卸荷与补偿路径下深部岩体力学特性与变形破坏特征

戚敏杰^{1,2},赵光明^{1,2},刘崇岩^{1,2},许文松^{1,2},王 坤^{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矿采动响应与灾害防控国家重点实验室,安徽淮南 232001)

摘 要:为了研究应力补偿对单面卸荷砂岩力学特性与变形破坏特征的影响,采用真三轴扰动卸荷 岩石测试系统对砂岩进行不同中间主应力单面卸荷试验和应力补偿路径下岩体破坏试验,基于 Mg-C 强度准则研究了 2 种应力路径对卸荷岩石强度参数的影响,分析了应力补偿后卸荷岩石的力学 特性和变形特征。结果表明:在研究范围内,即使是在非常规真三轴状态下,中间主应力 σ_2 的增 大同样可以有效提高岩石的承载能力和稳定性,使岩石由塑性向脆性转化;2 种应力路径下卸荷岩 石的破坏模式存在差异,岩石的整体破坏模式随着 σ_2 的梯次增大由张拉向张拉-剪切复合再到剪 切破坏发展,卸荷面附近的破碎区逐渐由深部向浅部转移,而随着卸荷面补偿应力 σ_3 的梯次增大, 整体破坏模式由张拉-剪切复合破坏向剪切破坏转变,卸荷面附近的破碎区逐渐由浅部向深部转移; 岩石在单面卸荷与应力补偿支护过程中,伴随着 ε_3 的扩容与压缩, ε_2 基本上无明显变化,但是 ε_1 和 ε_v 发生 2 次明显的回弹变形,且 ε_1 和 ε_v 的变形与 ε_3 同步;应力补偿可以有效补偿卸荷引起的 岩石应力损失,提高砂岩的黏聚力和破坏强度,使砂岩加卸载期间的补偿系数 $\eta_{(m1)}, \eta_{(m3)}, \eta_{(m2)}$ 逐 渐增大,但对内摩擦角和 $\eta_{(m2)}$ 影响较小;在任意补偿应力条件下压裂系数 $\xi_{(m2)}$ 和 $\xi_{(m3)}$ 均为负值, 岩石处于压缩状态。

关键词:真三轴;单面卸荷;中间主应力;卸荷效应;应力补偿 中图分类号:TD315 文献标志码:A 文章编号:0253-9993(2025)03-1541-14

Mechanical properties and deformation damage characteristics of deep rock under unloading and compensation paths

QI Minjie^{1, 2}, ZHAO Guangming^{1, 2}, LIU Chongyan^{1, 2}, XU Wensong^{1, 2}, WANG Kun^{1, 2}

(1. Key Laboratory of Safe and Effective Coal Mining, Ministry of Education, Anhui University of Science and Technology, Huainan 232001, China; 2. State Key Laboratory of Mining Response and Disaster Prevention and Control in Deep Coal Mines, Anhui University of Science and Technology, Huainan 232001, China)

Abstract: To study the effect of stress compensation on the mechanical properties and deformation damage characteristics of unloading sandstone, a true triaxial perturbation unloading rock testing system was used to carry out unloading experiments on sandstone with different intermediate principal stresses and rock damage experiments under stress compensa-

收稿日期	: 2024-06-11	策划编辑:郭晓炜	责任编辑:宫在芹	DOI: 10.13225/j.cnki.jccs.2024	.0656
基金项目	:安徽省高校优秀	科研创新团队资助项目	(2022AH010053);国家	₹重点研发计划资助项目 (2023Y	/FC2907602);
	安徽省教育厅研	「究生学术创新资助项目	(2022xscx080)		

作者简介: 戚敏杰 (1998—), 男, 安徽砀山人, 博士研究生。E-mail: 2976736863@qq.com

通讯作者:赵光明 (1976—), 男, 安徽桐城人, 教授, 博士生导师。E-mail: 13955471006@163.com

引用格式: 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.

QI Minjie, ZHAO Guangming, LIU Chongyan, et al. Mechanical properties and deformation damage characteristics of deep rock under unloading and compensation paths[J]. Journal of China Coal Society, 2025, 50(3): 1541–1554.



移动阅读

tion paths, and the effects of the two stress paths on the strength parameters of unloading rock were investigated based on the Mg-C strength criterion, and the mechanical properties and deformation damage characteristics of unloading rock were analysed after the stress compensation. The results show that the increase of the intermediate principal stress σ_2 can effectively improve the bearing capacity and stability of the rock and transform the rock from plasticity to brittleness in a certain range, even in the unconventional true triaxial state; There are differences in the damage patterns of unloading rocks under the two stress paths. The overall damage pattern of rocks develops from tension to tension-shear composite to shear damage with the gradient increase of σ_2 , and the crushed area near the unloading surface gradually shifts from deep to shallow, while the overall damage pattern changes from tension-shear composite to shear damage with the gradient increase of compensating stress σ'_3 at the unloading surface, and the crushed area near the unloading surface gradually shifts from shallow to deep. During the unloading and stress-compensated support of the rock on one side, accompanied by the expansion and compression of ε_3 , there is no significant change in ε_2 , but ε_1 and ε_2 undergo two significant rebound deformations, and the deformations of ε_1 and ε_v are synchronized with that of σ_3 ; Stress compensation can effectively compensate the rock stress loss caused by unloading, improve the cohesion and damage strength of sandstone, and gradually increase the compensation coefficients of sandstone during loading and unloading, $\eta_{(m1)}$, $\eta_{(m3)}$, and $\eta_{(mv)}$, but have less effect on the internal friction angle and $\eta_{(m2)}$; The fracturing coefficients $\xi_{(m2)}$ and $\xi_{(m3)}$ are both negative under arbitrary compensating stress conditions, and the rock is in dilatation in the σ_2 and σ_3 directions, whereas $\xi_{(m1)}$ and $\xi_{(mv)}$ are just the opposite and are both positive under arbitrary compensating stress conditions, and the rock is in compression.

Key words: true triaxial; single side unloading; intermediate principal stress; unloading effect; stress compensation

0 引 言

巷(隧)道开挖引起的围岩卸荷效应使得应力向 临空面释放的同时在临空面附近出现应力集中现象, 导致围岩承载能力大幅降低,若不及时进行支护或支 护力不足,当集中应力超过岩体承载能力时,岩体就 会发生失稳破坏,造成围岩变形、支护失效和矿压显 现等问题^[1-2]。因此积极开展开挖卸荷与应力补偿路 径下岩体力学特性与变形破坏特征的研究,不仅对于 揭示开挖卸荷诱发围岩失稳的力学机理、掌握卸荷围 岩与支护构件之间的作用关系等方面具有十分重要 的理论意义,而且对于巷(隧)道开挖工程的现场实施 也具有很高的指导作用。

