

DOI:10.16031/j.cnki.issn.1003-8035.2015.03.13

变形破坏围岩主应力演化规律

苏仲杰¹, 范子博¹, 黄厚旭², 李锦涛³

(1. 辽宁工程技术大学土木与交通学院, 辽宁 阜新 123000; 2. 解放军理工大学国防工程学院, 江苏 南京 210000; 3. 中铁十九局, 北京 100000)

摘要: 深部巷道开挖使围岩原有的应力平衡状态打破, 围岩的变形破坏主要由主应力的应力大小和方向的调整引起的。本文依据实际工程, 使用 FLAC^{3D} 数值模拟软件建立相关模型, 分析研究了巷道开挖过程中围岩主应力大小与方向的演化规律, 丰富了巷道支护设计等理论研究内容, 可为相关方面的研究和实践参考。

关键词: 演化规律; 围岩; 主应力; FLAC^{3D}

中图分类号: P642.3; TU457

文献标识码: A

文章编号: 1003-8035(2015)03-0070-05

Developing rule of primary stress of damaged surrounding rock

SU Zhongjie¹, FAN Zibo¹, HUANG Houxu², LI Jintao³

(1. Liaoning Technical University, Institute of Civil Engineering and Transportation, Fuxin, Liaoning 123000, China; 2. PLA University of Science and Technology, Institute of National Defense Engineering, Nanjing, Jiangsu 210000, China; 3. China Railway Nineteen Bureau Group Co., Ltd, Beijing 100000, China)

Abstract: The excavation of deep tunnel damaged the original balancing of stress of surrounding rock. The deformation and damage are always caused by the adjustment of size and direction of principle stress. Based on a project in-situ, the dissertation established relevant model using FLAC^{3D} numerical software, to research on the developing rule of the changing size and direction of principle stress. It enriches the theory on tunnel support and offer reference for the relevant research and projects.

Keywords: developing rule; surrounding rock; principle stress; FLAC^{3D}

0 引言

深部巷道开挖使围岩原有的应力平衡状态打破, 应力开始不断调整变化以再次达到平衡, 应力的变化是驱动围岩变形破坏的重要力源。最大主应力 σ_1 即第一主应力会影响深部巷道围岩中的细微裂纹的生成和发展方向, 并且二者的方向多相同或者呈一定角度。应力作用下, 微裂纹迅速展开, 先在围岩中形成羽状密集带, 进而贯通形成宏观裂缝, 导致围岩出现破裂^[1-4]。因此围岩的变形破坏主要由主应力的调整引起的。而应力的调整包括应力大小和方向的调整, 所

以围岩的变形破坏是应力大小和方向变化共同作用的结果^[5-6]。由于模拟软件的局限性, 主应力方向可借助理论公式推导确定^[7]。

1 围岩受力分析

如图 1 所示, 当岩体内某点处于圆罗马数字 I 所示状态时, 岩体处于完全受压状态, 岩体不可能出现拉张破坏, 同时由于岩体是耐压不耐拉材料, 所以此时的受力对岩体而言也是最有利的。当岩体内某点处于圆 III 所示状态时, 岩体将处于全拉应力状态, 岩体最有可能出现拉张破坏。当岩体内某点处于圆 II 所示状态

收稿日期: 2014-11-09; 修订日期: 2014-11-29

基金项目: 辽宁省教育厅重点实验室支持计划(2008S107)

第一作者: 苏仲杰(1960-), 男, 教授, 博导, 主要从事开采沉陷治理及岩石力学方面的教学研究工作。E-mail: suzhong-jie@163.com

时,岩体内某点将处于拉应力和压应力共同作用的状态之下,此时岩体既有可能出现拉破坏也有可能出现压破坏^[8]。由此可以看出开挖后巷道围岩中应力大小和方向的变化是巷道围岩中不同位置处出现形式不一变形破坏的重要原因。

