地下金属矿山层状岩体巷道围岩变形破坏特征研究*

王胜开[1],方旭刚[1],李华华[2],郭奇峰[3,4],周关虎[1],刘家明[2],肖磊[2],梁深林[3]

(1.云南驰宏锌锗股份有限公司, 云南 曲靖市 654212;
2.长沙有色冶金设计研究院有限公司, 湖南 长沙 410019;
3.北京科技大学 土木与资源工程学院, 北京 100083;
4.金属矿山高效开采与安全教育部重点实验室, 北京 100083)

摘要:云南某铅锌矿埋深为1 500 m的主沿脉巷的岩体层状特征明显,地压显现剧烈,围岩体稳定性控制难度大。基于工程地质调查及试验资料,采用3DEC数值模拟软件,建立工程地质体数值模型,对不同岩层倾角中的巷道在无支护和有支护两种工况下的围岩变形破坏特征进行模拟分析和比较,并进行巷道变形现场监测。研究发现,巷道水平位移和竖向位移受岩层倾角影响显著,随着岩层倾角增大,水平位移逐渐增大,竖向位移逐渐减小;巷道支护后围岩变形明显减小,塑性区形状与无支护巷道相似,但有支护巷道的围岩塑性范围比无支护巷道明显要小。对巷道施加支护后开展了巷道顶板位移现场监测,监测结果表明,随着时间的推移,顶板位移量逐渐增加并在约第70天后趋于稳定,且顶板的位移量随着岩层倾角增加而逐渐减小。因此,矿山使用的支护体系能有效减小深部层状岩体中的巷道的变形量,尤其对巷道拱顶的水平变形和右边帮的竖向变形影响效果最优,有利于维护巷道的长期稳定。

关键词:深部巷道;层状岩体;岩层倾角;巷道支护;围岩位移;数值模拟

中图分类号:TD353;TD322.4 **文献标识码**:A **文章编号**:1005-2763(2025)06-0119-11

Deformation and Failure Characteristics of Surrounding Rocks of Roadway with Layered Rock Mass in Underground Metal Mine

WANG Shengkai[1], *FANG Xugang*[1], *LI Huahua*[2], *GUO Qifeng*[3,4], *ZHOU Guanhu*[1], *LIU Jiaming*[2], *XIAO Lei*[2], *LIANG Shenlin*[3]

(1.Yunnan Chihong Zinc and Germanium Co., Ltd., Qujing, Yunnan 654212, China;
2.CINF Engineering Co., Ltd., Changsha, Hunan 410019, China;
3.School of Civil and Resources Engineering, University of Science and Technology Beijing, Beijing 100083, China;
4.Key Laboratory of Efficient Mining and Safety of Metal Mines, Ministry of Education, Beijing 100083, China)

Abstract: The layered characteristics of rock mass in the main vein roadway of a lead-zinc mine in Yunnan with a buried depth of 1 500 m are obvious, the ground pressure is severe, and the stability control of surrounding rock mass is difficult. Based on the engineering geological investigation and test materials, the numerical model of engineering geological body was established using 3DEC numerical simulation software. The deformation and failure characteristics of surrounding rocks of roadway were compared under two working conditions of unsupported and designed support after excavation of roadway with different dip angles of the rock strata. Then, the actual deformation monitoring of roadway was carried out. It is found that the horizontal and vertical displacements of the roadway are significantly affected by the dip angle of the rock stratum. As the dip angle of the rock stratum increases, the horizontal displacement gradually increases and the vertical displacement gradually decreases. The deformation of surrounding rocks decreases obviously after roadway support, and the shape of plastic zone is similar to that of unsupported roadway, but the range is smaller. After applying the support, the roadway roof displacement monitoring was carried out. It is found that with the passage of time, the roof displacement gradually increases and tends to be stable after about 70 days, and the displacement of the roof gradually decreases with the increase of the dip angle of the rock stratum. Therefore, the support system used in mines can effectively reduce the deformation of roadway in deep layered rock mass, especially the horizontal deformation of the roadway vault and the vertical deformation of the right side, which is conducive to maintaining the long-term stability of the roadway.

Key words: Deep roadway, Layered rock mass, Dip angle of rock stratum, Roadway support, Surrounding rock displacement, Numerical simulation

* **收稿日期**:2024-07-20

作者简介:王胜开(1982—),男,湖北恩施人,硕士,工程师,主要从事金属矿山超深井采矿技术研究和管理工作。E-mail:108384202@qq.com

0 引言

在近几十年间,矿产资源开采力度持续增大,浅部资源不断减少,矿产资源特别是金属矿产资源的开采正逐步向深部推进[1-3]。

据不完全统计,目前国内外采深达到 1 000 m 的金属矿山一共有 112 座[4-6],大多数为金矿和铜矿。国外在深部开采方面的研究较早,南非采深超过 3 000 m 的金矿就有 16 座,其中,Mponeng 金矿井筒深度已超过 4 000 m[7],该矿山也是目前世界上采深最大的矿山。此外,美国的霍姆斯塔克金矿的采深达到了 2 400 m[8],加拿大的 Creighton 镍矿和 kidd 铜锌矿采深也超过了 2 000 m[9]。国内已有部分金矿井的开采深度达到或超过 1 000 m,有不少金属矿山逐步转向了深部开采,湘西金矿目前开采深度接近 1 000 m[10],云南会泽铅锌矿采深超过了 1 500 m[11],红透山铜矿的开采深度已达到了 1 300 m[7]。可以预计,未来十年,我国有三分之一以上的金属矿山开采深度将达到或超过 1 000 m[12],部分可达 2 000～3 000 m。由此可见,深部矿产资源开采是保障未来我国金属矿产资源安全供给的重要途径[13-15]。

随着开采深度的不断增加,深部开采将面临更加严峻的挑战,高地应力、高地温、高岩溶水压和强开采扰动等问题严重影响着井下安全和生产效率[16],也极大地增大了深部巷道支护的难度。有不少学者对深部巷道的支护进行了较深入的研究,何满朝等[17]对旗山矿 1 000 m 深部巷道的变形和破坏形式进行研究,针对深部软岩巷道提出了“锚喷网索＋底角锚杆＋注浆”的支护方案,该方案能有效控制深部软岩巷道围岩的稳定;孟庆彬等[18]通过 FLAC3D 模拟高应力条件下 6 种不同形状巷道的围岩变形特征,发现了圆形和椭圆形巷道能有效改善围岩的应力条件,对长期提高深部高应力软岩巷道的稳定性更有利;王能跃等[19]通过分析锦丰金矿的巷道失稳问题,发现了“钢网＋树脂锚杆＋纤维混凝土”联合支护方案最优,能显著减少巷道位移量。层状岩体复杂多变,受岩体力学特性影响,层状岩体在变形特性上与均质岩体明显不同,使得处于深埋层状岩体中的巷道的围岩稳定性更为复杂[20]。

