

DOI: 10.11779/CJGE201812016

恒阻锚杆支护机理数值分析

唐春安¹, 陈峰^{1,2}, 孙晓明², 马天辉^{*1,2}, 杜艳红³

(1. 大连理工大学岩石破裂与失稳研究所, 辽宁 大连 116000; 2. 中国矿业大学(北京)深部岩土力学与地下工程国家重点实验室, 北京 100083; 3. 辽宁工程技术大学力学与工程学院, 辽宁 阜新 123000)

摘要: 为了研究恒阻锚杆的拉伸力学性能, 采用 RFPA 软件对恒阻锚杆进行拉伸数值试验, 试验结果表明, 恒阻锚杆拉伸断裂后塑性应变最大值是弹性应变最大值的 12 倍, 并且在塑性变形过程中应力值在 28.01~38.71 MPa 范围内波动, 且波动较为稳定, 数值试验结果与何满潮院士室内试验结果吻合度较高, 验证了数值试验方法的准确性和可靠性。以此为依据, 进一步采用数值试验方法研究荷载作用下恒阻锚杆和围岩相互作用原理, 分析锚固岩体的受力特征和变形破坏特征, 并对比分析传统锚杆和恒阻锚杆的支护效果, 通过对比分析可知, 恒阻锚杆的支护效果优于传统锚杆, 为易发生大变形破坏的软岩及冲击地压控制提供了有效途径。

关键词: 支护机理; 恒阻锚杆; RFPA; 数值试验

中图分类号: TU45

文献标识码: A

文章编号: 1000-4548(2018)12-2281-08

作者简介: 唐春安(1958-), 男, 博士, 教授, 主要从事岩土体破裂过程数值分析与微震监测等方面的教学和科研工作。E-mail: tca@mail.neu.edu.cn。

Numerical analysis for support mechanism of constant-resistance bolts

TANG Chun-an¹, CHEN Feng^{1,2}, SUN Xiao-ming², MA Tian-hui^{*1,2}, DU Yan-hong³

(1. Institute of Rock Instability and Seismicity Research, Dalian University of Technology, Dalian 116000, China; 2. State Key Laboratory for Geomechanics and Deep Underground Engineering, China University of Mining & Technology (Beijing), Beijing 100083, China; 3. School of Mechanics and Engineering, Liaoning Technical University, Fuxin 123000, China)

Abstract: In order to study the tensile mechanical properties of constant-resistance bolts, the numerical simulation of the tensile strength of a constant-resistance bolt is carried out by using the RFPA software. The experimental results show that the maximum plastic strain is 12 times the maximum value of elastic strain after constant-resistance tensile fracture, and the stress value fluctuates in the range of 28.01~38.71 MPa during plastic deformation, and the fluctuation is stable. The results of numerical experiments are in good agreement with Academician He Manchao's laboratory test results, which verifies the accuracy and reliability of the numerical test method. Based on this, the numerical method is used to study the interaction principle of the constant-resistance bolt and the surrounding rock under loading and to analyze the stress and deformation and failure characteristics of anchored rock mass. The support effects of the traditional and constant-resistance bolts are comparatively analyzed. It is shown by the test results that the support effect of the constant-resistance bolt is better than that of the traditional one, which provides an effective way to control the soft rock with large deformation damage and rock burst.

Key words: support mechanism; constant-resistance bolt; RFPA; numerical experiment

0 引言

锚杆是岩土体支护的杆件体系结构, 通过锚杆杆体的纵向抗拉作用, 克服岩土体抗拉性能远低于其抗压性能的缺点, 进而增强岩土体的承载能力^[1-4]。锚杆支护具有成本低、操作简便、占用施工空间少等优点, 因而广泛的应用于边坡、岩土深基坑等地表工程以及隧道、采场等地下硐室施工中^[5-7]。

在地下工程施工过程中, 穿越高地应力区以及遇到软弱围岩体, 常导致围岩大变形, 造成设备损坏和

人员伤亡, 因传统锚杆的延展性低, 常常被拉断, 已不能应对此种地质灾害^[8-9]。针对此问题, 世界各国学者相继研制出各种新型锚杆, 如 Cone bolt^[10]、Roofex

基金项目: 国家自然科学基金面上项目(41572249); 国家重点基础研究发展计划项目(“973”)(2014CB047100); 中国矿业大学(北京)深部岩土力学与地下工程国家重点实验室开放基金资助项目(SKLGDEK1825)

收稿日期: 2017-12-08

***通讯作者** (E-mail: tianhuima@dlut.edu.cn)

bolt^[11]、D type bolt^[12]、Garford bolt^[13]。这些锚杆的支护阻力往往表现为增阻特征或降阻特征，无法真正实现恒阻特性，在工程实践中未能得到广泛应用^[14]。鉴于此，何满潮等^[15]、李晨等^[16]在国内外首创了恒阻大变形锚杆，该锚杆具有独一无二的负泊松比效应并通过产生弹塑性结构变形来吸收能量，因而能良好地适应动态冲击和软岩大变形。

