

深部大断面硐室开挖顺序及支护参数优化

李宏业¹, 杨亚平¹, 雒焕祯¹, 张席芝¹, 史 铭¹, 王 刚¹, 陈 勋^{2*}

(1. 金川集团工程建设有限公司矿山工程分公司; 2. 山东理工大学资源与环境工程学院)

摘要:为解决深部大断面硐室开挖稳定性问题,采用数值模拟的方式开展深部大断面硐室开挖顺序及支护参数优化研究。建立了大断面硐室分布开挖模型,依据“先顶后帮”“先帮后顶”“帮顶同掘”的原则并参照工程现场中综掘机截割方式,设计 16 种模拟开挖方案。分别针对 5 种不同支护类型进行效果分析,并依据模拟结果对支护参数进行优化。结果表明:综合考虑塑性区变化、围岩收敛及开挖器具等因素,认为采用“先顶后帮”的断面开挖方式具有较小的扰动,并确认了最佳的开挖顺序。锚杆锚索和混凝土砌碇可以有效增加硐室的稳定性和承载能力,但硐室帮部、中间部位及底板中间部位仍存在变形,需要适当提高锚杆锚索的支护密度,并辅以注浆加强。

关键词:深部开采;大断面;硐室;稳定性;数值模拟;开挖顺序;支护

中图分类号:TD354

文献标志码:A

文章编号:1001-1277(2025)01-0075-07

doi:10.11792/hj20250112

引言

目前,各大矿山都已基本完成浅部资源开采进而转入深部开采^[1-3]。深部开采将成为金属矿产资源开发的必然趋势,向地球深部进军,着力推动采矿行业智能化改造升级,开展深部智能化开采技术研究具有重要的战略意义^[4-7]。深部开采相较于浅部开采,地应力较大、应力场复杂多变,围岩出现脆性向延性转变及流变和扩容特征等现象^[8-11],加之强采动影响下所导致的次生破碎岩体开挖条件,导致深埋大断面硐室群围岩控制难度增大、支护成本剧增^[7],因此为实现深部矿产资源的安全开采,保证深部大断面硐室施工及围岩稳定性控制成为亟须解决的问题。

深部硐室工程具有以下特点:①硐室断面尺寸大,断面高宽比不均,硐室群暴露空间大;②硐室群空间结构复杂,可划分为空间密集交错型和平面展开布局型两类典型布局形式;③硐室埋深大,工程稳定性受深部高地应力及破碎岩体工程地质条件影响;④硐室巷硐集中,各子工程开挖次序复杂,大断面硐室开挖分步工程较多,后掘工程施工对先掘工程损伤扰动大;⑤硐室服务周期长,受高原岩应力、采动应力及井下作业扰动等耦合作用影响,巷硐支护要求高^[12-15]。

为解决深部大断面硐室开挖稳定性问题,本研究采用数值模拟的方式开展深部大断面硐室开挖顺序优化研究,并在此研究基础上提出支护优化建议,这

对确保深部资源开发具有重要意义。

1 岩体力学参数

岩体力学参数是数值模拟的基础数据,参数准确性越高,模拟结果可靠性越强^[16]。甘肃某矿山岩体及锚杆锚索力学参数如表 1、表 2 所示。岩体采用 Mohr-Coulomb 本构模型,数值计算遵循软件默认的收敛标准并计算至完全平衡(不平衡力收敛比率小于 10^{-5})。在模型四周及顶底部固定,根据矿山实测地应力数值进行设置,其中,垂直应力 σ_v 取 30 MPa,水平应力 σ_x 取 30 MPa、 σ_y 取 50 MPa。

2 Flac^{3D}数值模拟方案设计

2.1 断面开挖顺序优化

硐室群中各硐室普遍是较大断面硐室,而且处于地下数千米深,一般采用分布开挖,然而不同分布开挖顺序将对硐室围岩稳定性带来不同程度的影响^[17]。因此,将硐室分 8 步进行开挖(如图 1 所示)。依据“先顶后帮”“先帮后顶”“帮顶同掘”的原则并参照工程现场中综掘机截割方式,设计了 16 种开挖方案。采用 Flac^{3D} 软件对硐室开挖顺序进行模拟,模型整体长×宽为 27 m×90 m,高为 120 m,硐室尺寸为 9 m×12.4 m,该模型包括 174 243 个节点、939 970 个单元、9 个群组。硐室开挖顺序优化数值模型如图 2 所示。

收稿日期:2024-08-01; 修回日期:2024-09-20

基金项目:国家自然科学基金项目(52004152,52274108)