本文以云南某铅锌矿埋深 1 500 m 的主沿脉巷为研究对象,通过室内试验对现场取样的岩石试件进行物理力学特性参数测量,再通过数值模拟研究,进一步探讨了不同岩层倾角下的巷道围岩变形破坏特征,最后对巷道进行顶板位移监测,更深一步分析了不同岩层倾角下围岩的变形特征,旨在为深部矿山巷道围岩变形和破坏控制提供一定的理论依据。

1 工程概况

1.1 深部开采条件

云南某铅锌矿矿区范围内存在多条构造带,这些构造带的构成主要是陡倾角的逆断层。除此之外,还伴有平行的、倾没的拖曳背斜,以及与主要断层大角度相交的羽状断裂等。矿体通常呈现为层状、透镜体状、扁豆状、裹状、不规则脉状,分布在层间断裂上。在走向和倾向上,矿体呈现出侧现、膨大收缩的变化规律。随着开采力度的加大,矿井开采正逐步进入 1 500～2 500 m 的深部。矿区＋1 584 m 中段地应力达到 36.91 MPa,＋1 031 m 中段地应力高达 45.95 MPa,预估更深部的地应力将有可能达到 50～70 MPa。在现场进行了岩石取芯,获得矿区大塘组的岩性为灰岩。

1.2 深部巷道现状

矿区井下地层为整合接触沉积地层,地层倾角集中为 15°～60°,岩层厚度约为 50 cm。主运输巷道近似垂直穿越沉积地层,围岩产状较有利于主运输巷道的围岩稳定。沿脉运输巷和主斜坡道近似平行穿越沉积地层,围岩产状对这类巷道的稳定性较为不利。

现场采用管缝式锚杆、钢筋网、混凝土喷浆对巷道进行联合支护,如图 1 所示。

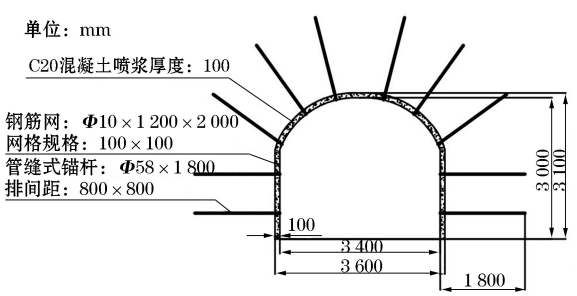


图 1 巷道断面尺寸与支护方案

Fig.1 Section size and support scheme of roadway

管缝式锚杆的规格为 Φ58 mm×1 800 mm,壁厚 2.5 mm;锚杆托盘规格为 130 mm×130 mm×4.5

mm;锚杆支护的间排距为 800 mm×800 mm。钢筋网尺寸为 1 200 m×2 000 mm,直径为 10 mm;网孔规格为 100 mm×100 mm。混凝土喷层的强度等级为 C20,厚度为 100 mm。

2 巷道变形破坏数值模拟研究

2.1 数值模型

以云南某铅锌矿埋深 1 500 m 的主沿脉巷为工程研究背景,根据工作面围岩的力学参数,通过 3DEC 分别建立岩层倾角为 15°、30°、45°、60°的 4 个地质体模型,运用 JSET 命令生成不同倾角的岩层,在此基础上,按照实际巷道支护形式,建立巷道支护体系模型。

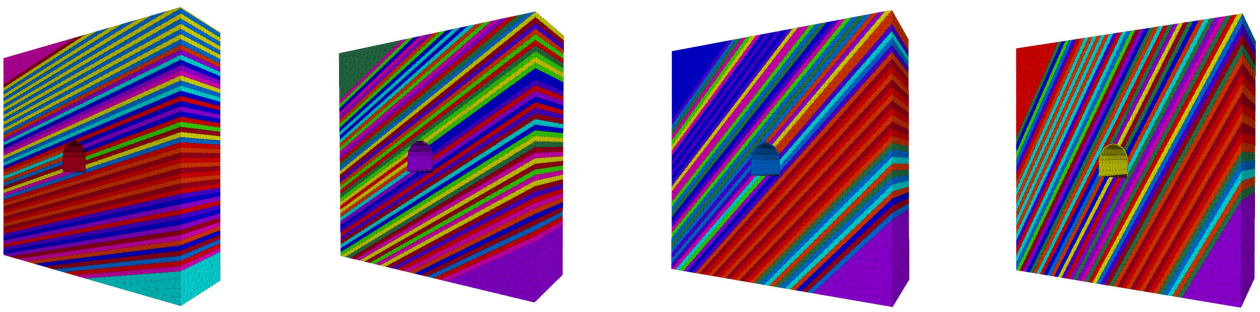
根据矿区地质资料及地质钻孔资料,从地勘、水文、泄水钻孔岩芯中选取较完整的岩芯,加工完成后,在室内进行物理力学试验,得到的岩石物理力学参数见表 1。

表 1 岩石力学参数

Table 1 Mechanics parameters of rock

岩性	密度/(g/cm³)	动弹性模量/GPa	抗压强度/MPa	弹性模量/GPa	泊松比 μ	抗拉强度/MPa
大塘组灰岩	2.739	55.09	61.39	37.3	0.29	5.31

地质体模型如图 2 所示,地质体模型尺寸为 30 m×10 m×30 m(x,y,z)。



(a) 15° (b) 30° (c) 45° (d) 60°

图 2 不同岩层倾角地质体模型

Fig.2 Geological body models of different rock dip angles

为提高计算效率,减少了地质体边缘的节理结构面的数量。根据地质勘察资料,确定岩层厚度为 50 cm。巷道埋深较大,需考虑垂直应力,上覆岩层平均密度取 2.76×10³ kg/m³,重力加速度取 9.81 m/s²,采用应力边界条件与位移边界条件。选取线弹性模型进行模型自重平衡,再选取 Mohr-Coulomb 模型作为巷道围岩破坏准则,并且符合平面应变假定。因主沿脉巷主要穿过大塘组灰岩地层,故模型参数选用大塘组灰岩力学参数,所模拟的节理厚度为 50 cm。

