三轴加载试验。试验路径如图 4(a)所示:①在相同的时间内分别加载 σ_1 至 60 MPa,加载 σ_2 至 25 MPa,加载 σ_3 至 10 MPa;②保持 σ_2 和 σ_3 不变,持续加载 σ_1 至试样失稳破坏,得到真三轴加载条件下岩体峰值强度为 170.16 MPa。

试验 2: 真三轴单面卸荷试验。试验路径如图 4(b)所示:①在相同的时间内分别加载 σ_1 至 60 MPa,加载 σ_2 至 25 MPa,加载 σ_3 至 10 MPa;②保持 σ_1 和 σ_2 不变,瞬时单面卸载 σ'_3 ;③保持 σ_2 和 σ_3 不变,持续加载 σ_1 至试样失稳破坏,得到真三轴单面卸荷条件下岩体峰值强度 σ_c 为 101.33 MPa。

试验 3: 不同支护时机试验。试验路径如图 4(c)所示:步骤①②同试验 2;③保持 σ_2 和 σ_3 不变,加载 σ_1 至 $k\sigma_c$ (其中 k 为支护时机系数,表示巷道围岩开挖卸荷后,其内部损伤发展到不同程度时进行支护干预的时刻。 $k = 62\%、70\%、75\%、80\%、85\%、90\%、95\%$, $62\%\sigma_c = 60 \text{ MPa}$);④保持 σ_1 和 σ_2 不变,将卸荷面应力 σ'_3 重新加载至 5 MPa;⑤保持 σ_2 和 σ_3 不变,持续加载 σ_1 至试样失稳破坏。

3 试验结果分析与讨论

为准确表征砂岩试样在设计应力路径下的变形特征,假设在应力加载过程中,若试样应变增量为正值则判定为压缩,反之应变增量为负值时判定为扩容^[29-30]。

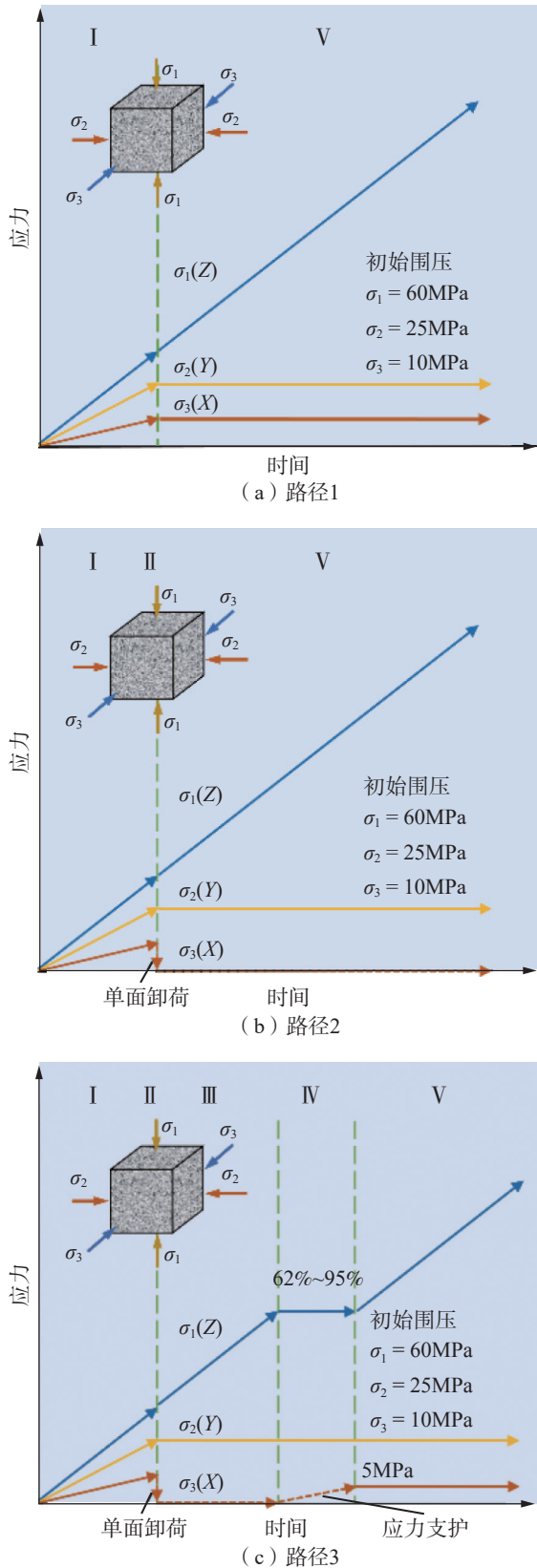


图4 不同加卸载试验路径

3.1 力学特性分析

分析不同支护时机条件下卸荷砂岩力学特性

如图5所示。不同支护时机条件下($k = 62\%$ 、 70% 、 75% 、 80% 、 85% 、 90% 、 95%)岩体的极限峰值强度分别为 162.44、153.50、139.18、134.51、130.45、119.89、116.37 MPa, 相较于单面卸荷条件下岩体峰值强度 (101.33 MPa), 强度提高值分别为 61.11、52.17、37.85、33.18、29.12、18.56、15.04 MPa, 提高幅度依次为 60.31%、51.49%、37.35%、32.74%、28.74%、18.32%、14.84%, 由此可见, 随着支护时机的延后, 岩体强度提高值和提高幅度均呈现非线性递减趋势。当支护时机从 $k = 62\%$ 滞后至 $k = 75\%$ 时, 强度提高幅度下降速率最快(每滞后 $5\%\sigma_c$, 幅度降低约 10%); 当支护时机从 $k = 90\%$ 滞后至 $k = 95\%$ 时, 强度提高幅度下降速率趋缓(每滞后 $5\%\sigma_c$, 幅度降低约 4%); 表明岩体强度对支护时机的敏感性存在临界阈值(约在 $75\% \sim 85\%\sigma_c$), 支护时效性对岩体强度的补偿作用存在区间效应。进一步分析峰值强度与支护时机的关系, 发现强度衰减曲线在 $80\%\sigma_c$ 附近出现明显拐点, 表明在本研究范围内, 此阶段为岩体损伤演化从量变到质变的关键过渡点。