作者简介:李宏业(1969—),男,高级工程师,硕士,从事采矿技术及矿山工程建设管理等方面的工作;E-mail:2712553912@qq.com

* 通信作者:陈 勋(1992—),男,讲师,博士,从事金属矿高效开采及矿山充填等方面的研究工作;E-mail:ckchenxun@163.com

表 1 岩体及混凝土力学参数

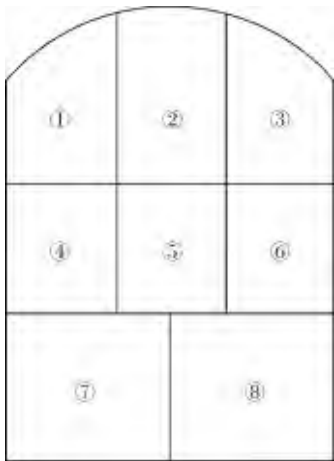
Table 1 Mechanical parameters of rock mass, bolt and cables

材料类别	密度/(kg·m ⁻³)	内聚力/MPa	内摩擦角/(°)	抗拉强度/MPa	弹性模量/GPa	泊松比
岩体	2 950.00	0.800	40.00	0.060	7.000	0.30
C40 混凝土	2 280.00	3.800	47.50	1.710	32.500	0.20

表 2 锚杆锚索力学参数

Table 2 Mechanical parameters of bolt and cables

材料类别	横截面积/m ²	弹性模量/GPa	抗拉强度/N	单位长度水泥浆刚度/MPa	单位长度水泥浆内聚力/N	水泥浆外圈周长/m	水泥浆内摩擦角/(°)
φ22 mm 锚杆	3.80×10 ⁻⁴	200	1.00×10 ¹⁰	7.00	70	9.42×10 ⁻²	25
长锚索	181.37×10 ⁻⁴	200	1.00×10 ¹⁰	7.00	70	9.42×10 ⁻²	25



开挖顺序方案:方案 1,①→②→③→⑥→⑤→④→⑦→⑧;方案 2,②→①③→⑤→⑥→④→⑧→⑦;方案 3,②→①③→⑤→④⑥→⑧→⑦;方案 4,①→②→③→④→⑤→⑥→⑦→⑧;方案 5,①→②→③→④→⑦→⑤→⑥→⑧;方案 6,②→①③→④→⑦→⑤→⑥→⑧;方案 7,⑥→⑤→④→⑦→⑧→①→②→③;方案 8,⑥→⑤→④→⑦→⑧→②→①③;方案 9,④→⑤→⑥→⑦→⑧→①→②→③;方案 10,④→⑤→⑥→⑦→⑧→②→①③;方案 11,④→⑦→⑤→⑥→⑧→①→②→③;方案 12,④→⑦→⑤→⑥→⑧→②→①③;方案 13,⑦→④→⑤→⑧→⑥→①→②→③;方案 14,⑦→④→⑤→⑧→⑥→②→①③;方案 15,④→⑦→①→②→③→⑤→⑥→⑧;方案 16,④→⑦→②→①③→⑤→⑥→⑧。

图 1 硐室开挖步骤示意图

Fig. 1 Excavation steps for underground chambers

2.2 支护参数优化

为研究不同硐室围岩支护形式的效果和承载结构对硐室稳定性的影响,待断面开挖顺序优化完毕后,在开挖模型的基础上进行支护参数的优化模拟。本文共设置 5 种初始支护方案,分别如表 3 所示,无支护的方案为对照组。锚杆支护采用 φ32 mm×6 mm 的无缝钢管,间排距为 2 m×2 m,注浆材料采用单水泥浆液,其水灰比为 0.65~0.80。锚索支护采用规格为 φ15.2 mm×10 000 mm 的精轧螺纹钢筋锚索,以 M25 砂浆全长锚固,网度为 1.9 m×1.9 m,垫板规格采用 δ=15 mm、S=300 mm×300 mm。混凝土砌碇支护

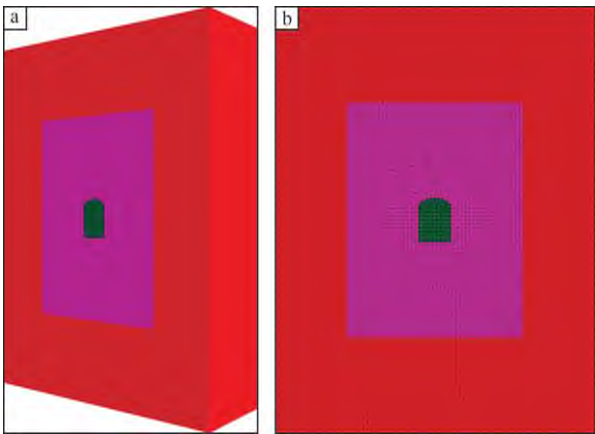


图 2 硐室开挖顺序优化数值模拟模型

Fig. 2 Numerical simulation model for optimizing excavation sequence

采用厚度为 600 mm 的混凝土砌块,其强度等级为 C40,钢筋混凝土保护层厚度为 50 mm。Cable 结构单元和 Liner 结构单元分别用来模拟锚杆锚索支护和混凝土砌碇支护^[18]。根据初始设计要求,顶板和帮部安装了 14 排锚杆和锚索,共计 420 根,锚杆和锚索的力学参数如表 2 所示。混凝土砌碇厚度设定为 0.6 m。支护模拟的具体实现过程如图 3 所示。