巷道支护模型如图 3 所示,数值模型的支护位置和材料力学性质,均与现场实际相一致。

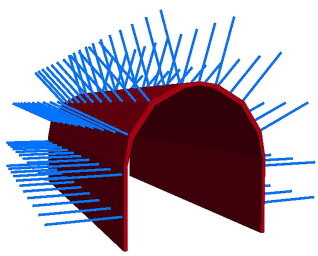


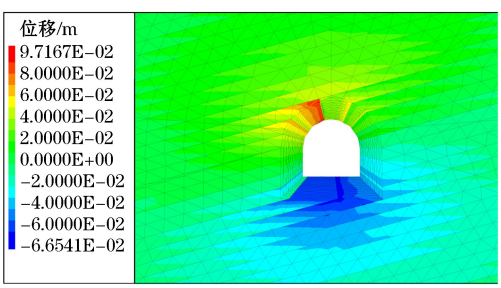
图 3 支护体系数值模型

Fig.3 Numerical model of support system

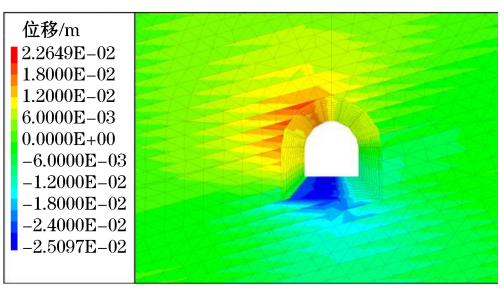
2.2 岩层倾角对围岩变形破坏特征的影响

2.2.1 水平位移计算结果分析

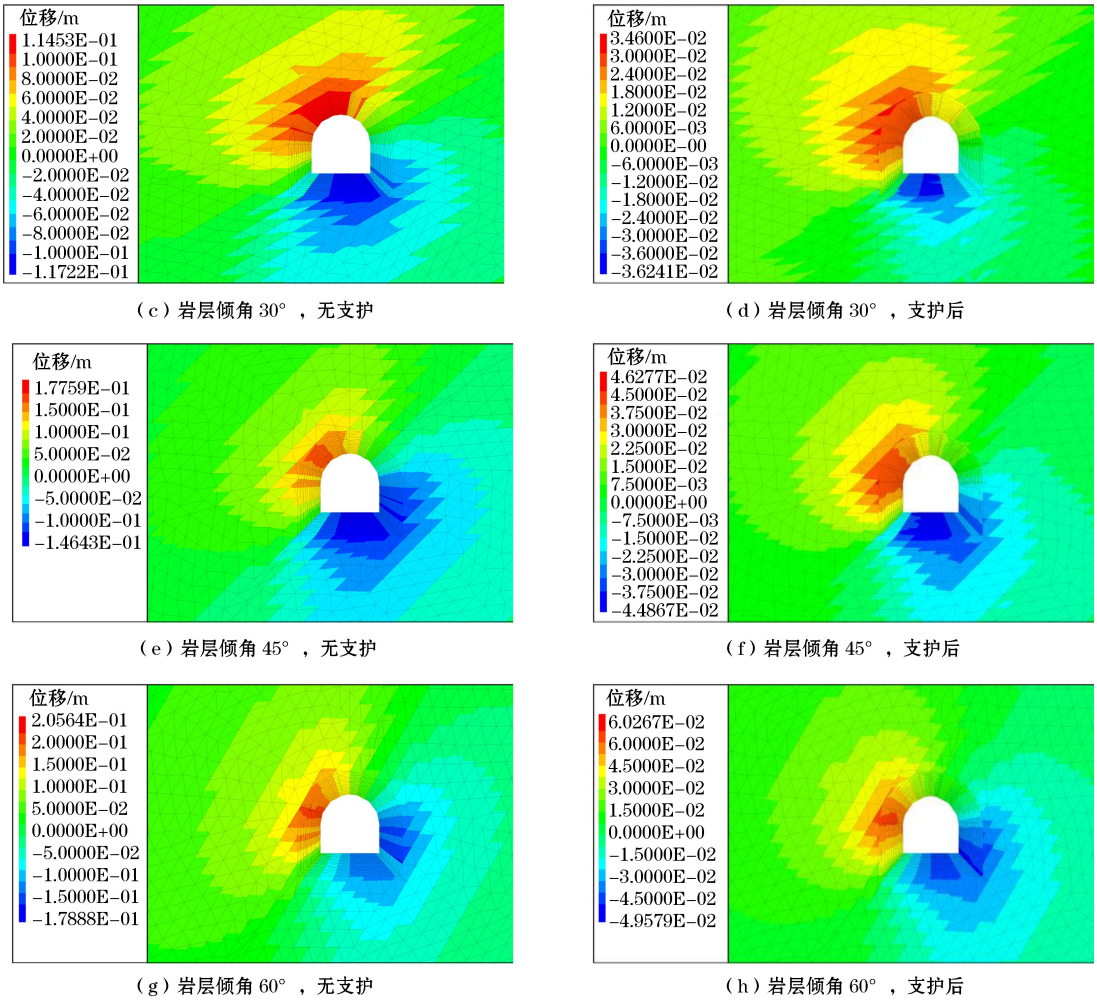
图 4 为不同岩层倾角中的巷道在支护前后的围岩水平位移分布云图。



(a) 岩层倾角 15°,无支护



(b) 岩层倾角 15°,支护后



（c）岩层倾角 30°，无支护　　（d）岩层倾角 30°，支护后

（e）岩层倾角 45°，无支护　　（f）岩层倾角 45°，支护后

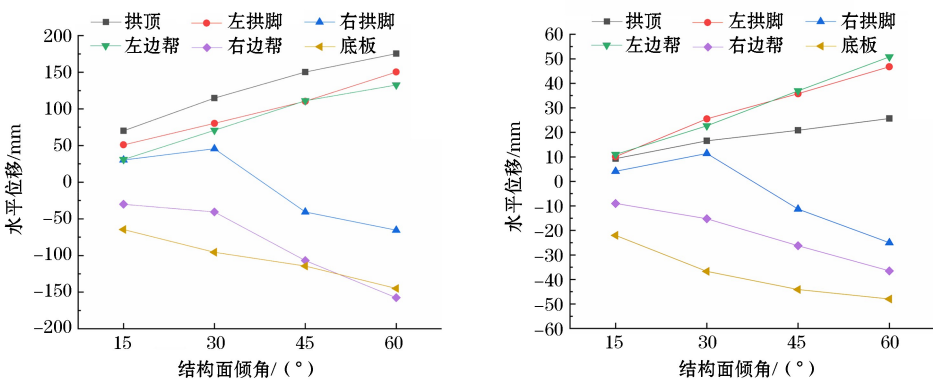
（g）岩层倾角 60°，无支护　　（h）岩层倾角 60°，支护后

图 4　不同岩层倾角下巷道围岩水平位移云图

Fig.4　Horizontal displacement cloud maps of roadway surrouding rock under different dip angles of rock strata

在无支护和有支护体系的情况下，不同岩层倾角巷道断面上不同位置的水平位移变化趋势如图 5 所示，其中负号代表位移方向为向左。

由图 5(a)可知，在没有支护的情况下，随着岩层倾角从 15°增加到 60°，各位置的水平位移量逐渐增大，其中拱顶、左拱脚、左边帮、右边帮和底板位置的水平位移变化较大，而右拱脚位置的水平位移相对变化较小。



（a）无支护　　（b）支护后

图 5　不同岩层倾角下巷道围岩的水平位移

Fig.5　Horizontal displacement of roadway surrounding rock under different dip angles of rock strata

在拱顶、左拱脚、左边帮位置,水平位移方向为正方向,即形变方向为水平向右。岩层倾角由15°增大到60°时,拱顶位置的水平位移变形量由70.1 mm逐渐增大至175.4 mm,左拱脚位置的水平位移变形量由50.9 mm逐渐增大至150.3 mm,左边帮位置的水平位移变形量由30.9 mm逐渐增大至132.5 mm。在右边帮、底板位置,水平位移方向为负方向,即形变方向为水平向左。岩层倾角由15°增大到60°时,右边帮位置的水平位移变形量由30.0 mm逐渐增大至157.5 mm;底板位置的水平位移变形量由64.5 mm逐渐增大至145.1 mm。