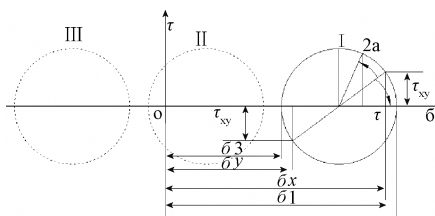


图1 应力圆变位图

Fig. 1 Varying positions of stress circle

2 FLAC^{3D}数值模拟方案设计

五龙矿 3431B 面运输巷道平均坡度为 8° , 施工总长度为 1005 m, 地表为海州矿排土场, 地表标高为 +220.0 ~ +241.0 m。该工作面位于五龙矿主井工业广场以东, 西起东冀运煤上山, 东至 3431B 面切眼, 北起 3431B 面工作面, 南至太下三未采区; 巷道所处岩层主要为岩浆岩、无褶皱、无断层, 煤(岩)层本身不含水; 巷道为深部巷道, 埋深在 967.6 ~ 816.6 m。巷道断面面积为 15.93 m^2 , 总长度为 1005 m。

3431B 巷道变形的数值模拟: 为了能最大限度的反映实际巷道变形情况, 巷道模型的断面尺寸和实际完全相同。巷道上拱高 1.0 m, 底宽 5.0 m、竖直边墙高 2.5 m (图 2)。

考虑巷道开挖的影响范围和节约计算机空间此处取模型长为 $32.5 \times 2 = 65 \text{ m}$ 、高 $32.5 + 31 = 63.5 \text{ m}$ 、由于巷道实际长为 1005 m, 所以此处可以忽略巷道的轴向变形, 将其变形看作平面应变问题, 综合考虑后取模型长度 30 m。巷道采用分步开挖, 第 1 次开挖 7.5 m, 第 2 次至第 16 次每次开挖 1 m (共开挖 $15 \times 1 \text{ m}$), 最后的一步开挖余下的 7.5 m, 全巷道分 17 步挖完, 每开挖 1 步模型计算 5000 步, 巷道全部贯通需要运算 $17 \times 5000 = 85000$ 步。出于对巷道模型变形对称性以及实际情况中顶部和帮部是巷道变形最严重位置, 并且这两个位置代表的变形破坏类型各具特点的实际考虑, 此处将监测点布置在巷道 15 m 深度处的顶部和帮部且顶部和帮部的监测点布置完全相同^[9-11]。如图 2 所示 7 个监测点 A 点、B 点、C 点、D 点、E 点、F 点、G 点距离巷道边沿的距离分别为 0.5 m、1 m、2 m、3 m、5 m、7 m、9 m, 巷道的数值试验模型见图 3。

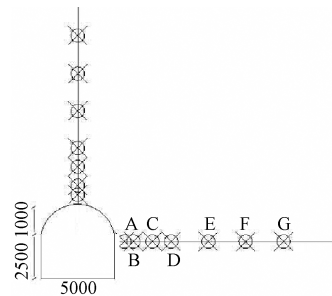


图2 监测点布置图

Fig. 2 Layout of detecting points

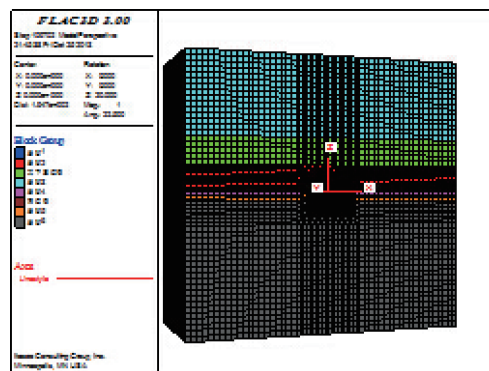


图3 数值试验模型

Fig. 3 Numerical experiment model

3 数值模拟结果和分析

图 4 图 5 为巷道开挖过程中顶部监测点和帮部监测点处三个主应力的演化图。可知顶部和帮部处于围岩深部的监测点处主应力有增长、基本保持不变和下降三种趋势, 因为巷道围岩中某点的应力将如何变化是由传递过来的集中应力和该点处由于位移约束减小发生应变消耗掉的应力的相对大小决定的。巷道开挖过程中顶部和帮部三个主应力的变化趋势从整体看距巷道轴线越近的点其主应力的变化越明显, 远离巷道轴线处的点受到的影响则相对较小, 曲线变化趋于水平。无论在巷道帮部还是顶部随着开挖的进行三个主应力基本都表现出明显的增大趋势说明这些地方都在巷道开挖后应力集中的影响区内, 这主要是因为巷道开挖破坏了原岩中的应力状态, 开挖出去的那部分岩体不再承担原岩中的应力, 但是应力除了部分耗散其他的都转移到了巷道围岩中的临近岩体中, 这样就使得临近岩体中的应力出现了明显的增长。