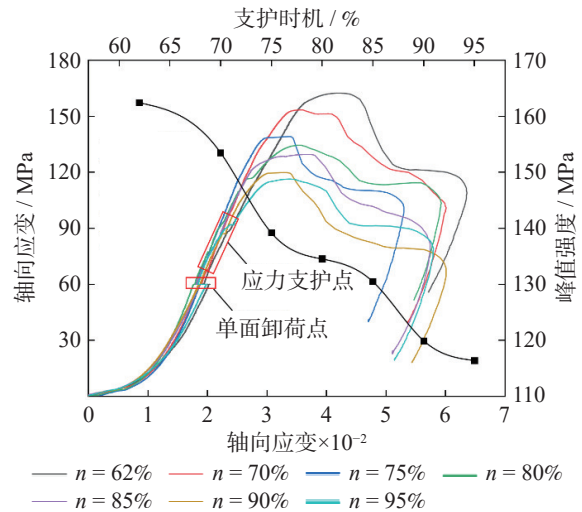


图5 不同支护时机条件下岩体应力-应变曲线

这一试验结果揭示了支护作用下岩体内部损伤演化规律与应力传递机制的动态耦合过程。早期支护(如 $k = 62\%$)通过主动干预岩体应力重分布过程, 及时约束 σ_3 卸荷引发的侧向变形, 有效抑制了微裂纹的萌生与扩展, 此时岩体仍处于弹性变形主导阶段, 内部原生裂隙尚未充分活化, 应力支护产生的围压效应通过提高岩体颗粒之间的接触面积与摩擦阻力, 维持岩体三向应力平衡状态, 有效

约束岩体侧向变形的同时减少能量向塑性变形转化,使得岩体极限峰值强度提升率超过 60%。随着支护时机延后,岩体在加载损伤阶段内部裂纹持续发育扩展,损伤累积加剧,颗粒之间的滑移摩擦更为剧烈,尽管后期进行支护仍能提升岩体强度,但效果远不及早期支护。例如,当支护时机 $k = 95\%$ 时岩体已进入到裂纹贯通的塑性变形阶段,微裂纹密度呈指数增长,侧向变形在突破弹性极限时使得岩体内部产生不可逆损伤,此时支护载荷仅提供被动约束,主要用于抵消裂隙面滑移而非维持整体稳定,导致对岩体峰值强度的提升作用有限,强度提升幅度仅为 14.84%。

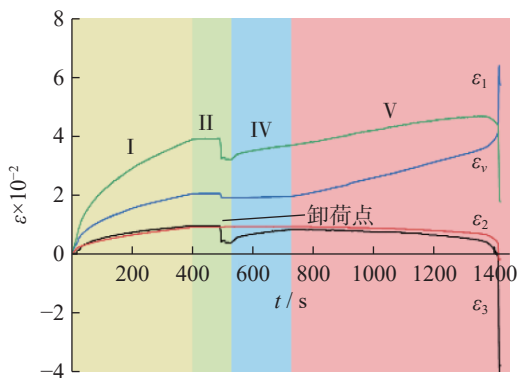
这种损伤演化规律印证了工程现场中的“主动支护时效性”原则,巷道开挖后,围岩应力重新分布,若不及时支护,围岩内部裂纹会快速发育,导致承载能力下降。及时支护能够在围岩损伤初期限制裂纹扩展,降低加载损伤,提高岩体力学参数,如同试验中早期支护大幅提升岩体强度一样,有效增强巷道的承载稳定性;而延迟支护则可能错过最佳加固时机,无法充分发挥支护结构的作用,导致巷道承载能力提升有限,甚至可能因围岩过度损伤而引

发失稳破坏。因此,在实际巷道支护工程中,应根据围岩的应力状态和变形特征,选择合理的支护时机,在岩体损伤劣化产生链式反应前实现及时有效支护,将岩体失稳从脆性突发转化为渐进可控,保障巷道的长期稳定与安全。

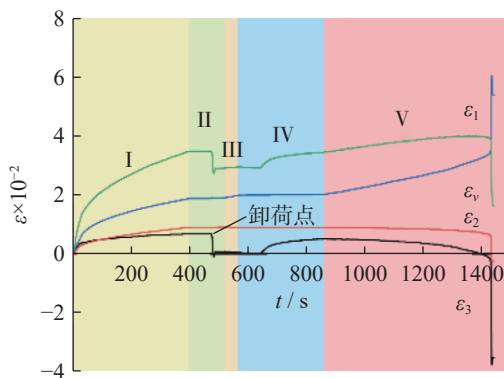
3.2 变形特征分析

不同支护时机条件下岩体时间-应变曲线及各阶段变形量占比关系如图 6、图 7 所示,图中 ε_1 、 ε_2 、 ε_3 和 ε_v 分别表示最大主应变、中间主应变、最小主应变和体积应变。

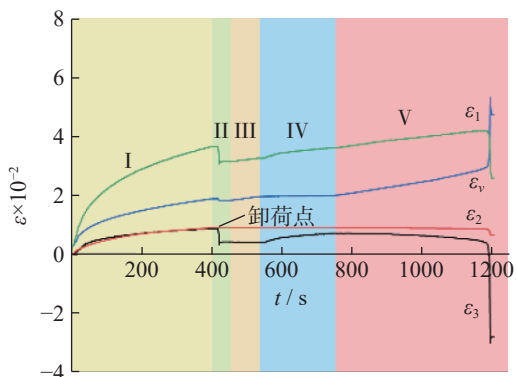
由图 6、图 7 可知,最大主应变是引起试样变形的主要构成部分,其中初始加载阶段的变形量贡献尤为突出,占整体峰值应变变形量的 50.69% ~ 57.62%,是导致岩体变形的关键阶段,反映了初始应力加载对岩体内部原生微裂纹的闭合与压密作用。在初始加载过程中,岩体在 3 个主应力方向同步承受压缩作用,致使内部微裂隙相互挤压、颗粒发生错动滑移,进而导致岩体颗粒重新排列,所有应变分量(ε_1 、 ε_2 、 ε_3)和体积应变(ε_v)均呈现同步增长趋势,岩体在三维应力约束下发生整体体积收缩变形。