在无支护条件下,在岩层倾角为15°～30°时,右拱脚位置的水平位移由正方向30.2 mm逐渐增大至正方向45.7 mm;在岩层倾角为45°～60°时,由负方向40.5 mm逐渐增大至负方向65.5 mm。可见右拱脚位置的水平位移发生了方向的改变。

由图5(b)可知,在有支护条件下,随着岩层倾角从15°增加到60°,各位置的水平位移逐渐增大,位移变化趋势与无支护条件基本上一致。在拱顶、左拱脚、左边帮位置,水平位移方向为正方向,即形变方向为水平向右。岩层倾角由15°增大到60°时,拱顶位置的水平位移变形量由9.2 mm逐渐增大至25.6 mm,左拱脚位置的水平位移变形量由10.1 mm逐渐增大至46.7 mm,左边帮位置的水平位移变形量由10.9 mm逐渐增大至50.7 mm。在右边帮、底板位置,水平位移方向为负方向,即形变方向为水平向左。岩层倾角从15°增大到60°时,右边帮位置的水平位移变形量由9.1 mm逐渐增大至36.4 mm,底板位置的水平位移变形量由22.1 mm逐渐增大至47.9 mm。

在有支护的条件下,在岩层倾角为15°～30°时,巷道右拱脚位置的水平位移由正方向4.1 mm逐渐增大至正方向11.4 mm;在岩层倾角为45°～60°时,由负方向11.3 mm逐渐增大至负方向25.1 mm。可见在有支护的情况下,巷道右拱脚位置的水平位移同样发生了方向的改变。

