

深部岩体力学

大型硐室分层开挖支护参数优化与 稳定性模拟

Supporting Parameters Optimization and Stability Numerical Simulation in Layered Excavation of Large Chamber

苏永定¹, 薛小蒙¹, 李国骁¹, 路丰豪², 黄明清²

(1. 塞尔维亚紫金矿业有限公司, Bor Serbia 19210; 2. 福州大学紫金地质与矿业学院, 福建 福州 350108)

摘要:本文以塞尔维亚某铜矿大型破碎硐室开挖为工程背景,结合地质特征和作业条件确定了硐室开挖工艺与支护方法,基于加固拱等理论计算了锚杆、预应力长锚索等支护参数。结果表明,单侧导硐正台阶分层施工可实现不良岩层大型硐室开挖过程稳定性,其中上分层拱部“导硐+扩刷”三步开挖比一次开挖成形时顶板竖向位移和侧帮水平位移分别减少了27.9%和35.7%;锚-网-喷-锚索临时支护和钢筋混凝土永久支护的联合支护条件下,破碎硐室的顶板应力拱与侧帮受拉应力大幅减小,围岩位移量及塑性区最大深度减小明显,保障了硐室开挖与服役期间的安全。

关键词:破碎硐室; 预应力长锚索; 联合支护; 台阶分层开挖

中图分类号: TD354 文献标志码: A 文章编号: 1672-609X(2024)06-0001-05

Abstract:The orepass-crushing system is a critical large chamber in underground metal mines during construction and production phases. Temporary and permanent support methods are essential to maintaining the stability of the chamber during excavation and service periods. Taking the excavation of a large crushing chamber in a Serbian copper mine as an example, the excavation process and support methods were determined based on geological characteristics and operating conditions. Support parameters, such as rock bolts and prestressed long anchors, were calculated using reinforced arch theories. The results show that a single-side pilot drift with positive step layered excavation ensures stability during the excavation of large chambers in poor rock conditions. For the upper-layer arch, the “pilot drift-extension brushing” three-step excavation reduces the vertical displacement of the roof and horizontal displacement of the sidewalls by 27.9% and 35.7%, respectively, compared to one-time full-section excavation. Under combined temporary support (bolts, mesh, shotcrete, and anchors) and permanent support (reinforced concrete), the stress arch in the roof and tensile stress in the sidewalls of the crushing chamber were significantly reduced. The displacement of surrounding rock and the maximum depth of the plastic zone were also effectively minimized, ensuring safety during both the excavation and service periods of the crushing chamber.

Key words:crushing chamber; prestressed long anchors; combined supporting; bench layered excavation

1 前言

井下溜破系统是地下金属矿山基建期和生产期的关键工程,直接关系到整个矿山生产系统的形成和生产能力。溜破系统通常为较大规模的硐室群,尤其是破碎硐室具有大断面、高边帮、长服役周期的

特征,开挖和支护的难度较大^[1-3]。国内外学者对地下大型硐室开挖和支护开展了一系列研究,Adhikari等人^[4]详细介绍了长×宽×高为525 m×16 m×27 m的大型地下硐室中央上部导硐、扩刷和台阶分层的开挖工艺;赵明祥^[5]系统地介绍了高应力、不稳定岩层、稳定岩层等不同地质条件下大型硐室的施工工艺,阐述了大型硐室分层、分区开挖过程超前支护、临时支护和永久支护的适用性。地质条件、支护方式与开挖工艺和步骤密切相关,Zhao^[6]、黄康鑫^[7]、石广斌^[8]、Wu^[9]等人分别研究了地应力特征、硐室临空面、不良地质体、岩体结构面等因素对硐室围岩变形、破坏的影响行为和破坏规律。梁

[作者简介] 苏永定(1982—),男,甘肃定西人,硕士,高级工程师,主要从事金属矿资源开发技术与管理工。

[基金项目] 国家重点研发计划“高寒及生态脆弱区大型矿山绿色开采技术”(项目编号:2022YFC2903900)。

[引用格式] 苏永定,薛小蒙,李国骁,等.大型硐室分层开挖支护参数优化与稳定性模拟[J].中国矿山工程,2024,53(6):1-5+12.