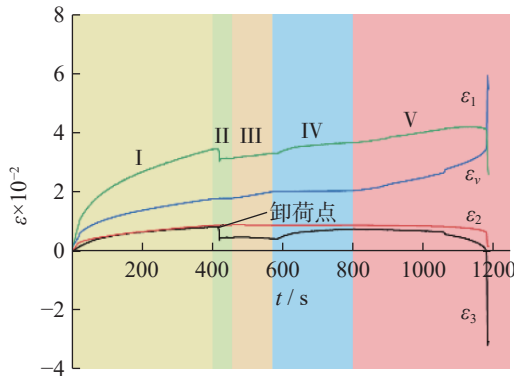
(a) $k = 62\%$



(b) $k = 70\%$



(c) $k = 75\%$



(d) $k = 80\%$

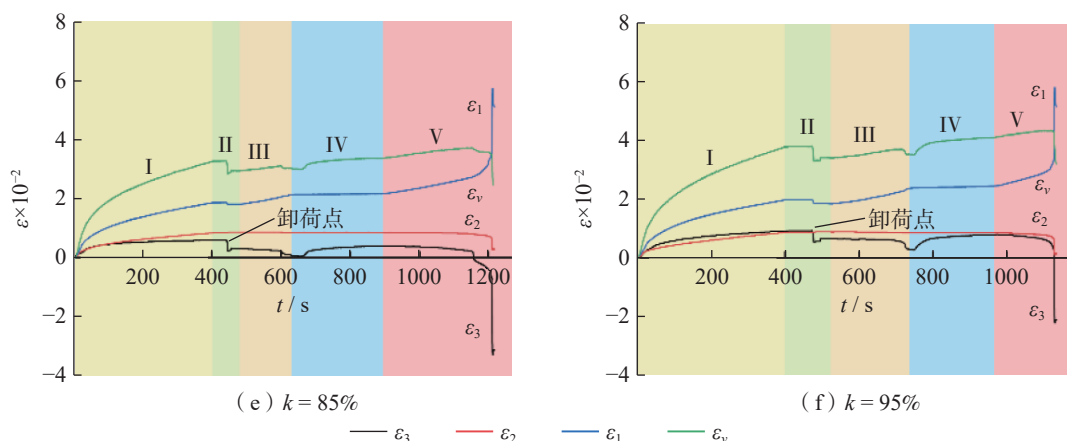


图6 不同支护时机条件下岩体时间-应变曲线

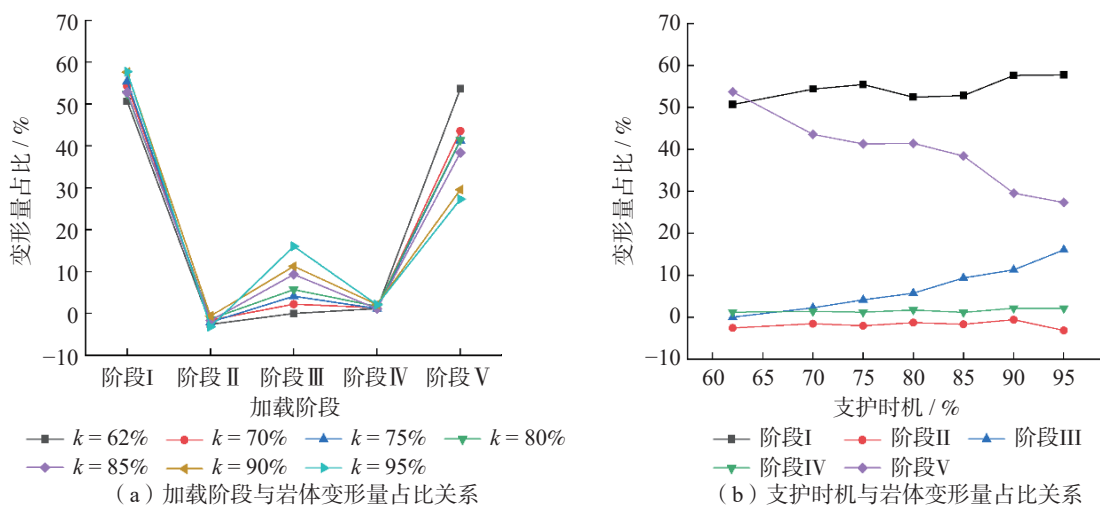


图7 不同支护时机条件下各阶段变形量占比

在单面卸荷阶段,伴随着最小主应力的单面卸荷,岩体在卸荷面附近出现应力释放和扩容,同时卸荷效应引起最大主应力方向同步出现瞬时回弹扩容现象,使得该阶段内的变形量占比均为负值,而中间主应变基本上无明显变化,在三向应变的共同作用下使得体积应变呈现扩容效应,尽管此时试样内部因初始加载和卸荷效应已经产生初步损伤,但此阶段总变形量维持在 $-3.15\% \sim -2.58\%$ 的较低水平,表明岩体仍处于线弹性变形向损伤演化的过渡阶段,微裂隙虽已萌生但尚未形成贯通性破坏路径,其内部结构仍具备较强的承载能力。

随着轴向应力的继续加载,岩体进入到加载损伤阶段,时间-应变曲线呈现明显的变形加速特征,最大主应变 ε_1 的压缩速率和最小主应变 ε_3 的扩容速率显著加快;且 ε_1 的压缩量大于 ε_3 的扩容量,而 ε_2 依旧无明显变化,因此体积应变 ε_v 的压缩速率也

逐渐加快,这表明,随着荷载的持续增加,岩体内部损伤不断累积,裂纹扩展加剧,导致变形迅速发展。且支护时机对此阶段岩体变形有显著影响,支护时机越晚,岩体在加载损伤阶段承受的应力时间越长,损伤累积越多,破裂越严重,变形量占比越大(从 $k = 70\%$ 时的 2.23% 增加到 $k = 95\%$ 时的 16.02%),表明及时支护可以通过提供约束应力抑制岩体内部裂纹的扩展与贯通,减少损伤累积速率,有效控制变形量占比的增长,维持岩体结构的稳定性,而滞后支护因错过岩体损伤演化的关键抑制时机,导致岩体在持续应力作用下损伤加剧,裂纹扩展范围扩大,最终使得变形量占比显著增加,岩体承载能力大幅下降,更易发生失稳破坏。

在应力支护阶段,卸荷面应力得到补偿,岩体逐渐由三向应力不等状态向平衡状态过渡,支护结构施加的侧向约束力有效抵消了残余拉应力集中,

抑制了裂隙尖端的应力集中现象,使得岩体内部裂隙面重新进入压密状态,颗粒间咬合作用显著增强。这种应力重构作用使得岩体从加载损伤阶段的快速变形转变为相对稳定的缓慢变形。然而支护作用仅能对局部应力状态进行修复,无法完全消除前期加载损伤所积累的影响,在此背景下,该阶段岩体变形量占比始终维持在较低水平,不同支护时机条件下变形量占比基本保持在 1.13%~2.13%。这表明,一旦岩体进入应力支护阶段,其变形发展已不再取决于支护的介入时机,而更多受控于支护刚度与岩体强度的匹配关系。当应力重新加载至一定水平时,尽管支护时机的早晚存在差异,但均可形成有效的约束机制,使岩体内部损伤演化趋于一致,从而导致该阶段内岩体变形量占比呈现“弱时间相关性”特征。

在加载破坏阶段,最大和最小主应力方向上的时间-应变曲线变化速率呈现急剧上升趋势,表现为最大主应变的强烈压缩和最小主应变的强烈扩容。且随着支护时机滞后,岩体在该阶段的变形量占比越小,变形量从 $k=62\%$ 时的 53.70% 减少到 $k=95\%$ 时的 27.30%。这一现象看似与主观意义上的岩体变形规律相违背,但是结合加载损伤阶段变形量占比的显著增加可以进行合理解释,较晚的支护时机导致岩体在加载损伤阶段已经发生了大量变形,因