岩层倾角分别为15°、30°、45°、60°时,在无支护和有支护的条件下,巷道断面上的水平位移量如图6所示。

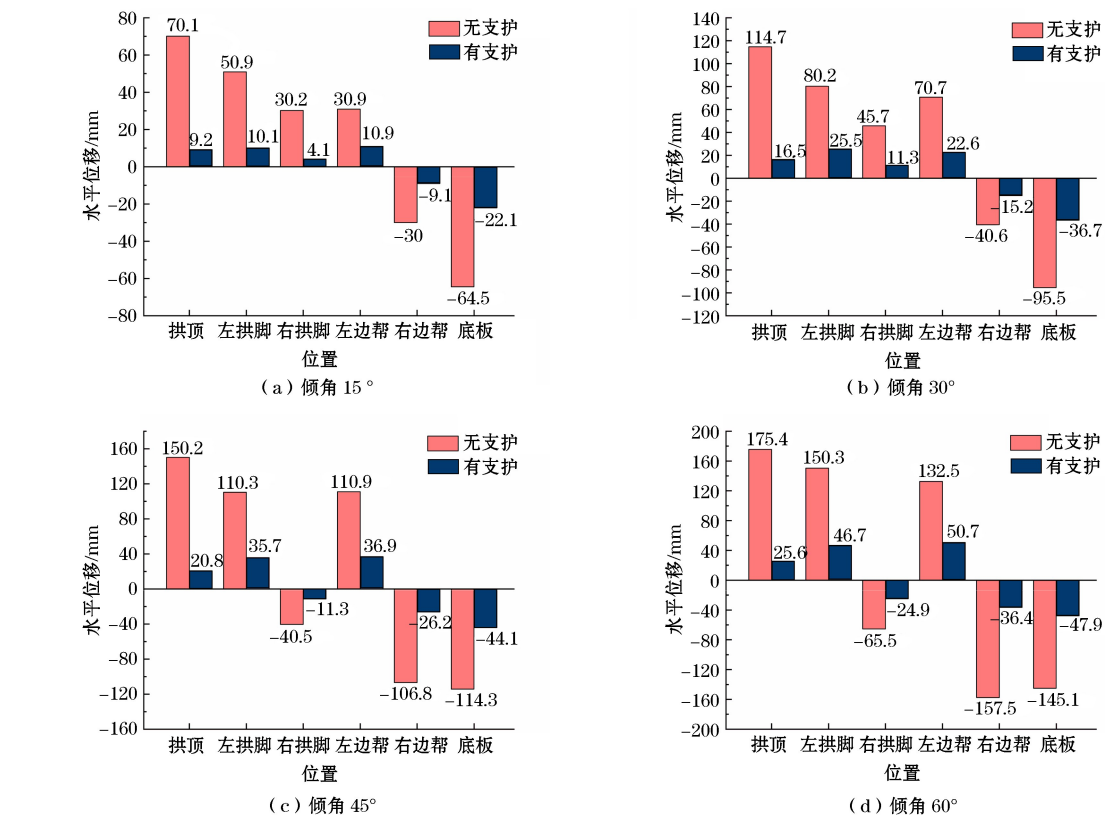


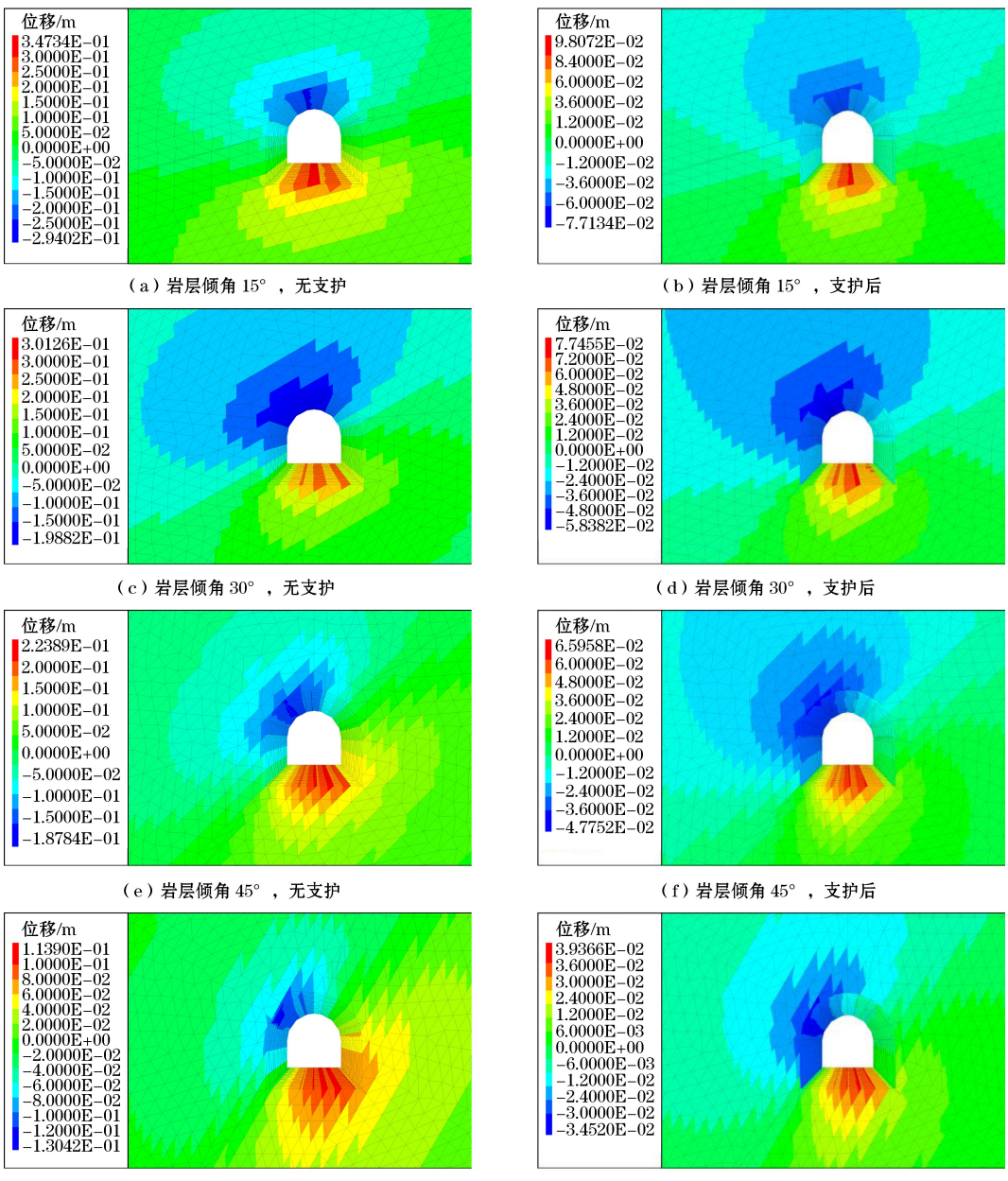
图6 不同岩层倾角条件下巷道围岩的水平位移量

Fig.6 Horizontal displacement of roadway surrounding rock under different dip angles of rock strata

由图 6 可知,在岩层倾角为 15°时,有支护巷道的拱顶、左拱脚、右拱脚、左边帮、右边帮、底板的水平位移较无支护情形分别降低了 86.9%、80.2%、86.4%、64.7%、69.7%、65.7%;在岩层倾角为 30°时,有支护条件下各位置的水平位移量较无支护情形分别降低了 85.6%、68.2%、75.3%、68.0%、62.6%、61.6%;在岩层倾角为 45°时,有支护条件下各位置的水平位移量较无支护情形分别降低了 86.2%、67.6%、72.1%、66.7%、75.5%、61.4%;在岩层倾角为 60°时,有支护条件下各位置的水平位移量较无支护情形分别降低了 85.4%、68.9%、62.0%、61.7%、76.9%、67.0%。

2.2.2 竖向位移计算结果分析

在无支护和有支护条件下,不同岩层倾角的巷道围岩竖向位移分布云图如图 7 所示。



(a) 岩层倾角 15°,无支护　(b) 岩层倾角 15°,支护后

(c) 岩层倾角 30°,无支护　(d) 岩层倾角 30°,支护后

(e) 岩层倾角 45°,无支护　(f) 岩层倾角 45°,支护后

(g) 岩层倾角 60°,无支护　(h) 岩层倾角 60°,支护后

图 7　不同岩层倾角下巷道围岩的竖向位移云图

Fig.7　Vertical displacement cloud maps of roadway surrouding rock under different dip angles of rock strata

在无支护和有支护体系的情况下,不同岩层倾角巷道断面上不同位置的竖向位移变化趋势如图 8 所示,其中负号代表位移方向为竖直向下。

由图 8(a)可知,在无支护情况下,随着岩层倾角从 15°增大到 60°,各位置的竖向位移变形量呈现减小的趋势,其中拱顶、左拱脚、左边帮、右边帮、底

板位置的竖向位移变化较大，右拱脚位置的竖向位移变化相对较小。在拱顶、左拱脚、左边帮位置，竖向位移方向为负方向，即形变方向为竖直向下。岩层倾角由 15°增大到 60°时，拱顶位置的竖向位移变形量由 210.5 mm 逐渐减小至 120.4 mm，左拱脚位置的竖向位移变形量由 180.6 mm 逐渐减小至 89.2 mm，左边帮位置的竖向位移变形量由 90.2 mm 逐渐减小至 30.4 mm。在右边帮、底板位置，竖向位移方向为正方向，即形变方向为竖直向上。岩层倾角由 15°增大到 60°时，右边帮位置的竖向位移变形量由 180.4 mm 逐渐减小至 70.2 mm，底板位置的竖向位移变形量由 320.3 mm 逐渐减小至 120.7 mm。

在无支护条件下，在岩层倾角为 15°～30°时，右拱脚位置的竖向位移在负方向上从 63.6 mm 逐渐减小至 30.9 mm；在岩层倾角为 45°～60°时，在正方向上从 60.4 mm 逐渐减小至 30.1 mm。可见右拱脚位置的竖向位移同样发生了方向的改变。

由图 8(b)可知，在有支护条件下，随着岩层倾角从 15°增大至 60°，巷道断面上各位置的竖向位移变形量呈现减小的趋势。竖向位移的变化情况与无支护时的情形基本一致，拱顶、左拱脚、左边帮、右边帮、底板位置的竖向位移变化较大，右拱脚位置的竖向位移变化相对较小。在拱顶、左拱脚、左边帮位置，竖向位移方向为负方向，即形变方向为竖直向下。岩层倾角由 15°增大到 60°时，拱顶位置的竖向位移变形量由 79.5 mm 逐渐减小至 31.2 mm，左拱脚位置的竖向位移变形量由 50.7 mm 逐渐减小至 27.1 mm，左边帮位置的竖向位移变形量由 47.4 mm 逐渐减小至 21.1 mm。在右边帮、底板位置，竖向位移方向为正方向，即形变方向为竖直向上。岩层倾角由 15°增大到 60°时，右边帮位置的竖向位移变形量由 22.8 mm 逐渐减小至 12.1 mm，底板位置的竖向位移变形量由 87.6 mm 逐渐减小至 40.6 mm。

在有支护条件下，在岩层倾角为 15°～30°时，右拱脚位置的竖向位移由负方向 34.2 mm 逐渐减小至负方向 20.9 mm；在岩层倾角为 45°～60°时，由正方向 17.4 mm 逐渐减小至正方向 7.9 mm。可见在有支护的情况下，巷道右拱脚位置的竖向位移与无支护时一样，也发生了方向的改变。