本文采用 RFPA 软件对何满潮院士研制恒阻大变形锚杆的抗拉伸性能进行数值分析，在此基础上研究恒阻锚杆的支护机理，并对数值试验结果进行讨论分析，总结恒阻大变形锚杆的力学特性，并对比分析恒阻锚杆和传统锚杆的支护效果。

1 RFPA 计算原理简介

RFPA 是一个能够模拟材料渐进破裂直至失稳全过程的数值试验工具^[17-18]。该方法考虑了材料性质的非均匀性，是一种通过非均匀性模拟非线性、通过连续介质力学方法模拟非连续介质力学问题的材料破裂过程分析新型数值分析方法，该方法的优点有以下 4 点^[19-22]：

- （1）将材料的非均质参数引入到计算单元，宏观破坏是单元破坏的积累过程。
- （2）认为单元性质是线弹-脆性或脆-塑性的，单元的弹模和强度等其他参数服从某种分布，如正态分布、韦伯分布、均匀分布等。
- （3）认为当单元应力达到破坏的准则发生破坏，并对破坏单元进行刚度退化处理，故可以以连续介质力学方法处理物理非连续介质问题。
- （4）认为岩石的损伤量、声发射同破坏单元数成正比。

2 恒阻锚杆拉伸力学性能

2.1 恒阻锚杆数值模型

为了研究恒阻锚杆的拉伸力学性能，利用 RFPA 软件建立恒阻锚杆数值模型并进行单轴拉伸试验，如图 1 所示，恒阻锚杆的数值模型大小为 750 mm×34 mm。采用位移加载方式，位移增量 $\Delta S=0.002\text{ mm}$ 。由于恒阻锚杆在保持一定工作应力时有较大变形量，具有与时间相关的力学行为，因此本构关系简化为理想弹塑性模型，如图 2 所示。相比于恒阻锚杆的传统锚杆变形量小，故传统锚杆的本构关系简化为弹脆性模型，如图 3 所示。恒阻锚杆的物理力学参数见表 1。



图 1 恒阻锚杆数值模型

Fig. 1 Numerical model for constant-resistance bolt

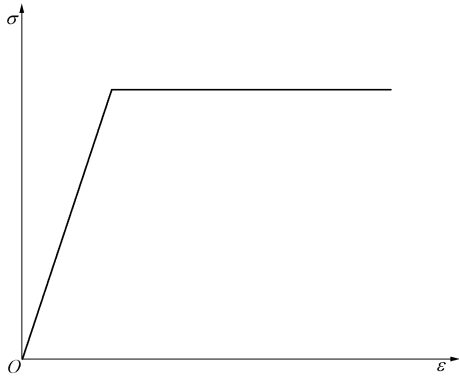


图 2 恒阻锚杆弹 - 塑性本构关系

Fig. 2 Elastic-plastic constitutive relation of constant-resistance

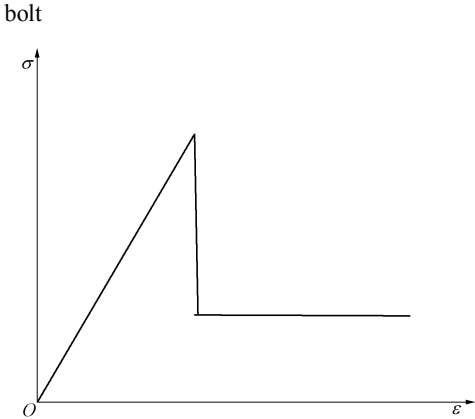


图 3 传统锚杆弹 - 脆性本构关系

Fig. 3 Elasto-brittle constitutive relation of traditional bolt

表 1 数值试样物理力学参数

Table 1 Physical and mechanical parameters of numerical sample

参数	抗压强度 /MPa	弹性模量 /GPa	泊松比	密度 /(kg·m ⁻³)	摩擦角 /(°)
岩石	165	21.3	0.24	2500	32.7
恒阻锚杆	350	210.0	0.27	7800	30.0
传统锚杆	300	200.0	0.30	7800	30.0

2.2 拉伸模拟试验结果分析

利用拉伸试验可以测定材料在拉伸载荷作用下的一系列拉伸性能指标，比如：弹性极限、伸长率等。拉伸试验是检验材料是否符合规定标准的重要方法。通过恒阻锚杆的拉伸模拟试验可知，恒阻锚杆拉伸断裂后塑性应变最大值是弹性应变最大值的 12 倍，并且在塑性变形过程中应力值在 28.01~38.71 MPa 范围内波动，未出现突增突减现象，波动较为稳定（图 4），表明该种锚杆具有很好的恒定阻力性能。数值模拟得出的恒阻锚杆拉伸的应力应变关系与何满潮等^[23-24]的试验结果非常相似。

