

节理巷道变形非均匀性与锚杆支护优化

王同旭, 马德鹏, 郝清旺

(山东科技大学 资源与环境工程学院, 山东 青岛 266590)

摘要:采用 UDEC 数值模拟软件, 分析了不同节理倾角下巷道围岩的变形破坏特点, 并对锚杆均匀支护方案和非均匀支护方案进行了对比分析。模拟结果表明: 节理巷道变形及锚杆受力存在严重的不均匀性。随着节理倾角的增大, 巷道围岩变形值及破坏范围逐渐增大, 最大变形值发生的位置由顶底板中部向左肩和右底角逐渐转移。锚杆支护应根据节理角度不同实行非均匀支护, 即锚杆安装角度应大致沿节理法线方向, 节理影响严重的部位应加长锚杆。非均匀支护不仅能显著减小围岩变形, 也明显改善锚杆受力状况, 使锚杆受力趋于均匀, 有利于各锚杆加固作用的充分发挥及围岩自身稳定性的提高。

关键词:节理倾角; 围岩变形; 锚杆支护; 非均匀性支护; 数值模拟

中图分类号: TD325

文献标志码: A

文章编号: 1672-3767(2012)06-0001-05

Heteropical Deformation in Joint Roadway and Supporting Optimization of Rock Bolt

WANG Tongxu, MA Depeng, HAO Qingwang

(College of Resource and Environmental Engineering, Shandong University of
Science and Technology, Qingdao, Shandong 266590, China)

Abstract: UDEC (universal distinct element code) was used to analyze the failure status of surrounding rock in different joint angles and compare the support scheme in homogeneous and heterogeneous cases. Simulation results show that serious nonuniformity exists in deformation and bolt stress in joint roadway and that when the joint angle increases, the roof subsidence increases gradually, and maximum deformation value location moves gradually from the top central to the left shoulder and the right base angle. Therefore, the heteropical support should be used in the bolting according to different joint angles, that is, bolt installation angle should go roughly along the joint normal direction and the anchor should be extended in the part where the joint is seriously affected. The heteropical support can not only reduce the deformation of surrounding rock but also make the bolt force liable to be uniform, which is beneficial to bolt reinforcement effect and the stability improvement of surrounding rocks.

Key words: joint angle; deformation of surrounding rock; rock bolting; heteropical support; numerical simulation

在长期的地质作用下, 地下工程岩体往往被各种结构面所切割, 使得工程岩体具有明显的不均匀性^[1]。巷道围岩中存在着大量宏观及微观裂隙群, 巷道开挖后裂隙进一步扩展, 使围岩产生不同程度的破坏, 影响巷道围岩稳定性^[2]。王同旭等^[3]研究了预应力锚杆对节理巷道顶板的加固机理和作用, 得到预应力锚杆支护前后节理面及巷道稳定性变化规律; 顾铁凤^[4]采用 ANSYS 研究了地下岩体中单组和双组贯通裂隙的空间产状、组合特征以及巷道布置匹配等因素对巷道围岩稳定性的影响规律; 杨伟峰等^[5]采用模型实验和数值模拟计算相结合的研究方法, 探讨了裂隙因素对巷道围岩变形规律的影响; 王鲁明等^[2]用边界元分区算法分析了单一裂隙的巷道围岩裂隙几何位置等因素对围岩稳定性影响; 张伟等^[6]利用电液伺服万能试验机和分离式霍普金森压杆, 分析了倾角对裂隙岩体静、动态力学性能的影响; 刘传孝等^[7]建立了混沌动力学评价砂

收稿日期: 2012-08-27

基金项目: 国家自然科学基金项目(51004068); 长江学者和创新团队发展计划项目

作者简介: 王同旭(1963—), 男, 山东海阳人, 教授, 博士, 主要从事矿山压力与控制研究。E-mail: wtx6383@163.com

岩节理裂隙系统稳定性的 TDS(technical data system)准则;高富强等^[8]采用正交数值模拟试验方法研究了节理力学参数对巷道变形与破坏的影响。

本研究采用数值方法,着重分析节理围岩巷道变形的非均匀性,研究适应该特点的锚杆布置方案与支护参数,为节理围岩巷道锚杆支护设计提供依据。

1 不同节理倾角巷道围岩变形规律模拟

1.1 模拟方案设计

采用 UDEC(universal distinct element code)离散元软件,模型尺寸 30 m×30 m,巷道宽度与高度 4 m×4 m。围岩节理倾角分 0°,30°,60°三种情况,节理间距 0.5 m。