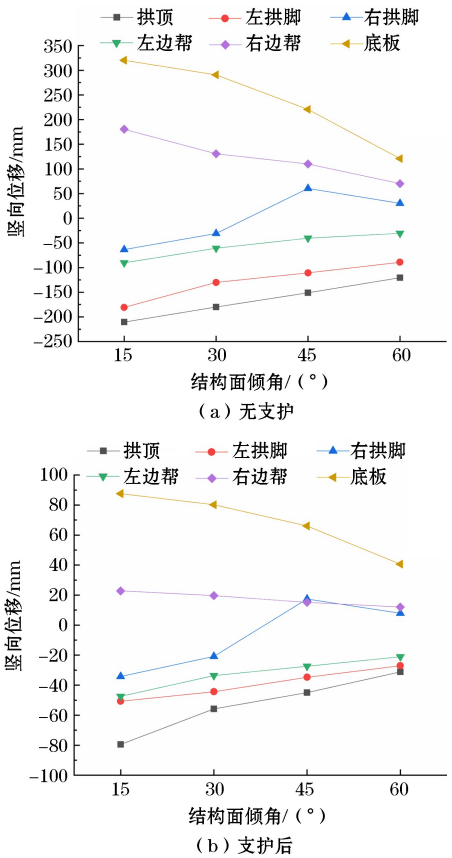
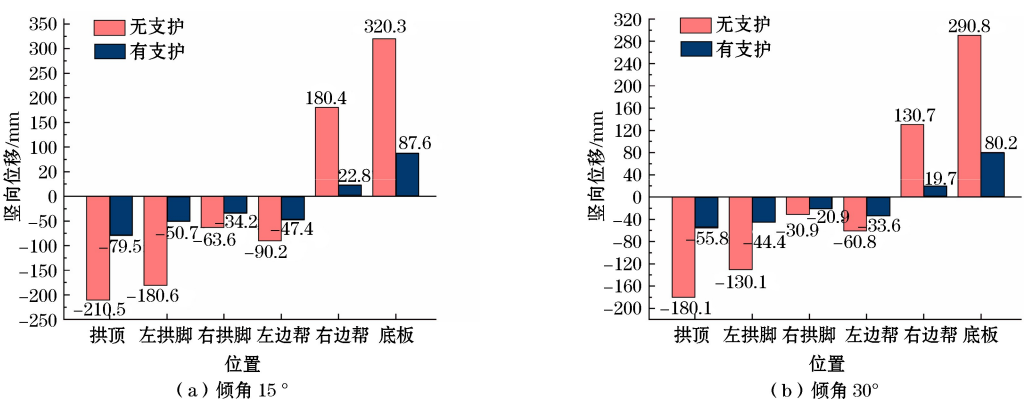
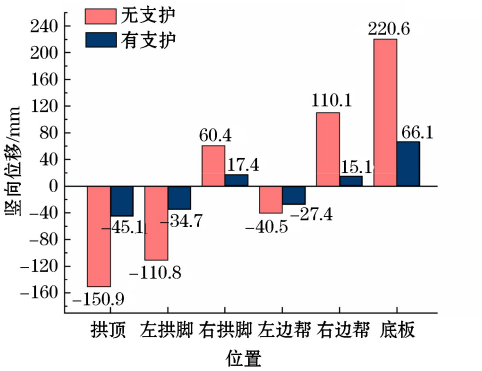


图 8　不同岩层倾角下巷道围岩的竖向位移

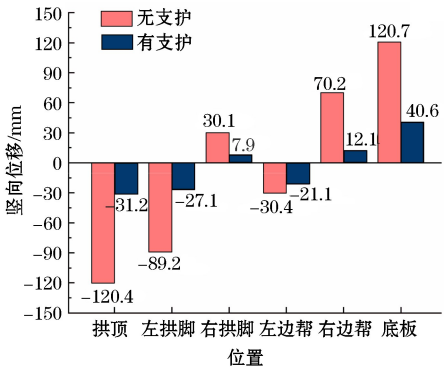
Fig.8　Vertical displacement of surrounding rock under different dip angles of rock strata

岩层倾角分别为 15°、30°、45°、60°时，在无支护和有支护条件下巷道断面上的竖向位移量如图 9 所示。





(c) 倾角 45°



(d) 倾角 60°

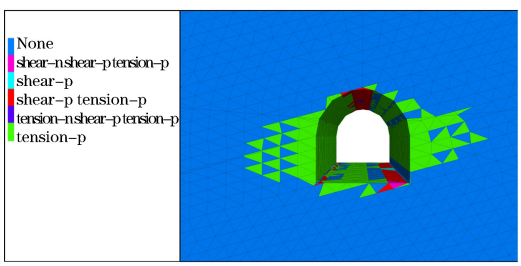
图 9 不同岩层倾角条件下巷道围岩的竖向位移量

Fig.9 Vertical displacement of roadway surrounding rock under different dip angles of rock strata

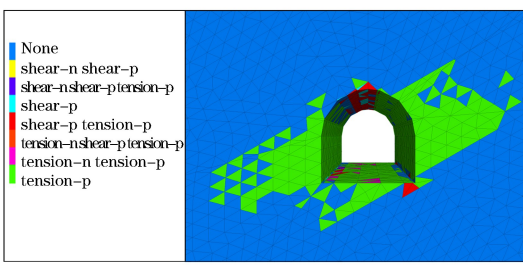
由图 9 可知,在岩层倾角为 15°时,有支护巷道的拱顶、左拱脚、右拱脚、左边帮、右边帮、底板的竖向位移量较无支护条件分别降低了 62.2%、71.9%、46.2%、47.5%、87.4%、72.7%;在岩层倾角为 30°时,有支护条件下各位置的竖向位移量较无支护条件分别降低了 69.0%、65.9%、32.4%、44.7%、84.9%、72.4%;在岩层倾角为 45°时,有支护条件下各位置的竖向位移量较无支护条件分别降低了 70.1%、68.7%、71.2%、32.3%、86.3%、70.0%;在岩层倾角为 60°时,有支护条件下各位置的竖向位移量较无支护条件分别降低了 74.1%、69.6%、73.8%、30.6%、82.8%、66.4%。

2.2.3 塑性区分布特征分析

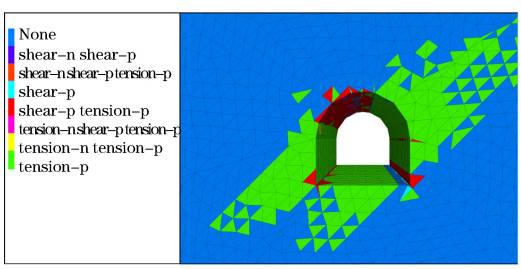
无支护条件下巷道围岩塑性区分布如图 10 所示。从图 10 可以看出,在无支护条件下,在岩层倾角为 15°时,塑性区主要分布于巷道的左右两帮,塑性区深度约为 3.6 m;在岩层倾角为 30°时,塑性区主要分布于左右两帮、底板及右拱脚部位,左右两帮、右拱脚位置的塑性区深度约为 4.1 m,底板部位的塑性区深度约为 2.4 m;在岩层倾角为 45°时,塑性区同样主要分布于左右两帮、底板及右拱脚部位,左右两帮的塑性区深度约为 2.8 m,右拱脚位置的塑性区深度约为 5.2 m,底板部位的塑性区深度约为 3.4 m;在岩层倾角为 60°时,塑性区主要分布于左右两帮、左底角、底板、右拱脚部位,左右两帮的塑性区深度约为 1.3 m,左底角的塑性区深度约为 3.2 m,底板部位的塑性区深度约为 3.3 m,右拱脚的塑性区深度约为 3.2 m。