此在加载破坏阶段岩体剩余的变形空间减小,破坏前的变形更多地集中在了加载损伤阶段,导致加载破坏阶段变形量占比相对减少,然而,这并不意味着岩体的整体破坏程度减轻,而是破坏前的变形更多地集中在了加载损伤阶段。这种变形量的阶段性转移特征,反映了支护时机对岩体损伤演化路径的调控作用,较晚的支护时机虽使加载破坏阶段变形量占比减少,但加载损伤阶段的变形量激增已导致岩体内部形成更复杂的裂隙网络,其整体破坏程度并未减轻,反而因损伤累积提前完成,致使破坏突发性增强,承载能力衰减速率加快。

3.3 声发射特性分析

声发射作为岩石裂隙扩展过程中释放的弹性波信号,其特征参数可有效表征岩体内部损伤演化规律,本文从声发射的时域特征进行研究,通过分析振铃计数、累计能量、 b 值等参数的动态变化过程,探讨不同支护时机条件下岩石破裂全过程的损伤演化特征。其中 b 值表示破裂过程中微裂纹与宏观裂纹的比例, b 值增大表明岩样以小尺度裂隙闭合发育为主, b 值减小表明岩样以大尺度裂隙扩展贯通为主^[31]。

图 8 给出了不同支护时机条件下岩石破裂时间-应力- b 值-振铃计数-累计能量曲线,由图 8 可知,

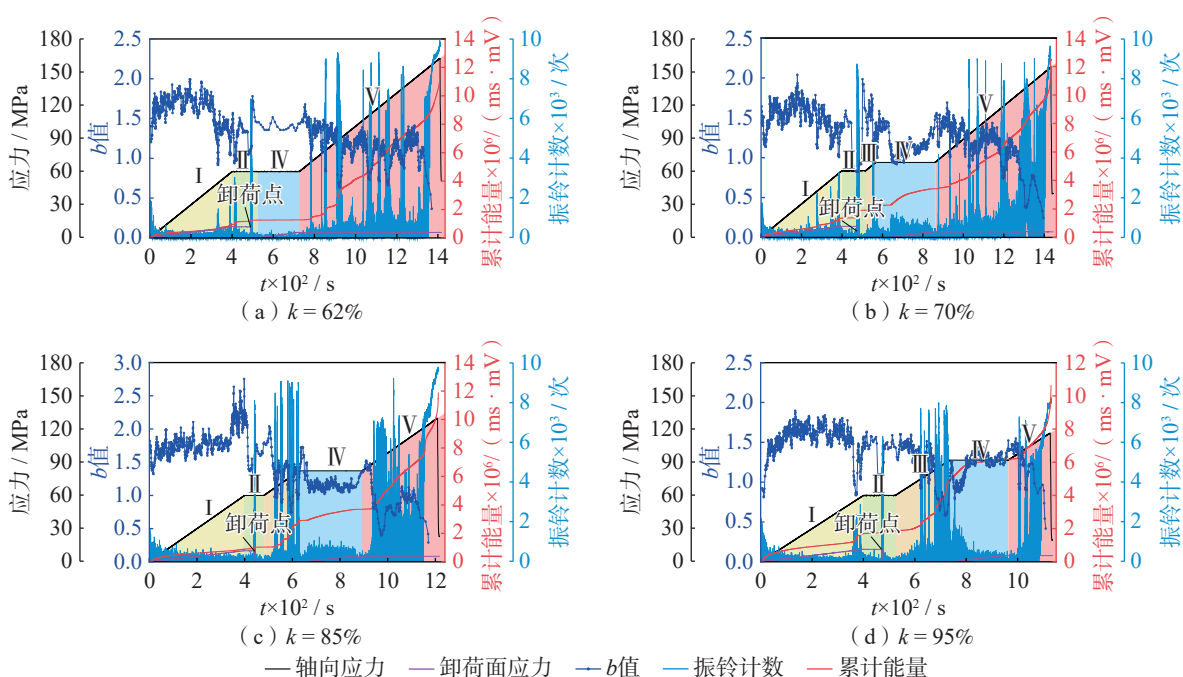


图 8 不同支护时机条件下岩体声发射信号演化特征

不同支护时机条件下岩体在初始加载阶段与单面卸荷阶段的声发射信号分布规律基本相同,而在后续的加载损伤阶段、应力支护阶段和加载破坏阶段,不同支护时机通过调控应力路径显著影响了岩体声发射参数的时空演化特征。

在初始加载阶段,岩体处于三向应力加载状态,此时岩体内部主要是原始微裂纹的闭合与压紧,岩体主要发生弹性变形,能量以弹性应变能的形式缓慢集聚,能量释放较少,因此声发射弹性波信号较弱,振铃计数数值较低且稳定发展, b 值呈现高值低幅波动,累计能量增长缓慢。

在单面卸荷阶段,卸荷诱发岩体内部应力重新分布,打破了初始加载形成的应力平衡状态,使得卸荷面附近产生拉应力集中。这种应力状态的改变促使岩体内部裂纹快速萌生和扩展,上一阶段储存的弹性应变能部分转化为裂纹扩展所需的能量并释放出来,引起声发射信号强度明显增强,振铃计数和 b 值迅速增加,累计能量也随之快速上升。

在加载损伤阶段,随着轴向应力的不断增加,岩体内部的应力集中程度进一步加剧,裂纹不断发育、扩展并相互贯通,形成裂纹网络,声发射振铃计数和累计能量随着应力的增加呈阶梯式增长,而 b 值呈现波动下降趋势。在不同支护时机条件下,声发射信号出现不同的响应特征,当支护较早时,加载损伤阶段较短,此时支护结构与岩体共同承载,分担了部分荷载,延缓了岩体的损伤进程,使得声发射信号的增长相对缓慢,峰值出现的应力水平相对较高。而滞后支护时加载损伤阶段较长,岩体损伤发展较快,声发射信号迅速上升,峰值提前出现,且峰值强度更高。

在应力补偿阶段,卸荷面应力的重新加载引起岩体内部应力状态再次发生改变,部分张开的裂纹被重新压紧闭合的同时产生新的微小裂纹,但由于应力补偿的幅度相对较小,声发射信号的变化相对较为平缓, b 值、振铃计数和累计能量均呈现出小幅度的上升趋势,且不同支护时机下声发射参数的差异相对较小,表明该阶段主要是应力的调整过程,对岩体的损伤影响程度有限。

在加载破坏阶段,持续加载使得岩体内部的损伤不断累积,最终达到失稳破坏的临界状态。当轴

向应力接近峰值强度时,声发射信号呈现“寂静期-突发式释放”特征, b 值迅速下降,振铃计数急剧上升呈现多峰状态,同时累计能量曲线斜率突增,在破坏前期近乎垂直增长,这与宏观主裂纹形成导致的能量集中释放直接对应,表现出强烈的破坏前兆特征。进一步分析支护条件的影响可知,早期支护虽然能够提高岩体的承载能力,但随着荷载的不断增加,岩体最终仍会发生破坏,声发射信号同样急剧增强,但破坏时的应力水平相对较高。相比之下,延迟支护条件下,岩体由于前期损伤积累较多,在较低的应力水平下即触发失稳,声发射信号在破坏前的增长更为迅速,破坏过程更具突发性和剧烈性。

