

DOI: 10. 20174/j. JUSE. 2026. 02. 15

再生岩体承载特性及其支护敏感性

周泽¹, 周金恋², 王平³, 曾梓龙³, 刘金州³

(1. 贵州理工学院 矿业工程学院, 贵阳 550001; 2. 贵州盘江精煤股份有限公司, 贵州 盘州 553536;
3. 湖南科技大学 资源环境与安全工程学院, 湖南 湘潭 411201)

摘要:再生岩体受扰动后易松散、破碎,但在支护作用下再生岩体仍具有一定的承载能力,尤其是峰后承载能力有明显的改善。为研究再生岩体承载特性及巷道支护对再生岩体承载能力的影响,设计了再生岩体单轴加载的四因素混水平正交试验,分析再生岩体承载机理,并基于正交方差分析,检验了锚杆间距、杆径、锚固长度及金属网对再生岩体峰后弱化趋势及承载能力的显著性。结果表明:无支护和部分锚杆支护条件下再生岩体在单轴加载出现压剪破坏,部分锚杆支护再生岩体呈劈裂破坏,金属网约束再生岩体试件呈塑形滑移破坏;再生岩体破裂后的峰后残余强度具有波动性特征,峰后承载阶段稳定性取决于多裂隙面的摩擦效应,支护强化摩擦效应抵抗破碎块体在外载荷作用下的滑移、错动;金属网对再生岩体峰后承载能力影响显著,锚杆参数的变化仅对再生岩体的强度弱化趋势产生影响。

关键词:再生岩体;残余强度;正交试验;摩擦效应

中图分类号:TD322

文献标识码:A

文章编号:1673-0836(2026)02-0539-09

Bearing Characteristics and Support Sensitivity of Reclaimed Rock Mass

Zhou Ze¹, Zhou Jinlian², Wang Ping³, Zeng Zilong³, Liu Jinzhou³

(1. Institute of Mining Engineering, Guizhou Institute of Technology, Guiyang 550001, P. R. China; 2. Guizhou Panjiang Clean Coal Co., Ltd., Panzhou, Guizhou 553536, P. R. China; 3. College of Resource Environment and Safety Engineering, Hunan University of Science and Technology, Xiangtan, Hunan 411201, P. R. China)

Abstract: After being disturbed, the regenerated rock mass is prone to looseness and fragmentation, but under the support effect, the regenerated rock mass still has a certain bearing capacity, especially with significant improvement in post peak bearing capacity, which is the foundation for controlling the stability of the regenerated rock mass roadway. To study the bearing characteristics of recycled rock mass and the influence of support on the bearing capacity of recycled rock mass, a four-factor mixed level orthogonal test was designed for uniaxial loading of recycled rock mass. The bearing mechanism of recycled rock mass is analyzed. The significance of anchor spacing, rod diameter, anchor length, and metal mesh on the post peak weakening trend and bearing capacity of recycled rock mass is tested based on orthogonal analysis of variance. The results show that: Under the conditions of no support and partial anchor support, the regenerated rock mass undergoes compression shear failure under uniaxial loading, while some anchor support regenerated rock mass undergoes splitting failure, and the metal mesh constrained regenerated rock mass specimen undergoes plastic sliding failure. The residual strength of the regenerated rock mass after fracture exhibits fluctuating characteristics. The stability of the post peak bearing stage depends on the friction

收稿日期:2025-06-09(修改稿)

作者简介:周泽(1990—),男,湖南邵阳市人,博士,副教授,主要从事南方复杂煤层开采的教学与科研工作。

E-mail: 675140761@qq.com

通讯作者:周金恋(1986—),男,贵州晴隆县人,高级工程师,主要从事煤矿安全高效生产工作。

E-mail: 252033043@qq.com

基金项目:贵州省科技支撑计划资助项目(黔科合支撑[2021]一般347);湖南省科技人才托举工程项目(2022TJ-N06);贵州省普通高等学校青年科技人才成长项目(黔教合KY字[2021]258)

effect of multiple fracture surfaces, and the support reinforcement friction effect resists the sliding and dislocation of the broken block under external loads. The metal mesh has a significant impact on the post peak bearing capacity of the recycled rock mass, while the change in anchor rod parameters only affects the weakening trend of the strength of the recycled rock mass.

Keywords: regenerated rock mass; residual strength; orthogonal test; frictional effect

0 引言

据统计数据表明,我国井工开采遗留煤炭资源高达 582.7 亿吨^[1]。为进行遗煤回收,工作面往往布置在原采空区再生岩体中,由此出现了大量再生岩体巷道。如何控制再生岩体巷道的稳定是安全回收遗煤的关键问题。再生岩体受应力扰动后易松散、破碎^[2-3],但在支护结构作用下有可能在再生岩体中形成支护结构与破碎再生岩体的组合承载结构,有助于控制再生岩体巷道围岩的稳定性^[4-6]。