从力学的角度分析,开挖引起的围岩卸荷效应实际上就是将巷(隧)道周边处的径向应力进行部分或 全部解除的过程^[3]。在过去的时间里,众多学者围绕 巷(隧)道开挖围岩卸荷问题进行了大量研究,并取得 丰硕的成果。李建林等^[4]、黄润秋等^[5]通过不同加卸 载路径下的岩石卸荷试验,发现卸荷比加载更易导致 岩石破坏,且破坏更加剧烈。邱士利等^[6]探讨了卸荷 损伤程度和卸荷路径对深埋大理岩卸荷强度、变形规 律和破坏特征的影响,揭示了卸荷损伤程度和卸荷路 径对岩体稳定的控制作用。沈军辉等^[7]进行了三轴状 态下的岩石卸荷试验,发现岩石在卸荷状态下向卸荷 方向产生强烈扩容,且破坏形式主要表现为张拉破坏、 剪切破坏或拉-剪破坏。许文松等^[8]通过真三轴试验 对比分析了能量积聚型单面卸荷破坏和单面卸荷应 力集中型破坏在力学特性方面的差异,并以此修正了 广义 Hoek-Brown 强度准则。荣浩宇等^[9]借助真三轴 试验系统研究了卸荷路径对岩体变形特征与力学参 数的影响。丁鑫等[10]开展多速率条件下含瓦斯煤岩 单面卸荷试验,揭示了深部高瓦斯煤层冲击地压发生 机理;赵光明等[11-12]研究了高应力岩体开挖卸荷引起 的围岩渐近性破坏过程,并据此探讨了动静组合作用 对卸荷围岩稳定性的影响。张文举等[13]对准静态和 瞬态开挖卸荷引起的围岩开裂机制进行了研究,发现 不同卸荷速率引起的围岩卸荷效应存在较大差异。 卢文波等[14]通过对岩体在开挖时荷载释放的力学机 制进行深入分析,并结合卸荷持续时间的精确计算, 提出并验证了岩体开挖过程中荷载的释放是一种近 似瞬时的卸载现象。张风达等[15]开展了不同卸载速 率路径下岩石卸荷试验,对岩石卸荷破坏过程进行了 划分,并建立了不同卸载阶段损伤断裂能量和弹性模 量之间的函数关系。何满潮等[16]通过真三轴单向双 面卸荷试验,研究了岩石层理倾角与岩爆碎屑弹射速 度之间的关系,明确了双面岩爆时最大主应力下降速 率随岩石层理倾角的变化趋势。侯公羽等[17-18]对自 制围岩试件开展不同应力路径下的开挖卸荷模拟试 验,研究了巷道围岩在开挖卸荷条件下的变形规律及 破坏机制。这些研究成果在很大程度上为研究卸荷 岩体稳定性提供了指导。而在实际工程现场中,岩体 的稳定性不仅取决于开挖卸荷效应引起的围岩损伤

1543

程度,更多的是取决于支护结构提供的高预应力补偿 效应对岩体的支护作用。

为此部分学者开始探索应力支护对围岩稳定性 的影响。向天兵等^[19]研究了围岩卸荷破坏与支护作 用之间的关系,发现及时支护能够显著降低岩石发生 脆性破坏的可能性和程度;苏国韶等^[20]利用真三轴岩 爆试验机对岩体施加不同的支护力,研究了不同支护 力条件下支护失效时岩体发生岩爆的弹射动能特征; 王卫军等^[21-22]以实际工程现场为背景,发现对破碎岩 体施加锚杆支护可以明显提高破裂围岩的峰值强度 和完整性,有效改善围岩的自承载能力和稳定性;韩 森等[23]通过数值模拟发现对破碎围岩施加较大的支 护阻力,可有效抑制巷道围岩蝶形塑性区的扩展;赵 光明等^[24]通过理论分析对锚固复合承载体进行研究, 初步建立了围岩与支护体结构的作用机制,并基于锚 固承载体的承载效应对 M-C 准则进行了修正; 孟波 等^[25]通过物理相似模拟试验,对预制破裂围岩体进行 加锚支护,研究了破裂围岩锚固体以及锚杆的变形破 坏特征。这些研究成果以预制锚固承载体和现场施 加锚杆支护等形式探讨了支护对围岩稳定性的重要 作用,为研究支护对围岩稳定性的影响奠定了基础。 然而以上研究大多将巷道开挖卸荷与围岩支护单独 进行分析,对二者之间的相互耦合作用关系及影响机

理的研究还有待进一步探索。

因此,为了进一步探究地下工程施工过程中巷 (隧)道开挖卸荷效应和变形控制机理,笔者利用真三 轴扰动卸荷岩石测试系统和声发射监测系统,开展真 三维条件下砂岩瞬时单面卸荷试验和应力补偿试验, 研究高应力岩体在开挖卸荷条件下的变形与破坏机 制,探索高预应力补偿对卸荷岩体稳定性的影响, 为深埋巷(隧)道的安全稳定及支护结构设计提供 指导。

1 开挖卸荷效应及应力补偿机理

如图 1 所示, 深埋巷 (隧) 道开挖前, 岩体处于三 向应力平衡状态 ($\sigma_1 > \sigma_2 > \sigma_3$), 开挖导致原岩体内部 产生临空面, 岩体由三向六面受力的平衡状态转变为 三向五面受力的非平衡状态。临空面的形成使得一 部分地应力以回弹变形的形式在临空面处耗散, 造成 巷道周边处指向巷道中心的径向应力 (对应最小主应 力 σ_3) 快速降低到 0(开挖第一效应), 造成应力莫尔圆 的第一次扩张。 σ_3 的解除给予了岩体变形的空间, 使 得浅部围岩内的宏观裂纹产生滑移, 并在应力调整的 过程中逐渐贯通形成更大的宏观裂隙, 导致开裂岩体 发生离层、错动、旋转等动力现象, 引起围岩力学参数 劣化的同时造成浅部围岩碎胀变形^[11,26]。



Fig.1 Stress compensation mechanism

另一部分地应力则向深部转移进行应力重新分 布,引起巷道周边处的切向应力(对应最大主应力 σ_1) 集中(开挖第二效应),造成应力莫尔圆的第二次扩张。 当 σ_1 的应力集中程度达到或超过深部岩体的极限承 载能力时,由 σ_1 引起的侧向拉剪应力就会逐渐超过周 围岩体的限制与约束,深部岩体内的微观裂纹开始萌 生发育并出现大量剪切裂缝,造成深部围岩产生裂隙 损伤^[26-28]。在最小主应力卸荷和最大主应力持续加 载的双重损伤作用下,最终导致岩体失稳破坏。图 1 中 τ 为岩体剪应力,c为黏聚力, σ_t 为抗拉强度, σ_1 , σ_2 , σ_3 分别为最大、中间和最小主应力。 因此针对岩体开挖卸荷效应引起的围岩失稳问题,主要从以下2方面来进行控制:一方面采取有效 措施补偿开挖引起的径向应力 σ₃ 的损失 (补偿第一效 应),在限制浅部围岩发生张拉破坏的同时抑制宏观裂 隙的扩展贯通,从而抑制岩体之间可能发生的错动现 象以及离层情况。同时尽可能的降低切向应力 σ₁ 的 集中 (补偿第二效应),控制深部岩体微观裂隙发育,减 少围岩因高应力集中而产生的破裂和变形,以此保证 深埋巷 (隧) 道的安全稳定。基于此,笔者以开挖第一 效应和补偿第一效应为研究基础,设计不同应力路径 下砂岩单面瞬时卸荷试验及应力补偿试验方案,从室 内岩石力学试验角度探究高预应力支护对卸荷岩体 力学特性与变形破坏特征的影响。

2 试验方案

2.1 试验设备与试验材料

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,该试验系统可通过 每个方向的独立控制对岩石进行三向六面加载,实现 高压真三轴状态、单向或双向突然卸载状态以及2个 方向的受扰动状态。同时选用软岛 DS5-16B 动静态 全信息声发射系统,配合6个声发射探头对实验过程 中的AE事件、能量、振幅等参数进行实时监测。