表 3 支护模拟方案

Table 3 Support simulation schemes

序号	模拟方案	作用
1	无支护	对照
2	锚杆单独支护	验证锚杆支护效果
3	锚索单独支护	验证锚索支护效果
4	混凝土砌碇单独支护	验证衬砌支护效果
5	锚杆锚索与混凝土砌碇联合支护	验证联合支护效果

3 结果及分析

3.1 开挖顺序优化结果及分析

通过模拟计算平衡,得到各方案的塑性区破坏情

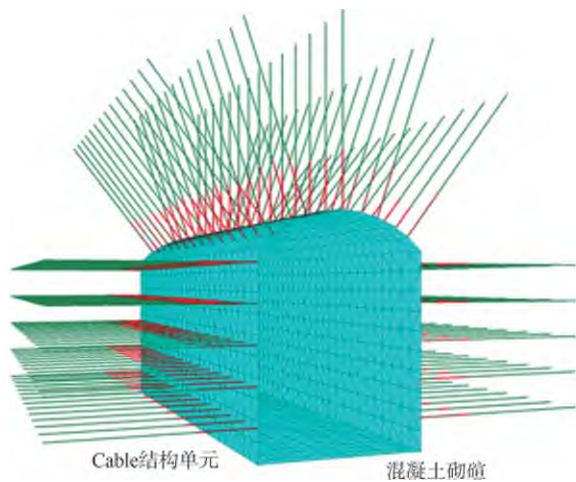


图 3 硐室支护模拟模型

况,如图 4 所示。从图 4 可以看出:不同的开挖顺序必然会对硐室围岩产生不同的扰动影响,最终表现

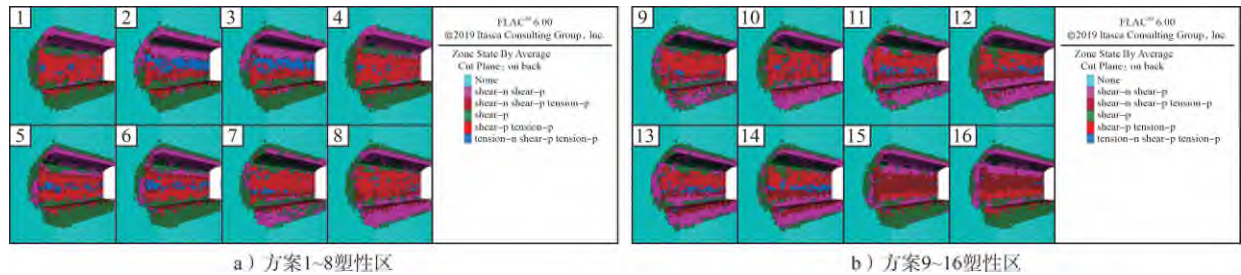


图 4 各方案开挖塑性区破坏情况

Fig. 4 Plastic zone damage caused by excavation for different schemes

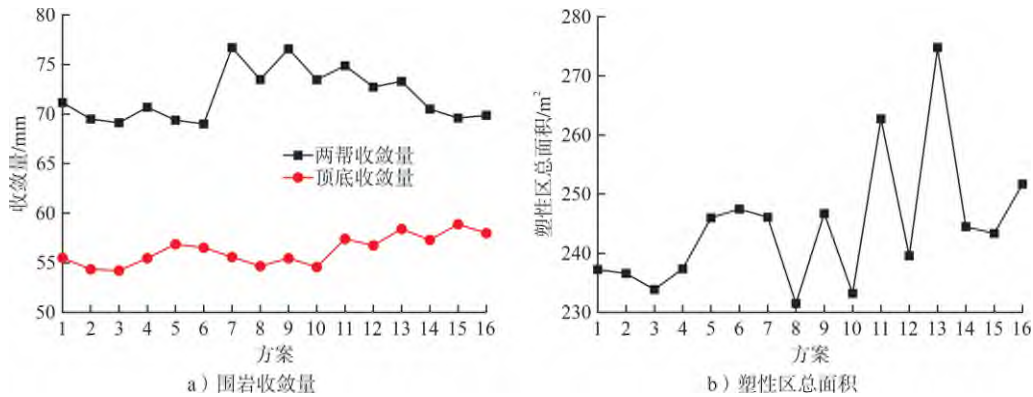


图 5 围岩收敛量与塑性区总面积变化曲线

Fig. 5 Curves of variation for surrounding rock convergence and total area of plastic zones

