管缝式锚杆锚固力影响因素与时空演化规律研究

张帅帅[1],朱志根[1],雷显权[1],唐忠伟[1*],余一松[1],王勇兵[2]

1.长沙有色冶金设计研究院有限公司,湖南 长沙 410007;
2.云南驰宏锌锗股份有限公司会泽矿业分公司,云南 曲靖 654200

摘 要:为探究管缝式锚杆不同时间尺度下的锚固强度演化规律,通过理论分析、现场试验和长期监测,系统揭示了锚杆锚固性能的时空演化特征与机理。研究结果表明:锚杆初期锚固力与锚杆长度呈线性正相关关系,并随着锚杆—钻孔直径差增大而提高,但增幅趋缓;短期内受围岩应力重分布影响,锚杆锚固力呈增长趋势,且呈现出显著的位置差异性,直墙部位锚杆锚固力30 d内增长32.0%,而拱脚部位因应力集中作用,锚固力增幅达40.9%;长期服役过程下,锚固力因应力疲劳与锈蚀逐步衰减,安装4年后平均拉拔力降至45.30 kN,9年后降至17.03 kN。研究所得相关量化数据可为矿山巷道支护的合理选型和耐久性评估提供参考。

关键词:岩体支护;管缝式锚杆;锚固力;时效性;支护强度;巷道支护

中图分类号:TD353 **文献标志码:**A **文章编号:**1005-2518(2026)04-1007-08 **DOI:**10.11872/j.issn.1005-2518.2026.04.004

引用格式:张帅帅,朱志根,雷显权,等.管缝式锚杆锚固力影响因素与时空演化规律研究[J].黄金科学技术,2026,34(4):1007-1014.ZHANG Shuaishuai,ZHU Zhigen,LEI Xianquan,et al.Research on Influencing Factors and Temporal-Spatial Evolution Laws of Anchoring Force of Split-set Bolt[J].Gold Science and Technology,2026,34(4):1007-1014.

目前我国多数非煤地下矿山常采用管缝式锚杆作为巷道或采场支护的主要材料。管缝式锚杆是由钢带卷制而成的带有纵向开缝的全长摩擦型锚杆,主要依靠较大直径杆体楔入小直径钻孔后产生摩擦力发挥锚固作用,属于一种典型的被动支护。该类型锚杆具有成本低廉、安装工艺简单和施工效率高等优点而被广泛应用(解联库等,2012;司呈斌等,2013)。

管缝式锚杆的锚固效果通常用拉拔力试验来评价。该方法主要通过向锚杆施加轴向拉力来测定杆体最大抗滑动载荷,从而直接反映管缝式锚杆与围岩之间的摩擦锚固性能(Nicholson et al,2018;王满,2018;徐帅等,2022)。研究表明,管缝式锚杆结构作用特性决定了其锚固力受到锚杆自身特征参数(如杆体长度、管壁厚度、开缝尺寸和材质强度)、钻孔与锚杆的匹配关系,以及工程围岩特性(如岩体强度、完整性和地应力状态)等多种因素的影响(Tomory et al,1998;唐春安等,2004;Komurlu et al,2019,2022;杨尚欢等,2022)。为深入探究其力学机制,研究人员通过建立理论分析模型,揭示锚杆在拉拔载荷下的应力分布状态和渐进破坏过程(杨海清等,2007)。同时,借助室内试验系统分析不同应用条件下锚杆杆体极限承载力和锚固性能的变化规律(肖玲等,2008;杨正明等,2024;范纯超等,2025)。在工程实践中,根据具体围岩地质条件,通常利用经验类比与理论解析相结合的方法进行管缝式锚杆支护强度参数计算,并进一步利用数值模拟对不同荷载工况下支护结构的响应与围岩

收稿日期:2025-12-22;**修订日期:**2026-03-16

基金项目:湖南创新型省份建设专项项目"深地资源安全高效开发与灾害动态协同防控技术研究与应用"(编号:2025CK1003)资助

作者简介:张帅帅(1995—),男,河北邯郸人,工程师,从事矿山工程设计与岩石力学研究工作。E-mail:1605256425@qq.com

***通信作者:**唐忠伟(1990—),男,四川自贡人,工程师,从事矿山工程设计与岩石力学研究工作。E-mail:1451358849@qq.com

© Editorial Department of *Gold Science and Technology* (CC BY-NC-ND)