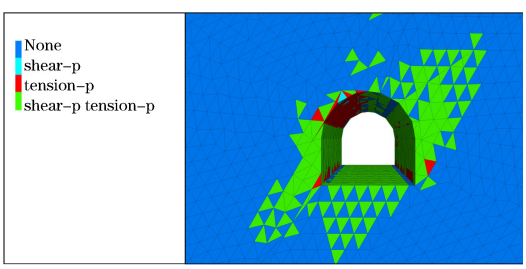
(a) 倾角 15°



(b) 倾角 30°



(c) 倾角 45°

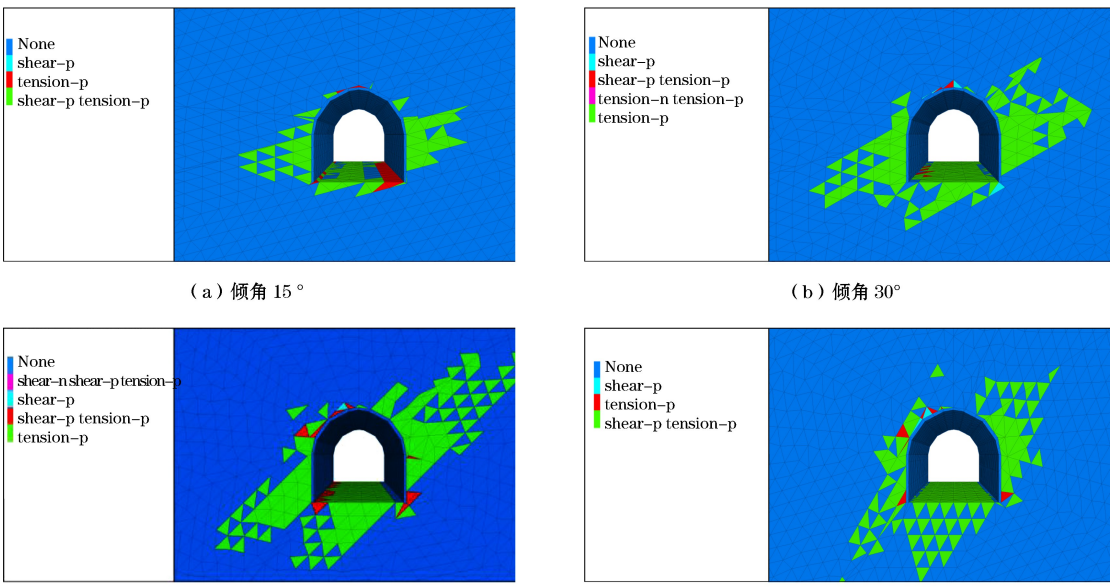


(d) 倾角 60°

图 10 无支护条件下的巷道围岩塑性区分布

Fig.10 Distribution of plastic zone in surrounding rock of roadways under without support conditions

有支护条件下巷道围岩塑性区分布如图 11 所示。有支护巷道的围岩塑性区分布特征与无支护巷道的围岩塑性区分布特征具有相似性,塑性区分布区域与岩层倾角有关。在岩层倾角为 15°时,塑性区主要分布于左右两帮,塑性区深度约为 3.0 m;在岩层倾角为 30°时,塑性区主要分布于左右两帮、底板、右拱脚部位,左右两帮和右拱脚位置的塑性区深度约为 3.4 m,底板部位的塑性区深度约为 1.9 m;在岩层倾角为 45°时,塑性区同样主要分布于左右两帮、底板、右拱脚部位,左右两帮的塑性区深度约为 2.3 m,右拱脚位置的塑性区深度约为 4.4 m,底板部位的塑性区深度约为 2.8 m;在岩层倾角为 60°时,塑性区主要分布于左右两帮、左底角、底板和右拱脚部位,左右两帮的塑性区深度约为 0.8 m,左底角的塑性区深度约为 2.8 m,底板部位的塑性区深度约为 2.6 m,右拱脚的塑性区深度约为 2.7 m。



(a) 倾角 15° (b) 倾角 30°

(c) 倾角 45° (d) 倾角 60°

图 11 有支护条件下巷道围岩的塑性区分布

Fig.11 Distribution of plastic zone in surrounding rock of roadways under support conditions

3 现场巷道顶板位移数据监测

随着矿区进入深部开采,地应力环境也愈加复杂。为了指导矿山安全施工,需要掌握开挖过程中深部巷道的围岩力学变化规律,以准确判断巷道周边岩体和支护体系的稳定性。围岩内部变形是指距离围岩表面不同深度位置的相对位移,以此判断围岩是否产生不同变形而出现顶板离层、片帮及大规模坍塌等地压问题。因此,可通过内部变形测试,获取围岩内部变形范围,并用来指导锚杆、锚索长度等支护参数的选择。

本次研究在主沿脉巷道中安装顶板离层仪,安装位置距掌子面 6 m。现场揭露的岩层倾角为 16.4°、32.7°、43.8°、62.5°,监测时间为 90 d,监测结果如图 12 所示。因为巷道位置的变形主要以沉降为主,可近似认为监测数据为顶板的沉降量。

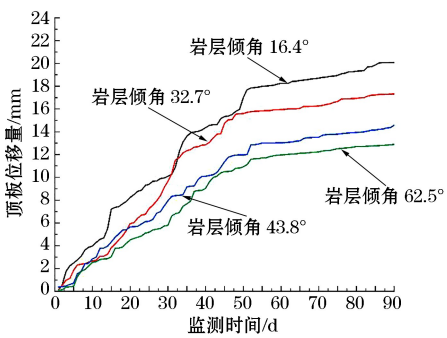


图 12 巷道顶板位移监测结果

Fig.12 Monitored results of roadway roof displacement

由图 12 可知,巷道顶板位移量随着时间的增长呈现缓慢增大趋势,在第 70 天左右,位移量逐渐趋于稳定,其后位移增大幅度减小。巷道顶板的位移量随着岩层倾角的增大而逐渐减小,在监测到第 90 天时,顶板位移量出现最大值,岩层倾角为 16.4°时,顶板位移量最大值约为 20 mm;岩层倾角为 62.5°

时,顶板位移量最大值约为 12 mm。

4 结论

基于云南某铅锌矿埋深为 1 500 m 的主沿脉巷地质资料,采用 3DEC 数值模拟软件,建立地质体数值模型,对不同岩层倾角条件下有支护和无支护的巷道围岩变形进行了数值模拟分析,得出以下结论。

(1) 巷道围岩的水平位移和竖向位移变形特征受岩层倾角影响显著。无论有支护还是无支护,岩层倾角由 15°增大到 60°时,水平位移随岩层倾角增加而增大,竖向位移随岩层倾角增加而减小。对开挖的巷道加以支护后,拱顶的水平位移减小量最大,左边帮的水平位移减小量最小;右边帮的竖向位移减小量最大,而左边帮的竖向位移减少量最小。矿山当前使用的巷道支护体系能有效减小巷道围岩的变形量,尤其对拱顶的水平变形和右边帮的竖向变形影响效果最优,有利于维护巷道的长期稳定。