3 恒阻锚杆支护效果分析

3.1 数值模型

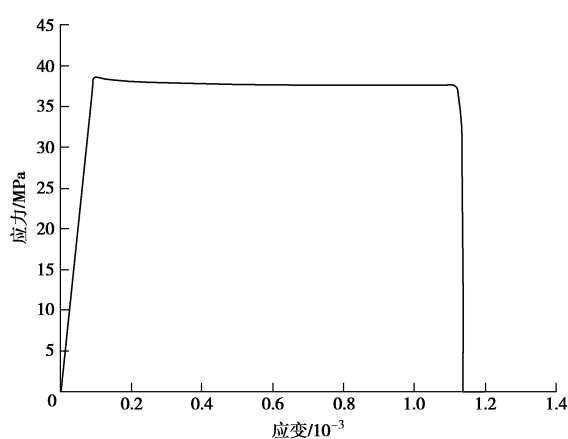


图 4 恒阻锚杆应力 - 应变曲线

Fig. 4 Stress-strain curves of constant-resistance bolt

为了说明恒阻锚杆的支护效果, 在建立含恒阻锚杆的数值模型 (CRBNM) 同时, 建立了含传统锚杆的数值模型 (TBNM) 和不含锚杆的数值模型 (NBNM), 即纯岩体模型, 如图 5 所示。3 种数值模型尺寸 ($L \times H$) 均为 $100\text{ mm} \times 100\text{ mm}$, 划分的单元数 ($L \times H$) 是 300×300 。每一种模型的左侧和底面被固定, 模型右侧是自由表面, 模型顶面受压, 采用位移加载方式, 每步增量为 0.002 mm/s 。恒阻锚杆和传统锚杆的尺寸 ($L \times \phi$) 均为 $75\text{ mm} \times 3.4\text{ mm}$, 划分的单元数 ($L \times \phi$) 是 225×102 。数值试样所采用的力学参数见表 1。

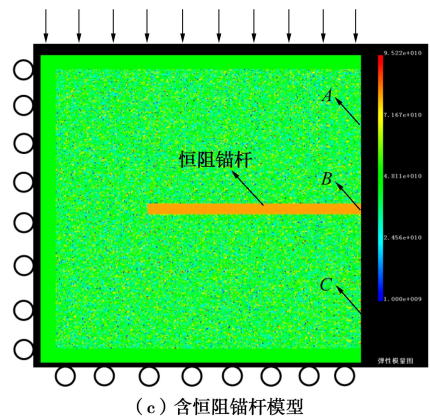
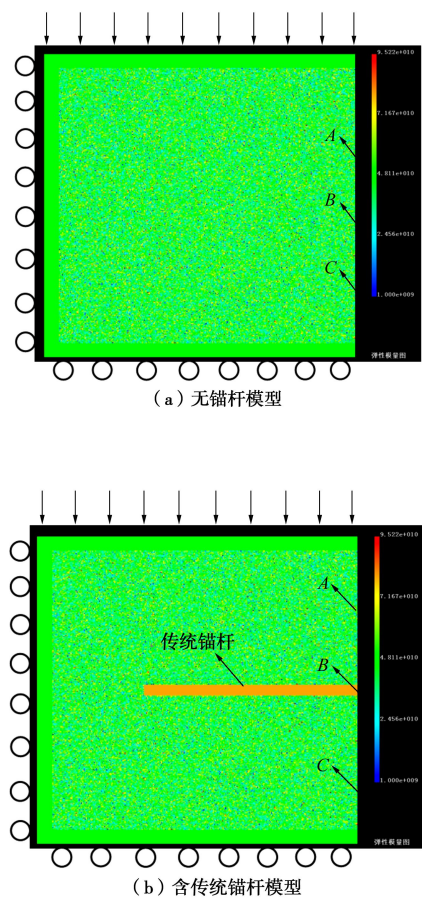


图 5 3 种数值试样模型

Fig. 5 Models for three numerical specimens

3.2 数值模拟结果分析

图 6 是 3 种模型的最终破坏形态, 当加载到第 54 步时, NBNM 的右侧 (自由侧) 在竖向压力作用下出现较大的破坏区, 形状为“V”型。当加载到第 56 步时, TBNM 完全破坏, 岩体中的传统锚杆多处发生断裂。CRBNM 在加载步是 65 时完全破坏, 岩体中的恒