体的稳定性进行精细化评估，从而实现管缝式锚杆支护参数的动态优化与方案比选（蔡保清等，2001；莫卿等，2011；张元胤，2017；张忠辉等，2019；吴峰等，2021；罗准等，2026）。

锚杆支护的施工质量和长期性能对井巷工程的稳定性和安全性具有根本影响。现有研究围绕管缝式锚杆锚固机制及锚固特性已取得一定成果，为矿山安全和经济生产提供了重要依据。然而，当前研究对于管缝式锚杆强度在不同时间尺度下的演化规律以及内在机理尚缺乏系统性的量化分析与揭示，导致支护结构设计的可靠性和适应性受限。为此，本文拟采用理论分析、现场试验和监测等手段，建立管缝式锚杆初期锚固强度表征模型，揭示中长期锚固强度变化规律和机理，旨在为管缝式锚杆支护方案在矿山中的应用和优化提供更为科学、可靠的指导和参考。

1 锚固机理分析

在管缝式锚杆杆体安装过程中，由于杆体本身直径大于钻孔孔径，在径向应力作用下C形横截面产生沿缝收缩变形。为简化计算，假设管缝式锚杆的横截面承受均布载荷，其力学模型如图1所示。



图1 管缝式锚杆及杆体径向受力示意图

Fig. 1 Schematic diagram of split-set bolt and radial force on its shaft

根据锚杆在径向应力P作用下的应变能与锚杆横向变形过程的能量守恒，可得径向应力P的计算公式（张仕铮等，1984）为

$$P=\frac{8E_{\mathrm{b}}I(r_1-r_2)(\pi-\theta_0)}{r_1^4[12(\pi-\theta_0)+8\sin 2\theta_0-\sin 4\theta_0]} \tag{1}$$

式中：E_{b}为锚杆的弹性模量；I为单位宽度锚杆单元体的界面惯性矩，与锚杆壁厚有关；r_1和r_2分别为锚杆外半径和钻孔半径；θ_0为管缝式锚杆安装前的开缝角。

安装后锚杆在拉拔状态下的剪切应力分布如图2所示。

在$x\leqslant x_2$段，剪切应力保持恒定，轴向应力线性降低（Li et al，1999），即：

$$\tau_{\mathrm{b}}(x)=s_{\mathrm{r}} \tag{2}$$

$$\sigma_{\mathrm{b}}(x)=\sigma_0-\frac{2\pi r_2}{A}s_{\mathrm{r}}x \tag{3}$$

式中：剪切应力$s_{\mathrm{r}}=P\mu$，μ为杆体与围岩之间的摩擦系数；A为锚杆的横截面积。

在$x>x_2$段，界面变形协调，剪切应力与轴向应力向杆体端部呈指数衰减，即：

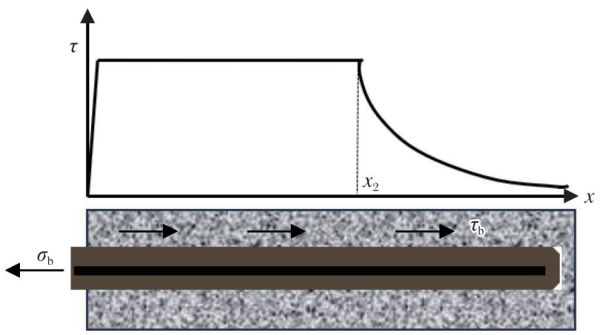


图2 外力加载下管缝式锚杆剪切应力分布图

Fig. 2 Distribution diagram of shear stress on the split-set bolt under external force loading

$$\tau_{\mathrm{b}}(x)=s_{\mathrm{r}}\mathrm{e}^{-a\left(\frac{x-x_2}{r_2}\right)} \tag{4}$$

$$\sigma_{\mathrm{b}}(x)=\frac{2s_{\mathrm{r}}}{a}\mathrm{e}^{-a\left(\frac{x-x_2}{r_2}\right)} \tag{5}$$

式中：$a^2=2G_{\mathrm{r}}/(E_{\mathrm{b}}\ln\frac{d_0}{2r_2})$，$G_{\mathrm{r}}=E_{\mathrm{r}}/[2(1+v_{\mathrm{r}}]$，$E_{\mathrm{r}}$和$v_{\mathrm{r}}$分别为围岩弹性模量和泊松比。