数值试验中从 40001 步开始监测点所在的 Y 剖面将彻底临空, 以上的应力演化图显示监测点处应力变化最剧烈的时候是 40000 步前后, 这符合巷道围岩临空瞬间最易发生变形失稳的一般规律。

开挖扰动瞬间,靠近巷道边沿的主应力大小一般都会发生改变且有一个来回振荡的过程,当远离巷道边沿时主应力大小的改变都是在一瞬间完成的且不会出现来回震荡的现象。数值试验中从 40001 步开始监测点所在的 Y 剖面将彻底临空,以上的应力演化图显示监测点处应力变化最剧烈的时候是 40000 步前后,这符合巷道围岩临空瞬间最易发生变形失稳的一般规律。

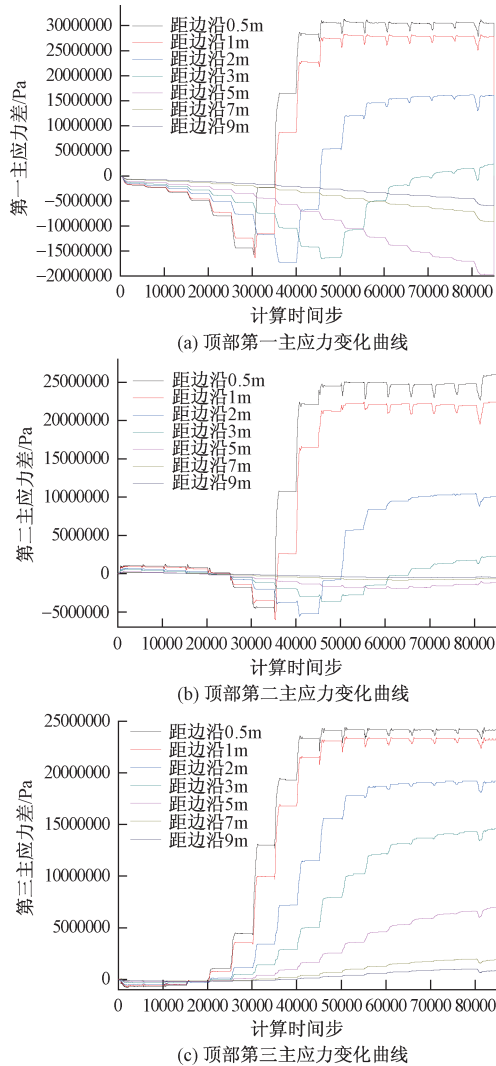


图 4 顶部主应力变化曲线

Fig. 4 Changing curve of primary stresses in the top

限于篇幅以下仅对离巷道边沿 0.5 m、4 m 和 9 m 的顶部和帮部监测点处最大主应力 σ_1 方向随巷道开挖全过程的演化图进行对比分析,0.5 m、4 m 和 9 m 分别代表处在顶部和帮部离巷道边沿的三种距离,即较近、中等以及较远。