众多学者就再生岩体工程失稳机制及稳定性控制方面进行了研究。在再生岩体的失稳机制方面,池小楼等^[7]认为再生顶板破断由其破断岩块滑移、低中位悬臂梁和高位铰接岩梁断裂组成,双梁破断是引起下分层支架失稳的关键所在;王同旭等^[8]通过 UDEC 模拟了随机节理再生顶板巷道失稳破坏过程,发现关键块体沿节理面滑移是再生顶板失稳引起顶板冒落的原因;鲁健等^[9]通过 3DEC 研究了不同尺寸、形状块体对再生顶板稳定性的影响,发现再生顶板失稳的原因是两帮块体失稳导致,冒落区呈等腰梯形且块体的纵向尺寸对再生顶板的稳定性大于横向尺寸。再生岩体的承载机制方面,赵和松等都发现再生顶板围岩在变形后有形成“类拱”结构的特点^[10-11]。再生岩体围岩控制方面,马文强等^[12]提出双承载拱再生顶板巷道控制原理,利用锚喷支护及巷道拱顶组合第二承载拱控制再生顶板的变形破坏;王平等^[13]、孙广京等等^[14]提出了“强化整体约束、优化棚架支护和架间协同控制”的支护原则,形成了“双金属网+预支撑型棚架+可缩性纵向连接器”组合支护技术及“三支一体”支护体系。李建忠等^[15]针对破碎岩体锚固提出其锚杆受力呈现逐渐衰减演化特征,锚杆支护对破碎岩体支护作用仅体现为施加预紧力产生的主动支护效应。在支护结构性能以及稳定性方面,侯朝炯、康红普等均对锚杆以及锚索不同组合下的力学性能以及支护效果进行了研究,已经形成了较为完善的支护结构性能及其适用条件分析体系^[16-18]。

以上学者的研究相对集中于工程尺度的失稳与控制,对于再生岩体的基础的承载特性与支护敏感性分析还相对较少,因此,本文选用同一级配煤矸石为骨料,水泥浆为胶结材料制备再生岩体,设计了再生岩体单轴加载的四因素混水平正交试验,研究并分析锚杆参数与金属网支护结构对再生岩体承载能力的提升效果及作用机理,对于揭示再生岩体的承载机制与稳定性控制具有重要的理论与实际意义。

1 正交试验设计

1.1 试验方案

针对再生岩体通常采用锚杆和金属网进行支护,研究锚杆锚固参数以及有无金属网对再生岩体的承载能力的影响具有重要的实际意义。因此,将锚杆间距、杆径、锚固长度及金属网作为正交试验的 4 个因素,结合相似理论及常见矿用锚-网规格,确定各因素分别设置 3、4、3、2 个水平(见表 1),通过拟水平法选用四因素、四水平 $L_{16}(4^4)$ 正交试验表安排试验,试验总计进行 16 组,每组试验支护参数配置如表 2 所示。在考虑相似相关准则及试样边界效应的前提下,确定各因素对应的水平范围,设计正交试验因素-水平表见表 1。

表 1 正交试验因素水平

Table 1 Factor levels of orthogonal test

	锚杆间距 /mm	锚杆直径 /mm	嵌入深度 /mm	金属网
水平 1	150	6	50	无
水平 2	50	8	100	有
水平 3	37.5	10	150	—
水平 4	—	12	—	—

第一组试验为无支护作用时再生岩体的单轴压缩实验,得到再生岩体的残余强度 σ_{rec} 。第二组试验为支护作用下再生岩体正交压缩试验。按照表 1 的正交试验设计方案对锚固体的残余强度 σ_{rec} 进行测定。对比无支护时单轴强度 σ_{rec} 及残余强度 σ_{rec} ,计算得到再生岩体残余强度强化系

数 K_c 。

表 2 试验组支护参数

Table 2 Support parameters of the experimental group

编号	因素水平			
	锚杆间距/mm	锚杆直径/mm	锚固长度/mm	金属网
1	1	1	1	1
2	1	2	2	2
3	1	3	3	1
4	1	4	3	2
5	2	1	2	1
6	2	2	1	2
7	2	3	2	1
8	2	4	3	2
9	3	1	3	2
10	3	2	1	1
11	3	3	1	2
12	3	4	2	1
13	1	1	3	2
14	2	2	3	1
15	3	3	2	2
16	1	4	1	1

1.2 试样制备

再生岩体的粒径、水灰比、胶结材料的选取均会对再生岩体力学特性产生较大的影响。为确保试验的可靠性,统一选用某综采工作面矸石为原料。

(1) 试样原料:通过锤式破碎机破碎后筛选出 5~8 mm 粒径的破碎煤矸石充当作为骨料,以 P. S. A32.5 矿渣硅酸盐水泥、河沙、自来水按质量比为 3.42:1.62:1.08 制备胶结介质。将 2.28 kg 的煤矸石颗粒与配备好的胶结介质中充分搅拌、混合。

(2) 试样制备:在尺寸为 150 mm×150 mm×150 mm 的模具内壁刷上一层矿物油便于脱模,并根据正交方案预埋锚杆和金属网。均匀倒入模具中,多次捣实,静置一个自然日后至试件成型脱模。

(3) 试样养护:将成型的试件在恒温、恒湿条件下养护 4 个自然周。根据国际标准^[19]立方体试件横截面尺寸至少是试样内最大颗粒粒径 3 倍以上,因此按正交方案制备 16 组的立方体试件,另制备 1 组不添加任何支护的立方体试件,共 17 组,每组 3 个试件,总计 51 个试件。

(4) 试件加载:加载装置选用 RMT-150C 岩石

力学加载机,采用行程加载,加载速率设置为 0.01 mm/s。为了得到峰后承载阶段,行程终点设置为 20 mm。加载时用相机对试验过程进行全程录像,观察试样受载后变形破坏特征。试件及制备及其加载如图 1 所示。



(a) 再生岩体试样



(b) 加载系统

图 1 再生岩体试件及其加载

Fig. 1 Regenerated rock specimen and loading

2 再生岩体单轴压缩特性分析

2.1 破坏模式分析

再生岩体由破碎岩块、胶结介质组成,在受压破坏过程中存在岩块的破坏、胶结面的破坏以及胶结介质的破坏 3 种情况,具体由哪一种破坏为主与岩块的强度、尺寸以及胶结介质的强度和含量等诸多因素有关^[20]。但是再生岩体作为一个整体结构,在单轴加载条件下,整体上表现出不同的破坏模式,如图 2 所示。