通常利用拉拔试验获取的抗拔力F来表征管

缝式锚杆的锚固能力。在拉拔力测试时,锚杆杆体在轴向上表现出全长摩擦锚固的受力特征。当外载荷大于锚固力时,杆体产生滑动,此时的抗拔力代表锚杆杆体全长的锚固力,此时$x_2=L$。锚杆轴向力为

$$F=\sigma_0 A \tag{6}$$

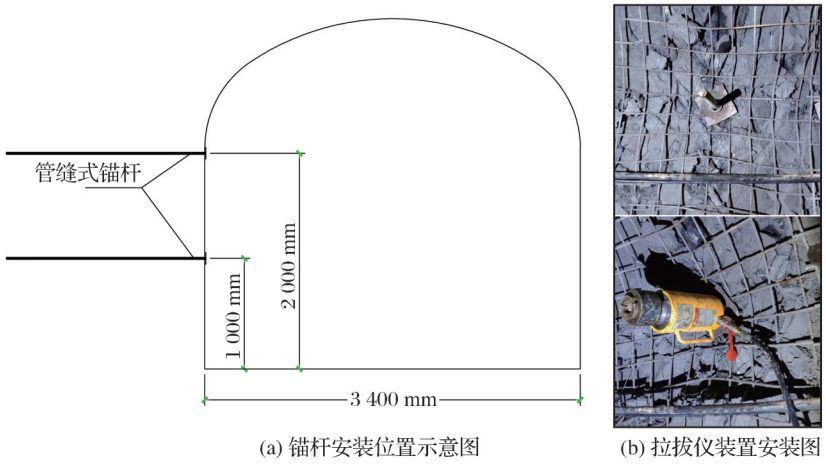
根据轴向应力连续,联立式(3)、式(5)和式(6)可得:

$$F=L\pi 2r_2 s_r+\frac{2As_r}{a} \tag{7}$$

综上所述,管缝式锚杆的抗拔力主要与锚杆长度、锚杆和钻孔的直径差、锚杆与孔壁之间的摩擦系数以及岩体性质有关。

2 锚固力试验研究

为探究并验证围岩与管缝式锚杆支护结构的相互作用以及支护结构的锚固时效性,开展了不同区位锚杆短期和长期抗拔力测试。测试区域位于某矿山埋深为1 450 m的石门段宰格组内,该地层属较坚硬—较软弱白云岩岩组,岩性以粉晶—细晶白云岩为主,围岩重度为26.74 kN/m^3。结合岩石室内力学试验,采用Hoek-Brown准则计算该地层岩体弹性模量为10.06 GPa,泊松比为0.27。测试选用的管缝式锚杆外径为43 mm,缝宽为13.2 mm,杆体壁厚度为2.6 mm,杆体长度为1.8 m。将锚杆水平打入巷道壁,巷道直墙部位和拱脚部位各9根,钻孔直径为40 mm。拉拔装置采用XH-30T型锚杆拉力计,装置最大量程为300 kN,最大行程为80 mm。为便于开展拉拔试验,需在管缝式锚杆端部焊接螺纹钢拉杆,而后依次安装液压油缸、锚具和手动泵等装置,锚杆和拉拔仪装置安装如图3所示。



(a) 锚杆安装位置示意图　(b) 拉拔仪装置安装图

图3　拉拔试验锚杆及装置安装示意图

Fig. 3　Schematic diagram of split-set bolt and device installation for the pull-out test

针对新施工安装的锚杆分3次开展抗拔力测试,测试时间分别为1 d、7 d和30 d,直墙部位的测试锚杆的编号分别为S-1、S-7和S-30,拱脚部位的测试锚杆的编号分别为A-1、A-7和A-30。另外,在相同中段直墙部位测试施工安装时间为4年和9年的锚杆各5根,编号分别为A-4Y和A-9Y。试验数据如表1所示。

3 锚固力影响因素分析

3.1 初期锚固力影响因素分析

结合前文分析可知,特定工程地质和施工条件下,管缝式锚杆安装后初期抗拔力与锚杆长度和直径直接相关。本研究基于实测抗拔力计算并确定管缝式锚杆与围岩的摩擦力系数,进而获得不同有效锚固长度或不同直径对锚杆初期锚固力的影响。