综上所述,从声发射参数变化规律可知,早期支护能够有效抑制岩体内部裂纹的发育和扩展,减少能量的集中释放,降低岩体失稳破坏的风险,这与实际巷道支护工程中,及时进行支护能够提高巷道围岩稳定性的工程经验相吻合。而延迟支护条件下,岩体在加载前期由于自由变形和损伤,导致后期声发射信号强烈,岩体失稳破坏风险增大。这提示在实际工程中,如果支护时机过晚,巷道围岩可能在未得到有效支护的情况下发生较大变形和损伤,增加支护难度和工程成本,甚至可能引发巷道坍塌等安全事故。因此,通过监测巷道围岩的声发射信号,分析其变化规律,可以判断围岩内部的损伤程度和稳定性状态,为合理选择支护时机提供依据。

3.4 裂纹扩展特性分析

岩体加载过程中微裂纹事件诱发的声发射波特征与断裂模式紧密相连,当岩体发生张拉断裂时,裂纹扩展相对较为迅速且方向单一,声发射波信号具有上升时间短、幅值高、振铃计数较多、持续时间短的特点,而剪切断裂过程中,裂纹扩展涉及更多的摩擦与滑移,声发射波信号表现出相反的变化特征。因此,为了更准确地区分岩体受载过程中的张拉裂纹和剪切裂纹,基于声发射参数 RA (上升时间/幅值)和 AF (振铃计数/持续时间)的差异性对岩体受载全过程进行分析,结果如图9所示,其中,张拉裂纹通常表现为低 RA 值、高 AF 值,而剪切裂纹表现为高 RA 值、低 AF 值^[32]。

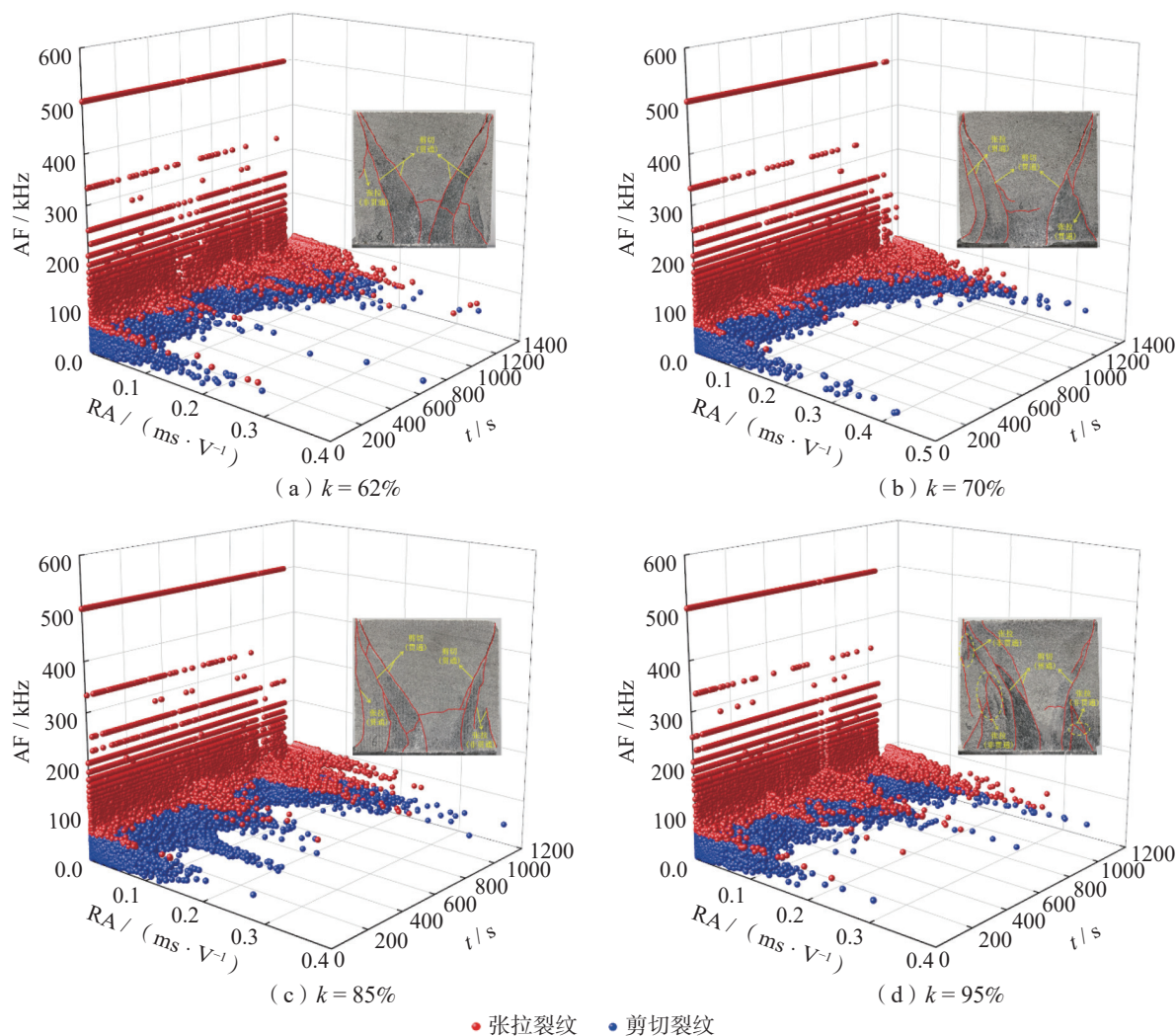


图 9 不同支护时机条件下岩体破裂 RA-AF 散点图

由图 9 可知,不同支护时机条件下 RA-AF 信号在张拉和剪切裂纹区域均有分布,张拉裂纹(红色点)始终表现为低 RA 值($0 \sim 0.2 \text{ ms/V}$)、高 AF 值($100 \sim 500 \text{ kHz}$)的特征,而剪切裂纹(蓝色点)则集中于高 RA 值($0 \sim 0.4 \text{ ms/V}$)、低 AF 值($0 \sim 100 \text{ kHz}$)的区域,且剪切裂纹数量明显多于张拉裂纹数量,表明岩体破裂主要是以剪切破坏为主、张拉破坏为辅的拉剪复合破坏,与岩体的宏观破坏形态相对应。同时在不同支护时机条件下,岩体破裂的 RA-AF 信号分布呈现出明显的阶段性特征,初始加载阶段 RA 数值较高而 AF 值较低,裂纹以剪切为主。单面卸荷阶段因 σ_3 骤降,张拉裂纹 AF 值小幅上升,剪切裂纹 RA 值略有下降,裂纹扩展由初始加载阶段的剪切向张拉过渡。加载损伤阶段裂纹数量激增,张拉、剪切裂纹的 RA、AF 均进一步升高,表明再