根据再生岩体试件单轴加载破坏情况可划分为劈裂破坏、压剪破坏和塑形流动破坏 3 种破坏模式,不同支护条件下的再生岩体试件的破坏模式有所不同。

(1) 压剪破坏模式:无任何支护的再生岩体在单轴加载条件下呈现出向四周剥离状破坏,产生了类似“共轭”状的破裂面,属于压剪破坏模式。产生该类型破坏的试件的残余承载强度由剩余核心岩柱的承载能力以及压剪破裂面的摩擦强度决定。由于缺乏支护约束,压剪破裂面上的摩擦强度很低。

(2) 劈裂破坏模式:锚杆支护的再生岩体试件在单轴加载条件下受到锚杆约束作用呈劈裂破坏,破裂面平行于加载方向。

(3) 塑形流动破坏模式:金属网支护以及金属

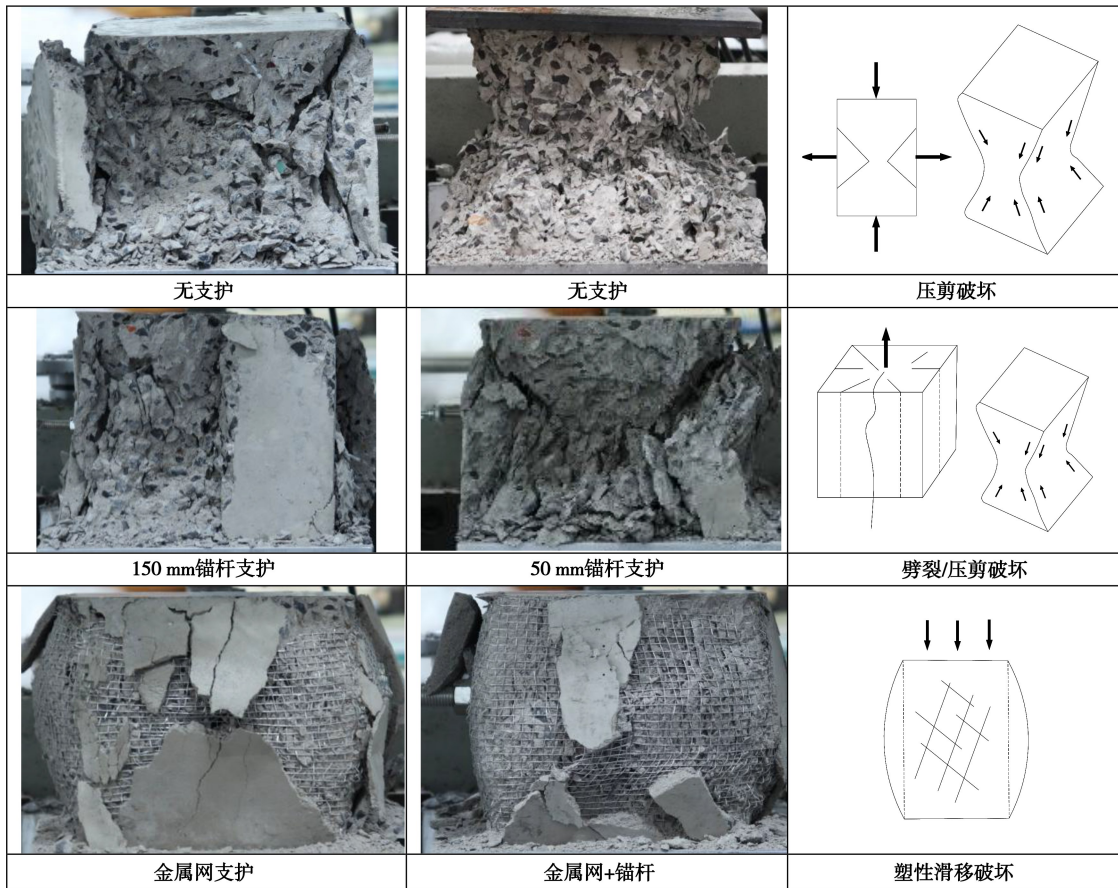


图 2 再生岩体试件破坏模式
Fig. 2 Failure mode of regenerated rock mass

网+锚杆支护的再生岩体试件均属于塑性流动破坏模式。金属网支护的再生岩体在单轴加载至破坏时试件中部向四周鼓出,四周的鼓出量大致相同,鼓出量较大。金属网+锚杆支护试件单轴加载至破坏时同样表现出向四周鼓出,受锚杆约束的两侧面鼓出量相对较小,无锚杆约束的两侧面鼓出量较大。

2.2 强度特征分析

根据试验方案,为保证试验结果的可靠性,表 2 中不同支护参数水平的试件每组均制作了 3 个。试验所得 16 组试件的应力应变曲线如图 3 所示。

各个小组试件的应力应变曲线的变化趋势基本一致。再生岩体试件单轴加载表现出如下特征:

特征一:再生岩体试件单轴加载应力应变曲线表现为 4 个阶段的变化:

①孔隙裂隙压密阶段:在此阶段再生岩体试件内部孔隙裂隙被压密,应力应变曲线呈上凹形,再生岩体试件横向扩容变形很小而轴向压缩量较大,试件体积整体随应力的增加而减小。

②弹性变形至微弹性裂隙稳定发展阶段:在此

阶段内试件应力增长与应变增长几乎呈线性变化,表示再生岩体内部孔隙裂隙被已压实到逐渐产生微裂隙这一过程。

③非稳定发展阶段:在此阶段内再生岩体应力应变曲线变为下凹形,是当再生岩体内微裂隙逐渐累积到贯穿性主控裂隙(即破裂)形成之前的阶段。

④破裂后阶段:在此阶段再生岩体应力应变曲线出现下降,表示再生岩体主控破裂面形成,再生岩体试件失去逐渐失去承载能力,进入峰后强度阶段。

特征二:不同支护条件下的再生岩体试件在单轴加载峰后阶段的残余强度不同,其中,试验组 2、4、6、8、9、11、13、15 的残余强度明显高于试验组 1、3、5、7、10、12、14、16,说明金属约束可以明显提高再生岩体试件峰后残余强度。同时,根据各试验组的强度统计可以发现金属网对于再生岩体的峰值强度影响较小。

特征三:再生岩体试件应力应变曲线在峰前的整体变化趋势上同典型岩石类似,但是峰值强度之后的应力变化与原岩试件有所不同,表现出较为明

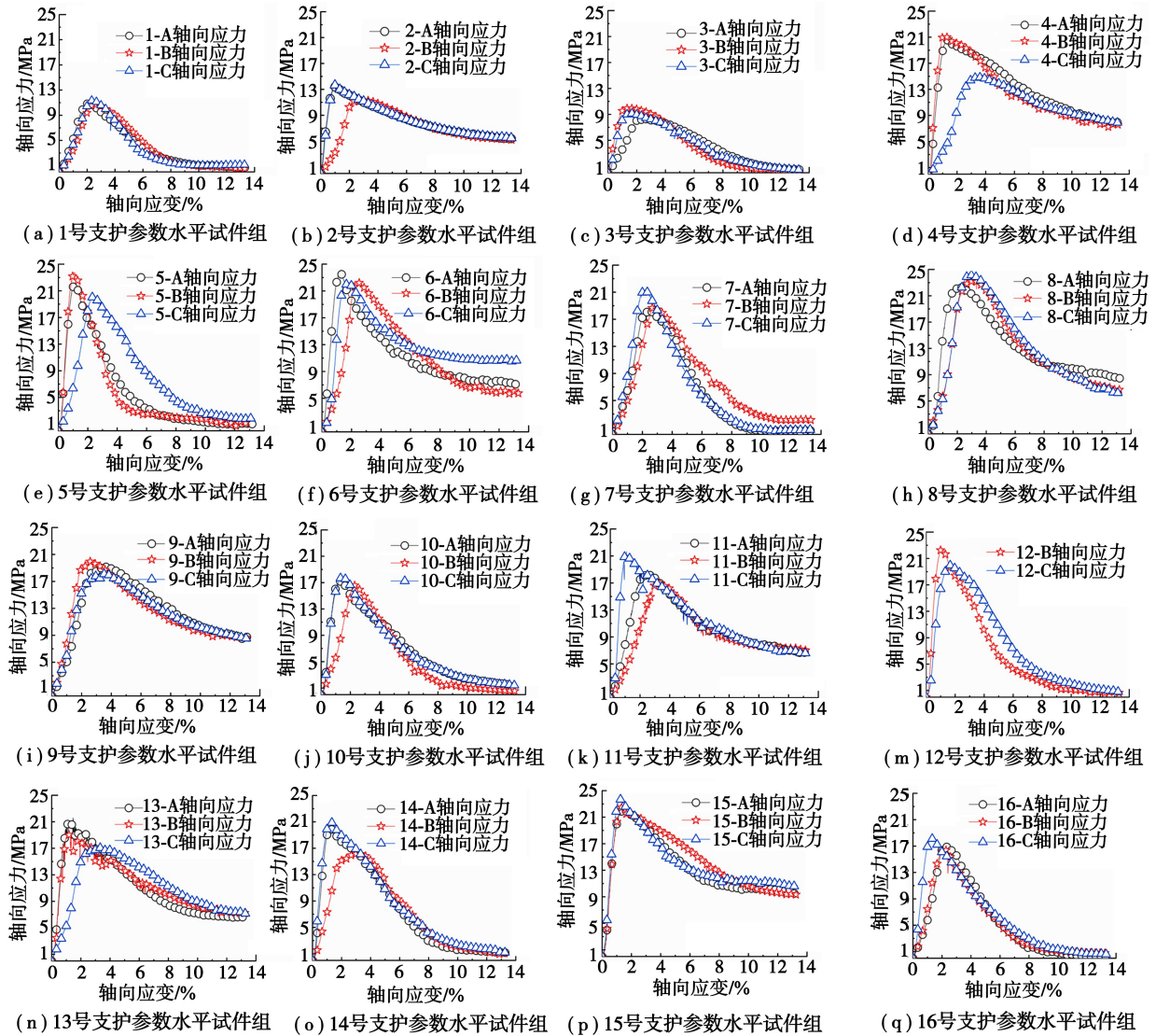


图3 再生岩体应力应变曲线

Fig. 3 Stress-strain curves of regenerated rock mass

显的波动性。任选一组残余强度较高和残余强度较低的应力应变曲线进行分析(如图4所示),发现再生岩体残余强度波动性表现出不同的两类特征:

①较低残余强度实验组:残余强度阶段的强度曲线呈现出有规律的锯齿状波动。再生岩体受压破裂形成主控破裂面,主控破裂面上岩块的摩擦效应来抵抗压剪作用力。所谓摩擦效应是指岩体主控破裂面形成后,依靠破裂面的滑动摩擦力、滚动摩擦力等抵抗岩体变形破坏的阻抗力的总和。随着破裂面上的岩块逐渐被剪坏,应力应变曲线也呈现出“锯齿状”的波动变化。此类波动出现在无金属网约束且能够形成主控破裂面的再生岩体压缩过程中。