图 2 真三轴测试系统及试件安装



为减小材料非均质性和离散性等因素引起的试 验误差,采用来自同一产地、具有相似内部结构的砂 岩试件 (图 3) 作为研究对象,将试件加工成端面平整 度误差≤0.05 mm,垂直度误差≤0.25°,尺寸为100 mm× 100 mm×100 mm 的立方体^[29]。试验前采用 MC-6310 非金属超声检测仪对试样的初始损伤和离散性进行 测定,剔除离散性较大的试样以保证试验结果的准确 性^[30]。同时对砂岩试件的基础物理力学参数进行测 定,密度为 2.43 g/cm³,平行层理波速为 2 238 m/s,垂 直层理波速为 1 746 m/s,单轴抗压强度为 57.64 MPa, 弹性模量为 9.48 GPa。



图 3 部分砂岩试件 Fig.3 Partial sandstone specimen

2.2 试验方案

采用应力控制方式对立方体砂岩试件进行2种 不同应力路径下的单面瞬时卸荷试验以及应力补偿 试验,来模拟深埋巷(隧)道瞬时开挖与应力补偿作用 下围岩的卸荷效应、力学特性及变形破坏特征,如图4 所示。

2.2.1 常规真三轴压缩试验

为了模拟实际地下岩体的应力状态,设计三向六面加载的常规真三轴压缩实验,试验路径如图 5a 所示:① 首先在相同的时间内分别以 4、2.5、1 kN/s 的速率加载 σ_1 至 40 MPa,加载 σ_2 至 25 MPa,加载 σ_3 至 10 MPa;② 然后保持 σ_2 和 σ_3 不变,以 4 kN/s 的加载速率持续增加 σ_1 至试件失稳破坏。

2.2.2 不同中间主应力单面卸荷试验

不同中间主应力单面卸荷试验的加卸载路径分



图 4 巷 (隧) 道开挖与应力补偿支护示意

Fig.4 Schematic diagram of tunnel excavation and stress compensation support



Fig.5 Different loading and unloading experimental paths

为 3 个阶段: 初始地应力加载阶段、最小主应力单面 瞬时卸荷阶段和最大主应力加载阶段。试验路径如 图 5b 所示: ① 首先分别以 4 kN/s 和 1 kN/s 的速率加 载 $\sigma_1 \cong 40$ MPa, 加载 $\sigma_3 \cong 10$ MPa, 在相同的时间内, 加载 σ_2 到预设的不同中间主应力 (10、15、20、25、30、 35、40 MPa); ② 然后保持 σ_1 和 σ_2 不变, 瞬时单面卸 载 σ'_3 ; ③ 最后以 4 kN/s 的加载速率持续增加 σ_1 至试 件失稳破坏。

2.2.3 应力补偿试验

通过对岩石单面卸荷引起的最小主应力损失及 时进行梯次应力补偿,来模拟地下巷(隧)道开挖后围 岩的不同支护强度,探索卸荷围岩与支护体之间的作 用关系,对深埋巷(隧)道现场施工具有一定的指导意 义。试验路径如图 5c 所示:①首先以4 kN/s 的速率 加载 σ_1 至 40 MPa,在相同的时间内,分别加载 σ_2 、 σ_3 至 25、10 MPa;② 然后保持 σ_1 和 σ_2 不变,瞬时单面 卸载 σ'_3 ;③ 接着以1 kN/s 的加载速率将卸荷面的应力 分别重新加载至 0、2、4、6、8、10 MPa;④ 最后以 4 kN/s 的加载速率持续增加 σ_1 至试件失稳破坏。

3 不同σ₂单面卸荷实验结果分析

为了更好的描述砂岩试件在设计应力路径下的 变形规律,本研究中根据荣浩宇等^[9]、王春波等^[31]对 压缩与扩容的定义,假设随着应力的增加,当应变增 量为正时设定为压缩,反之应变增量为负时设定为 扩容。

3.1 卸荷岩石力学特性

分析不同中间主应力条件下,卸荷砂岩的力学特性,如图 6 和表 1 所示。伴随着最小主应力单面卸荷,砂岩应变在向卸荷面扩容的同时,最大主应力方向呈现瞬时回弹扩容现象,且扩容量随着中间主应力的增大逐渐减小。当 σ₂ 较低时,砂岩试件单面卸荷后应力-应变曲线斜率相对较小,即弹性模量较小且较为

离散,在试件加载破坏阶段,虽然峰值强度前试件有 较大的塑性变形,但是整体破坏时仍为脆性破坏,表 明在较小的 σ_2 下,侧向压力对试件变形的抑制作用相 对较低,试件内部裂纹发育和扩展存在不稳定性。随 着 σ_2 提高,应力-应变曲线呈近似线性增长,弹性模量 逐渐增大,在破坏阶段表现出较强的脆性特征,表明 σ_2 的增加可以有效的抑制岩石内部裂纹扩展、提高岩 石的承载稳定性,使岩石由塑性逐渐向脆性转化。







表1 不同σ2卸荷岩石初始应力及峰值强度

Table 1 Unloading initial stress and peak strength of rockwith different σ_2

计供护目	卸着	苛初始应力/№	終 佐 涅 庄 M D 。	
风竹痈 5 -	σ_1	σ_2	σ_3	一 咩但近後/MPa
1号	40	10	10	136.44
2号	40	15	10	146.36
3号	40	20	10	164.15
4号	40	25	10	172.74
5号	40	30	10	186.08
6号	40	35	10	194.80
7号	40	40	10	197.83

已有研究结果表明,在常规真三轴试验(6 面受载)中,岩体的峰值强度随着中间主应力的增加呈现 而先增加后降低的趋势^[32-33]。在本次试验范围内,当 最小主应力恒定时,试样峰值强度随着中间主应力 的增加而逐渐提高,但整体提高幅度逐渐变缓。中 间主应力在从10 MPa 增大到40 MPa 过程中,卸荷砂 岩破坏时的峰值强度从122.43 MPa 逐渐增加到 197.83 MPa,增加了61.58%,说明在本次试验所取中 间主应力范围内,即使试样处于单面卸荷的非常规真 三轴(5 面受载)条件下,中间主应力的增加同样可以 提高试样承载能力。

分析其原因, 当最小主应力恒定时, 随着最大主 应力的持续加载, 增加的 σ_2 一部分抵消了因 σ_1 增大 而在 σ_2 方向产生的局部张应力, 从而限制了岩样在 σ_2 方向裂纹的扩展; 另一方面, 由于卸荷面的存在, σ_2 的增大也会在 σ_3 方向上产生局部张应力, 但由于 σ_2 比 σ_1 小得多, 所以岩样的最终破坏形态和峰值强度还 是由 σ_1 起主导作用, 因此, 在 σ_1 与 σ_2 共同作用下最 终导致岩样的宏观裂纹主要沿着 σ_2 方向, 产生向卸荷 面的强烈扩容, 而在 σ_3 方向基本没有产生宏观裂纹面。 综合两方面因素, 在本次试验的应力范围内, σ_2 的增 加对岩样破坏起抑制作用, 岩样破坏强度随中间主应 力的增加而提高。