3.2 支护参数优化分析

不同支护形式下围岩的位移分布云图如图 7 所示。从图 7 可以看出:当没有任何支护时,硐室的两帮收敛量达到了 7.7 cm,顶底板收敛量为 5.6 cm。只选择锚杆进行单独支护,两帮收敛量为 7.6 cm,而顶底板收敛量则为 5.5 cm。单独的锚索支护,顶底板及两帮的收敛量值略低于锚杆支护,由于锚索的长度及抗拉强度更高,因此锚索支护效果略胜于锚杆支护。锚杆锚索与围岩之间的相互接触会产生挤压摩擦,二者的作用机理类似。混凝土砌碹支护

为塑性区发育范围与围岩收敛量存在显著区别。各开挖方案数值计算结束后硐室围岩塑性区总面积与收敛量的变化曲线如图 5 所示。从图 5 可以看出:①在同等条件下,方案 6 的两帮收敛量最小,方案 3 的顶底收敛量最小;②两帮收敛量都远高于顶底收敛量;③方案 8 开挖时是塑性区总面积最小的方案。

通过前述分析可知,塑性区总面积与围岩收敛量的最小值均属于不同方案,为确定硐室的最佳开挖方式,仍以围岩稳定性评价系数作为评价指标,将方案 1 中的两帮收敛量、顶底收敛量和塑性区总面积作为参照量。各方案的围岩稳定性评价系数如图 6 所示。从图 6 可以看出:方案 3 的稳定性评价系数最小,其次是方案 2,其余均较高。从可行性角度分析方案 2、方案 3 均可选择,但根据矿山要求、凿岩开挖器具及开挖进度,选择方案 2 作为开挖的最佳方案较为合理。

极大地提高了硐室的稳定性,围岩两帮的收敛量缩短至 5.6 cm,而顶底板收敛量也减少至 3.4 cm,其他部分的变形也变小了许多。这表明,混凝土砌碹支护对围岩的支护效果远远优于锚杆锚索单独支护。当采用 3 种支护方式进行联合支护时,硐室两帮及顶底板的收敛量相对混凝土砌碹支护来说也得到了小幅度降低,这意味着三者联合支护对井下超大断面硐室变形破坏的控制效果要优于混凝土砌碹单独支护。

不同支护形式下大断面硐室围岩的塑性变形云

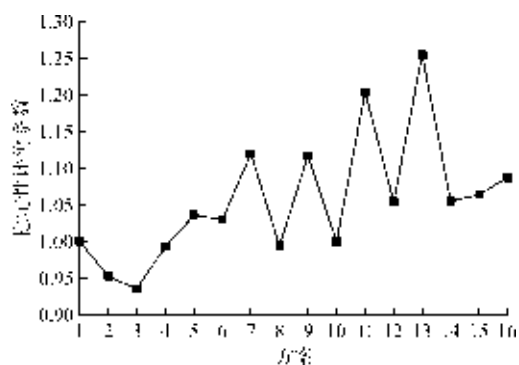


图6 各方案围岩稳定性评价系数

Fig. 6 Stability evaluation coefficients of surrounding rocks for different schemes

图如图8所示。从图8可以看出:由方案1到方案5进行支护时硐室周边塑性区范围显著减小,而硐室的稳定性得到了显著提高。当硐室没有任何支护时,硐室周边塑性区分布范围较大,破坏主要集中在顶部及帮部。而单独采用锚杆锚索支护时,硐室周边的塑性破坏范围几乎相同,这表明锚杆锚索对硐室支护效果不够明显。然而,采用混凝土砌碇单独支护后,破坏面积明显减少,硐室的稳定性得到了显著提高。采用3种支护方式联合支护后,围岩的塑性区达到最小值,硐室更加稳定。综合来看,联合使用锚杆锚索和混凝土砌碇的支护方式是一种更为优秀的方案,可有效提高井下超大断面硐室的稳定性和安全性。