模型顶部设为自由边界,施加荷载 9.8 MPa(模拟巷道埋深 400 m),其他边界均设法向位移约束。围岩选用摩尔-库伦模型,节理采用弹塑性库伦滑动模型,力学参数如表 1 和表 2 所示。

表 1 岩石力学参数表

Tab.1 The mechanical parameters of rocky

岩体	容重 /(kg·m ⁻³)	剪切模量 /MPa	粘结强度 /MPa	体积模量 /MPa	内摩擦角 /(°)	抗拉强度 /MPa
围岩	2600	1600	8	3000	32	0.6

表 2 节理面力学参数表

Tab.2 Joint surface mechanical parameters

节理	法向刚度 /MPa	切向刚度 /MPa	内摩擦角 /(°)	粘聚力 /MPa	抗拉强度 /MPa
围岩	8600	4700	11	0.06	0.032

1.2 模拟结果及分析

不同倾角节理巷道变形(指水平与垂直位移的合成值,下同)见图 1。图中位移等值线间隔为 10 mm,图中数字代表位移大小,单位为 mm;纵横坐标表示模型尺寸,单位为 m,其他类同。

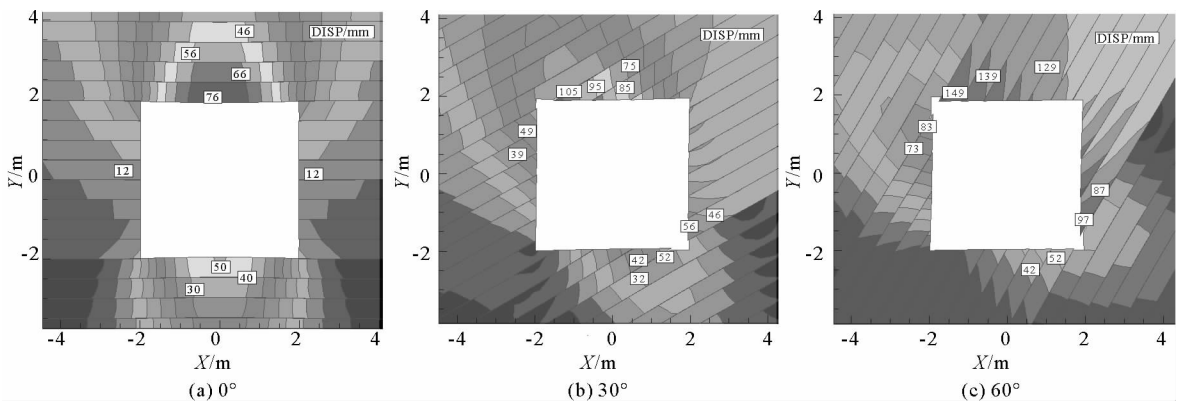


图 1 不同节理倾角巷道围岩位移图

Fig.1 Displacement of the surrounding rocks in different joint angles

由图 1 可见,不同节理巷道围岩变形破坏具有显著的非均匀性:

1) 节理倾角由 0°,30°到 60°时,巷道围岩变形由对称分布逐渐向节理面倾向方向偏斜,最大变形值位置

由顶底板逐渐转至左肩部和右帮底角,巷道顶板的最大变形值由 76 mm 增加到 105,149 mm。

2) 如果将变形值大于 50 mm 的范围定义为围岩松动范围,则 0°和 30°的最大松动范围分别为 2.0 m 和 2.3 m,60°时的松动范围则大于 5.0 m,超过一般锚杆所能控制的范围。

2 节理巷道锚杆支护优化

2.1 均匀支护

暂不考虑节理角度影响,而采用均匀支护,即三种节理倾角下巷道采用相同的支护方式。顶板 5 根锚杆,间距为 0.9 m,两帮各 3 根锚杆,间距 1 m;锚杆长度均为 1.8 m,直径 20 mm,锚固长度 0.5 m,锚固剂剪切模量 5 GPa,粘结强度 $1.75 \times 10^5 \text{ N} \cdot \text{m}^{-1}$,锚杆弹模 $2.0 \times 10^5 \text{ MPa}$,泊松比 0.2,预紧力 30 kN。均匀支护巷道围岩变形及锚杆受力情况见图 2。