3.2 考虑中间主应力的岩体强度参数

Mogi-Coulomb 准则(以下简称 Mg-C 准则)是 AL-AJMI等^[34]在 Mogi 经验强度准则和 Coulomb 强 度准则的基础上,考虑中间主应力对岩石力学特性的 影响,通过整理大量真三轴试验结果提出来的,主要 描述的是八面体剪应力 τ_{oct} 与有效平均正应力 τ_{oct} 之间 存在的线性函数关系,主要表达式^[35]为

$$\tau_{\rm oct} = a + b\sigma_{\rm m,2} \tag{1}$$

$$\tau_{\rm oct} = \frac{1}{3} \sqrt{(\sigma_1 - \sigma_2)^2 + (\sigma_2 - \sigma_3)^2 + (\sigma_1 - \sigma_3)^2}$$
(2)

$$\sigma_{\rm m,2} = \frac{\sigma_1 + \sigma_3}{2} \tag{3}$$

$$a = \frac{2\sqrt{2}}{3}c\cos\varphi \tag{4}$$

$$b = \frac{2\sqrt{3}}{3}\sin\varphi \tag{5}$$

$$\bar{\tau} = \frac{\sum \text{ABS}(\tau_{\text{oct}} - \tau_{\text{oct}}^{\text{T}})}{N}$$
(6)

式中: τ_{oct} 和 τ_{oct}^{T} 分别为八面体剪应力的计算值和试验 值, MPa; $\bar{\tau}$ 为八面体剪应力强度平均偏差, MPa; $\sigma_{m,2}$ 为作用在剪切面上的有效中间主应力, MPa; c 为黏聚力, MPa; ϕ 为内摩擦角, (°); a 为 Mg-C 准则拟合曲线 与 τ_{oct} 轴的截距; b 为拟合曲线斜率; ABS 为绝对值函数; N 为试验组数。

笔者借助前人研究成果^[35-37],考虑中间主应力对 岩石力学参数的影响,通过 Mg-C 准则对试验结果进 行拟合,得到了卸荷砂岩的黏聚力和内摩擦角,为后 文对比分析应力补偿作用下砂岩力学参数的变化提 供依据。拟合结果如图 7 和表 2 所示, *a*=4.207 94; *b*=0.757 04, *R*²=0.998 76, 拟合度较高,经计算得到卸 荷砂岩的黏聚力 *c*=5.91 MPa,内摩擦角 *φ*=40.97°, 八 面体剪应力强度平均偏差ī=0.22 MPa。说明试验结果 与拟合结果的相对误差较小, Mg-C 准则可以很好的 适用于描述真三轴卸荷砂岩的力学特性。



图 7 不同中间主应力路径下 Mg-C 准则拟合曲线 Fig.7 Mg-C criterion fitting curves for different intermediate principal stress paths

表 2 不同应力路径下砂岩抗剪强度参数

 Table 2
 Shear strength parameters of sandstone under different stress paths

亡力收存	Mg-C准则				
应力始住	c/MPa	$arphi/(^{\circ})$	$\overline{\tau}/\mathrm{MPa}$	R^2	
单面卸荷	5.91	40.97	0.22	0.998 8	
应力补偿	14.54	41.48	0.36	0.998 1	

3.3 不同中间主应力卸荷岩石破坏模式

中间主应力的改变会显著影响岩石最终的破坏 形态。以中间主应力为 10、20、30、40 MPa 的试验结 果为例,来分析不同中间主应力单面卸荷砂岩的破坏 特征。如图 8 所示,不同中间主应力条件下砂岩破坏 裂隙发育程度有着显著差异。

当中间主应力较小时,卸荷面附近整体较为破碎, 如 σ_2 =10 MPa 的砂岩试件,在靠近卸荷面附近呈现由 压至拉的层状 V 型破坏坑,且由卸荷面向深部延伸的



intermediate principal stress paths

破碎区范围较大,约占岩石体积的 2/3,裂缝间存在大量的岩粉颗粒,失稳模式以张拉破坏为主,远离卸荷面区域岩石虽然出现少量的剪切裂纹,但数量较少且未贯通,故岩石整体失稳破坏模式为张拉破坏。

随着中间主应力的增大,岩样失稳受中间主应力 的限制作用,卸荷面附近的 V 型破坏区逐渐减小,并 开始出现明显的剪切裂纹, 而远离卸荷面区域仍以剪 切裂纹为主,但裂纹逐渐贯通并向卸荷面附近转移。 如 $\sigma_2=20$ 、30 MPa 时,卸荷面附近由压至拉的层状破 坏逐渐减少,出现贯穿性的剪切裂缝,裂纹面相较于 $\sigma_{\gamma}=10$ MPa 时更为光滑, 砂岩试件的整体破坏模式逐 渐由张拉破坏向张拉-剪切复合破坏过度。当中间主 应力继续增大时,如 σ₂=40 MPa 时,岩石破坏时的宏 观裂纹数相对于较小中间主应力来说明显减少,整体 的剪切破坏面非常明显,2条主破裂面近似对称,岩石 的破坏形式为共轭剪切破坏。由此可以看出随着中 间主应力的梯次增大,卸荷岩石的宏观破坏模式逐渐 由张拉向张拉-剪切复合再到剪切破坏发展,卸荷面 附近的破坏范围和裂纹数逐渐减小,破碎区整体向浅 部转移,远离卸荷面的剪切裂纹逐渐向卸荷面附近 转移。

在实际工程现场中,裂纹的形成同样也反映了岩体在剪切应力和张拉应力作用下的力学响应,而在不同中间主应力条件下,力学响应所体现出的整体破坏 模式和破坏区运移规律也存在差距,以此可以推断支 护结构的失效原因和围岩破碎区范围,例如根据巷道 所处位置的中间主应力大小,来判断锚杆索失效是由 于剪应力导致的剪切破坏还是由拉应力导致的拉断 破坏,进而采取针对性的支护优化措施,以保证地下 空间的安全稳定。

4 卸荷岩石应力补偿试验结果分析

4.1 应力应变曲线分析

对应力补偿路径下卸荷砂岩的各应力点进行划 分如图 9 所示, *A* 为卸载起点(初始地应力加载终点), *B* 为应力补偿起点(卸载终点), *C* 为弹性起点(应力补 偿终点), D 为峰值强度点, E 为残余强度点, 其中弹性 起点 C 的取值 40 MPa 根据常规真三轴试验结果获得。



应力补偿路径下砂岩的全应力-应变曲线如 图 10 所示,不难发现,在同一中间主应力不同侧向补 偿应力条件下卸荷砂岩的全应力-应变曲线呈现相同 的变化趋势,在初始地应力加载阶段 (*OA* 段),试件内 部的原生缺陷被逐渐压密,应力-应变曲线呈现明显 的非线性上凹特征,表明在此阶段内砂岩试件是被整 体压缩的。

在最小主应力单面瞬时卸荷及应力补偿过程中, 伴随着 ε₃ 的扩容与压缩, ε₂ 基本上无明显变化, 但是 ε₁ 和 ε_v 发生 2 次明显的回弹变形, 具体表现为: 在卸 荷的一瞬间 (*AB* 段), 试件在向卸荷方向产生强烈扩容 的同时, ε₁ 也产生瞬时回弹扩容, 这是由于在加载前 期, 试件内部积聚了大量弹性应变能, 卸荷时导致积 聚的弹性能瞬间释放, 造成试件在最大主应力方向产 生瞬时回弹变形, 而 ε₁ 和 ε₃ 共同引起的扩容效应最 终导致 ε_v 也产生瞬时扩容。