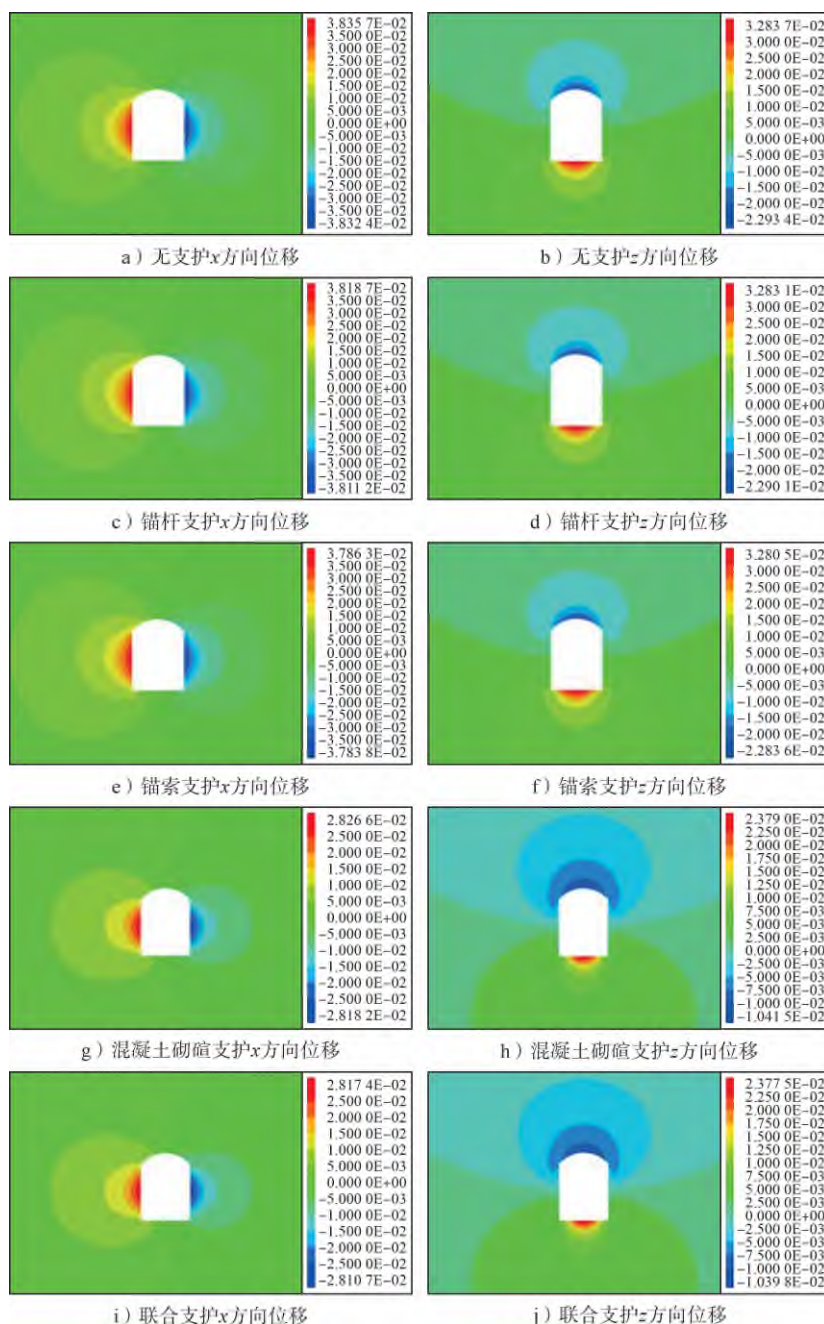


图7 不同支护形式下围岩的位移分布云图

Fig. 7 Cloud chart of surrounding rock displacement under different support forms

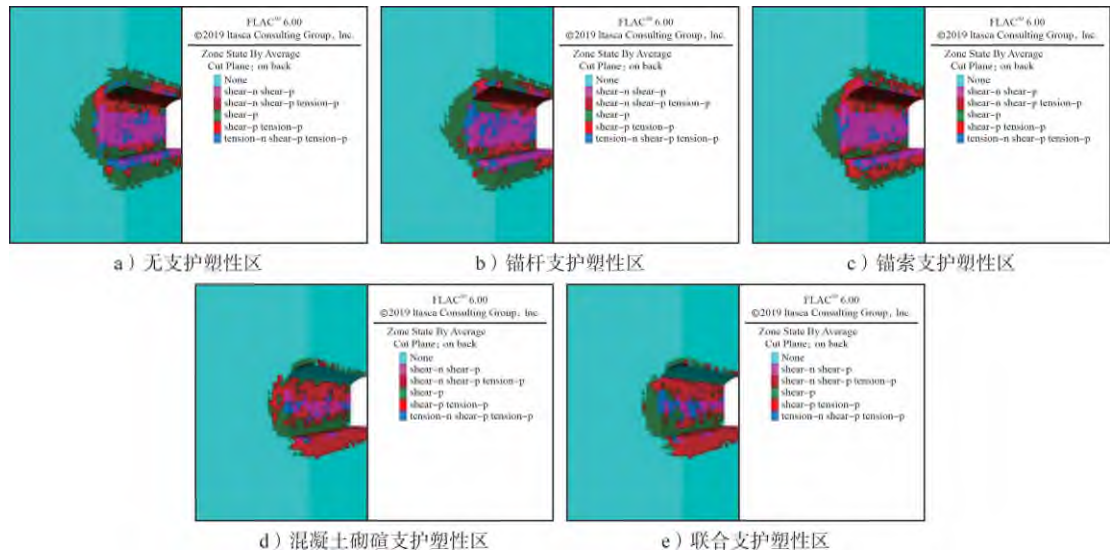


图 8 不同支护形式下大断面硐室围岩的塑性变形云图

Fig. 8 Cloud chart of plastic deformation of surrounding rocks in large-section chambers under different support forms

锚杆锚索联合支护变形特征如图 9 所示。从图 9 可以看出:联合支护下,锚杆锚索 x 方向上最大位移量约为 20 mm,集中于硐室两帮,而拱顶位移变化较小; z 方向位移变化较大的部位分布在硐室顶板及直墙脚底,最大位移量可达 7.9 mm。这主要是由于硐室开挖后,直墙处产生了较大的临空面,出现应力松弛效应,硐室围岩失去支撑,于是逐渐向内收敛。当硐室进行支护时,由于围岩与锚杆锚索及水泥浆之间相互作用,产生