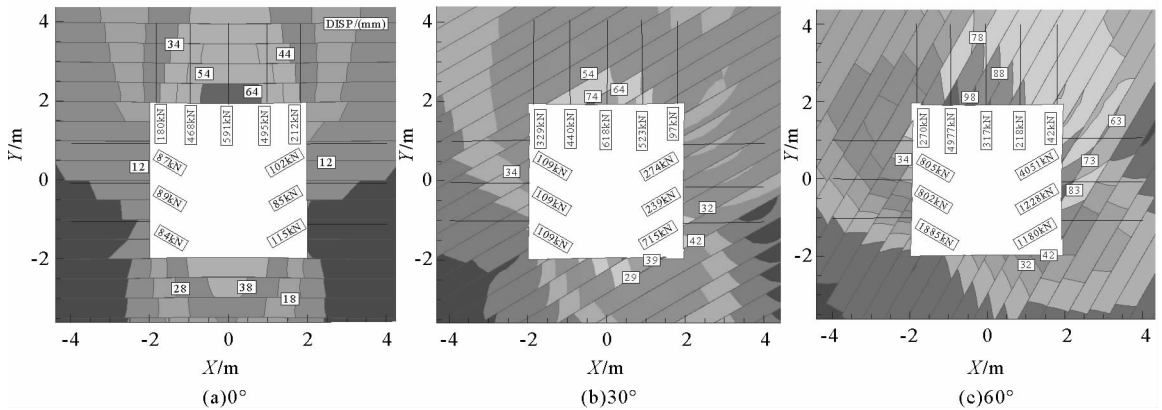


图 2 围岩变形及锚杆最大轴力图

Fig. 2 Deformation of surrounding rocks and the maximum axial force of bolt

对比图 1、图 2 可知,采用锚杆支护后,围岩变形均减小,0°,30°,60°三种情况顶板位移最大值分别为 64, 74,98 mm,但仍大于 50 mm 的标准值。不同位置锚杆受力存在严重不均匀现象,局部锚杆存在破断的危险。节理倾角 0°时,锚杆轴力最小 84 kN,最大 591 kN;节理倾角 30°时,锚杆轴力 97~782 kN;节理倾角 60°时,锚杆轴力 42~4977 kN。

2.2 考虑节理倾角影响时的锚杆安装角度优化

研究表明,锚杆安装时应尽可能使锚杆垂直于节理,但当节理角度较大时需考虑现场施工的便利性,因此节理倾角 30°,60°时的锚杆安装角度取值见表 3 和图 3,锚杆编号见图 3(a),锚杆长度均为 1.8 m。

对比图 2、图 3 可得,此时 30°,60°两种情况顶板位移最大值分别降低为 41 mm 和 67 mm,锚杆所受最大轴力分别为 475 kN 和 431 kN。可见锚杆角度优化,不但能够减少巷道围岩变形,而且能够改善锚杆的受力状态,使锚杆受力更为均匀。

2.3 考虑节理倾角影响时的锚杆长度优化

将变形大于 50 mm 的范围假定为围岩松动范围,按照锚杆长度应大于围岩松动范围的原则,为适应围岩变形的非均匀性,对不同节理角度巷道的不同部位采用不同长度的锚杆,如表 4 所示,锚杆编号见图 3(a)。

对比图 2、图 4 可知,锚杆长度优化布置后,0°,30°,60°三种情况顶板位移最大值分别降低为 45,50 和 82 mm,锚杆所受最大轴力分别为 338,472 和 880 kN。可见优化锚杆长度后,巷道变形值及锚杆所受最大轴力均有所减小,节理倾角为 0°和 30°的巷道变形均小于 50 mm 标准,但倾角为 60°的巷道变形值仍然较大。

表 3 锚杆角度优化参数表

Tab. 3 The optimization parameter of anchor angle

锚杆与水平面夹角	
顶板	巷帮
8#, 9#, 10#, 11# 为 60°	1#, 2#, 3# 为 40°;
7# 为 70°	4#, 5#, 6# 为 140°;