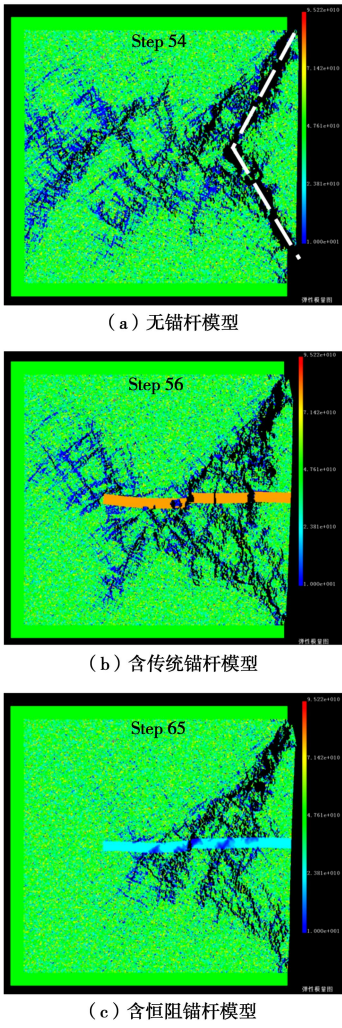


图 6 3 种数值试样破坏形态

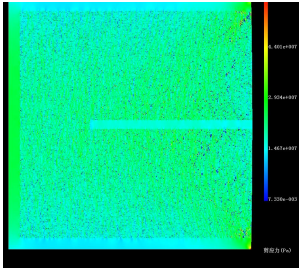
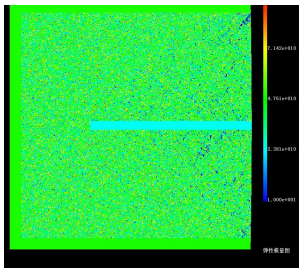
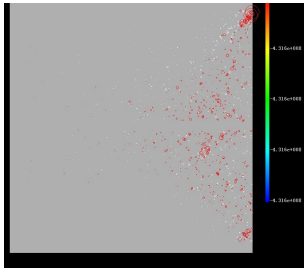
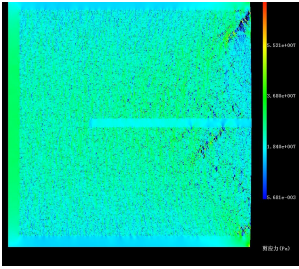
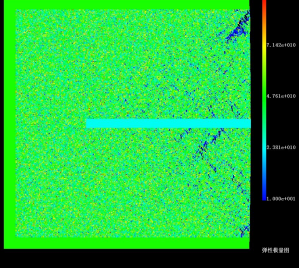
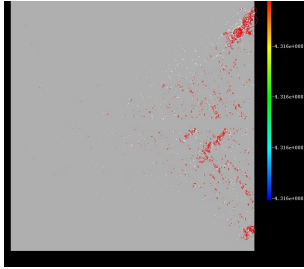
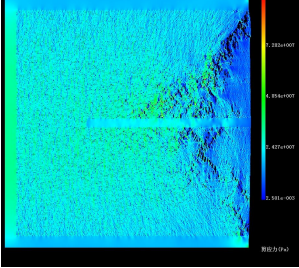
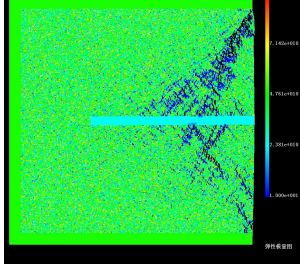
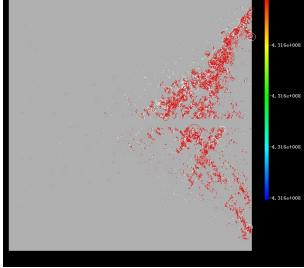
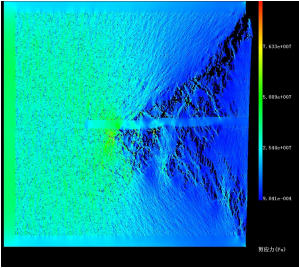
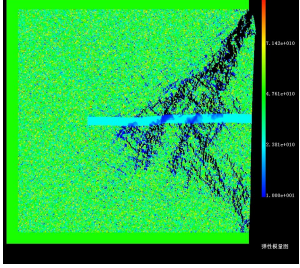
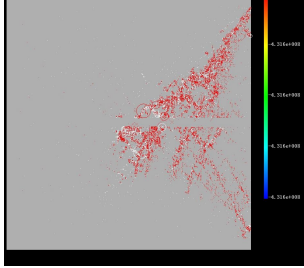
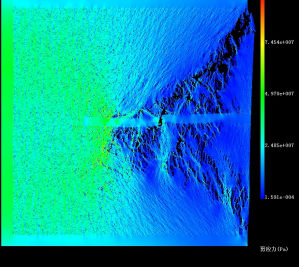
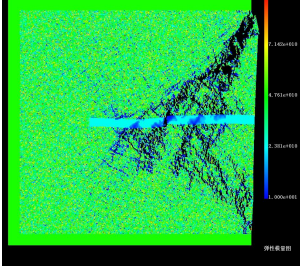
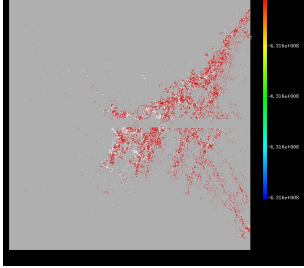
Fig. 6 Failure modes of three numerical specimens

阻锚杆只有一处发生破坏,说明在相同的工程背景条件下,使 CRBNM 破坏需要更多的加载步,即需要更大的荷载,并且模型破坏时恒阻锚杆的完整性好于传统锚杆,这意味着在岩体中添加恒阻锚杆后,在相同的地质条件和荷载作用下,恒阻锚杆能更好的保护围岩的完整性,防止地质灾害的发生。

表 2 为含恒阻锚杆模型在竖向压力作用下应力分布、声发射分布、裂纹演化的数值模拟过程。利用声

发射技术研究岩石内部微裂纹的产生与发展,有助于全面真实地了解岩石破裂过程和变形规律^[25-26]。本文声发射图中圆圈的大小代表相对能量或震级大小,它与单元的强度成正比,其中白色圆圈代表剪切破坏,红色圆圈代表拉伸破坏^[19]。模型在竖向荷载作用前处于稳定状态,竖向加载后使得岩体应力发生重分布。应力场由原来均匀的初始应力场变为明显的不均匀应力场,首先在岩体右上端和右下端出现应力集中现象,