权宇等人^[10]通过数值模拟发现采用“金属网+喷射混凝土+锚杆”联合支护后,大断面硐室两帮移进量及塑性区面积明显减小。朱光丽等人^[11]认为可以在深井大型硐室中采用包括钢筋网、混凝土、预应力锚索在内的内层、外层双重均撑支护,通过全断面均布预应力来提高硐室稳定性。Luo等人^[12]提出采用预应力锚杆-锚索联合支护来解决大跨度、大断面开挖体岩层大变形的问题,并通过预应力、预应力损失和被动支护效应确定了岩锚杆和锚索的锚固力。杨鹏^[13]、胡国斌^[14]等人分别介绍了谦比希铜矿Ⅱ级围岩大型维修硐室采用锚-网-喷联合支护的工程实例,详细介绍了支护参数和开挖过程稳定性特征。这些研究对各类特定地质、施工条件下的大型硐室开挖与支护提供了宝贵的借鉴。

然而,不良岩层条件下大型硐室不仅要考虑开挖过程的临时支护,也要通过永久支护来提高服役周期长的关键大型硐室的稳定性。本文以塞尔维亚某不良岩层条件下的大型破碎硐室开挖为案例,首先基于工程地质条件确定硐室开挖工艺与支护方法;其次,通过数值模拟对比分层分步施工过程中硐室围岩应力、位移、塑性区发展规律,并进一步针对性地分析和验证锚-网-喷-锚索-钢混联合支护对大型破碎硐室稳定性控制的效果,从而为不良岩层大型地下硐室的开挖和支护提供技术支撑。

2 大型硐室地质特征

1) 硐室基本特征

塞尔维亚某铜矿在-320 m中段施工溜井破碎系统,埋深约720 m,服务期为生产期的第3~13年。破碎硐室形式为直墙圆弧拱形断面,设计规格长×宽×高=20.5 m×10.5 m×14.7 m,掘进断面高达145.83 m²,属于超大断面硐室。破碎硐室一端为矿仓并连通溜井,另一端连通大件道和除尘硐室,破碎硐室振动放矿机下方与胶带运输巷相连。

2) 硐室赋存环境分析

矿区的大地构造属于第三纪板块碰撞后期发生多期俯冲及造山作用的结果。破碎硐室未见明显断层发育,顶板发育有少量高岭土化泥化带,东侧侧壁发育泥化蚀变带,西侧侧壁节理裂隙发育,硐室围岩整体上较破碎,未见基岩构造裂隙水。本处岩性属蚀变下部安山岩,色泽光滑,用指甲可扣动,岩石强度一般。

采用IRMR值进行岩体质量分级,根据岩体基

本质量的定性特征、巷道自稳时间、实测工程参数及岩体基本质量指标RMR值等数据,发现破碎硐室围岩工程岩体质量等级基本为Ⅲ级,属质量和稳固性差岩体。

3 大型硐室开挖方式与支护参数

3.1 大型硐室开挖方法选择

根据围岩稳定性和断面大小,井下大断面硐室主要有全断面施工法、导洞施工法、台阶式分层施工法等三种常用施工方法。

(1)全断面施工法。按硐室的设计掘进断面一次将硐室掘出。适用于围岩稳定、断面高度不大于5 m的硐室掘进。

(2)导洞施工法。在硐室的某一部位先用小断面的导洞掘进,然后再进行扩帮、挑顶,将导洞逐步扩大至设计断面。根据导洞在硐室断面内的位置不同,又可以分为中央上导洞、中央下导洞、单侧下导洞、双侧下导洞、上下导洞等多种施工方法。适用于围岩稳定性差、断面较大的硐室。

(3)台阶式分层施工法。将硐室沿高度分为若干分层,按照一定的施工顺序分次进行掘进、支护的施工作业方法。按上、下分层施工顺序的不同,分为正台阶分层施工法和倒台阶分层施工法。适用于围岩稳定或中等稳定、断面较大的硐室。