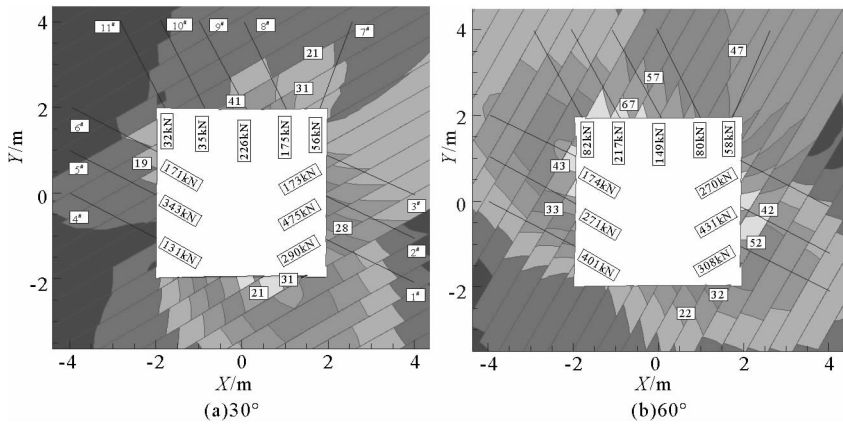


图 3 角度优化时围岩变形及锚杆轴力图

Fig. 3 Deformation of surrounding rocks and the maximum axial force of bolt in angle optimization

表 4 锚杆长度优化参数表

Tab. 4 The optimization parameter of anchor length

节理倾角	锚杆长度	
	顶板	巷帮
0°	9# 为 2.5 m, 8# 和 10# 为 2 m, 其余为 1.8 m	均为 1.8 m
30°	左侧 3 根为 2.5 m	1#、6# 为 2.5 m, 其余为 1.8 m
60°	均为 2.5 m	均为 2.5 m

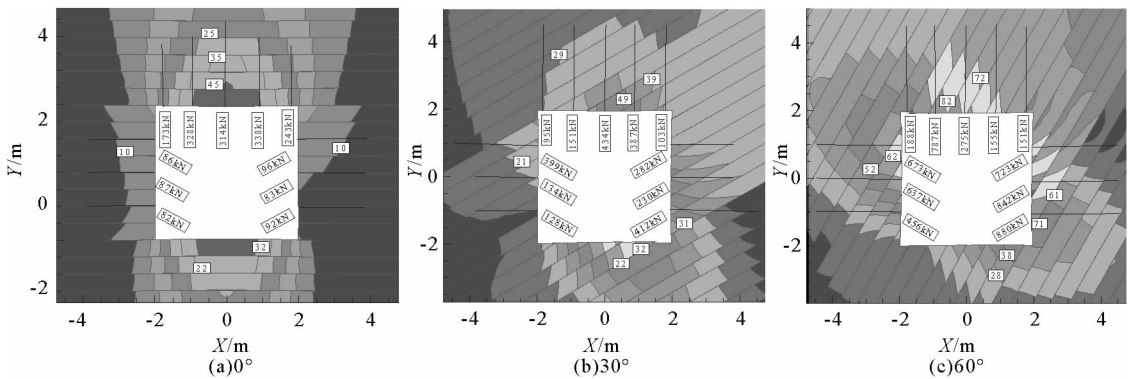


图 4 长度优化时围岩变形及锚杆轴力图

Fig. 4 Deformation of surrounding rocks and the maximum axial force of bolt in angle length

2.4 考虑节理倾角影响时的锚杆长度及角度综合优化

对倾角为 60°的巷道,同时优化锚杆长度和角度。按表 4 方案改变角度后,将锚杆长度均增大到 2.5 m,所得结果如图 5 所示。可见,节理倾角 60°时巷道顶板最大变形降为 49 mm,锚杆最大轴力 424 kN,支护效果良好。

3 结论

1) 节理巷道变形与锚杆受力,存在严重的不均匀性。水平节理巷道最大变形位于顶底板中部,呈对称分布;大倾角节理巷道最大变形位于左肩部和右帮底角,即大致平行于节理方向。随着节理倾角的增大,节理巷道围岩稳定性逐渐变差。

2) 锚杆支护设计应充分考虑节理巷道变形的不均匀性特点,对受节理影响严重的部位应加长锚杆,锚杆安装角度尽可能沿节理法线方向。不仅可以显著减小围岩变形,还能明显改善锚杆的受力状况,充分发挥所有锚杆的支护作用,避免因局部锚杆受力过大而受到破坏。