表 2 含恒阻锚杆数值模型破坏过程

Table 2 Failure processes of numerical model with constant-resistance bolt			
加载步	剪力图	弹性模量图	声发射图
Step 27			
Step 31			
Step 36			
Step 52			
Step 65			

产生声发射并有裂纹出现。随着继续加载, 应力集中区不断向岩体中部转移, 结果在岩体内部形成一定的高应力区, 使得自由侧部位所受的应力较大, 由声发射图可知靠近岩体右侧的破坏区所受的应力为拉应力。当加载步继续增加, 裂纹开始横向发展, 向岩体左侧(固定侧)转移, 因为岩体抗压不抗拉, 此时恒阻锚杆发挥其抗拉特性, 随着围岩变形而发生轴向拉伸的大变形来吸收变形能量, 使得围岩变形能以缓解释放, 进而避免瞬时冲击时出现因锚杆破断而导致支护失效。当应力状态达到恒阻锚杆和岩体极限状态时, 使整个岩体失稳破坏。由声发射图可知模型破坏模式属于张剪复合型破坏。

4 不同锚杆支护效果对比分析

4.1 强度对比分析

本文中峰值强度是指模型(含锚杆模型和无锚杆模型)破坏时所承受的最大轴向压应力。数值模型破裂后仍具有一定的承载能力, 只是保持一较小应力值, 该应力值称为残余强度。由图 7 可知, 添加恒阻锚杆模型的峰值强度最高, 添加传统锚杆模型的峰值强度次之, 无锚杆模型的峰值强度最低。同时, 3 种模型的残余强度变化规律与峰值强度变化规律相同。由表 3 可知, 添加传统锚杆模型的峰值强度和残余强度是无锚杆模型峰值强度和残余强度的 1.13 倍和 1.28 倍, 其峰值强度提高了 13.1%, 残余强度提高了 28.2%; 添加恒阻锚杆模型的峰值强度、残余强度是无锚杆模型峰值强度、残余强度的 1.31 倍和 1.52 倍, 其峰值强度和残余强度分别提高了 31.0%和 52.3%。由此可知, 由于模型中恒阻锚杆具有高恒阻力特性, 使得其抗拉性能远高于普通锚杆, 改善了岩体的应力状态, 增强了锚固岩体承载能力, 使模型的抗压效果明显优于含传统锚杆的模型, 弥补了传统锚杆的缺陷。

表 3 3 种数值模型峰值强度和残余强度值

Table 3 Peak and residual intensity values of three numerical models

模型	峰值强度/MPa	残余强度/MPa
添加恒阻锚杆模型	54.1	22.7
添加传统锚杆模型	46.7	19.1
无锚杆模型	41.3	14.9

4.2 应变对比分析

在本文中峰值应变指峰值强度对应的应变, 残余应变指残余强度对应的应变。图 8 是 3 种数值模型峰值应变和残余应变变化规律, 由此图可知, 3 种数值模型峰值应变和残余应变从高到低依次是添加恒阻锚杆模型、添加传统锚杆模型、无锚杆模型, 与峰值强

度和残余强度表现出相同的变化规律。由表 4 可知, 添加恒阻锚杆模型和添加传统锚杆模型的峰值应变是无锚杆模型的 1.345 倍和 1.152 倍, 分别提高了 34.5%和 15.2%。添加恒阻锚杆模型和添加传统锚杆模型的残余应变是无锚杆模型的 1.207 倍和 1.037 倍, 分别提高了 20.7%和 3.7%。以上结果表明, 由于恒阻锚杆能发生很大变形而不破坏, 从而使围岩破碎区减小, 改善被锚固岩体的力学性能, 提高了围岩抗变形能力, 增强了锚杆的支护效果, 即很好的满足了工程需求。

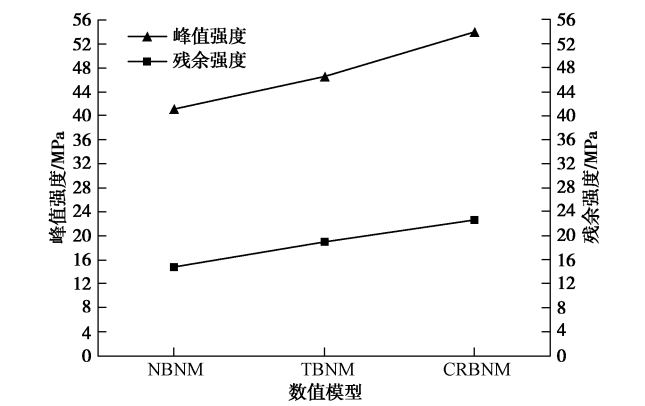


图 7 3 种数值模型峰值强度和残余强度对比
Fig. 7 Comparison between peak and residual intensities of three numerical models

表 4 3 种数值模型峰值应变和残余应变值
Table 4 Peak and residual strain values of three numerical models