图 6(a)、图 7(a)中,从整体的变化形式图可以看出处于巷道顶部和帮部距离巷道边沿为 0.5 m 处的监测

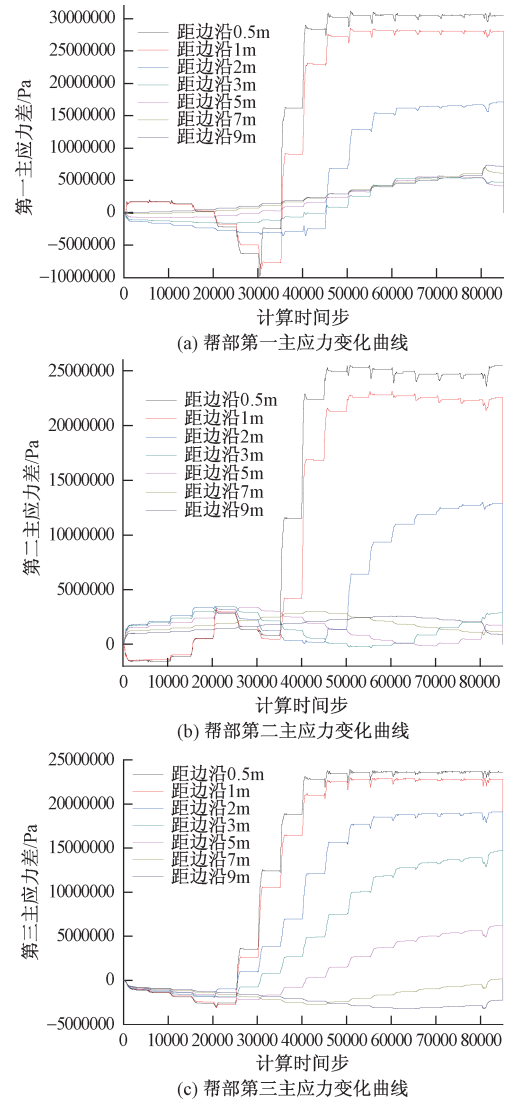


图 5 帮部主应力变化曲线

Fig. 5 Changing curve of bilateral primary stresses

点,其主应力角度会在 40000 步以前(即监测点所在剖面临空之前)剧烈变化并达到一个相对固定的值,在达到 40000 步之前各主应力最后的角度基本已经固定,因此剖面临空前后可以看作是处于巷道边沿处各点主应力方向的调整和确定期。图 6(b)、图 7(b)中,处于巷道顶部和帮部离巷道边沿 4 m 远的监测点处,其主应力角度的变化主要集中在 40000 以后,而 40000 步以前其主应力的角度虽然也有变化但不明显,也就是说 4 m 处的监测点处主应力方向最终确定是在监测点所在剖面临空以后。图 6(c)、图 7(c)中,处于巷道顶部和帮部离巷道边沿 9 m 远的监测点处,其主应力角度的变化幅度比较小,即使有变化也主要集中在巷道开挖的后边阶段,也就是监测点所在剖面临空一段时间后较远处监测点的主应力方向才会调整,而且调整的幅度一般不大,

如顶部9 m处的第一主应力的角度在开挖全过程都基本保持不变只是在巷道开挖时出现小幅度的波动,这主要是开挖扰动引起的。

开挖扰动瞬间,主应力方向的改变有一个来回振荡的过程,离巷道不同距离处的监测点处这种现象都

是存在的。主应力的方向对于开挖扰动产生的影响反应更灵敏。巷道开挖过程中,不同点处的主应力方向的改变随着离巷道轴线距离的增大而存在明显的滞后效应,这与前面分析的各个点处主应力大小的调整情况有着相似的情况。