由于破碎硐室开挖断面大,一次施工难度大,为了确保围岩稳定性和施工作业安全,同时为加快硐室掘进速度,拟采用台阶正分层施工,由上而下分三个分层,掘进分层高度为4.9 m,第一层掘进、支护完后进行第二层的掘进,第二层掘进、支护完后进行第三层的掘进、支护,从溜井-破碎硐室交界处依次向硐室另一端掘进。下行分层掘进时,上分层掘进难度最大,因此在上分层单侧施工4.5 m×4 m导洞,再从硐室边帮一侧往外分两次扩刷形成上分层全断面。破碎硐室共分成三个分层七个步骤施工,施工顺序如图1所示。

3.2 支护方式分析

支护目的是使破碎硐室在服务期间保持稳定,因此需在保持硐室稳定的前提下确定经济合理的支护形式与参数。锚-网-喷联合支护具有适应性强、工艺成熟、支护效果好等特点,是不良岩层和大断面硐室优先的支护形式。大型硐室断面大、边墙高、跨度大,硐室顶板易在构造应力、自重应力、开采扰动和溜井放矿冲击等复杂条件下发生拉伸或剪切破坏,

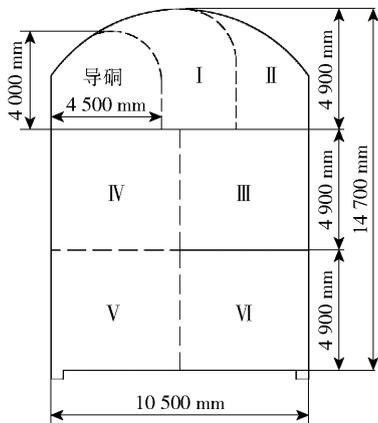


图1 大型破碎硐室单侧导洞d正台阶分层施工顺序

同时考虑到该硐室埋深达720 m且服务周期长,故在开挖过程中采用预应力长锚索强化顶板临时支护,并在各分层开挖结束后浇注500 mm钢筋混凝土进行永久支护。因此,不良岩层大型硐室开挖过程支护方式为锚-网-喷-锚索临时支护加钢混永久支护。

3.3 支护参数优化

1) 锚杆

采用MSGLW-350/20×3000型螺纹钢式树脂锚杆,其中杆体为HRB400型左旋无纵筋螺纹钢,屈服强度400 MPa,抗拉强度540 MPa,断后拉伸率16%,最大力总伸度率7.5%。

根据加固拱理论,计算得锚杆锚固力 Q 为125.7 kN,巷道开挖后破碎带厚度 δ_p 为7.89 m,锚杆有效长度 L_e 为破碎带厚度 δ_p 与等效圆掘进半径5.79 m之差2.11 m,锚杆长度 L 为有效长度 L_e 、锚固长度 L_i 和外露长度 L_w 之和2.81 m,取3.0 m;锚杆间排距为1.10 m。钻孔直径为32 mm,对应的锚固剂直径为28 mm,锚固剂长度0.6 m,型号MSK2860,凝结时间41~90 s,选择端部锚固。配套M20型螺母,边长150 mm、厚度10 mm的正方形拱形托盘。

2) 预应力锚索

预应力锚索主体结构分为锚固段、自由段及外锚固段,其中,锚固段长度 L_a 计算时同时考虑上覆岩层、钢筋混凝土自重和1.2安全系数,计算得3.5 m;锚索自由段长度 L_b 为破碎带厚度 δ_p (7.89 m)与顶板松动区厚度 h_1 (2.45 m)之J差5.45 m,取5.5 m;外锚固段长度 L_c 为上托盘及锁具的厚度 L_c (0.2 m)与需要外露的张拉长度 L_d (0.3 m)之和,计算得锚索长度 L 为9.5 m。采用1×7 21.6 mm钢绞线,钢绞线直径21.60 mm,钻孔直径28 mm,故选择锚固剂直径24 mm,单个钻孔使

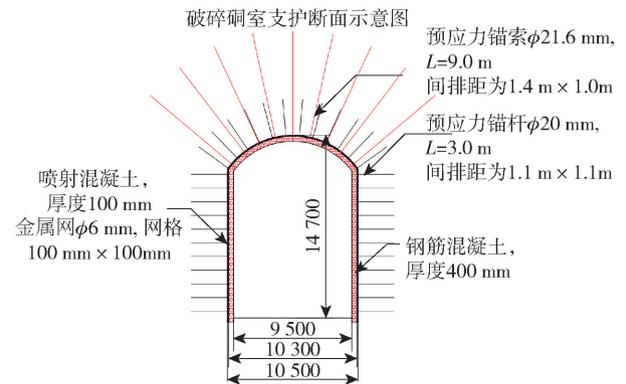
用6卷长500 mm的锚固剂,型号为MSZ2450。配套150 mm×150 mm×12 mm的钢制蝶形托板和21.6 mm倒楔型锚索锁具。