应力补偿过程 (BC 段)的应变特征与卸荷过程刚 好相反,随着卸荷面应力的逐渐增加,最小主应变 ε₃ 压缩的同时 ε₁ 和 ε₂ 也逐渐压缩,这与常规真三轴条件 下轴向压缩导致侧向应变扩容的现象存在差异,分析 其原因认为是卸荷改变了砂岩的应力状态,使岩石内 部产生了不可逆损伤,在侧向应力补偿时卸荷砂岩的 应力仍处于重新调整过程,引起砂岩试件在 σ₁ 方向的 持续压缩变形,且压缩变形量大于卸荷面应力补偿引 起的扩容变形量,最终呈现出 ε₁ 和 ε₂ 随卸荷面应力加 载而逐渐压缩的现象。

但是这一现象却很好的解释了地下巷(隧)道开 挖与初次支护期间引起的围岩变形问题,若支护过早, 围岩应力释放不够充分,支护结构因承受的围岩变形



图 10 应力补偿路径下砂岩试件应力应变曲线



压力过大造成支护失效,最终引起围岩变形破坏;若 支护过于滞后,围岩前期变形过大,极有可能在支护 结构还未及时发挥作用时导致围岩失稳。因此,如何 在本研究的基础上从室内岩石力学实验的角度确定 巷(隧)道开挖卸荷后围岩最佳支护时机是笔者下一 步的研究方向。

4.2 力学特性分析

分析不同补偿应力条件下卸荷砂岩的强度特征 如表 3 和图 10 所示,在恒定的中间主应力条件下,单 面卸载最小主应力后,随着卸荷面应力得到梯次补偿, 试样的峰值破坏强度、峰后残余强度和弹性模量均逐 渐提高,强度特征显示了应力补偿的作用。



compensation paths

	初始应力/		补偿应力/	峰值强度/	残余强度/	弹性模量/	
试件编号	MPa						
	σ_1	σ_2	σ_3	MPa	MPa	MPa	GPa
4号	40	25	10	0	172.74	116.42	77.29
8号	40	25	10	2	185.35	124.33	87.75
9号	40	25	10	4	213.05	145.16	92.33
10号	40	25	10	6	224.20	153.09	95.60
11号	40	25	10	8	234.09	167.57	98.56
12号	40	25	10	10	243.11	171.52	100.45

最小主应力单面卸荷路径下试样峰值强度为 172.74 MPa,为常规真三轴强度 (252.42 MPa)的 68.43%,当卸荷面应力从 0 梯次增加恢复到初始应 力状态过程中,峰值强度从 172.74 MPa增加到 243.11 MPa,峰值强度提高了 40.74%,但是由于最小主应力卸荷产生的不可逆损伤,即使卸荷面应力恢复 到初始围压状态,破坏强度也仅达到真三轴应力状态 下岩石破坏值的 96.31%。

选取 Mg-C 强度准则描述卸荷与应力补偿作用下 砂岩的破坏强度特性, 拟合结果如图 11 和表 3 所示。





路径下砂岩的黏聚力为 14.54 MPa,内摩擦角为 41.48°,八面体剪应力强度平均偏差τ=0.36 MPa,黏聚 力较单面卸荷路径下提高了 8.63 MPa,但内摩擦角基 本不变,表明应力补偿可以显著改变砂岩的黏聚力, 提高砂岩的抗剪强度。由此可以得出结论,在工程现 场中可以通过对卸荷围岩施加高预紧力来提高围岩 黏聚力,同时抑制破碎围岩向临空面膨胀变形,达到 强化围岩承载能力的目的。

4.3 变形特征分析

如图 10 所示, 砂岩试件在不同补偿应力条件下 破坏时的体积应变 ε, 均为正应变, 即岩石属于压缩破 坏。这是由于砂岩试件在较高的初始应力加载过程 中, 三向压缩使得岩石试件内部的原生裂隙在充分压 密时产生较大变形, 而试件在由应力补偿终点到峰值 强度点所产生的侧向扩容量也小于轴向压缩量, 最终 导致岩石试件破坏时整体处于压缩状态。

为了进一步研究砂岩试件在单面卸荷和应力补 偿作用下的变形破坏特征,分别对试件在应力卸载阶 段(AB段)、应力补偿阶段(BC段)以及峰前加载阶 段(CD段)的变形量进行分析,计算结果如图12所示。







由于各试件内部原生缺陷造成的差异性,使得同 一卸载应力下试件的卸荷变形量 ε_u存在微小差异,因 此为了减小试件自身差异所带来的影响,分别引入补 偿系数 η 表征卸荷砂岩在应力补偿后的回弹变形程 度,引入压裂系数 ξ 表征卸荷砂岩在不同补偿应力作 用下的破坏程度^[36],相应的计算式为

$$\eta_{(mn)} = \frac{\varepsilon_{(mn)_{I}}}{\varepsilon_{(mn)_{u}}} = \frac{|\varepsilon_{(mn)_{C}} - \varepsilon_{(mn)_{B}}|}{|\varepsilon_{(mn)_{B}} - \varepsilon_{(mn)_{A}}|}$$
(7)

$$\xi_{(mn)} = \frac{\varepsilon_{(mn)_D} - \varepsilon_{(mn)_C}}{\varepsilon_{(mn)_A}} \tag{8}$$

式中:*m* 为补偿应力, *m*=0、2、4、6、8、10 MPa; *n* 为最 大、中间、最小和体积应变, *n*=1、2、3、*v*; $\varepsilon_{(mn)t}$ 为补偿 变形量, mm; $\varepsilon_{(mn)u}$ 为卸荷变形量, mm; $\varepsilon_{(mn)A}$ 、 $\varepsilon_{(mn)B}$ 、 $\varepsilon_{(mn)C}$ 和 $\varepsilon_{(mn)D}$ 分别为各砂岩试件应力卸载起点、应力 补偿起点、应力补偿终点和峰值强度点所对应的 应变。

由图 12 可知,不同的补偿应力条件下,中间主应 力方向的卸荷变形量 ε_u 和补偿变形量 ε_t 基本上无明 显变化,所以本次只针对不同补偿应力条件下最大、 最小和体应变的补偿系数进行分析。如图 13 所示, 随着卸荷面补偿应力的提高,补偿系数均逐渐增大, 当补偿应力为 2 MPa 时,最大、最小和体应变补偿系 数分别为 0.21、0.43、0.38。当补偿应力为 10 MPa,即 恢复到初始地应力时,最大、最小和体应变补偿系数 分别为 0.85、0.89、0.91。表明补偿应力的提高,可以 有效补偿开挖卸荷引起的最小主应力损失,抑制开挖 卸荷后岩体的裂缝扩展和向临空面的扩容变形。





由图 14 可知, σ_2 和 σ_3 方向的压裂系数均为负值, 表明在峰前加载阶段试件的中间主应变和最小主应 变在逐渐减小,即在此阶段内砂岩试件在 2 个方向的 变形属于膨胀扩容变形。且 $\xi_{(m2)}$ 数值整体在-0.15~ -0.61 波动,变化范围较小,这与卸荷与补偿期间补偿 系数的变化范围一致,说明卸荷面补偿应力的大小对 σ_2 方向的变形影响较小。而 $\xi_{(m3)}$ 随着补偿应力的增 大整体呈上升趋势,即应变在峰前加载阶段的加载过 程中扩容量逐渐减小,表明补偿应力的提高可以抑制 砂岩试件在峰前压缩破坏阶段向卸荷面的变形,并有 从扩容状态向压缩状态转变的趋势。而最大主应变 和体积应变所对应的压裂系数均为正值,表明砂岩试 件在从应力补偿终点到峰值强度点的整个过程中,砂 岩试件的 ε_1 和 ε_r 在逐渐增大,即在此阶段砂岩试件的 煤