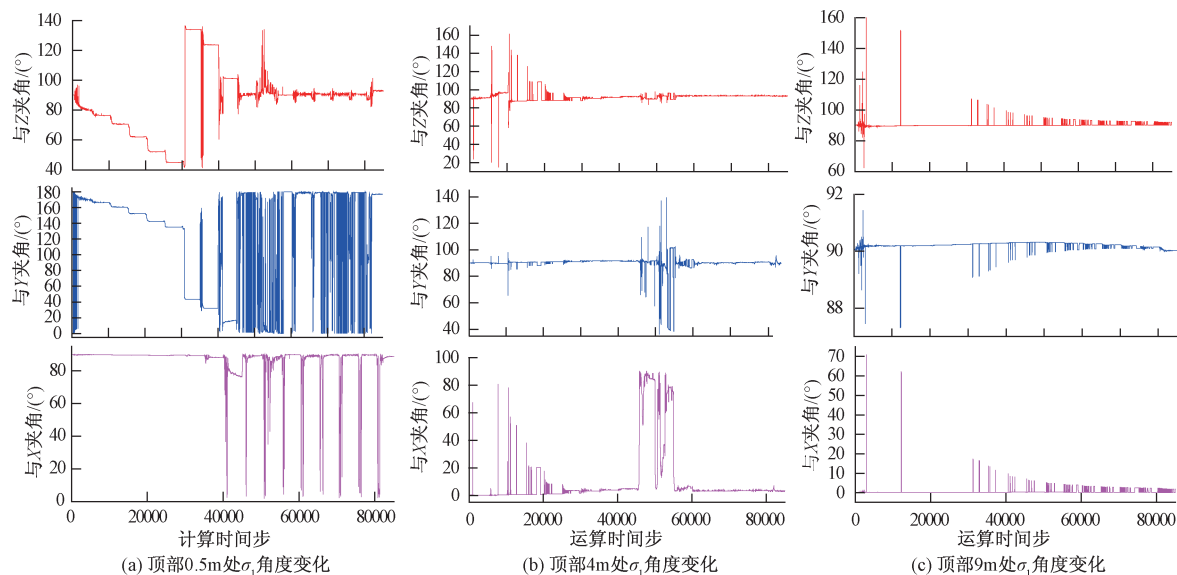


图6 顶部第一主应力角度变化曲线

Fig. 6 Changing angle curve of first primary stress in the top

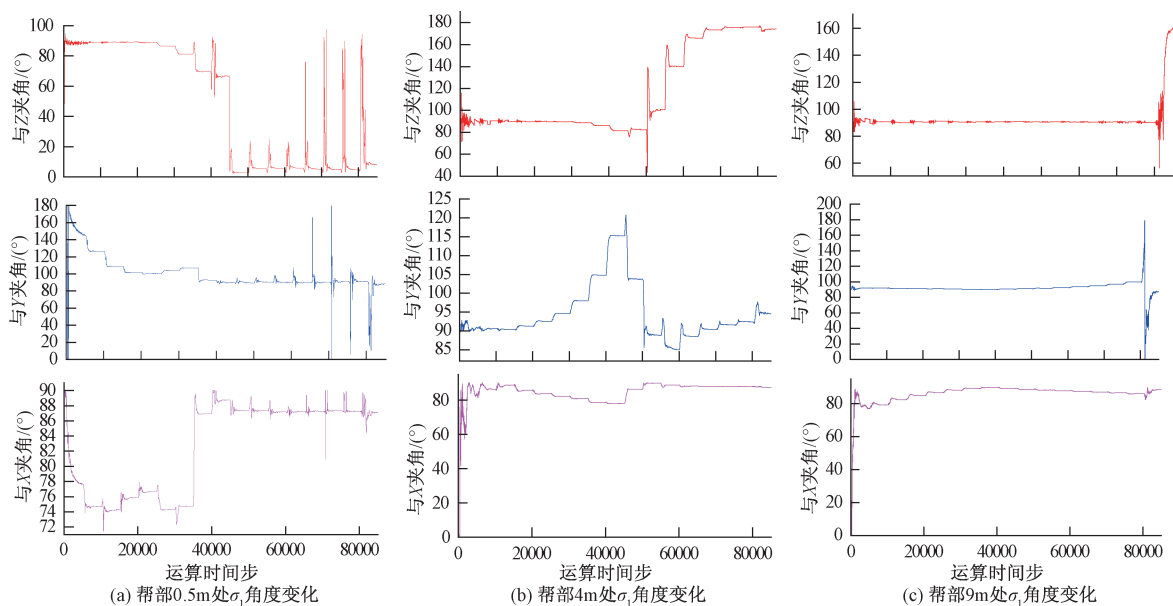


图7 帮部第一主应力变化曲线

Fig. 7 Changing angle curve of first primary stress in the sides

4 结论

(1)随着巷道开挖的进行,巷道帮部和顶部的三个主应力基本都表现出明显的增大趋势说明这些地方

都在巷道开挖后应力集中的影响区内。

(2)开挖扰动瞬间,靠近巷道边沿的主应力大小一般都会发生改变且有一个来回振荡的过程,当远离巷道边沿时主应力大小的改变都是在一瞬间完成的且

不会出现来回震荡的现象。

(3)随着巷道开挖的进行,主应力方向的改变都是瞬间的,主应力从初始角度变化到最终角度需要一个过程,在这个过程中开挖扰动是导致主应力改变的重要原因,主应力方向的改变基本集中在开挖瞬间,而且是突然的上升或者下降,尤其在靠近巷道边沿处。