了摩擦和挤拉^[19]。这种对称结构下的作用,也反映在锚固水泥浆的应力云图中,呈现对称分布的特点。在衬砌固定后,锚杆锚索垫板附近受到了较大的压力,导致应力集中的出现。与此同时,锚杆锚索的尾端则出现了拉力状态。通过观察锚杆锚索单元的塑性分布特征可以发现,在支护过程中,锚杆锚索单元并没有发生塑性屈服现象。这表明支护措施起到了很好的作用,稳定了硐室结构,提高了围岩的稳定性和抗压能力。

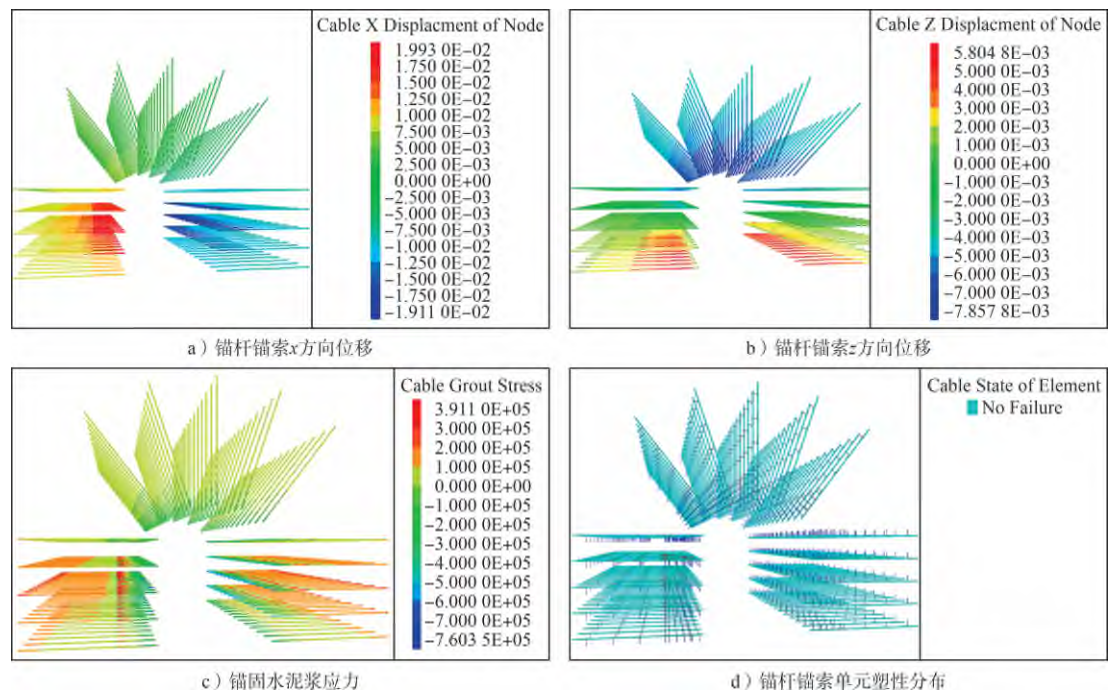


图 9 锚杆锚索联合支护变形特征

Fig. 9 Deformation characteristics of combined bolt and cable support

砌碇支护位移云图如图 10 所示。从图 10 可以看出:在水平方向上,硐室围岩受到了近乎相同的挤压力,因此变形量也接近。在垂直方向上,由于底部

未进行支护,所以围岩的位移量比拱顶多出了两倍多。此外,混凝土砌碇支护还可以提高硐室的承载能力,从而减少围岩破坏的风险。因此,在硐室设计中,

混凝土砌碇支护是一种十分重要的围岩支护形式。

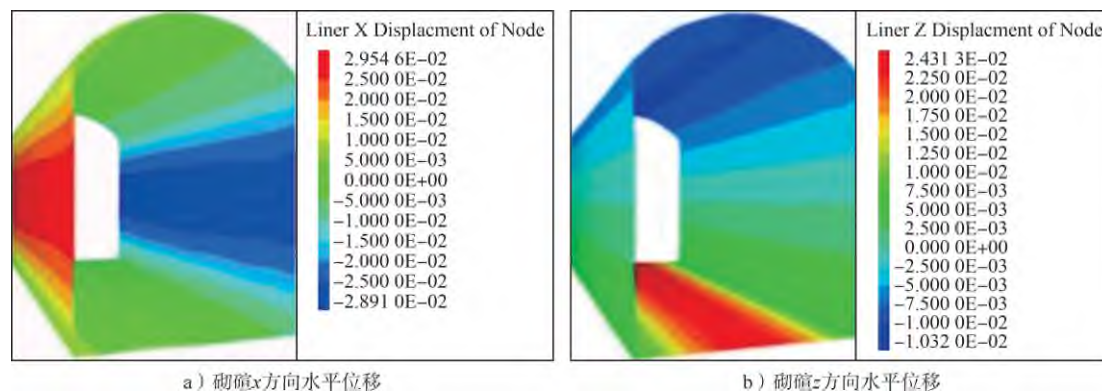


图 10 砌碇支护位移云图

Fig. 10 Cloud chart of displacement of arched masonry support

由上述分析可知,大断面硐室支护需要采用多种支护形式来确保其稳定性和安全性。联合支护可以有效增加硐室的稳定性和承载能力。尽管该支护方案已经取得了一定的效果,但是从变形破坏情况来看,硐室两帮中间部位仍然是硐室变形的部位,变形量约为 5.6 cm,底板中央部位的变形量也达到了 3.4 cm。这表明该方案还需要进一步优化改善。

3.3 支护方案改进

前述模拟结果表明,在不同的支护参数下,硐室帮部、中间部位及底板中间部位仍有一定变形量,因此,对初始支护方案进行改进:首先,适当提高锚杆锚索的支护密度;其次,针对变形部位进行注浆补强。在锚杆锚索与混凝土砌碇联合支护方案中,将锚索数量增加至 270 根,并增加锚杆的数量和长度,其中长 3 m 的锚杆共 336 根、长 4.5 m 的锚杆共 168 根。锚杆锚索支护改进方案平面布置如图 11 所示。通过模拟计算和对比分析,发现改进后的支护方案,不仅使得围岩受力分布更加均匀,而且具有很好的承载能力和稳定性,同时增强了支护效果。