模型	峰值应变/(10 ⁻³)	残余应变/(10 ⁻³)
添加恒阻锚杆模型	0.636	1.164
添加传统锚杆模型	0.545	1.000
无锚杆模型	0.473	0.964

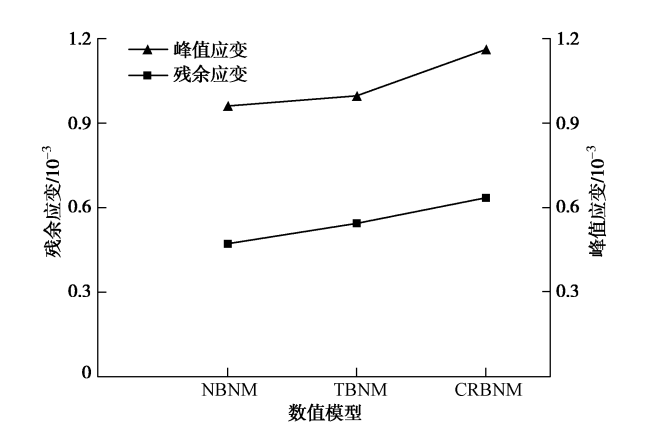


图 8 3 种数值模型峰值应变和残余应变对比
Fig. 8 Comparison between peak and residual strains for three numerical models

4.3 位移对比分析

位移是巷道、隧洞、坝基和边坡工程设计和施工中可以直接测量的物理量, 并且可以采取相应的措施

加以控制,进而保证位移量是在安全范围之内。数值试验结束后,分别测定模型右侧 3/4 处(A 点)、1/2 处(B 点)和 1/4 处(C 点)的位移值。由图 9 可知,在加载初期,添加传统锚杆模型和无锚杆模型的 3 点位移随着加载步的增加而缓慢增加,当加载步达到某一数值时,二者的位移-加载步曲线斜率突然增加,位移增加速率明显加快。而添加恒阻锚杆模型的位移-加载步曲线变化一直比较平缓,无明显突变情况发生,说明岩体变形随时间发展缓慢。通过表 5 可知,当模型发生破坏时,位移最大值由大到小依次是无锚杆模型、添加传统锚杆模型和添加恒阻锚杆模型。相比于无锚杆模型添加恒阻锚杆后,A,B,C 3 点位移值分别下降 0.105,0.132,0.156 mm,下降率分别为 41.2%,55.9%,63.4%,平均下降率高达 53.5%。含恒阻锚杆模型比含传统锚杆模型 A,B,C 3 点位移值分别下降 0.096,0.097,0.045 mm,下降率分别为 39.0%,48.3%,33.3%,三点位移平均下降率是 40.2%。以上分析说明恒阻锚杆有效的改善围岩的应力应变特性,当围岩应力达到恒阻锚杆恒定阻力时,恒阻锚杆产生一定量的滑移变形以吸收和释放围岩体能量,实现对围岩体变形控制,降低围岩表面位移量,使模型右侧破坏处的位移值受到恒阻锚杆的限制,从而有利于保持巷道围岩的稳定。

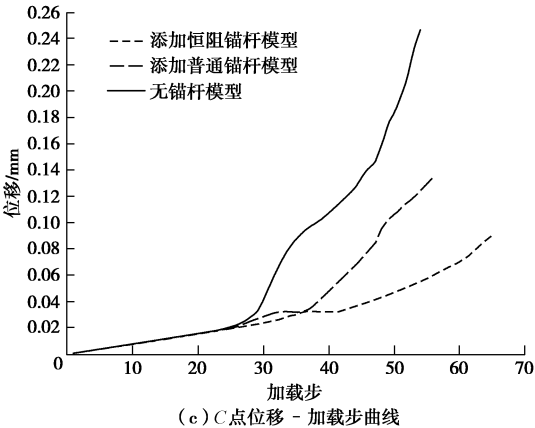
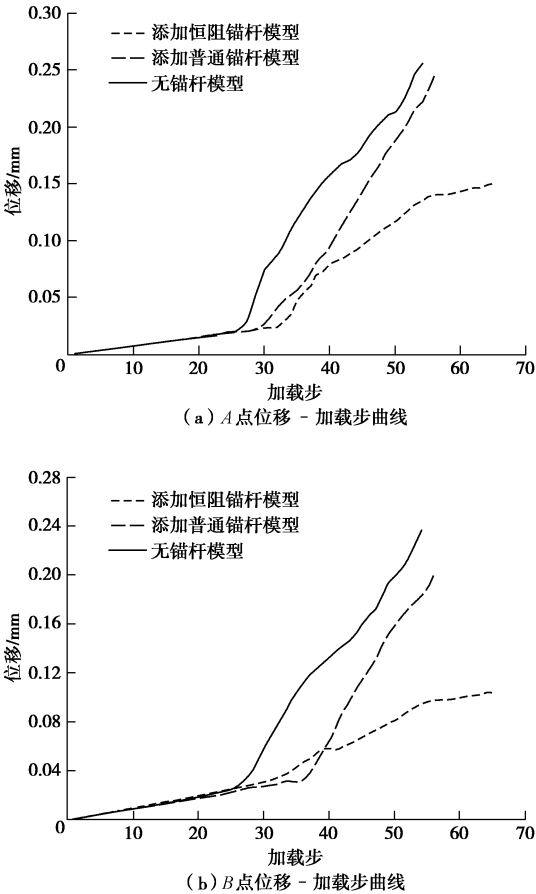