此阶段内张拉、剪切裂纹均得到快速发展。应力补偿阶段裂纹发展趋缓,RA 和 AF 值波动减小,裂纹无明显变化。加载破坏阶段,张拉裂纹 AF 值达峰值,剪切裂纹 RA 值亦显著增大,裂纹急剧增多。

为了更加清晰的描述不同支护时机条件下岩体裂纹扩展规律,对不同支护时机条件下岩体破裂过程中的张拉和剪切裂纹进行统计如图 10 和图 11 所示。

在初始加载阶段,岩体在三向应力的共同作用下,导致原有微裂纹被压密,新裂纹的产生相对较少,内部裂纹扩展受到抑制,裂纹的发育贯通程度较低,因此各支护时机条件下本阶段裂纹总量占比较低,约占加载全过程裂纹总量的 $28.99\% \sim 33.46\%$ 。而阶段内的张拉-剪切裂纹占比存在显著差异,张拉裂纹占比约在 $28.32\% \sim 32.89\%$,剪切裂纹占比约

在 67.11% ~ 71.68%, 剪切裂纹占比均明显高于张拉裂纹, 这一现象与 Griffith 理论中剪切裂纹主导的初始阶段特征相吻合, 反映了岩体围压约束下的压

剪损伤特性^[33]。结合图 8 中此阶段内的声发射特征参数可知, 此阶段虽然裂纹总量多, 但主要是原始微小裂纹的萌生与发育, 并无大裂纹的扩展贯通。

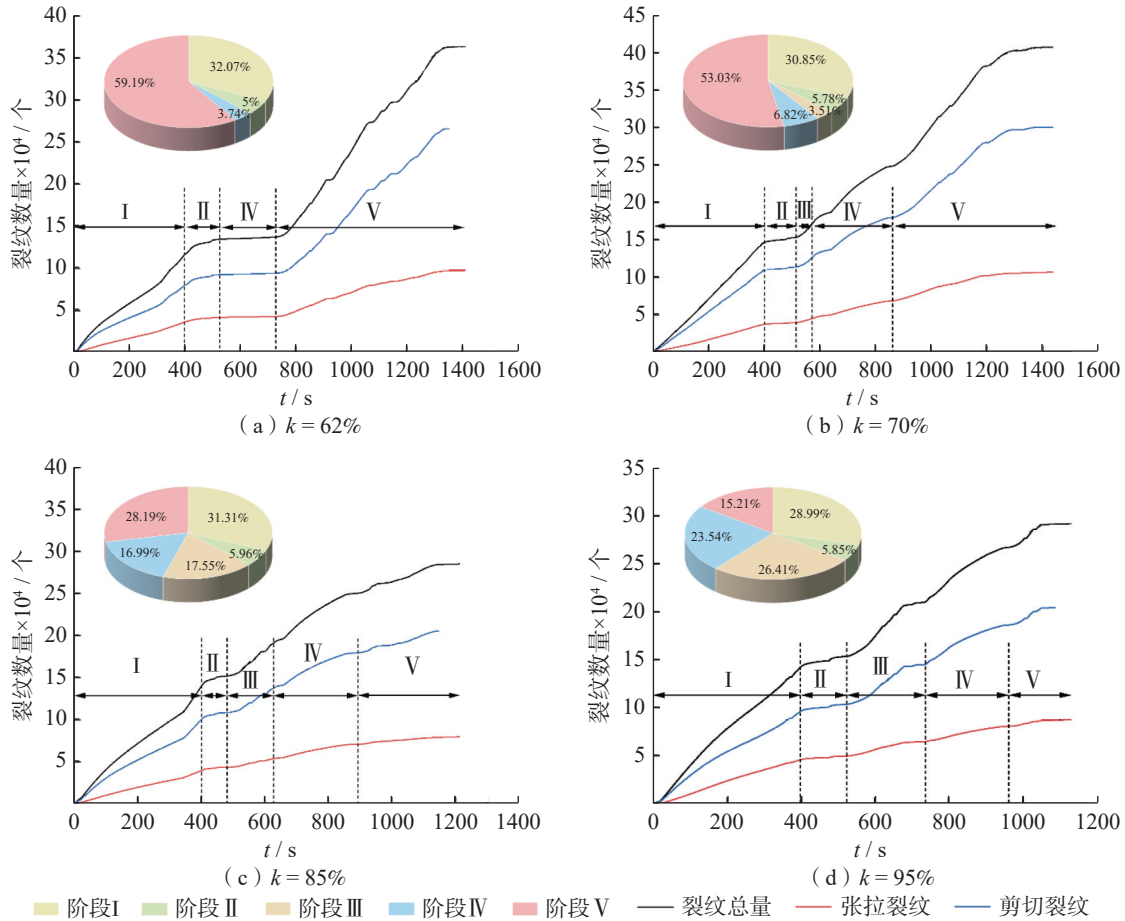


图 10 不同支护时机条件下岩体裂纹累计曲线及各阶段占比

当最小主应力单面卸荷后, 岩体内应力平衡被打破, 原本受最小主应力约束的颗粒开始发生相对滑移, 导致部分微裂纹扩展, 尤其是张拉裂纹的扩展更为明显。但是由于最大和中间主应力形成的双向压应力场抑制了弹性应变能的快速释放, 使得该阶段内累计裂纹数量仅占实验全过程裂纹总量的 4.62% ~ 5.96%, 相较于初始加载阶段有明显变化。同时由于单面卸荷引起的拉应力作用, 使得岩体在卸荷面附近因泊松效应和拉应力集中产生大量张拉裂纹, 张拉裂纹占比显著上升, 剪切裂纹占比下降, 阶段内张拉裂纹占比在 38.66% ~ 43.87%, 剪切裂纹占比在 56.13% ~ 61.34%, 表明单面卸荷促使岩体内部裂纹由剪切向张拉转变。

在加载损伤阶段, 随着最大主应力的持续加载,

岩体承受的偏应力逐渐增大, 裂纹快速扩展。随着支护时机滞后, 岩体内部的颗粒滑移加剧, 能量不断积累并以裂纹扩展的形式释放, 引起阶段内裂纹总量占比显著上升, 从 $k = 70\%$ 时的 3.51% 增加到 $k = 95\%$ 时的 26.41%, 表明滞后支护会明显增加裂纹扩展速率, 与深部巷道围岩控制中“及时支护抑制塑性区扩展”的原理一致。同时阶段内的张拉剪切裂纹占比也发生较大变化, 张拉裂纹占比从 $k = 70\%$ 时的 50.68% 下降到 $k = 95\%$ 时的 31.02%, 表明滞后支护条件下偏应力加载主要引起岩体内部裂纹由张拉向剪切转变。