整体变形属于压缩变形,且随着卸荷面补偿应力的提高,侧向围压限制了最大主应力方向的压缩变形,导致压裂系数 ξ_(m1)逐渐减小,体积压裂系数 ξ_(mv)逐渐增大。

对于应力补偿后的 ζ_(mv) 而言,其数值均在 12%~ 32%,这说明在不同的补偿应力条件下,砂岩试件在峰 前加载阶段的体积变形量仅为初始地应力状态下体 积应变的 12%~32%。由此可以得出结论,砂岩试件 破坏时的整体变形量主要由前期初始地应力加载期 间引起的变形量来决定,而试件最终破坏时体积的压 缩与否主要取决于 σ₁ 方向的压缩量和 σ₃ 方向扩容量 的大小,受 σ,方向变形量的影响较小。

4.4 岩石破坏过程的微裂纹特征

试件在加载过程微裂纹事件引起的声发射波提 供了与断裂模式相关的信息。不同的裂隙模式诱发 的声发射特性不同,因此为了对试件加载过程中的微 裂纹进行分类,相关学者采用声发射特征参数中的 RA(上升时间/幅值)和AF(振铃计数/持续时间)2个指 数来区分张拉裂纹和剪切裂纹。已有的研究表明,低 AF、高 RA 的声发射信号分布通常代表剪切裂纹的产 生与发育,反之则表示张拉裂纹的产生与发育^[38-39]。

BI 等^[40]基于 K-means 算法,结合巴西劈裂试验 和改进剪切试验收集的 AE 数据,获得了砂岩破坏时 RA 与 AF 之间存在的比例关系。绘制不同补偿应力 条件下砂岩破坏声发射 RA-AF 的散点图如图 15 所 示。在不同的补偿应力作用下 RA-AF 信号在张拉裂 纹区域和剪切裂纹区域均有分布,但是不同类型裂纹 所占比例有所差异。

在没有补偿应力和较小补偿应力作用下,声发射 信号分布离散,信号主要靠近 AF 轴,说明此时受泊松 效应影响岩石更易发生张拉破坏。由图 16 的统计结 果可知,当补偿应力为 0、2 MPa 时,张拉裂纹占比分 别为 57.67%、55.8%,岩石整体破坏以张拉破坏为主。 但随着补偿应力的不断增加,卸荷效应引起的岩石开 裂在补偿应力的作用下逐渐被再次压实,岩石应力状



图 15 应力补偿路径下砂岩破裂 RA-AF 散点图

Fig.15 RA-AF scatter plot of sandstone rupture under stress compensated paths

态逐渐趋向于初始的三向应力平衡状态,在侧压影响下,轴压加载过程中在侧向引起的拉应力逐渐向剪应力转变,微裂纹之间相互摩擦发生剪切滑移。因此随着补偿应力的不断增加,低 AF、高 RA 信号也随之增多,试件逐渐由张拉裂纹主导向剪切裂纹主导过度,当补偿应力达到 8、10 MPa 时,剪切裂纹占比分别为65.0%、69.2%。表明随着卸荷面补偿应力的增加,卸荷岩石的开裂模式由张拉破坏逐渐转变为剪切破坏,与岩石的整体宏观破坏形态相符。



Fig.16 Trend of sandstone rupture patterns under stress compensation paths

4.5 应力补偿作用机制

不同补偿应力条件下砂岩破坏形态如图 17 所示, 砂岩试件的裂隙分布特征具有一定的共性:最终都形 成了以对角线为起点,向试件内部逐渐延伸,倾向为 σ₃方向,走向为 σ₂方向为主的斜剪裂纹,在靠近卸荷 面处形成 V 形拉剪复合破坏为辅的宏观破坏体系。 且对角线处的宏观裂纹大致将岩石试件分为中部较 为完整、两侧较为破碎的 3 部分,但与卸荷面相比,卸



compensation paths

荷对立面附近破碎块体相对更为完整,裂纹数量少, 呈现出较好的完整性。

当补偿应力σ₃=0 MPa,即处于单面卸荷状态时, 砂岩的破坏模式与图 8 中 σ₂=20、30 MPa 相类似,属 于张拉-剪切复合破坏。对于补偿应力较小的砂岩试 件而言,虽然在侧向增加了支护作用,但是由于张拉 破裂形成的破碎块体所受约束力较小,相互之间仍然 以倾向张拉为主,发生二次破坏的机会较少,因此试 件最终破坏时整体宏观裂纹较少,且距离卸荷面越近, 裂隙越发育,张开度越大,试件破碎程度越高,试件最 终破坏形态仍为以张拉为主、剪切为辅的张拉-剪切 复合破坏。

随着补偿应力的增加,卸荷面附近的裂纹逐渐向 深部转移,在补偿应力的作用下,岩石试件由非常规 真三轴 ($\sigma'_3 \neq \sigma_3$)应力状态逐渐向常规真三轴应力状态 转变,对试件内部产生的裂隙具有一定的挤密压实作 用,两侧滑移块体和试件中部的主体部分共同承载竖 向压力,当两侧滑移块体受力超过其在既定围压下的 强度时,便产生二次破坏,即沿着主裂纹方向进一步 向两侧形成块度更小的滑移块体。由于较高的补偿 应力使得岩石试件基本恢复到了三向应力平衡状态, 因此试件的最终破坏形态呈对称式的斜剪分布,且两 侧裂纹分布较为均匀。由此可见,应力补偿条件下砂 岩的破坏模式与不同 σ_2 单面卸荷路径下相比有较大 差异,卸荷面附近的破坏区范围随着 σ_2 的增加逐渐由 深部向浅部转移,而随着卸荷面应力的梯次补偿呈现 相反的运移趋势。

试件破坏模式的差异性代表了不同中间主应力 和卸荷面补偿应力对岩石的不同作用机制。中间主 应力的提高主要是抵消了因 σ₁ 增大而在 σ₂ 方向产生 的局部张应力,从而限制了岩样在 σ₂ 方向的裂纹的扩 展,同时由于 σ₂ 的夹持作用,使得岩石向卸荷面方向 的变形受阻,最终形成随着 σ₂ 的增大,破碎区逐渐向 浅部转移的现象。而卸荷面补偿应力的提高及时补 偿了由于卸荷造成的 σ₃ 损失,减小了试件在 σ₃ 方向 上的应力偏差,使得试件在受载过程中应力分布更加 均匀,在提高试件承载能力、减弱脆性程度的同时降 低了临空面发生应力集中导致围岩变形失稳破坏的 可能性。

5 结 论

1) 在本研究范围内, 提高中间主应力和补偿最小 主应力损失均可以有效提高岩体的承载能力 (分别提 高了 61.58% 和 40.74%) 和稳定性, 但对岩体破坏模 式的影响有着显著差异, 卸荷面附近的破坏区范围随 2) 岩体在单面瞬时卸荷与应力补偿过程中, 轴向 应变和体应变存在回弹现象, 伴随着 ε_3 的扩容与压缩, ε_1 和 ε_v 也发生 2 次明显的回弹变形, 且 ε_1 和 ε_v 的变 形与 ε_3 同步, 但是 ε_2 基本上无明显变化。