根据表1测试数据,锚杆安装后初期(1 d)抗拔力平均值为50.83 kN,通过式(6)和式(1)计算测试锚杆的剪切应力S_r=0.219 MPa、径向应力P=1.193 MPa。因此,计算得出摩擦力系数μ=0.184。当调整锚杆长度和锚杆直径时,通过式(6)计算得出不同锚杆长度、直径与拉拔力的对应关系,如图4所示。图4中单独列出锚杆直径分别为42 mm、43 mm

表1 管缝式锚杆抗拔力试验数据

Table 1 Test data of split-set bolt pull-out resistance

锚杆编号	测试值/kN	平均值/kN	锚杆编号	测试值/kN	平均值/kN
S-1-1	60.14		A-30-1	88.33	
S-1-2	43.43	50.95	A-30-2	51.59	71.43
S-1-3	49.29		A-30-3	74.37	
A-1-1	40.30		A-4Y-1	41.96	
A-1-2	65.46	50.71	A-4Y-2	31.12	
A-1-3	46.36		A-4Y-3	45.58	45.30
S-7-1	80.36		A-4Y-4	52.86	
S-7-2	55.05	58.59	A-4Y-5	54.96	
S-7-3	40.35		A-9Y-1	25.45	
A-7-1	74.49		A-9Y-2	12.94	
A-7-2	47.63	62.18	A-9Y-3	18.32	17.03
A-7-3	64.43		A-9Y-4	10.94	
S-30-1	74.60		A-9Y-5	17.49	
S-30-2	68.44	67.25			
S-30-3	58.72				

和44 mm时长度为0.8~3.0 m锚杆的抗拔力，以及锚杆长度分别为0.8 m、1.8 m和2.8 m时直径为41~44 mm锚杆的抗拔力。由图4可知，当锚杆直径一定时，锚杆初期抗拔力与锚杆长度呈线性正相关关系，当锚杆直径为44 mm时，长度为3 m锚杆的最大抗拔力为102.83 kN。当锚杆长度一定时，锚杆初期抗拔力随着锚杆直径的增大而增大，但当增加幅度逐渐减小时，短锚杆的这种变化规律相对长锚杆更明显。

3.2 锚固力时间效应分析与验证

根据表1测试数据，管缝式锚杆在安装后1 d至9年内的抗拔力呈现出明显的时效性。锚杆抗拔力随时间的变化规律如图5所示。

由图5可知，直墙部位锚杆安装后测试的抗拔力为43.43~60.14 kN，平均抗拔力为50.95 kN。由于测试区域存在的节理和裂隙等结构面导致了局部岩体力学性能参数的非均质性，结合式(6)分析，岩体参数变化使得测试抗拔力数值存在一定波动。其次，安装工艺水平也是导致抗拔力出现差异的原因之一(Tomory et al，1998)。锚杆安装后7 d和30 d的平均抗拔力分别提高至58.59 kN和67.25 kN，分别增长15.0%和32.0%。而拱脚区域锚杆在相对应时间段内平均抗拔力分别提高至62.18 kN和71.43 kN，

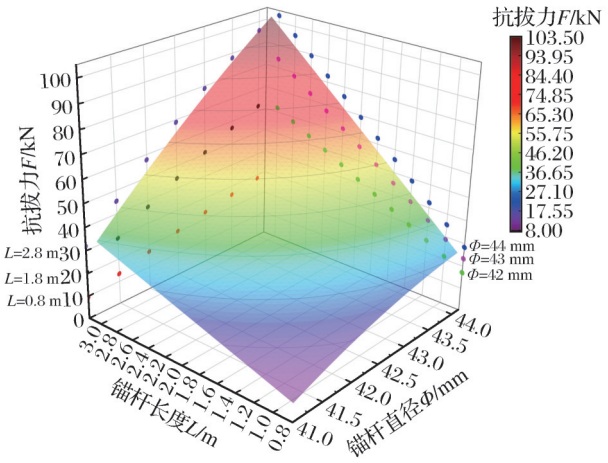


图4 锚杆长度、直径与抗拔力之间的关系

Fig. 4 Relationship between split-set bolt length, diameter and pull-out resistance