(2) 有支护巷道围岩的塑性区分布与无支护巷道相似,都受岩层倾角的影响。在岩层倾角为 15°时,塑性区分布主要在两帮;岩层倾角为 30°和 45°时,塑性区主要分布在左右两帮、底板和右拱脚;岩层倾角为 60°时,左底角也出现了塑性区。对巷道进行支护后,塑性区范围明显减小。

(3) 对巷道进行了顶板位移现场监测。监测结果表明,随着时间的推移,顶板位移量逐渐增加并在约第 70 天后趋于稳定。巷道顶板的位移量随着岩层倾角的增加而逐渐减小,顶板的位移量在岩层倾角为 16.4°时最大,在岩层倾角为 62.5°时最小。矿山现有的巷道支护体系可以增强巷道的稳定性,能够保障矿山深部开采的安全性。

参考文献(References):

[1] 蔡美峰,Edwin T.Brown.深部矿产资源开采与利用中的挑战[J].Engineering,2017,3(4):9-12.
CAI Meifeng, EDWIN T.Brown. Challenges in the mining and utilization of deep mineral resources[J]. Engineering, 2017,3(4):9-12.

[2] 谢和平.深部岩体力学与开采理论研究进展[J].煤炭学报,2019,44(5):1283-1305.
XIE Heping. Research review of the state key research development program of China: deep rock mechanics and mining theory[J]. Journal of China Coal Society, 2019, 44(5):1283-1305.

[3] 蔡美峰,谭文辉,吴星辉,等.金属矿山深部智能开采现状及其发展策略[J].中国有色金属学报,2021,31(11):3409-3421.
CAI Meifeng, TAN Wenhui, WU Xinghui, et al. Current situation and development strategy of deep intelligent mining in metal mines[J]. The Chinese Journal of Nonferrous Metals,2021,31(11):3409-3421.

[4] DONG Longjun, TONG Xiaojie, LI Xibing, et al. Some developments and new insights of environmental problems and deep mining strategy for cleaner production in mines[J]. Journal of Cleaner Production,2019,210:1562-1578.

[5] 李夕兵,周健,王少锋,等.深部固体资源开采评述与探索[J].中国有色金属学报,2017,27(6):1236-1262.
LI Xibing, ZHOU Jian, WANG Shaofeng, et al. Review and practice of deep mining for solid mineral resources[J]. The Chinese Journal of Nonferrous Metals, 2017, 27(6): 1236-1262.

[6] 王运敏.金属矿采矿工业面临的机遇和挑战及技术对策[J].现代矿业,2011,27(1):1-14.
WANG Yunmin. Opportunities and challenges to metal mine mining industry and the technical countermeasures[J]. Modern Mining,2011,27(1):1-14.

[7] 王勇,吴爱祥,杨军,等.深部金属矿开采关键理论技术进展与展望[J].工程科学学报,2023,45(8):1281-1292.
WANG Yong, WU Aixiang, YANG Jun, et al. Progress and prospective of the mining key technology for deep metal mines[J]. Chinese Journal of Engineering, 2023, 45(8): 1281-1292.

[8] WADDELL E J, ELLIOTT T J, VAHRENKAMP J M, et al. Phylogenetic evidence of noteworthy microflora from the subsurface of the former Homestake gold mine, Lead, South Dakota[J]. Environmental Technology, 2010, 31(8/9):979-991.

[9] STACHULAK J S, HENSEL V. Successful application of DPF system at Vale Inco's Creighton mine[C]// Proceedings of 13th US/North American Mine Ventilation Symposium,2010:13-17.

[10] 唐绍辉.深井金属矿山岩爆灾害研究现状[J].矿业研究与开发,2006(增刊 1):136-140.
TANG Shaohui. State-of-arts of research on rock burst hazard in deep metal mines[J]. Mining Research and Development,2006(Suppl.1):136-140.

[11] 谢和平,高峰,鞠杨.深部岩体力学研究与探索[J].岩石力学与工程学报,2015,34(11):2161-2178.
XIE Heping, GAO Feng, JU Yang. Research and development of rock mechanics in deep ground engineering [J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2015,34(11):2161-2178.

[12] 蔡美峰,薛鼎龙,任奋华.金属矿深部开采现状与发展战略[J].工程科学学报,2019,41(4):417-426.
CAI Meifeng, XUE Dinglong, REN Fenhua. Current status and development strategy of metal mines[J]. Chinese Journal of Engineering,2019,41(4):417-426.

[13] 郭奇峰,蔡美峰,吴星辉,等.面向2035年的金属矿深部多场智能开采发展战略[J].工程科学学报,2022,44(4):476-486.
GUO Qifeng, CAI Meifeng, WU Xinghui, et al. Technological strategies for intelligent mining subject to multifield couplings in deep metal mines toward 2035[J]. Chinese Journal of Engineering,2022,44(4):476-486.

[14] 滕玲.院士蔡美峰解析未来矿业三大主题[J].地球,2018(12):40-43.
TENG Ling, Academician CAI Meifeng analyzes the three major themes of the future mining industry[J]. Earth,2018(12):40-43.

[15] 蔡美峰,多吉,陈湘生,等.深部矿产和地热资源共采战略研究[J].中国工程科学,2021,23(6):43-51.
CAI Meifeng, DUO Ji, CHEN Xiangsheng, et al. Development strategy for co-mining of the deep mineral and geothermal resources[J]. Strategic Study of CAE,2021,23(6):43-51.

[16] 何满潮,武毅艺,高玉兵,等.深部采矿岩石力学进展[J].煤炭学报,2024,49(1):75-99.
HE Manchao, WU Yiyi, GAO Yubing, et al. Research progress of rock mechanics in deep mining[J]. Journal of China Coal Society,2024,49(1):75-99.

[17] 何满潮,杨军,齐干,等.深部软岩巷道耦合支护优化设计及应用[J].辽宁工程技术大学学报,2007(1):40-42.
HE Manchao, YANG Jun, QI Gan, et al. Optimized design and its application of coupling support for soft rock roadway at great depth[J]. Journal of Liaoning Technical University,2007(1):40-42.

[18] 孟庆彬,韩立军,乔卫国,等.深部高应力软岩巷道断面形状优化设计数值模拟研究[J].采矿与安全工程学报,2012,29(5):650-656.
MENG Qingbin, HAN Lijun, QIAO Weiguo, et al. Numerical simulation of cross-section shape optimization design of deep soft rock roadway under high stress[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2012, 29(5): 650-656.

[19] 王能跃,王堃,王世博.深部软破岩体巷道失稳机理分析与支护优化研究[J].有色金属(矿山部分),2023,75(5):43-51.
WANG Nengyue, WANG Kun, WANG Shibo. Analysis of destabilization mechanism and optimization of support for deep soft-break rock roadway[J]. Nonferrous Metals (Mining Section),2023,75(5):43-51.

[20] 娄颖豪.考虑层状特性的深埋巷道围岩稳定性研究[D].昆明:昆明理工大学,2022.
LOU Yinghao. Study on stability of surrounding rock of deep roadway considering stratification characteristics[D]. Kunming:Kunming University of Science and Technology, 2022.