②较高残余强度实验组:残余强度阶段的强度

曲线呈现出无规律的上下起伏变化。表明此类试件在受压过程中不断出现岩块被压坏或者胶结介质被压坏的情况,试件整体的残余强度始终维持在一个较高的水平。此类波动出现在有金属网约束的试验组压缩过程中。

特征四:从再生岩体应力应变曲线特征可以发现锚杆支护参数对于再生岩体承载能力的影响有限。说明再生岩体强度对不同支护形式和参数的敏感性有所不同。

3 再生岩体支护敏感性分析

3.1 再生岩体残余强度分析

根据前文的分析可知,再生岩体的承载能力可以从峰值强度和残余强度两个指标来体现。将各实验组的峰值强度和残余强度统计如图5所示。

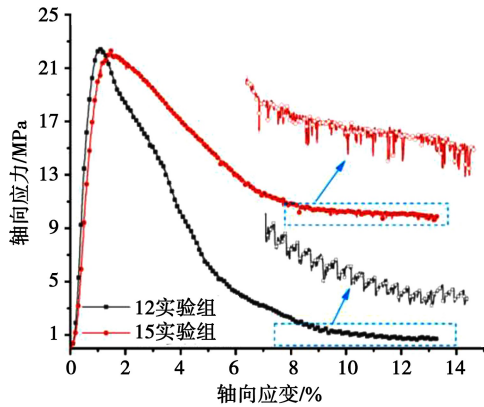


图 4 再生岩体应力波动特性

Fig. 4 Stress fluctuation characteristics of regenerated rock mass

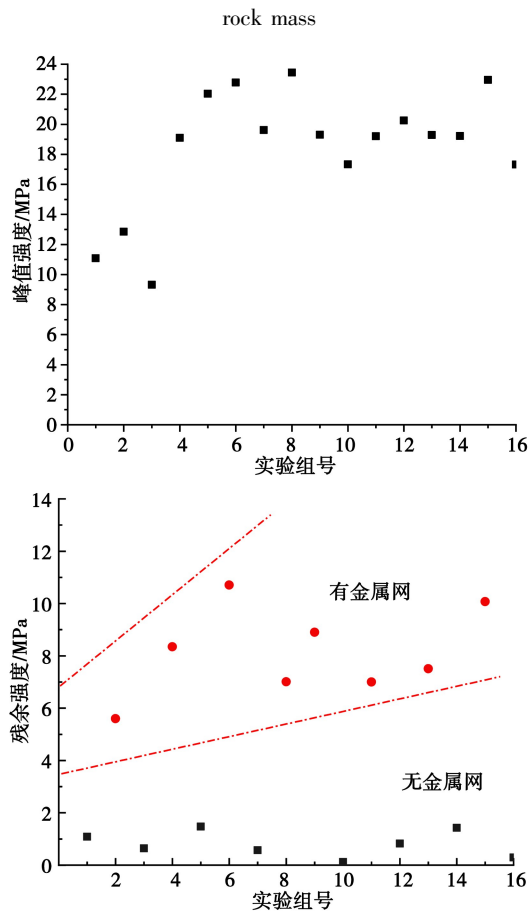


图 5 再生岩体强度统计

Fig. 5 Strength statistics of reclaimed rock mass

试验结果表明,不同支护条件下的再生岩体的峰值强度分布在 9.32~23.44 MPa 之间,金属网和锚杆参数对于再生岩体的峰值强度影响难以区分。但是,在残余强度阶段无金属网时再生岩体峰后残余强度分布在 0.5~2.5 MPa 之间,整体在 1 MPa 上下浮动,离散性较小。有金属网时再生岩体峰后残余强度分布在 5.5~11 MPa 之间,较无金属网时有明显提升。说明金属网能够较大的提升破碎再

生岩体峰后残余强度,锚杆参数的对于再生岩体的残余强度影响相对较小。

通过分析各组实验的残余强度 σ_{rec} 并计算残余强度强化系数 K_c 这 2 个参数,进一步分析再生岩体在支护作用下峰后残余强度及其强化特征,并以此为指标,展开方差主效应分析。根据正交试验并整理、计算后结果如表 3 所示。

表 3 试验统计结果

Table 3 Statistics of experimental results

编号	因素				试验指标		
	锚杆间距/mm	锚杆直径/mm	锚固长度/mm	金属网	σ_p /MPa	σ_{resz} /MPa	K_c /%
1	1	1	1	1	11.08	1.01	1.38
2	1	2	2	2	12.85	5.48	7.49
3	1	3	3	1	9.32	0.98	1.34
4	1	4	3	2	19.10	8.41	11.50
5	2	1	2	1	22.03	1.51	8.54
6	2	2	1	2	22.78	9.98	13.66
7	2	3	2	1	19.62	0.97	1.32
8	2	4	3	2	23.44	6.64	9.09
9	3	1	3	2	19.30	8.67	11.86
10	3	2	1	1	17.33	2.06	2.81
11	3	3	1	2	19.20	7.07	9.67
12	3	4	2	1	20.25	0.94	1.28
13	1	1	3	2	19.29	7.36	10.08
14	2	2	3	1	19.22	2.60	3.55
15	3	3	2	2	22.95	10.98	15.03
16	1	4	1	1	17.32	0.95	1.29