图 9 3 种数值模型 A,B,C 3 点位移-加载步曲线
Fig. 9 Displacement-step curves at three points A, B and C of three numerical models

表 5 3 种数值模型 3 点位移最大值
Table 5 Maximum displacements at three points of three numerical models

模型	A 点位移	B 点位移	C 点位移
	最大值/mm	最大值/mm	最大值/mm
无锚杆模型	0.255	0.236	0.246
添加传统锚杆模型	0.246	0.201	0.135
添加恒阻锚杆模型	0.150	0.104	0.090

5 结 论

- (1)利用 RFPA 软件模拟了恒阻锚杆的单轴拉伸试验,恒阻锚杆在一定的应力范围内能发生较大的变形,其塑性应变的最大值是弹性应变的 12 倍,该试验结果与何满潮等人的室内试验结果有较好一致性,验证了数值试验的可靠性。
- (2)在竖向荷载作用下,NBNM 破坏区呈“V”型,TBNM 中普通锚杆多处发生破坏,而 CRBNM 中恒阻锚杆只有一处发生破坏,说明在相同的地质条件和荷载作用下,恒阻锚杆能更好的保护围岩的完整性,防止地质灾害的发生。
- (3)通过对 CRBNM 破坏过程分析可知,CRBNM 的破坏区首先发生在模型的右上端和右下端,并逐渐向模型中部转移。随着加载步的增加,破坏区向左侧的固定端发展,此时恒阻锚杆发挥其高恒阻和大变形特性,抑制岩体破坏,很好的保护了模型完整性。由声发射图可知模型的破坏模式是拉剪复合型破坏。
- (4)模型中由于添加了恒阻锚杆,其峰值强度、残余强度、峰值应变、残余应变较含传统锚杆模型的各项值都有提升,分别提升 15.85%,18.85%,16.70%,

16.4%,表明恒阻锚杆具有高恒阻特性,并通过拉伸大变形吸收冲击能量,增大了锚固岩体的强度和刚度。

(5) 含恒阻锚杆模型的A、B、C3点位移比含传统锚杆模型的相应点的位移下降了39.0%,48.3%,33.3%,平均下降率高达40.2%,说明模型添加恒阻锚杆后,围岩的应力应变特性得到改善,降低了围岩塑性区,控制了围岩破碎区发展,致使右侧破坏处的位移值受到了恒阻锚杆的限制,降低了位移量,很好的控制围岩变形量。

参考文献:

- [1] KANG H, WU Y, GAO F, et al. Fracture characteristics in rock bolts in underground coal mine roadways[J]. International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences, 2013, 62(5): 105 - 112.
- [2] JALALIFAR H. A new approach in determining the load transfer mechanism in fully grouted bolts[D]. Wollongong: University of Wollongong, 2006.
- [3] 侯朝炯. 巷道围岩控制[M]. 徐州: 中国矿业大学出版社, 2013: 186 - 194. (HOU Chao-jiong. Ground control of roadways[M]. Xuzhou: China University of Mining & Technology Press, 2013: 186 - 194. (in Chinese))
- [4] 王 阁. 预应力让压锚杆的数值模拟研究及其应用[D]. 济南: 山东科技大学, 2007. (WANG Ge. Numerical simulation of pre-stressed yield bolt support and its application[D]. Jinan: Shangdong University of Science and Technology, 2007. (in Chinese))
- [5] 王连国, 李明远, 王学知. 深部高应力极软岩巷道锚注支护技术研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2005, 24(16): 2890 - 2893. (WANG Lian-guo, LI Ming-yuan, WANG Xue-zhi. Study on mechanisms and technology for bolting and grouting in special soft rock roadways under high stress[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2005, 24(16): 2890 - 2893. (in Chinese))
- [6] 何满潮, 景海河, 孙晓明. 软岩工程力学[M]. 北京: 科学出版社, 2002: 21 - 24. (HE Man-chao, JING Hai-he, SUN Xiao-ming. Soft rock engineering mechanics[M]. Beijing: Science Press, 2002: 21 - 24. (in Chinese))
- [7] 柏建彪, 王襄禹, 贾明魁. 深部软岩巷道支护原理及应用[J]. 岩土工程学报, 2008, 30(5): 632 - 635. (BAI Jian-biao, WANG Xiang-yu, JIA Ming-kui. Theory and application of supporting in deep soft roadway[J]. Chinese Journal of Geotechnical Engineering, 2008, 30(5): 632 - 635. (in Chinese))
- [8] 李俊平, 连民杰. 矿山岩石力学[M]. 北京: 冶金工业出版社, 2011. (LI Jun-ping, LIAN Min-jie. Mine rock mechanics[M]. Beijing: Metallurgical Industry Press, 2011. (in Chinese))
- [9] 蔡美峰, 何满朝, 刘东燕. 岩石力学与工程[M]. 北京: 科学出版社, 2002. (CAI Mei-feng, HE Man-chao, LIU Dong-yan. Rock mechanics and engineering[M]. Beijing: Science Press, 2002. (in Chinese))
- [10] JAGER A J. Two new support units for the control of rockburst damage[C]// Proceedings of the International Symposium on Rock Support. Sudbury, 1992: 621 - 631.
- [11] CHARETTE F, PLOUFFE M. Roofex-results of laboratory testing of a new concept of yieldable tendon[J]. Deep Mining, 2007(7): 395 - 404.
- [12] LI C C. A new energy absorbing bolt for rock support in high stress rock masses[J]. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 2010, 47(3): 396 - 404.
- [13] VARDEN R, LACHENICHT R, PLAYER J, et al. Development and implementation of the garford dynamic bolt at the Kanowna Belle mine[C]// 10th Underground Operators' Conference. Launceston: Australian Centre for Geomechanics, 2007: 395 - 404.
- [14] 何满潮, 钱七虎. 深部岩体力学基础[M]. 北京: 科学出版社, 2010: 223 - 234. (HE Man-chao, QIAN Qi-hu. The basis of deep rock mechanics[M]. Beijing: Science Press, 2010: 223 - 234. (in Chinese))
- [15] 何满潮, 王 炯, 孙晓明, 等. 负泊松比效应锚索的力学特性及其在冲击地压防治中的应用研究[J]. 煤炭学报, 2014, 39(2): 214 - 221. (HE Man-chao, WANG Jiong, SUN Xiao-ming, et al. Mechanics characteristics and applications of prevention and control rock bursts of the negative Poisson's ratio effect anchor[J]. Journal of China Coal Society, 2014, 39(2): 214 - 221. (in Chinese))
- [16] 李 晨, 何满潮, 宫伟力. 恒阻大变形锚杆负泊松比效应的冲击动力学分析[J]. 煤炭学报, 2016, 41(6): 1393 - 1399. (LI Chen, HE Man-chao, GONG Wei-li. Analysis on impact dynamics of negative Poisson's ratio effect of anchor bolt with constant resistance and large deformation[J]. Journal of China Coal Society, 2016, 41(6): 1393 - 1399. (in Chinese))
- [17] TANG C A. Numerical simulation of progressive rock failure and associated seismicity[J]. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 1997, 34(2): 249 - 261.
- [18] TANG C A, KAISER P K. Numerical simulation of cumulative damage and seismic energy release in unstable

- failure of brittle Rock: part I Fundamentals[J]. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 1998, **35**(2): 113 - 121.
- [19] 唐春安. 岩石破裂过程数值试验[M]. 北京: 科学出版社, 2003. (TANG Chun-an. Numerical experiments of rock failure process[M]. Beijing: Science Press, 2003. (in Chinese))
- [20] TANG C A, YANG W T, FU Y F, et al. A new approach to numerical method of modelling geological processes and rock engineering problems: continuum to discontinuum and linearity to nonlinearity[J]. Engineering Geology, 1998, **49**(3/4): 207 - 214.
- [21] 梁正召, 杨天鸿, 唐春安, 等. 非均匀性岩石破坏过程的三维损伤软化模型与数值模拟[J]. 岩土工程学报, 2005, **27**(12): 1147 - 1152. (LIANG Zheng-zhao, YANG Tian-hong, TANG Chun-an, et al. Three-dimensional damage soften model for failure process of heterogeneous rocks and associated numerical simulation[J]. Chinese Journal of Geotechnical Engineering, 2005, **27**(12): 1147 - 1152. (in Chinese))
- [22] JIA P, TANG C A. Numerical study on failure mechanism of tunnel in jointed rock mass[J]. Tunnelling and Underground Space Technology, 2008, **23**(5): 500 - 507.
- [23] 何满潮, 郭志飏. 恒阻大变形锚杆力学特性及其工程应用[J]. 岩石力学与工程学报, 2014, **33**(7): 1297 - 1308. (HE Man-chao, GUO Zhi-biao. Mechanical property and engineering application of anchor bolt with constant resistance and large deformation[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2014, **31**(7): 1297 - 1308. (in Chinese))
- [24] HE M C, GONG W L, WANG J, et al. Development of a novel energy-absorbing bolt with extraordinarily large elongation and constant resistance[J]. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 2014, **67**(1): 29 - 42.
- [25] 李庶林, 尹贤刚, 王泳嘉, 等. 单轴受压岩石破坏全过程声发射特征研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2004, **23**(15): 2499 - 2503. (LI Shu-ling, YIN Xian-gang, WANG Yong-jia, et al. Studies on acoustic emission characteristics of uniaxial compressive rock failure[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2004, **23**(15): 2499 - 2503. (in Chinese))
- [26] 徐涛, 唐春安, 王述红, 等. 岩石破裂过程围压效应的数值试验[J]. 中南大学学报(自然科学版), 2004, **35**(5): 840 - 845. (XU Tao, TANG Chun-an, WANG Shu-hong, et al. Numerical tests on confining pressure effect in rock failure process[J]. Journal of Central South University (Science and Technology), 2004, **35**(5): 840 - 845. (in Chinese))