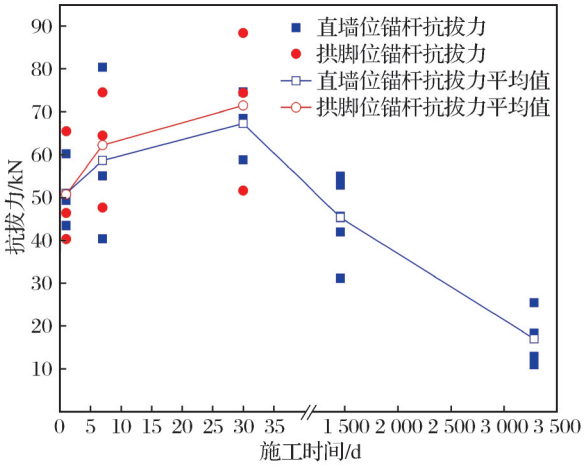


图5 锚杆抗拔力随时间的变化规律

Fig. 5 Variation law of split-set bolt pull-out resistance with time

分别增长22.6%和40.9%，明显高于直墙部位的锚杆抗拔力。但随着锚杆施工周期变长，锚杆拉拔力呈现衰减趋势，当锚杆施工4年后，平均拉拔力降低至45.30 kN。当锚杆施工9年后，最小抗拔力降低至10.94 kN，已显著低于规范要求的“管缝式锚杆锚固力不应小于25 kN/m”的技术指标。

在短期内，管缝式锚杆抗拔力呈现增大趋势，主要原因是随着巷道掌子面持续向前掘进以及围岩的长期蠕变变形，已施工区域围岩应力重分布过程使得锚杆孔产生挤压变形，造成锚杆本身产生形变，其所受径向应力和抗拔力增大。同时，当局部

岩体存在的节理面在应力扰动过程中产生剪切滑移时,会导致管缝式锚杆承受明显的剪切力,使其轴向抗拔力增大(单仁亮等,2024)。

为验证上述机理,在试验区域巷道安装了YHY25型钻孔应力计,用于监测围岩应力动态变化特征。该类型钻孔应力计通过传感器探头上的承压块采集相应点位的应力数据。试验在巷道拱脚及直墙部位分别布设3个测点,安装时统一将各传感器探头的承压块朝上布置,进行为期90 d的围岩垂向应力监测。设备及安装示意图如图6所示,所采集应力变化数据如图7所示。



(a) 钻孔应力计　(b) 应力监测设备安装与数据获取

图6　应力监测设备及安装示意图

Fig. 6　Schematic diagram of stress monitoring equipment and installation

监测数据显示,巷道掘进过程中围岩的应力呈现出明显的动态变化特征:测点应力在30 d逐渐增大,在60 d左右逐渐趋于稳定。其中,拱脚部位测点A1、A2和A3的应力分别增加1.64,0.56,0.48 MPa,明显高于直墙部位测点S1、S2和S3的应力增长幅度(0.38,0.47,0.45 MPa)。这一变化趋势与锚杆拉拔力变化趋势(图5)具有较好的一致性。由此可知,围岩应力重分布是导致管缝式锚杆抗拔力增大的主要原因之一。

当锚固区围岩应力分布趋于稳定后,锚杆在长期服役过程中其抗拔力的变化主要受锚杆自身材料性能演变的影响。安装后4年内,杆体因持续应力作用产生疲劳效应,导致轴向抗拔力逐渐衰减,