4 结 论

1) 建立了大断面硐室分布开挖模型,依据“先顶后帮”“先帮后顶”“帮顶同掘”的原则并参照工程现场中综掘机截割方式,设计 16 种模拟开挖方案。模拟结果表明,采用“先顶后帮”的断面开挖方式具有较小的扰动,并确认了最佳的开挖顺序。

2) 模拟结果表明:采用锚杆锚索与混凝土砌碇联合支护方式可以更好地控制深部大断面硐室的变形和破坏,相较于混凝土砌碇单独支护方式,联合支护的效果更佳。

3) 在锚杆锚索与混凝土砌碇联合支护方案中,硐室帮部、中间部位及底板中间部位仍有一定变形量。因此,将锚索数量增加至 270 根,并增加锚杆的

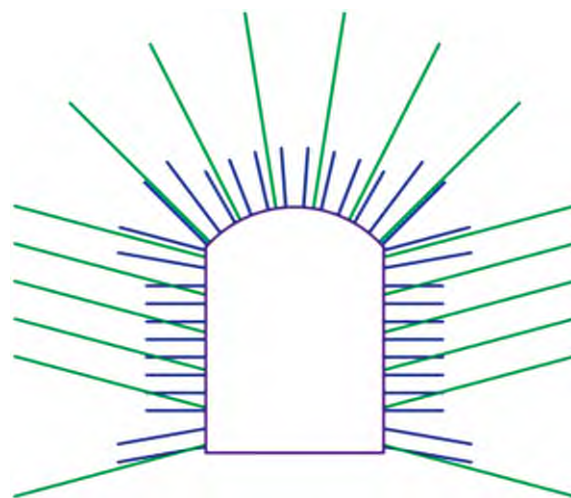


图 11 锚杆锚索支护改进方案平面布置示意图

Fig. 11 Plan layout of improved bolt and cable support

数量和长度,其中,长 3 m 的锚杆共 336 根、长 4.5 m 的锚杆共 168 根。改进后的支护方案,不仅使得围岩受力分布更加均匀,而且具有很好的承载能力和稳定性,同时增强了支护效果。

[参考文献]

- [1] 何满潮,李春华,王树仁.大断面软岩硐室开挖非线性力学特性数值模拟研究[J].岩土工程学报,2002(4):483-486.
- [2] 周东良,刘玉桥,李占奎,等.深部金属矿山卸压开采硐室设计及模拟效果分析[J].黄金,2018,39(4):27-30,47.
- [3] 肖同强,李化敏,杨建立,等.超大断面硐室围岩变形破坏机理及控制[J].煤炭学报,2014,39(4):631-636.
- [4] 刘焕新,王剑波,赵杰,等.胶东大型黄金矿山深部开采地压控制实践[J].黄金,2018,39(9):39-44.
- [5] 蒋绍永,肖同强,陈贵阳.特大断面硐室底鼓控制技术[J].煤炭科学技术,2015,43(3):36-39.
- [6] 肖同强,李化敏,王桂生,等.复杂结构大断面硐室围岩稳定控制研究[J].采矿与安全工程学报,2017,34(1):9-15.
- [7] 贾住平,郑禄璟,金开玥,等.超大断面破碎软岩硐室围岩稳定性及控制技术研究[J].黄金,2024,45(9):1-7.
- [8] 林惠立,石永奎.深部构造复杂区大断面硐室群围岩稳定性模拟分析[J].煤炭学报,2011,36(10):1619-1623.