3) 实际应用中,应首先优化锚杆安装角度,在此基础上对不同部位的锚杆长度进行优化。在本研究的具体条件下,0°,30°节理巷道只需进行一项优化即可将变形控制在 50 mm 以内,而 60°节理巷道需同时采用两项优化方可有效控制围岩变形与破坏。

4) 文中仅对三种节理倾角的巷道围岩进行了分析,但由分析结果可以推知介于这三种角度之间的节理巷道的变形破坏情况,为巷道锚杆支护设计提供参考。

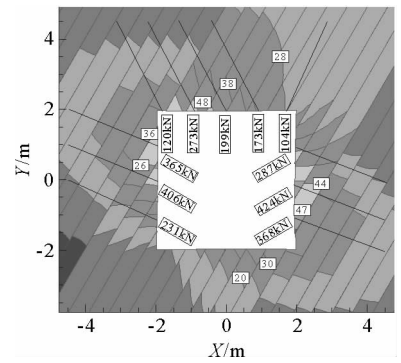


图 5 综合优化时围岩变形及锚杆轴力图
Fig. 5 Deformation of surrounding rocks and the maximum axial force of bolt in integrated optimization

参考文献:

[1]张哲,王大国,洪林.深部岩体中断续节理对巷道稳定性影响的数值试验[J].辽宁工程技术大学学报,2007,26(4):481-484.
ZHANG Zhe,WANG Daguo,HONG Lin. Numerical experiment on effect of circular roadway stability by intermittent joint in deep rock mass[J]. Journal of Liaoning Technical University,2007,26(4):481-484.

[2]王鲁明,赵坚,万德连.巷道裂隙围岩稳定性影响因素的数值分析[J].岩土力学,2005,26(10):44-48.
WANG Luming,ZHAO Jian,WAN Delian. Numerical analysis of influencing factors in stability of cracked surrounding rock of a laneway[J]. Rock and Soil Mechanics,2005,26(10):44-48.

[3]王同旭,王文斌,杜焯,等.节理岩体巷道顶板预应力锚杆加固作用研究[J].中国矿业大学学报,2007,36(5):618-621.
WANG Tongxu,WANG Wenbin,DU Ye,et al. Research on pre-tensioned bolts reinforcing roadway roof in joint rock mass [J]. Journal of China University of Mining & Technology,2007,36(5):618-621.

[4]顾铁凤.贯通裂隙控制岩体巷道稳定规律的数值模拟[J].采矿与安全工程学报,2007,24(4):432-438.
GU Tiefeng. Numerical simulation of roadway stability laws in rock mass with connected fissures[J]. Journal of Mining & Safety Engineering,2007,24(4):432-438.

[5]杨伟峰,吉育兵,沈丁一.节理裂隙岩体巷道变形规律的模拟研究[J].金属矿山,2009(2):34-36.
YANG Weifeng,JI Yubing,SHEN Dingyi. Simulation study on the stability of roadway in joint-fissured rock mass[J]. Metal Mine,2009(2):34-36.

[6]张伟,周国庆,张海波,等.倾角对裂隙岩体力学特性影响试验模拟研究[J].中国矿业大学学报,2009,38(1):30-33.
ZHANG Wei,ZHOU Gouqing,ZHANG Haibo,et al. Experimental research on the influence of obliquity on the mechanical characteristics of a fractured rock mass[J]. Journal of China University of Mining & Technology,2009,38(1):30-33.

[7]刘传孝,蒋金泉,王素华.节理裂隙砂岩稳定性的混沌评价准则[J].采矿与安全工程学报,2007,24(3):306-310.
LIU Chuanxiao,JIANG Jinquan,WANG Suhua. Qualitative chaotic evaluation criterion for stability of joint fracture sandstone[J]. Journal of Mining & Safety Engineering,2007,24(3):306-310.

[8]高富强,李志刚.影响巷道变形与破坏节理力学参数的正交数值模拟试验研究[J].山东科技大学学报:自然科学版,2008,27(1):5-10.
GAO Fuqiang,LI Zhigang. Study on orthogonal numerical simulation experiment of the influence of joint mechanical parameters on the deformation and failure of roadways[J]. Journal of Shandong University of Science and Technology: Natural Science,2008,27(1):5-10.