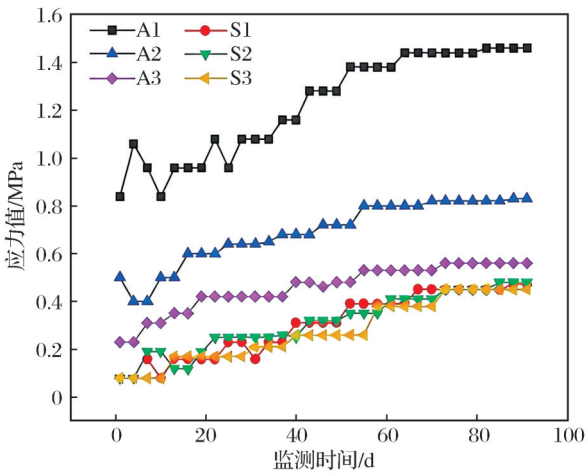


图7　巷道围岩应力变化规律

Fig. 7　Variation law of the surrounding rock stress in the roadway

降低至初期抗拔力的88.9%。此外,随着服役时间的延长,管缝式锚杆逐渐发生锈蚀,至安装后9年时,其抗拔力降低至初期抗拔力的21.5%,明显低于设计要求的锚固力。

3.3　锚固力空间效应分析

为了揭示巷道开挖后围岩应力分布特征对锚杆锚固效应的影响,利用FLAC软件构建试验区域巷道数值模型。模型巷道断面规格为3.4 m×3.2 m;模型物理力学参数如下:岩体弹性模量为10.06 GPa、泊松比为0.27,黏聚力为6.58 MPa,内摩擦角为23.52°,抗拉强度为1.92 MPa。根据地应力实测和理论估算结果,在模型x、y方向上分别施加43.78 MPa水平应力和42 MPa垂向应力。获取的开挖后巷道断面最大主应力云图如图8所示。

由图8可知,开挖后的巷道拱脚部位存在应力集中,在相同深度内应力水平明显高于直墙部位,尤其在靠近巷道表面位置,拱脚部位最大主应力(环向应力)接近30 MPa,高于直墙部位的14 MPa。

此种应力分布的空间差异直接影响锚杆锚固效应。拱脚部位的高应力环境相当于为锚杆提供了更强的“夹持”效应。相应地,位于该区域的锚杆在经历开挖后应力平衡及围岩蠕变过程后,其极限抗拔力理论上将普遍高于直墙部位的锚杆,这与图7中监测数据的分布规律基本吻合,即处于高应力区的管缝式锚杆普遍表现出更高的锚固力。

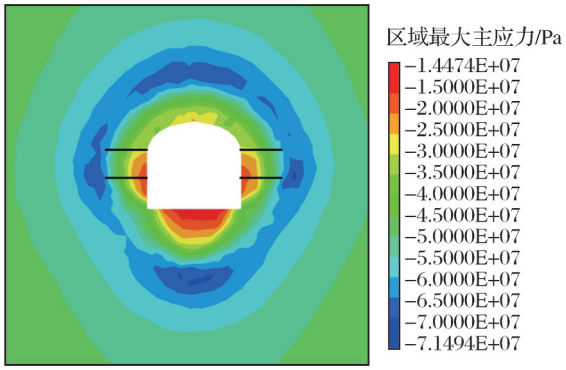


图8 测区巷道断面最大主应力云图

Fig. 8 Contour map of the maximum principal stress of the roadway section in the survey area

4 结论

(1)在特定工程地质及施工条件下,管缝式锚杆的初期锚固力与锚杆长度呈线性正相关关系,且会随着锚杆直径的增大而增大,但增幅逐渐趋缓。

(2)管缝式锚杆安装后短期内受围岩蠕变和局部节理面的剪切滑移变形影响,锚固力呈现增长趋势,且增长幅度因锚杆分布位置不同而存在一定差异。锚杆长期锚固力会因杆体应力疲劳和锈蚀逐步衰减,测试锚杆施工后4年,平均拉拔力远低于初期抗拔力。

(3)管缝式锚杆属于被动型支护,在控制岩体表层渐进式剥落、剪切滑移和脆性岩体弹性能释放方面具有一定优势。然而,受其自身强度和锚固机理的限制,该类锚杆不适用于楔形体或块体围岩的稳定性控制,也不适用于服务期较长的巷道或工程。

参考文献(References):

Li C, Stillborg B, 1999. Analytical models for rock bolts[J]. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 36(8): 1013-1029.

Komurlu E, Demir S, 2019. Length effect on load bearing capacities of friction rock bolts[J]. Periodica Polytechnica Civil Engineering, 63(3): 718-725.

Komurlu E, Celik A G, Gunes İ, 2022. Use of a new insertion apparatus for improving performances of the friction rock stabilizers[J]. Mining, Metallurgy & Exploration, 39(2): 413-420.

Nicholson L, Hadjigeorgiou J, 2018. Interpreting the results of in situ pull tests on Friction Rock Stabilizers (FRS)[J]. Mining Technology, 127(1): 12-25.

Tomory P B, Grabinsky M W, Curran J H, et al, 1998. Factors influencing the effectiveness of Split Set friction stabilizer bolts[J]. CIM Bulletin, 91(100): 205-214.

蔡保清,樊满华,2001. 黄金矿山采场支护技术综述[J]. 黄金科学技术,9(6):30-35. Cai Baoqing, Fan Manhua, 2001. Comprenhensive assessments of stope support techniques in gold mine[J]. Gold Science and Technololgy, 9(6): 30-35.