在应力支护阶段, 由于卸荷面应力的重新加载, 岩体内部应力状态得到一定程度的恢复, 原本因卸荷和加载损伤而扩展的裂纹受到一定程度的抑制

并闭合,但由于前期损伤的积累,仍有少量裂纹继续扩展,且阶段内累计裂纹总量占比随着支护时机滞后逐渐增大,由 $k = 62\%$ 时的 3.74% 上升到 $k = 95\%$ 时的 23.54%,表现为晚期支护诱发二次裂纹扩展。这类似于对已经产生较大损伤变形的巷道围岩进行支护加固时,虽然通过增加支护阻力可以在

一定程度上减少围岩的进一步变形,但由于前期的损伤变形累积,支护效果可能会受到一定限制,甚至引发围岩产生二次损伤。各支护时机条件下该阶段内张拉裂纹占比较前一阶段略有增加,张拉、剪切裂纹各占比 50% 左右,且占比波动较小,表明此阶段内主要是拉剪混合裂纹的发育与扩展。

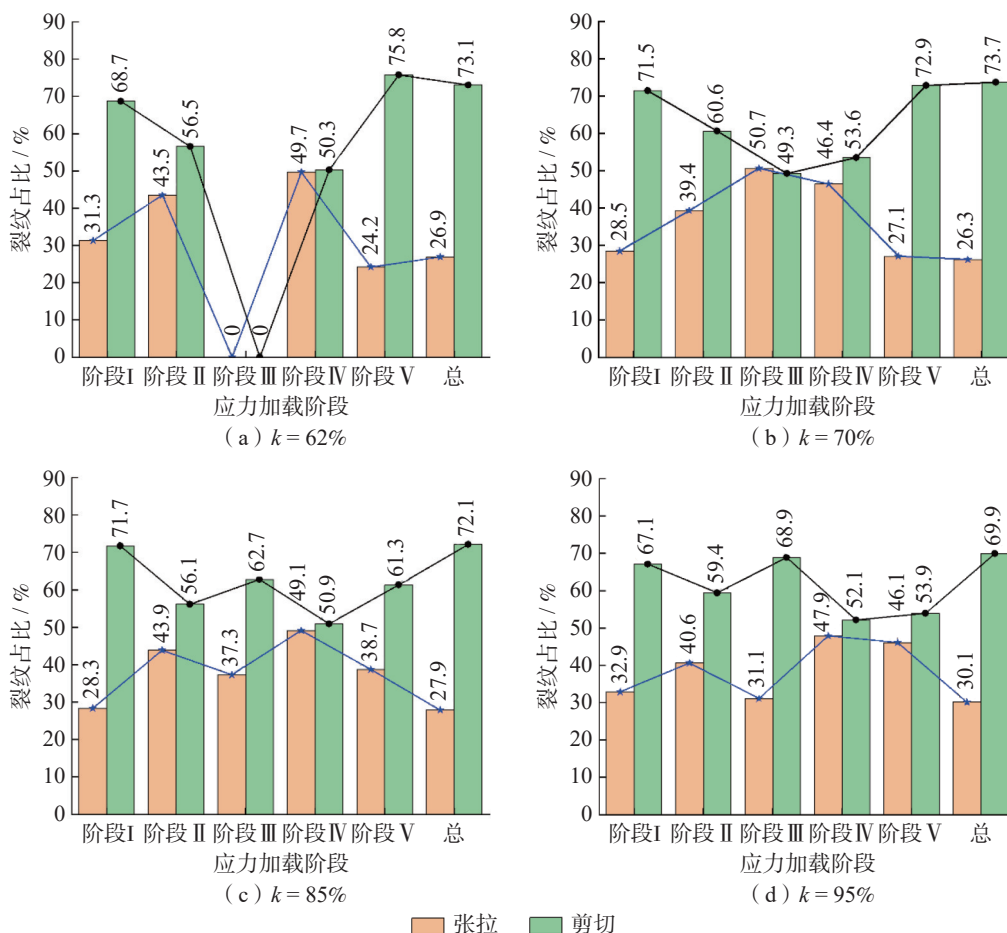


图 11 不同支护时机条件下岩体破裂各阶段张拉-剪切裂纹占比

在加载破坏阶段,在最大主应力的持续加载作用下岩体裂纹扩展模式由分散扩展主导转向沿优势方向的贯通主导,且主裂纹贯通速率显著超越新生裂纹萌生速率,致使新生裂纹发育受抑制,同时由于加载前期岩体已经积累了较大的损伤变形,在达到破坏应力之前,裂纹已经有了一定程度的扩展,所以在最后破坏阶段裂纹扩展的空间相对有限,最终导致随着支护时机滞后,阶段内裂纹总量占比快速下降,由 $k = 62\%$ 时的 59.19% 迅速下降到 $k = 95\%$ 时的 15.21%,这与巷道不同支护时机条件下失稳前“渐进式破坏”与“突发型破坏”的分类特征一致,说

明支护时机直接影响破坏模式。同时此阶段内的剪切裂纹虽然较前一阶段有所增长,但随着支护时机滞后,增长趋势逐渐变缓,当 $k = 62\%$ 时,剪切裂纹占比由应力支护阶段的 50.3% 上升到加载破坏阶段的 75.8%,增加幅度高达 25.5%,而 $k = 95\%$ 时,剪切裂纹占比由应力支护阶段的 52.1% 上升到加载破坏阶段的 53.9%,增加幅度仅有 1.8%,岩体整体破坏仍由剪切主导。

综上所述,支护时机通过调控各阶段裂纹类型比例与损伤的累积速率,显著影响岩体裂纹扩展路径与最终破坏模式,支护时机越早,越能抑制各阶

段的裂纹扩展尤其是加载损伤阶段的损伤累积,与深部巷道“及时支护抑制塑性区扩展,滞后支护诱发二次失稳”的工程特性高度吻合,为巷道围岩控制提供了试验依据。

4 结论与展望

本文采用真三轴岩石试验系统结合声发射监测技术,开展了不同支护时机条件下卸荷岩体支护试验,系统研究了支护时机对高应力卸荷岩体的补偿强化效应。研究表明:在本试验范围内,及时支护可显著提高卸荷岩体的极限承载特性,使其极限承载能力提升60%以上;最大主应变是岩体变形的主要组成部分,其中以初始加载阶段对其贡献最为突出,约占累计峰值应变的50%~57%;支护时机的滞后效应对岩体变形发展表现出阶段性影响,在加载损伤阶段,岩体累积变形随支护时机滞后而显著增大,而在加载破坏阶段则呈现相反的变化规律。此外,支护时机通过调控各阶段裂纹类型比例与损伤的累积速率,显著影响岩体损伤累积路径与最终破坏模式,支护时机越早,越能抑制各阶段的裂纹扩展尤其是加载损伤阶段的损伤累积,而滞后支护由于前期的损伤变形累积,可能诱发岩体的二次失稳。