3) 其他支护参数

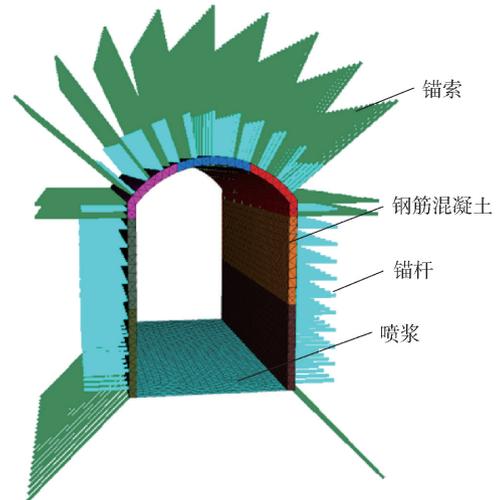
锚-网-喷-锚索联合支护中,喷射混凝土强度要求C20,厚度100 mm;金属网片采用搭接方式铺设,搭接长度为100 mm,网片间连接采用14#绑丝连接,双丝双扣孔孔相联。

在临时支护的基础上,采用500 mm厚钢筋混凝土作为永久支护。设计混凝土强度为C30,采用双层钢筋,其中环向主筋为22 mm钢筋,纵向构造钢筋为10 mm,网度为400 mm×400 mm,施工时要求顶部混凝土必须与喷射混凝土层接顶。

大型破碎硐室支护参数如图2所示。



(a) 锚-网-喷-锚索-钢混联合支护设计



(b) 锚-网-喷-锚索-钢混联合支护数值模型

图2 不良岩层大型破碎硐室支护形式与参数

4 大型硐室稳定性数值模拟

4.1 模拟方法与过程

1) 数值建模

采用Rhino、CAD软件建立破碎硐室数值分析

模型,并采用大型有限元软件进行分析。模型尺寸为硐室尺寸的3~5倍,即长×宽×高=125 m×21.8 m×156 m。为提高计算精度,远离硐室区域的单元尺寸约3 m,硐室及其周边区域网格尺寸加密至0.5 m,模型共784 136个单元和139 124个节点。

2) 模拟基础条件

根据现场地应力测试结果,该矿区的地应力由北偏西水平应力主导,最大水平主应力26.2 MPa,

方向307°,中间主应力16.5 MPa,最小水平主应力13.1 MPa,垂直主应力16.23 MPa。采用弹塑性本构中的Mohr-Coulomb模型,岩体力学参数为:下部安山岩,岩体质量分级为III级,容重 2.74 g/cm^3 ,弹性模量 $E=1.582 \text{ GPa}$,泊松比0.33,内聚力 $C=1.004 \text{ MPa}$,内摩擦角 29.21° ,抗拉强度 0.0073 MPa 。锚杆及长锚索输入参数见表1。

表1 锚杆及长锚索材料属性

| 材料 | 弹性模量/ GPa | 截面积 $1 \times 10^{-4} \text{ m}^2$ | 抗拉强度/ kN | 锚固剂黏结力 $1 \times 10^6 \text{ N/m}^2$ | 锚固剂黏结刚度 $1 \times 10^7 \text{ N/m}$ | 锚固剂外圈周长/ m |
|----|--------------|---------------------------------------|-------------|-----------------------------------------|----------------------------------------|---------------|
| 锚杆 | 200 | 3.799 4 | 125 | 0.9 | 2 | 0.1 |
| 锚索 | 210 | 3.66 | 492 | 2 | 2 | 0.126 |

3) 模拟方案

模拟计算之前,按照模型中对应区域进行材料参数赋值,并施加前述相应边界条件,模型左右边施加水平位移约束,即水平位移限制为零,模型底边界施加约束限制, X 、 Y 、 Z 三个方向的位移,沿着硐室走向的前后两个边界施加 Y 方向的位移约束,在 Z 轴负方向施加重力加速度 9.81 m/s^2 。