范纯超,李秋晓,李源浦,等,2025. 腐蚀环境下矿井管缝式锚杆损伤劣化试验研究[J]. 金属矿山,1-9[2026-08-17]. https://link. cnki. net/urlid/34.1055. TD. 20251011. 1439.003. Fan Chunchao, Li Qiuxiao, Li Yuanpu, et al, 2025. Experimental study on damage and degradation of mine pipe seam anchor rod in corrosive environment[J]. Metal Mine, 1-9[2026-08-17]. https://link.cnki.net/urlid/34.1055.TD.20251011.1439.003.

罗准,陆光艳,郑志杰,2026. 充填体内掘进巷道围岩稳定性分析与控制研究[J]. 有色金属(矿山部分),78(1):77-84. Luo Zhun, Lu Guangyan, Zheng Zhijie, 2026. Stability analysis and control research on surrounding rock of excavation roadways in filling bodies[J]. Nonferrous Metals (Mining Section), 78(1): 77-84.

莫卿,廖九波,王剑波,等,2011. 管缝式锚杆在破碎矿岩采场支护中的应用研究[J]. 黄金科学技术,19(4):53-55. Mo Qing, Liao Jiubo, Wang Jianbo, et al, 2011. Study on application of split rockbolt in stope roof support[J]. Gold Science and Technology, 19(4): 53-55.

司呈斌,张旭鹏,戴江林,等,2013. 破碎区段管缝式锚杆支护应用研究[J]. 黄金科学技术,21(3):69-72. Si Chengbin, Zhang Xupeng, Dai Jianglin, et al, 2013. Study on the application of split-set bolts for fracture zone supporting[J]. Gold Science and Technology, 21(3): 69-72.

单仁亮,宋威,张书鹏,等,2024. 巷道支护管索组合结构剪切力学响应精细有限元分析[J]. 岩石力学与工程学报,43(7):1561-1579. Shan Renliang, Song Wei, Zhang Shupeng, et al, 2024. Precise finite element analysis of shear mechanical responses of anchor cables with C-shaped tube in roadway support[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 43(7): 1561-1579.

唐春安,赵兴东,王维纲,等,2004. 新型全长多点楔胀式管缝锚杆(竹节式锚杆)的试验研究[J]. 岩石力学与工程学报,23(3):465-468. Tang Chun'an, Zhao Xingdong,

Wang Weigang, et al, 2004. Testing study on a new kind of fully-anchored and multi-wedged slotted tube bolt (bamboo-like bolt) researched in laboratory[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 23(3): 465-468.

吴峰,张海云,方前程,2021.基于岩体质量分级的地下矿山巷道支护设计[J].矿业研究与开发,41(6):84-88. Wu Feng, Zhang Haiyun, Fang Qiancheng, 2021. Roadway support design in underground mine based on rock mass quality classification[J]. Mining Research and Development, 41(6): 84-88.

王满,2018.基于松动圈理论的破碎围岩巷道支护技术优化[D].重庆:重庆大学.Wang Man, 2018. Support technology optimization of broken roadway based on loose circle theory[D]. Chongqing: Chongqing University.

肖玲,李世民,曾宪明,等,2008.地下巷道支护锚杆腐蚀状况调查及力学性能测试[J].岩石力学与工程学报,27(A2):3791-3797. Xiao Ling, Li Shimin, Zeng Xianming, et al, 2008. Corrosion investigation and mechanical behavior test on support of bolts in underground drift[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 27(A2): 3791-3797.

解联库,曹辉,董凯程,等,2012.岩体破碎条件下支护方式的比较与选择[J].矿业研究与开发,32(4):23-25,35. Xie Lianku, Cao Hui, Dong Kaicheng, et al, 2012. Comparison and selection of support pattern under the condition of broken rock[J]. Mining Research and Development, 32(4): 23-25, 35.

徐帅,郭玟志,纪旭波,等,2022.基于智能拉拔测试系统的锚杆锚固力现场高效评测方法[J].金属矿山,51(5):56-61. Xu Shuai, Guo Wenzhi, Ji Xubo, et al, 2022. Field rapid evaluation method of bolt anchoring force based on intelligent pull-out test system[J]. Metal Mine, 51(5): 56-61.