3) 应力补偿可以有效补偿卸荷引起的岩体应力 损失,显著提高岩体的黏聚力和破坏强度,抑制破碎 岩体向临空面膨胀变形,使岩体加卸载期间的补偿系 数 $\eta_{(m1)}$ 、 $\eta_{(m2)}$ 、在从 $\sigma'_3=2$ MPa恢复到初始地应力 过程中由 0.21、0.43、0.38逐渐增大到 0.85、0.89、 0.91,但对内摩擦角和 $\eta_{(m2)}$ 影响较小。

4) 不同的补偿应力条件下, 砂岩试件在峰前加载 阶段的体积变形量仅为初始地应力状态下体积应变 的 12%~32%, 表明岩体破坏时的整体变形量主要由 前期初始地应力加载期间引起的变形量来决定, 而试 件最终破坏时体积的压缩与否主要取决于 σ₁ 方向的 压缩量和 σ₃ 方向扩容量的大小, 受 σ₂ 方向变形量的 影响较小。

参考文献(References):

- XIAO F, JIANG D Y, WU F, et al. Effects of prior cyclic loading damage on failure characteristics of sandstone under true-triaxial unloading conditions[J]. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 2020, 132: 104379.
- [2] YONG S, KAISER P K, LOEW S. Rock mass response ahead of an advancing face in faulted shale[J]. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 2013, 60: 301–311.
- [3] 侯公羽. 基于开挖面空间效应的围岩-支护相互作用机制[J]. 岩石 力学与工程学报, 2011, 30(S1): 2871-2877.
 HOU Gongyu. Interaction mechanism between surrounding rock and support based on spatial effect of excavation face[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2011, 30(S1): 2871-2877.
- [4] 李建林, 王瑞红, 蒋昱州, 等. 砂岩三轴卸荷力学特性试验研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2010, 29(10): 2034-2041.
 LI Jianlin, WANG Ruihong, JIANG Yuzhou, et al. Experimental study of sandstone mechanical properties by unloading triaxial tests[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2010, 29(10): 2034-2041.
- [5] 黄润秋,黄达. 卸荷条件下花岗岩力学特性试验研究[J]. 岩石力学 与工程学报, 2008, 27(11): 2205-2213.
 HUANG Runqiu, HUANG Da. Experimental research on mechanical properties of granites under unloading condition[J]. Chinese Journ-

al of Rock Mechanics and Engineering, 2008, 27(11): 2205–2213.

[6] 邱士利,冯夏庭,张传庆,等.不同初始损伤和卸荷路径下深埋大理 岩卸荷力学特性试验研究[J]. 岩石力学与工程学报,2012,31(8): 1686-1697.

QIU Shili, FENG Xiating, ZHANG Chuanqing, et al. Experimental research on mechanical properties of deep marble under different ini-

tial damage levels and unloading paths[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2012, 31(8): 1686–1697.

- [7] 沈军辉, 王兰生, 王青海, 等. 卸荷岩体的变形破裂特征[J]. 岩石力 学与工程学报, 2003, 22(12): 2028-2031.
 SHEN Juhui, WANG Lansheng, WANG Qinghai, et al. Deformation and fracture features of unloaded rock mass[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2003, 22(12): 2028-2031.
 [8] 许文松, 赵光明, 孟祥瑞, 等. 大理岩真三轴单面卸荷条件下加卸载
- 试验研究[J]. 西南交通大学学报, 2019, 54(3): 526-534. XU Wensong, ZHAO Guangming, MENG Xiangrui, et al. Test study on true-triaxial loading and unloading for marble with unloaded single face[J]. Journal of Southwest Jiaotong University, 2019, 54(3): 526-534.
- [9] 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): 3140-3149.
 RONG Haoyu, LI Guichen, ZHAO Guangming, et al. True triaxial test study on mechanical properties of deep rock mass in different stress paths[J]. Journal of China Coal Society, 2020, 45(9): 3140-3149.
- [10] 丁鑫,高梓瑞,肖晓春,等.单面卸荷路径下含瓦斯煤岩力学特性 与声发射试验研究[J].煤炭学报,2023,48(5):2194-2206. DING Xin, GAO Zirui, XIAO Xiaochun, et al. Experimental study on mechanical properties and acoustic emission of gas bearing coal under single surface unloading path[J]. Journal of China Coal Society, 2023, 48(5): 2194-2206.
- [11] 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.
 ZHAO Guangming, XU Wensong, MENG Xiangrui, et al. Instability mechanism of high stress rock mass under excavation and unloading induced by disturbance[J]. Journal of China Coal Society, 2020, 45(3): 936-948.
- [12] 赵光明, 刘崇岩, 许文松, 等. 扰动诱发高应力卸荷岩体破坏特征 实验研究[J]. 煤炭学报, 2021, 46(2): 412-423.
 ZHAO Guangming, LIU Chongyan, XU Wensong, et al. Experimental study on the failure characteristics of high stress unloading rock mass induced by disturbance[J]. Journal of China Coal Society, 2021, 46(2): 412-423.
- [13] 张文举, 卢文波, 杨建华, 等. 深埋隧洞开挖卸荷引起的围岩开裂 特征及影响因素[J]. 岩土力学, 2013, 34(9): 2690-2698.
 ZHANG Wenju, LU Wenbo, YANG Jianhua, et al. Cracking characteristics and influential factors of surrounding rocks induced by excavation unloading in deep tunnel[J]. Rock and Soil Mechanics, 2013, 34(9): 2690-2698.
- [14] 卢文波, 周创兵, 陈明, 等. 开挖卸荷的瞬态特性研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2008, 27(11): 2184-2192.
 LU Wenbo, ZHOU Chuangbing, CHEN Ming, et al. Research on transient characteristics of excavation unloading[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2008, 27(11): 2184-2192.
- [15] 张风达. 深部煤层底板岩体能量演化特征及卸荷劣化破坏机制研究[J]. 采矿与安全工程学报, 2023, 40(2): 346-353.
 ZHANG Fengda. Study on energy evolution characteristics and unloading degradation failure mechanism of deep coal seam floor rock mass[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2023, 40(2):

 [16] 何满潮,李杰宇,任富强,等.不同层理倾角砂岩单向双面卸荷岩 爆弹射速度实验研究[J]. 岩石力学与工程学报,2021,40(3): 433-447.

HE Manchao, LI Jieyu, REN Fuqiang, et al. Experimental investigation on rockburst ejection velocity of unidirectional double-face unloading of sandstone with different bedding angles[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2021, 40(3): 433–447.

- [17] 侯公羽,李小瑞,梁洪垚,等.使用石膏围岩试件模拟巷道开挖卸 荷效应的试验研究[J].煤炭学报,2018,43(3):616-625.
 HOU Gongyu, LI Xiaorui, LIANG Hongyao, et al. Study on deformation and failure of high-strength gypsum surrounding rock specimens (thick-walled cylinder) simulating roadway excavation[J]. Journal of China Coal Society, 2018, 43(3): 616-625.
- [18] 侯公羽,李小瑞,张振铎,等.使用小型围岩试件模拟与再现巷道 围岩开挖卸荷过程的试验系统[J]. 岩石力学与工程学报, 2017, 36(9): 2136-2145.
 HOU Gongyu, LI Xiaorui, ZHANG Zhenduo, et al. Experimental

system for simulating excavation unloading process of rock around roadway by using small cylindrical hollow specimen[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2017, 36(9): 2136–2145.