结合表 3 及图 3 可知,再生岩体的 σ_{resz} 分布在 0.94~10.98 MPa,再生岩体残余强度强化系数 K_c 分布在 1.28~15.03。从结果上看,试验指标覆盖范围较大,基本满足分析的要求。说明试验因素水平的改变对再生岩体峰后残余强度的影响较大,在再生岩体巷道支护设计存在最优的支护参数组合,使得再生岩体在采、掘扰动影响下破坏后仍然具备一定的承载能力,保持巷道围岩的稳定。

3.2 方差主效应分析

将正交试验结果导入 SPSS 软件进行方差分析,显著水平 $\alpha = 0.05$,分别建立不同支护作用下再生岩体峰后残余强度方差主效应分析结果见

表 4。

表 4 方差分析
Table 4 Extreme difference analysis

试验指标	方差来源	离差平方和	自由度	均方差	F	显著性
	锚杆间距	11.039	2	5.519	1.985	0.208
	锚杆杆径	1.098	3	0.366	0.132	0.938
残余强度	锚固长度	20.572	2	10.286	3.699	0.080
	金属网	152.935	1	152.935	55.002	0.000
	试验误差	19.464	7	2.781		
	总计	205.109	15			

$R^2 = 0.905$

根据表 4 对不同支护参数作用下再生岩体的峰后残余强度试验结果分析如下:

根据锚杆间距的 F 值 1.985、自由度(2、15)及显著水平 $\alpha = 0.05$ 确定锚杆间距分布临界值为 4.74,锚杆间距的 F 值小于分布临界值且 p 值为 0.208 大于 0.05,故锚杆间距对再生岩体峰后残余强度无显著影响。

锚杆杆径的 F 值为 0.132、自由度(3、15)、显著水平 $\alpha = 0.05$,确定锚杆杆径分布临界水平为 3.29 大于 F 统计值,说明锚杆杆径对峰后残余强度无显著影响。

锚固长度的 F 值为 3.699 大于 1 且 p 值为 0.080 大于 0.05,说明锚固长度对峰后残余强度的影响接近试验误差。金属网的 F 值为 55.002 大于分布临界值 4.54,说明金属网对峰后残余强度存在显著影响。由此可知金属网是影响再生岩体峰后残余强度的主要因素,其余则为次要因素。为了更直观的分析各因素-水平的变化对残余强度的影响,以各因素水平为横坐标,同水平试验指标累加和的平均值为纵坐标绘制因素水平趋势图,如图 6

所示。

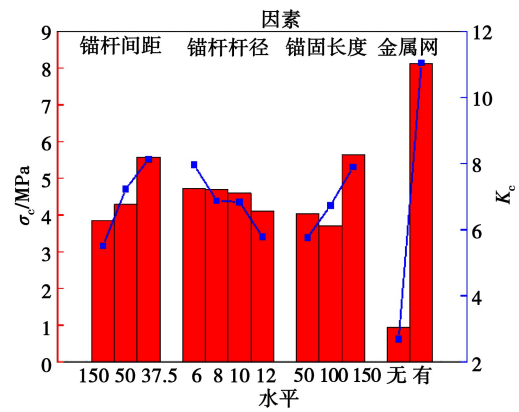


图 6 峰后承载能力敏感性因素分析

Fig. 6 Sensitivity factor analysis of post peak carrying capacity

可以看出,再生岩体的承载能力随着锚杆间距的减小而逐渐增大,随着锚固长度的增加而逐渐增大,随着锚杆杆径的增加而减小。同时,有金属网的试件残余强度远远大于无金属网时间的残余强度。同时,根据 F 值大小确定各因素对再生岩体残余强度影响强弱依次为:金属网>锚固长度>锚杆间距>锚杆杆径。

3.3 支护参数影响分析

(1)锚固长度的影响:再生岩体的峰后残余强度随锚杆锚固度增加而增大。当锚固长度低于试件 1/3 时,锚杆处于潜在滑移部分,随着共轭剪切面的形成锚固部分脱离承载主体,对再生岩体峰后残余强度影响较小,如图 7(a)所示。当锚固长度处于试件 1/3~2/3 时,锚杆贯穿共轭剪切面的一侧,限制一侧破碎岩体脱离承载主体,对再生岩体峰后残余强度有一定的提升作用,如图 7(b)所示。当锚固长度超过试件 2/3 时,锚杆能够限制两侧破碎岩体脱离承载主体,形成稳定的锚固串,较大的提升再生岩体的摩擦面积,从而提升再生岩体的峰后残余强度,如图 7(c)所示。

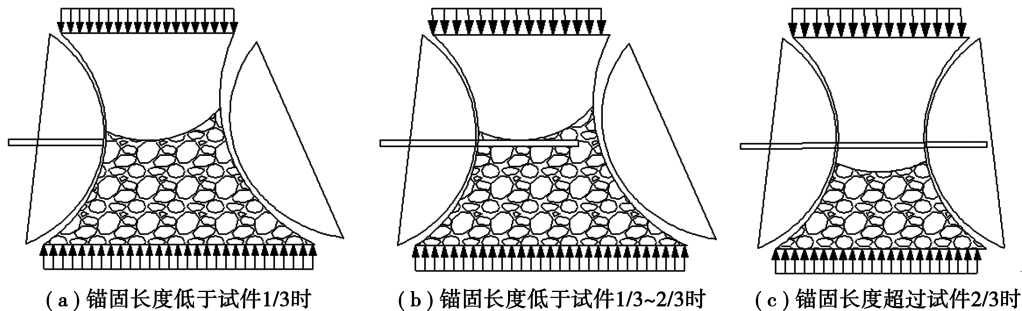


图 7 锚固长度的影响

Fig. 7 The influence of anchor length

(2)锚杆杆径的影响:在锚杆材质不变的前提下,杆径直接决定了锚杆杆体的强度,进而提升锚固体的变形模量,从而强化锚固体的整体强度。由于锚杆的强度远远大于再生岩体的强度。因此,在本试验尺度条件下增大锚杆直径对于再生岩体并不能提高再生岩体的整体强度,增大锚杆的直径会造成再生岩体与锚杆强度差异进一步加大,造成再生岩体峰后残余强度弱化。