杨海清,周小平,张永兴,2007.管缝式锚杆在拉拔荷载作用下受力分析模型[J].岩土力学,28(增刊1):236-240. Yang Haiqing, Zhou Xiaoping, Zhang Yongxing, 2007. Analytical model for split-set rock bolt under pull-out force[J]. Rock and Soil Mechanics, 28(Suppl.1): 236-240.

杨尚欢,刘再涛,朱乾坤,等,2022.深部硬岩条件下水胀式锚杆锚固性能研究[J].金属矿山,51(10):36-40. Yang Shanghuan, Liu Zaitao, Zhu Qiankun, et al, 2022. Study on anchorage performance of inflatable rock bolt in deep hard rock[J]. Metal Mine, 51(10): 36-40.

杨正明,徐帅,纪旭波,等,2024.自膨胀管缝锚杆力学性能现场试验研究[J].东北大学学报(自然科学版),45(7):1020-1027. Yang Zhengming, Xu Shuai, Ji Xubo, et al, 2024. Field experimental study on mechanical properties of self-swelling split-set[J]. Journal of Northeastern University (Natural Science), 45(7): 1020-1027.

张忠辉,安龙,吴大伟,等,2019.焦家金矿巷道围岩松动圈测试与破碎岩体支护技术[J].金属矿山,48(12):56-61. Zhang Zhonghui, An Long, Wu Dawei, et al, 2019. Field detection of roadway surrounding rock loose zone and support technology of broken rock mass in Jiaojia gold mine[J]. Metal Mine, 48(12): 56-61.

张元胤,2017.羊拉铜矿破碎软岩巷道支护优化及其稳定性研究[D].昆明:昆明理工大学.Zhang Yuanyin, 2017. Study on support optimization and stability of broken soft rock roadway in Yangla copper mine[D]. Kunming: Kunming University of Science and Technology.

张仕铮,朱辉,1984.对"管缝式锚杆锚固力计算"一文的讨论[J].有色金属(矿山部分),36(6):56-57. Zhang Shizheng, Zhu Hui, 1984. Discussion on the article "calculation of anchorage force of seam bolt"[J]. Nonferrous Metals (Mining), 36(6): 56-57.

Research on Influencing Factors and Temporal-Spatial Evolution Laws of Anchoring Force of Split-set Bolt

ZHANG Shuaishuai[1], ZHU Zhigen[1], LEI Xianquan[1], TANG Zhongwei[1], YU Yisong[1], WANG Yongbing[2]

1.*CINF Engineering Co., Ltd., Changsha* 410007, *Hunan, China*;

2.*Huize Mining Branch, Yunnan Chihong Zinc Germanium Co., Ltd., Qujing* 654200, *Yunnan, China*

Abstract: This study employs field tests and theoretical analysis to examine the factors influencing the anchorage force of split-set bolts and the evolution of anchorage strengthacross various time scales. Specifically,

it assesses the impact of different anchorage lengths and diameters on the initial anchorage force of the bolts. Additionally, by integrating field monitoring with numerical simulation, the research elucidates the temporal and spatial variation patterns and the underlying mechanisms governing bolt anchoring performance. The findings indicate that the initial anchorage force of the bolt exhibits a linear and positive correlation with bolt length and increases with thedifference between the bolt and borehole diameters, although the rate of increase gradually diminishes. In the short term, the redistribution of stress in the surrounding rock induces further deformation of the bolt, resulting in an upward trend in pullout resistance. Furthermore, the non-uniform stress distribution induced by the cross-sectional structure of the roadway significantly influences the anchoring strength. Specifically, the stress concentration at the arch foot enhances the "clamping" effect on the bolt, leading to a 40.9% increase in anchorage force at the arch foot within 30 days, surpassing the 32.0% increase observed at the straight wall. Upon completion of the surrounding rock stress redistribution, the pullout resistance of the bolt stabilizes around 60 days. Over extended service periods, the anchorage force gradually diminishes due to stress fatigue and corrosion of the bolt rod. Four years post-installation, the average pullout force reduces to 88.9% (45.30 kN) of the initial resistance, and after nine years, it declines to 21.5% (17.03 kN), falling short of the design specifications. The quantitative data provided in this study serve as a reference for the informed selection and durability assessment of roadway support systems in mining engineering.

Key words: rock support; split-set bolt; anchoring force; time-dependent behavior; surpport strength; roadway support