先进行地应力反演,再根据3.1节所述顺序进行破碎硐室施工,分为两种方案:①共3个分层7个开挖步骤,按施工步骤只开挖不支护,计算至每一步收敛平衡,并监测硐室位移、应力和塑性区分布;②每一步开挖完成后进行临时支护,待上分层开挖及临时支护完成后进行上分层的永久支护;中下分层每一步按照开挖→临时支护→永久支护的顺序进行模拟,并利用程序自动解算直至每一步达到收敛平衡。

4.2 模拟结果分析

1) 上分层开挖结束位移

由于破碎硐室顶板跨度较大,因此上分层施工难度最大,岩体最易失稳。上分层开挖完成后硐室顶板竖直位移如图3所示,模拟表明不支护条件下竖直位移最大为15.433 mm,侧帮水平位移最大为15.282 mm。

作为对比,同时模拟了上分层一次开挖成形的顶板位移,发现硐室拱部上分层若一次开挖成形,会造成顶板竖向位移短期内快速增加,而上分层拱部“导洞+扩刷”三步开挖比一次开挖成形顶板竖向位移量减少了27.9%,侧帮水平位移减少了35.7%。

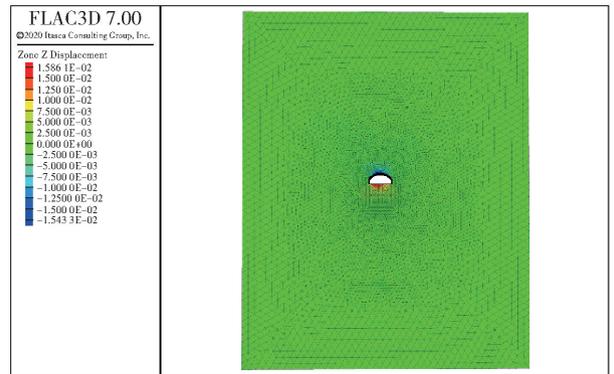


图3 硐室上分层开挖完成竖直位移

2) 硐室开挖结束后位移特征

不支护条件下,随着硐室开挖的进行,硐室顶板位移逐渐增加,其中顶板中心处位移变化明显,最大为41.747 mm;这与张亚勤^[15]等人观察到的规律一致。水平位移上,垂直硐室走向(X 方向)最大位移在硐室帮部中间位置,其表面水平方向位移最大为44.896 mm。采用锚-网-喷-锚索-钢混联合支护后,硐室顶板中央竖直位移降至11.86 mm,而围岩水平最大位移降为16.48 mm,发生在钢筋混凝土与围岩交界处。硐室开挖并支护完成水平位移如图4所示。

3) 硐室开挖完成后应力分布

破碎硐室开挖扰动造成原始应力状态改变,顶板处在无支护状态,在自身重力及上覆岩层的作用下围岩应力重新分布,从垂直硐室走向剖面最大主应力云图(图5)可看出,应力重分布后在上覆岩层以及底板下端形成应力拱,并在顶板上端3~7 m处,底板下端5~10 m处产生应力集中。无支护与

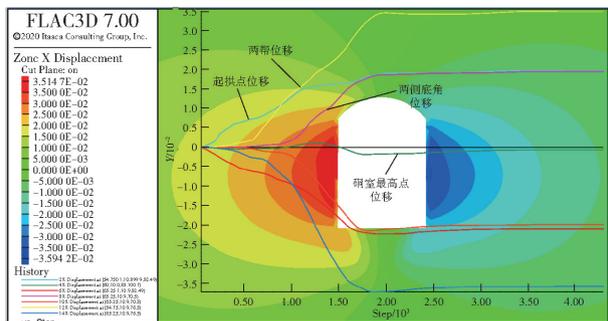


图4 硐室开挖并支护完成水平位移云图

支护硐室顶板竖向应力沿围岩径向深度整体分布规律相似,最大主应力 35 ~ 45 MPa,但支护后在顶板形成的应力拱比不支护时大幅度减小,表明支护后的围岩完整性有较大提高。