(3)锚杆间距的影响:再生岩体的峰后残余强度随锚杆间距增大而减小。只有在锚杆锚固范围内的再生岩体,才能一定程度上提高再生岩体的承载能力。随着锚杆间距的减小,锚杆的有效锚固范围能够合为一体,锚固体体积增大,进而增大再生岩体的在破坏后的摩擦抗力,从而增大再生岩体的峰后残余强度。

(4)金属网的影响:再生岩体峰后残余强度与金属网正相关。金属网是一种被动的柔性支护,在峰后阶段,一方面作用于再生岩体试件表面,与再生岩体协同变形约束再生岩体鼓出破坏,防止边界破碎岩块脱离承载主体;另一方面提供一定的围压环境,抑制破碎再生岩体间的相互错动、滑移,增大破碎岩块间的摩擦效应。

3.4 再生岩体支护承载机理

锚杆支护承载机理:在无金属网作用下锚杆的主要作用是抑制锚固区内破碎岩体的滑移、错动,但是对于再生岩体而言锚杆的锚固范围有限,其约束作用范围较小,因此对于再生岩体残余强度的影响有限。锚杆的间距、杆径及锚固深度决定了锚固区的范围,在一定程度上改变了破碎再生岩体的弱化路径。但随着再生岩体峰后持续变形,破裂再生岩体相互错动,出现锚固体整体脱落、锚杆错动、脱锚等现象,难以稳定。

金属网支护承载机理:在有金属网作用下,金属网能够抑制再生岩体试件破碎岩块向自由空间的鼓出变形,起到一定的侧向约束作用,给破碎岩体提供一定的围压,大大增强了再生岩体峰后再生岩体滑移破坏的阻抗力。再生岩体峰后形成破碎再生岩体+金属网+锚杆支护承载协同体,最大残余强度达到 10.9813 MPa,达到该支护状况下单轴强度的 49.4%,达到无支护作用时再生岩体的单轴强度的 99.6%。

因此,再生顶板形成峰后再承载结构的关键是通过整体约束控制破碎岩块向自由空间累计位移。再生岩体峰后残余强度是破碎岩块在外载荷作用下相互挤压、咬合形成的摩擦效应,且整体约束是再生岩体峰后承载结构形成的基础。金属网对提

高再生岩体残余强度具有显著的提升。

4 结论

(1)不同支护条件下的再生岩体试件具有劈裂破坏、压剪破坏和塑性滑移破坏三种破坏模式。无金属网和部分锚杆支护试件呈现压剪破坏模式,部分无金属网加锚试件表现出劈裂破坏,有金属网的所有再生岩体试件均表现出塑性滑移破坏。

(2)通过对不同支护作用下再生岩体残余强度进行显著性检验,发现金属网对残余强度存在显著影响,而锚杆间距、杆径及金属网对再生岩体峰后弱化趋势存在影响。柔性整体约束是再生岩体峰后承载结构形成的基础。因此,在对破碎再生岩体进行支护时,应首先考虑采用高强度金属网进行支护,其次增大锚杆长度,从而增加再生岩体与支护结构的组合承载结构的承载能力。

(3)对于破碎再生岩体,采用金属网+锚杆支护承载协同时,再生岩体与支护结构的组合承载结构最大残余强度达到 10.9813 MPa,达到该支护状况下单轴强度的 49.4%,达到无支护作用时岩体的单轴强度的 99.6%。

(4)再生岩体峰后承载阶段的强度曲线出现波动性,是再生岩体破裂后的应力积聚与应变滑移,是在再生岩体多裂隙面上产生的阻碍岩块破裂、滑移、错动形成的。而残余强度的提升是支护作用强化了破裂岩块间的摩擦效应。因此,提高破碎岩体整体约束,提升破碎岩体表面支护力可以有效提高破碎岩体的稳定性。

参考文献(References)

- [1] 袁亮,杨科.再论废弃矿井利用面临的科学问题与对策[J].煤炭学报,2021,46(1):16-24. (Yuan Liang, Yang Ke. Further discussion on the scientific problems and countermeasures in the utilization of abandoned mines[J]. Journal of China Coal Society, 2021,46(1):16-24. (in Chinese))
- [2] Kang H. Support technologies for deep and complex roadways in underground coal mines: a review [J]. International Journal of Coal Science & Technology, 2014, 1: 261-277.
- [3] Fang S, Zhang J. In-situ measure to internal stress of shotcrete layer in soft-rock roadway [J]. International Journal of Coal Science & Technology, 2014, 1: 321-328.
- [4] Cai W, Chang Z, Zhang D, et al. Roof filling control technology and application to mine roadway damage in small pit goaf [J]. International