[19] 向天兵,冯夏庭,陈炳瑞,等.开挖与支护应力路径下硬岩破坏过 程的真三轴与声发射试验研究[J]. 岩土力学,2008,29(S1): 500-506.

XIANG Tianbing, FENG Xiating, CHEN Bingrui, et al. True triaxial and acoustic emission experimental study of failure process of hard rock under excavating and supporting stress paths[J]. Rock and Soil Mechanics, 2008, 29(S1): 500–506.

- [20] 苏国韶, 莫金海, 陈智勇, 等. 支护失效对岩爆弹射破坏影响的真 三轴试验研究[J]. 岩土力学, 2017, 38(5): 1243-1250.
 SU Guoshao, MO Jinhai, CHEN Zhiyong, et al. True triaxial test study of the influence of support failure on rockburst ejection[J].
 Rock and Soil Mechanics, 2017, 38(5): 1243-1250.
- [21] 王卫军,韩森,董恩远,等. 岩块锚固机理的模拟试验研究[J]. 煤炭 学报, 2023, 48(1): 177-184.
 WANG Weijun, HAN Sen, DONG Enyuan, et al. Simulation on anchorage mechanism of rock mass[J]. Journal of China Coal Society, 2023, 48(1): 177-184.
- [22] 王卫军,董恩远,赵志伟,等.预裂锚固体力学特性及锚固机理[J]. 煤炭学报, 2020, 45(1): 82-89.
 WANG Weijun, DONG Enyuan, ZHAO Zhiwei, et al. Experimental study on mechanical properties of anchorage body and on anchorage mechanism[J]. Journal of China Coal Society, 2020, 45(1): 82-89.
- [23] 韩森,王卫军,董恩远,等. 基于支护干涉的巷道围岩蝶形塑性区 控制方法研究[J]. 采矿与安全工程学报, 2023, 40(4): 743-753.
 HAN Sen, WANG Weijun, DONG Enyuan, et al. Control method of butterfly plastic zone of roadway surrounding rock based on support interference[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2023, 40(4): 743-753.
- [24] 赵光明, 刘崇岩, 孟祥瑞, 等. 高应力巷道锚固复合承载体及其承载效应研究[J]. 采矿与安全工程学报, 2021, 38(1): 68-75.

ZHAO Guangming, LIU Chongyan, MENG Xiangrui, et al. The composite anchorage bearing structure in high stress roadway and its load-bearing effect[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2021, 38(1): 68–75.

- [25] 孟波,靖洪文,杨旭旭,等. 破裂围岩锚固体变形破坏特征试验研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2013, 32(12): 2497-2505. MENG Bo, JING Hongwen, YANG Xuxu, et al. Experimental study of deformation and failure characteristics of anchorage unit in fractured surrounding rocks[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2013, 32(12): 2497-2505.
- [26] 郭志飚,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.

GUO Zhibiao, LI Weitao, HE Manchao, et al. Failure mechanisms and control strategies in dynamic pressure roadways of deep soft rock based on compensation theory[J]. Journal of China University of Mining & Technology, 2023, 52(5): 931–942.

- [27] HE M C, WANG Q. Excavation compensation method and key technology for surrounding rock control[J]. Engineering Geology, 2022, 307: 106784.
- [28] 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.
- [29] 孙飞跃, 郭佳奇, 刘希亮, 等. 真三轴单面卸荷条件下中间主应力 对深埋洞室岩爆影响特征[J]. 煤炭学报, 2024, 49(S1): 220-235. SUN Feiyue, GUO Jiaqi, LIU Xiliang, et al. Study on the influence of intermediate principal stress on rockburst in deep cavern under true triaxial condition with single face unloading[J]. Journal of China Coal Society, 2024, 49(S1): 220-235.
- [30] 朱永建,李鹏,王平,等. 深部高应力煤巷围岩径向梯度损伤特征 试验研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2023, 42(11): 2643-2654. ZHU Yongjian, LI Peng, WANG Ping, et al. Experimental study on radial gradient damage characteristics of surrounding rock in deep high stress coal roadway[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2023, 42(11): 2643-2654.
- [31] 王春波,丁文其,乔亚飞.硬化土本构模型在 FLAC^{3D} 中的开发及应用[J]. 岩石力学与工程学报, 2014, 33(1): 199-208.
 WANG Chunbo, DING Wenqi, QIAO Yafei. Development and application of hardening soil constitutive model in FLAC^{3D}[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2014, 33(1): 199-208.
- [32] SONG Z L, YIN G Z, RANJITH G P, et al. Influence of the intermediate principal stress on sandstone failure[J]. Rock Mechanics and Rock Engineering, 2019, 52(9): 3033–3046.
- [33] 李文帅,王连国,陆银龙,等. 真三轴条件下砂岩强度、变形及破坏特征试验研究[J]. 采矿与安全工程学报, 2019, 36(1): 191-197.
 LI Wenshuai, WANG Lianguo, LU Yinlong, et al. Experimental investigation on the strength, deformation and failure characteristics of sandstone under true triaxial compression[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2019, 36(1): 191-197.
- [34] AL-AJMI A M, ZIMMERMAN R W. Stability analysis of vertical boreholes using the Mogi–Coulomb failure criterion[J]. Internation-

^{346-353.}

al Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 2006, 43(8): 1200-1211.

[35] 马钰沛,李江腾,刘双飞.考虑中间主应力的粉砂岩侧向卸荷力学 特性试验研究[J].中南大学学报(自然科学版),2019,50(11): 2792-2800.

MA Yupei, LI Jiangteng, LIU Shuangfei. Experimental study on lateral unloading mechanical properties of siltstone considering intermediate principal stress[J]. Journal of Central South University (Science and Technology), 2019, 50(11): 2792–2800.

- [36] 刘冬桥,张树东,何鹏飞,等. 真三轴应力作用下立方体节理煤岩 力学响应试验研究[J]. 中国矿业大学学报, 2021, 50(1): 115-122. LIU Dongqiao, ZHANG Shudong, HE Pengfei, et al. Experimental research on mechanical behaviors of the cubic jointed coal mass subjected to the true triaxial stress[J]. Journal of China University of Mining & Technology, 2021, 50(1): 115-122.
- [37] 张俊文,范文兵,宋治祥,等.真三轴不同应力路径下深部砂岩力

学特性[J]. 中国矿业大学学报, 2021, 50(1): 106-114.

ZHANG Junwen, FAN Wenbing, SONG Zhixiang, et al. Mechanical characteristics of deep sandstone under different true triaxial stress paths[J]. Journal of China University of Mining & Technology, 2021, 50(1): 106–114.

- [38] DONG L J, ZHANG Y H, MA J. Micro-crack mechanism in the fracture evolution of saturated granite and enlightenment to the precursors of instability[J]. Sensors, 2020, 20(16): 4595.
- [39] DU K, LI X F, TAO M, et al. Experimental study on acoustic emission (AE) characteristics and crack classification during rock fracture in several basic lab tests[J]. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 2020, 133: 104411.
- [40] BI J, ZHAO Y, WU Z J, et al. Research on crack classification method and failure precursor index based on RA-AF value of brittle rock[J]. Theoretical and Applied Fracture Mechanics, 2024, 129: 104179.