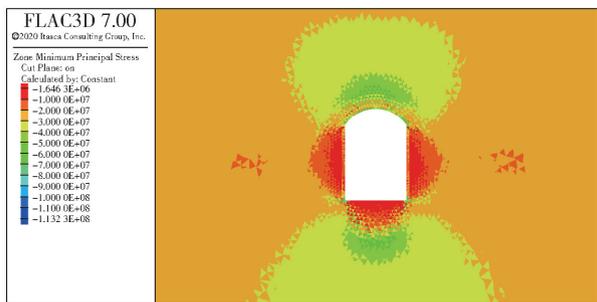


图5 硐室开挖并支护完成后最大主应力分布

不支护时,分析沿硐室走向最小主应力可发现,硐室顶底板及侧帮均存在拉伸破坏,开挖结束后距离顶板 2 m 处最大拉应力为 0.322 MPa。支护后,硐室顶板受拉不明显,侧帮所受拉应力也有所减小,表明联合支护能够改善围岩的应力环境,减少硐室开挖导致的应力集中程度。

4) 硐室开挖完成后塑性区分布

硐室开挖结束的塑性区分布如图 6 所示,发现不支护时,从上分层开挖开始硐室顶底板即开始发生剪切破坏且破坏范围不断加大;整体开挖完成后硐室表面发生剪切破坏和拉伸破坏,顶板 2 m 范围内围岩既发生剪切破坏也发生拉伸破坏,顶板塑性区最大厚度 5.65 m,侧帮塑性区最大厚度 6.55 m。支护后硐室顶板塑性区范围大幅度减少,硐室顶板仅中心最高位置存在少量拉伸和剪切破坏区域;塑性区最大深度 3.01 m,较不支护减少 46.06%;两帮塑性区最大深度降为 5.62 m。

5 工程应用案例

塞尔维亚某铜矿 - 320 m 破碎硐室于 2023 年 11 月开始开挖,采用 YUD600 型围岩离层监测仪和

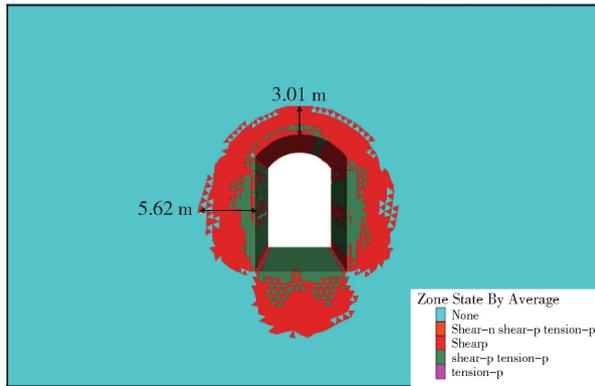


图6 硐室开挖并支护完成后塑性区分布

YHJ40J 激光测距仪分别监测顶板、两帮的相对位移,开挖过程未发现顶板、两帮位移的突然变化,顶板中央竖直位移 13.6 mm,沿走向两帮中央相对位移 17.2 mm,硐室围岩整体稳定性良好(图 7)。



图7 大型破碎硐室开挖现状

6 结论

(1) 三分层七步骤的单侧导硐正台阶分层施工工艺有利于保障不良岩层大型硐室围岩稳定性与作业安全性,其中上分层拱部“导硐 + 扩刷”三步开挖比一次开挖成形顶板竖向位移和侧帮水平位移分别减少了 27.9% 和 35.7%。破碎硐室宜采用开挖过程锚-网-喷-锚索临时支护和钢筋混凝土永久支护的联合支护方式。

(2) 开挖造成硐室围岩应力重分布,无支护与强支护条件下硐室顶板竖向应力沿围岩径向深度分布规律相似,但锚-网-喷-锚索-钢混联合支护后顶板应力拱与侧帮受拉应力大幅减小,硐室顶板仅中心最高处出现少量拉伸和剪切破坏区域,塑性区最大深度亦减小明显,围岩完整性得到提高。

[参考文献]

[1] 康红普,林健,杨景贺,等. 松软破碎硐室群围岩应力分布及综合加固技术[J]. 岩土工程学报, 2011, 33(5): 808-814.