- Journal of Mining Science and Technology, 2019, 29(3): 477-482.
- [5] Wang T X, Ma W Q, Qu K D. Study of instability mechanism and control of roadway regenerated roof in random joint rock [J]. Journal of Mining and Safety Engineering, 2016, 33(2): 265.
- [6] Chi X, Yang K, Fu Q. Analysis of regenerated roof and instability support control countermeasures in a steeply dipping working face [J]. Energy Exploration & Exploitation, 2020, 38(4): 1082-1098.
- [7] 池小楼,杨科,刘文杰,等.大倾角煤层分层综采再生顶板破断规律研究 [J]. 岩土力学, 2022, 43(5): 1391-1400. (Chi Xiaolou, Yang Ke, Liu Wenjie, et al. Study of caving pattern of regenerated roof in fully-mechanized slicing mining of steeply dipping coal seam [J]. Rock and Soil Mechanics, 2022, 43(5): 1391-1400. (in Chinese))
- [8] 王同旭,马文强,曲孔典.随机节理岩体巷道再生顶板失稳机理与控制研究 [J]. 采矿与安全工程学报, 2016, 33(2): 265-270. (Wang Tongxu, Ma Wenqiang, Qu Kongdian. Study of instability mechanism and control of roadway regenerated roof in random joint rock [J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2016, 33(2): 265-270. (in Chinese))
- [9] 鲁健,尚奇,郭萌,等.基于3DEC的块体尺寸及形状对再生顶板稳定性影响模拟研究 [J]. 中国煤炭, 2018, 44(3): 87-90, 115. (Lu Jian, Shang Qi, Guo Meng, et al. Simulation study on the effect of block size and shape on the stability of regenerated roof based on 3DEC [J]. China Coal, 2018, 44(3): 87-90, 115. (in Chinese))
- [10] 赵和松.顶板再生机理及参数的研究 [J]. 矿山压力与顶板管理, 1992(2): 30-33, 79-81. (Zhao Hesong. Research on the Mechanism of Roof Regeneration and Related Parameters [J]. Ground Pressure and Strata Control, 1992(2): 30-33, 79-81. (in Chinese))
- [11] 冯国瑞,任亚峰,王鲜霞,等.白家庄煤矿垮落法残采区上行开采相似模拟实验研究 [J]. 煤炭学报, 2011, 36(4): 544-550. (Feng Guorui, Ren Yafeng, Wang Xianxia, et al. Experimental study on the upward mining of the left-over coal above gob area mined with caving method in Baijiazhuang Coal Mine [J]. Journal of China Coal Society, 2011, 36(4): 544-550. (in Chinese))
- [12] 马文强,王同旭,江东海,等.基于双承载拱的巷道再生顶板控制机理 [J]. 采矿与安全工程学报, 2017, 34(1): 47-53. (Ma Wenqiang, Wang Tongxu, Jiang Donghai, et al. Control mechanism of roadway regenerated roof based on double load-bearing arches [J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2017, 34(1): 47-53. (in Chinese))
- [13] 王平,冯涛,蒋运良,等.软弱再生顶板巷道围岩失稳机理及其控制原理与技术 [J]. 煤炭学报, 2019, 44(10): 2953-2965. (Wang Ping, Feng Tao, Jiang Yunliang, et al. Control principle and technology and instability mechanism of surrounding rock in weak regenerated roof [J]. Journal of China Coal Society, 2019, 44(10): 2953-2965. (in Chinese))
- [14] 孙广京,王平,冯涛,等.软弱破碎顶板巷道围岩变形机理及控制技术 [J]. 煤炭科学技术, 2020, 48(5): 209-215. (Sun Guangjing, Wang Ping, Feng Tao, et al. Deformation mechanism and control technology of surrounding rock in soft and broken roof roadway [J]. Coal Science and Technology, 2020, 48(5): 209-215. (in Chinese))
- [15] 李建忠,高富强,娄金福,等.破碎岩体锚固及承载失稳机制研究 [J]. 采矿与安全工程学报, 2022, 39(6): 1125-1134. (Li Jianzhong, Gao Fuqiang, Lou Jinfu, et al. Study on reinforcement and bearing-instability mechanism of broken rock mass [J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2022, 39(6): 1125-1134. (in Chinese))
- [16] 康红普,吴拥政,李建波.锚杆支护组合构件的力学性能与支护效果分析 [J]. 煤炭学报, 2010, 35(7): 1057-1065. (Kang Hongpu, Wu Yongzhen, Li Jianbo. Analysis on mechanical performances and supporting function of combination components for rock bolting [J]. Journal of China Coal Society, 2010, 35(7): 1057-1065. (in Chinese))
- [17] 侯朝炯.煤巷锚杆支护的关键理论与技术 [J]. 矿山压力与顶板管理, 2002(1): 2-5, 109. (Hou Chaojiong. Key theory and technique of coal entry bolt supporting [J]. Ground Pressure and Strata Control, 2002(1): 2-5, 109. (in Chinese))
- [18] 刘泉声,雷广峰,彭星新.深部裂隙岩体锚固机制研究进展与思考 [J]. 岩石力学与工程学报, 2016, 35(2): 312-332. (Liu Quansheng, Lei Guangfeng, Peng Xingxin. Advance and review on the anchoring mechanism in deep fractured rock mass [J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2016, 35(2): 312-332. (in Chinese))
- [19] ASTM. Standard Practice for Making and Curing Concrete Test Specimens in the Lab (C192/C192M-19, 2019) [S]. Annual Book of ASTM Standards, West Conshohocken, PA, 2019.
- [20] 高富强,王兴库.回采巷道锚杆支护参数敏感性正交试验分析 [J]. 煤炭科学技术, 2007(11): 68-72. (Gao Fuqiang, Wang Xingku. Analysis on sensitive normal test of bolt support parameters for mining gateway [J]. Coal Science and Technology, 2007(11): 68-72. (in Chinese))