- [9] 韦四江,勾攀峰,于春生.大断面破碎硐室围岩蠕变模拟及控制技术[J].采矿与安全工程学报,2013,30(4):489-494.
- [10] 程燕学.大断面硐室锚喷注联合支护技术[J].煤炭科学技术,2016,44(2):128-132.
- [11] 程燕学,郑新旺.大断面强流变软岩硐室群失稳机理及加固技术研究[J].能源技术与管理,2013,38(5):21-23.
- [12] 王峰,余庆,张建.深部大断面软岩硐室支护技术优化及应用[J].煤炭科学技术,2016,44(2):133-138.
- [13] 冯月新,尹乾,许国安.大断面软岩硐室稳定性控制技术[J].煤炭科学技术,2016,44(1):90-94.
- [14] 翟新献,秦龙头,赵高杰,等.大断面硐室顶板卸压机理及其应用技术研究[J].煤炭科学技术,2015,43(10):1-6.
- [15] 翟新献,涂兴子,李如波,等.平煤八矿硐室围岩控制联合支护技术研究[J].煤炭技术,2018,37(5):1-3.
- [16] 杨仁树,薛华俊,郭东明,等.复杂岩层大断面硐室群围岩破坏机理及控制[J].煤炭学报,2015,40(10):2 234-2 242.
- [17] 岳中文,杨仁树,闫振东,等.复合顶板大断面煤巷围岩稳定性试验研究[J].煤炭学报,2011,36(增刊1):47-52.
- [18] 司林坡,王晓卿.基于数值模拟的煤矿井下超大断面硐室支护优化[J].煤炭科学技术,2022,50(3):61-68.
- [19] 康红普,林健,杨景贺,等.松软破碎井筒综合加固技术研究与实践[J].采矿与安全工程学报,2010,27(4):447-452.

Excavation sequence and support parameter optimization for large-section chambers in deep mining

Li Hongye¹, Yang Yaping¹, Luo Huanzhen¹, Zhang Xizhi¹, Shi Ming¹, Wang Gang¹, Chen Xun²

(1. Mining Engineering Branch of Jinchuan Group Engineering Construction Co., Ltd.;

2. School of Resources and Environmental Engineering, Shandong University of Technology)

Abstract: To address the stability challenges when large-section chambers are excavated in deep mining, this study employed numerical simulations to investigate excavation sequences and optimize support parameters for large-section chambers. A distribution and excavation model for large-section chambers was established, and 16 excavation schemes were designed based on principles such as "roof first, then walls" "walls first, then roof" and "simultaneous walls and roof" as well as the cutting approach of integrated excavator on mine site. The study analyzed the effects of 5 different support types and optimized support parameters based on the simulation results. The findings indicate that the "roof first, then walls" excavation sequence results in minimal disturbances when considering factors like plastic zone changes, surrounding rock convergence, and excavation equipment. Bolts, cables, and concrete lining significantly enhance chamber stability and load-bearing capacity; however, deformation persists in the wall, middle, and middle areas of floors of the chamber. It is recommended to increase the density of bolts and cables and supplement with grouting for reinforcement.

Keywords: deep mining; large-section; chamber; stability; numerical simulation; excavation sequence; support

(上接第 68 页)

Study on the influence of flocculant residue on the rheological properties of ultrafine ungraded tailings paste-like slurry

Wang Wenbo¹, Li Shuai², Yu Zheng², Li Zhenlong³, Wang Hongtao³

(1. Henan Yudi Science and Technology Group Co., Ltd.;

2. School of Resources and Safety Engineering, Central South University;

3. Henan Zhongkuang Energy Co., Ltd.)

Abstract: Ultrafine tailings exhibit slow settling rates, low thickening efficiency, and high overflow water turbidity, necessitating the use of flocculants to accelerate fine particle sedimentation. However, flocculant residues remain in the thickened paste-like slurry, increasing its viscosity, reducing its concentration, promoting agglomeration, and raising pipeline transport resistance. This study employed theoretical analysis and field experiments to explore the mechanism by which flocculant residue influences the rheological properties of ultrafine ungraded tailings paste-like slurry. Results indicate that under flocculant restoration or shear damage, the floc network structure either encapsulates or releases water molecules, inducing migration and transformation between free and capillary water. This phenomenon is the fundamental cause of changes in the shear rheological properties of ultrafine ungraded tailings paste-like slurry. By optimizing flocculant selection, the study achieved a significant reduction in flocculant dosage and effectively mitigated its adverse effects. The findings hold substantial significance for systematically advancing the theory and methods of paste-like slurry shear rheology and pipeline transport.

Keywords: ultrafine ungraded tailings; paste-like slurry; flocculant residue; rheological properties; pipeline transport; shear rheology