(4)开挖扰动瞬间,主应力方向的改变有一个来回振荡的过程,离巷道不同距离处的监测点处这种现象都是存在的。主应力的方向在开挖扰动作用下反应更灵敏。

(5)主应力大小和方向的改变趋势基本一致,都表现出离巷道轴线较近处反应灵敏、剧烈,远离巷道轴线处则滞后、迟钝且所受影响较弱。

参考文献:

- [1] 康勇,李晓红,杨春和.深埋隧道围岩损伤破坏模式的数值试验研究[J].岩石力学与工程学报,2007,26(增):3578-3583.
KANG Yong, LI Xiaohong, YANG Chunhe. Research on numerical tests on damage-failure mode of surround rock in deep buried tunnel [J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2007, 26 (S): 3578-3583.
- [2] 黄明利,黄凯珠.三维表面裂纹相互作用扩展贯通机制试验研究[J].岩石力学与工程学报,2007,26(9):1794-1799.
HUANG Mingli, WUANG Kaizhu. Experimental study on propagation and coalescence mechanics of 3D surface cracks [J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2007, 26 (9): 1794-1799.
- [3] 陈峰,潘一山,钟勇.采动影响下覆岩应力变化规律的数值模拟分析[J].中国地质灾害与防治学报,2014,25(3):74-77.
CHEN Feng, PAN Yishan, ZHONG Yong. Numerical simulation study of overlying strata stress changing rule influenced by mining [J]. The Chinese Journal of Geological Hazard and Control, 2014, 25 (3): 74-77.
- [4] 陈莹,张宏伟,朱志洁,等.双系煤层开采相互影响下的覆岩运动与破坏规律分析[J].中国地质灾害与防治学报,2014,25(3):67-72.
CHEN Ying, ZHANG Hongwei, ZHU Zhijie, et al. Research on the law of overburden movement and failure of double period coal seam mining [J]. The Chinese Journal of Geological Hazard and Control, 2014, 25 (3): 67-72.
- [5] 彭建兵,胡志平,门玉明,等.马蹄形隧道40°斜穿地裂缝的变形破坏机制试验[J].岩石力学与工程学报,2009,28(11):2258-2265.
PENG Jianbing, HU Zhiping, MEN Yuming, et al. Test study of deformation and damage mechanism of horseshoe-shaped tunnel crossing ground surface with 40° [J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2009, 28 (11): 2258-2265.
- [6] 陈峰.基于数值模拟的采动影响下覆岩裂隙演化过程分析[J].中国地质灾害与防治学报,2014,25(2):60-62.
CHEN Feng. Numerical simulation study of overlying strata crack evolution process influenced by mining [J]. The Chinese Journal of Geological Hazard and Control, 2014, 25 (2): 60-62.
- [7] 徐芝纶.弹性力学简明教程(第4版)[M].北京:高等教育出版社,2008:159-165.
XU Zhilun. Concise course in elasticity (the 4th edition) [M]. Beijing: High Education Press, 2008: 159-165.
- [8] 李元松.高等岩土力学[M].武汉:武汉大学出版社,2013:33-41.
LI Yuansong. Advanced rock and soil mechanics [M]. Wuhan: Wuhan University Press, 2013: 33-41.
- [9] 孙钧.地下工程设计理论与实践[M].上海:上海科学技术出版社,1996:120.
SUN Jun. Design theory and practice of underground construction [M]. Shanghai: Shanghai Science and Technology Press, 1996:120.
- [10] 邓树新,郑永来,郑顺,等.考虑围压对岩石强度尺寸效应影响的统计模型[J].水文地质工程地质,2015,42(1):60-64.
DENG Shuxin, ZHENG Yonglai, ZHENG Shun, et al. A statistical model considering the effect of confining pressure on the size effect of rock strength [J]. Hydrogeology & Engineering Geology, 2015, 42 (1): 60-64.
- [11] 王云飞,龚健,陈赞成.不同围压下煤岩变形与剪胀扩容模型[J].水文地质工程地质,2015,42(1):106-111.
WANG Yunfei, GONG Jian, CHEN Zancheng. Deformation characteristics and dilatancy model of coal rock under different confining pressures [J]. Hydrogeology & Engineering Geology, 2015, 42 (1): 106-111.