本研究初步揭示了深部岩体在开挖卸荷条件下围岩损伤演化与支护时机之间的动态耦合机制,为围岩支护参数的优化设计提供了理论依据。但工程实践表明,围岩的长期稳定不仅受开挖扰动引发的结构损伤和支护施作时机的影响,还与支护体系的高预紧力作用密切相关。后续研究将聚焦于不同支护强度对高应力卸荷岩体的补偿强化效应,并深入探究支护时机与支护强度在围岩强化过程中的耦合作用关系,为深部巷道支护参数的精细化设计提供科学依据。

参考文献:

- [1] 袁亮,王恩元,马衍坤,等.我国煤岩动力灾害研究进展及面临的科技难题[J].煤炭学报,2023,48(5):1825-1845.
- [2] 窦林名,马小涛,边戈,等.深部厚顶煤巷道矿震诱发冒顶复合灾害机理及其控制[J].采矿与安全工程学报,2025,42(1):85-96.
- [3] 赵光明,许文松,孟祥瑞,等.扰动诱发高应力岩体开挖卸荷围岩失稳机制[J].煤炭学报,2020,45(3):936-948.
- [4] 张俊文,白旭阳,董续凯,等.煤岩动力灾害结构场孕育演化及调控技术[J].煤炭科学技术,2025,53(1):82-95.
- [5] 李小瑞,侯公羽,吕文涛,等.巷道围岩二次应力状态弹性阶段的试验研究[J].采矿与安全工程学报,2021,38(2):269-275.
- [6] 杜佳慧,李文璞,冯国瑞,等.基于双剪统一强度准则砂岩真三轴卸荷损伤本构模型研究[J].岩石力学与工程学报,2024,43(5):1230-1240.
- [7] 潘岳,王志强,吴敏应.巷道开挖围岩能量释放与偏应力应变能生成的分析计算[J].岩土力学,2007,28(4):663-669.
- [8] WANG R, ZHANG Z Y, DENG X H, et al. Calculation method for the loose circle of tunnel-surrounding rock considering the strain-softening effect[J]. International Journal of Geomechanics, 2024, 24(10): 04024216.
- [9] 许文松,赵光明,孟祥瑞,等.基于真三轴单面卸荷强度双折减法修正D-P准则研究[J].岩石力学与工程学报,2018,37(8):1813-1822.
- [10] 宫凤强,钟文辉,高明忠,等.卸荷和冲击载荷作用下高应力红砂岩的动力特性(英文)[J]. Journal of Central South University, 2022, 29(2): 596-610.
- [11] LI J Y, LIU D Q, HE M C, et al. Experimental investigation on rockburst energy characteristics of true triaxial unloading in sandstone under high stress[J]. Rock Mechanics and Rock Engineering, 2024, 57(8): 6031-6046.
- [12] LI J Y, LIU D Q, HE M C, et al. Experimental investigation on pillar rockburst of true triaxial four-face rapid unloading under high stress[J]. Bulletin of Engineering Geology and the Environment, 2024, 83(4): 125.
- [13] 向天兵,冯夏庭,陈炳瑞,等.三向应力状态下单结构面岩石试样破坏机制与真三轴试验研究[J].岩土力学,2009,30(10):2908-2916.
- [14] 戚敏杰,赵光明,刘崇岩,等.卸荷与补偿路径下深部岩体力学特性与变形破坏特征[J].煤炭学报,2025,50(3):1541-1554.
- [15] 左建平,刘海雁,徐丞谊,等.深部煤矿巷道等强支护力学理论与技术[J].中国矿业大学学报,2023,52(4):625-647.

- [16] 左建平,洪紫杰,于美鲁,等.破碎围岩梯度支护模型及分级控制研究[J].*中国矿业大学学报*,2022,51(2):221-231.
- [17] 郑建伟,管增伦,鞠文君,等.三向应力下支护应力对圆形巷道围岩应力分布规律的影响[J].*采矿与岩层控制工程学报*,2024,6(3):118-127.
- [18] HE M C, WANG Q. Excavation compensation method and key technology for surrounding rock control[J]. *Engineering Geology*, 2022, 307: 106784.
- [19] HE M C, SUI Q R, LI M N, et al. Compensation excavation method control for large deformation disaster of mountain soft rock tunnel[J]. *International Journal of Mining Science and Technology*, 2022, 32(5): 951-963.
- [20] 侯公羽,梁金平,周蒙辉,等.卸卸荷速度对围岩变形影响的试验研究[J].*煤炭学报*,2019,44(4):1 011-1 019.
- [21] 郭志飏,李伟涛,何满潮,等.基于补偿理论的深部软岩动压巷道破坏机理及控制对策[J].*中国矿业大学学报*,2023,52(5):931-942.
- [22] 胡政,刘佑荣,王平易,等.基于开挖卸荷劣化的边坡岩体宏观力学参数 USMR 分析评价方法及验证[J].*岩土力学*,2016,37(12):3 491-3 498.
- [23] 蔡金龙,涂敏,张华磊.侏罗系弱胶结软岩回采巷道变形失稳机理及围岩控制技术研究[J].*采矿与安全工程学报*,2020,37(6):1 114-1 122.
- [24] 刘学生,武允昊,谭云亮,等.深部高水平应力巷道倾斜锚杆破断机制及加强支护时机[J].*煤炭学报*,2023,48(2):609-622.
- [25] 褚晓威,吴拥政,吴志刚,等.掘进迎头顶板变形特征及合理空顶距确定方法[J].*采矿与安全工程学报*,2020,37(5):908-917.
- [26] 康红普,伊丙鼎,高富强,等.中国煤矿井下地应力数据库及地应力分布规律[J].*煤炭学报*,2019,44(1):23-33.
- [27] 朱永建,任恒,王平,等.损伤石灰岩单轴再加载力学特性及破坏机理[J].*哈尔滨工业大学学报*,2021,53(11):119-126.
- [28] 陈静,江权,冯夏庭,等.含初始损伤大理岩的时效变形与破坏试验研究[J].*工程科学与技术*,2018,50(5):27-37.
- [29] 荣浩宇,李桂臣,赵光明,等.不同应力路径下深部岩石真三轴卸荷特性试验[J].*煤炭学报*,2020,45(9):3 140-3 149.
- [30] 王春波,丁文其,乔亚飞.硬化土本构模型在 FLAC3D 中的开发及应用[J].*岩石力学与工程学报*,2014,33(1):199-208.
- [31] 董陇军,张义涵,孙道元,等.花岗岩破裂的声发射阶段特征及裂纹不稳定扩展状态识别[J].*岩石力学与工程学报*,2022,41(1):120-131.
- [32] LI J M, TANG S B, ZHANG S G, et al. The failure process of high stress rock with through-water disturbance based on acoustic emission[J]. *International Journal of Mining Science and Technology*, 2025, 35(5): 753-765.
- [33] 刘泉声,魏莱,刘学伟,等.基于 Griffith 强度理论的岩石裂纹起裂经验预测方法研究[J].*岩石力学与工程学报*,2017,36(7):1 561-1 569.

(责任编辑:丁 寒)