谦比希铜矿破碎石英岩内巷道支护技术优化*

张鹏飞[1]，龚武田[1]，王贻明[2]，肖柏林[2]，刘鹏鹏[2]

（1.中色非洲矿业有限公司， 赞比亚 基特韦市 22592；
2.北京科技大学 资源与安全工程学院， 北京 100083）

摘要：谦比希铜矿东南矿体赋存于浅变质岩地层中，围岩节理裂隙发育，在高地应力作用与长期采动扰动作用下，巷道易出现顶板破碎、锚杆松脱、锚网坍落等灾害。为解决现有管缝锚杆支护效果差、适应性不足的问题，针对矿体上、下盘破碎石英岩开展节理裂隙与岩石力学特性分析，基于典型巷道破碎变形特征，综合考虑不同锚杆类型的适用性与力学性能，提出采用树脂锚杆替代原有管缝式锚杆进行破碎围岩巷道支护，并运用3DEC数值模拟方法建立典型巷道模型，对比分析两种支护方案的位移控制效果与围岩响应特征。结果表明：综合RMR法、Q系统法、BQ法确定石英岩岩体质量等级为Ⅲ级；用树脂锚杆代替原有管缝锚杆进行支护，锚杆长度为2.4 m，间距、排距均为1.2 m；相比于管缝锚杆，采用树脂锚杆支护后，顶板下沉量下降8.4%，底板底鼓量降低4.4%，帮壁向内收敛变形得到显著改善，巷道整体稳定性提升。工业应用结果表明，树脂锚杆平均拉拔力为174.17 kN，远高于设计值101.47 kN，初支成本是管缝锚杆支护的2.75倍，补支率降至2.46%，补支成本降低约84%。研究结果可为同类巷道工程支护优化提供技术支撑与理论依据。

关键词：破碎石英岩；节理裂隙；树脂锚杆；巷道支护；数值模拟

中图分类号：TD353 **文献标识码**：A **文章编号**：1005-2763(2026)07-0124-09

Optimization Study on Roadway Support Technology in Fractured Quartzite of Chambishi Copper Mine

Zhang Pengfei[1], *Gong Wutian*[1], *Wang Yiming*[2], *Xiao Bolin*[2], *Liu Pengpeng*[2]

(1.NFC Africa Mining PLC, Kitwe 22592, Zambia;
2.School of Resources and Safety Engineering, University of Science and Technology Beijing, Beijing 100083, China)

Abstract: The southeast orebody of Chambishi Copper Mine is hosted in shallow metamorphic rock strata. The surrounding rock features well-developed joints and fissures. Under the influence of high in-situ stress and long-term mining disturbances, the roadways are prone to disasters such as roof fracturing, anchor bolt loosening, and anchor mesh collapse. To address the issues of poor support performance and insufficient adaptability of the existing split-set anchor bolts, an analysis of joint fissures and rock mechanical properties was conducted for the fractured quartzite in the hanging wall and footwall of the orebody. Based on the fracturing and deformation characteristics of typical roadways, the applicability and mechanical properties of different anchor bolt types were comprehensively considered, and resin anchor bolts were proposed to replace the original split-set anchor bolts for supporting roadways in fractured surrounding rock. The 3DEC numerical simulation method was employed to establish a typical roadway model, and the displacement control effects and surrounding rock response characteristics of the two support schemes were compared and analyzed. The results show that the quality grade of the quartzite rock mass is determined to be Class III based on the combined application of the RMR method, Q-system method, and BQ method. When resin anchor bolts with a length of 2.4 m and a spacing and row distance of 1.2 m are used to replace the original split-set anchor bolts for support, the roof subsidence decreases by 8.4%, the floor heave decreases by 4.4%, the inward convergence deformation of the sidewalls is significantly improved, and the overall stability of the roadway is enhanced compared with that achieved by split-set anchor bolts. The industrial application results show that the average pullout force of the resin anchor bolts is 174.17 kN, which is far higher than the design value of 101.47 kN. Although the initial support cost is 2.75 times that of the split-set anchor bolt support, the supplementary support rate is reduced to 2.46%, and the supplementary support cost is reduced by approximately

* **收稿日期**：2025-07-22
基金项目：国家自然科学基金资助项目(52374111)
作者简介：张鹏飞(1985—)，男，河南济源人，硕士，高级工程师，主要从事矿山采矿工程与岩石力学相关工作。E-mail：dapeng3017@163.com
通信作者：王贻明(1970—)，男，湖北武汉人，博士，教授，主要从事矿山采矿工程、岩石力学、膏体充填等方面的研究。E-mail：ustbwym@126.com

84%. The research results can provide technical support and a theoretical basis for support optimization in similar roadway engineering.

Key words: Fractured quartzite, Joint fissure, Resin anchor bolt, Roadway support, Numerical simulation

0　引言

深部矿山开采过程中，岩体长期处于高地应力环境，原生节理裂隙结构多处于失稳临界状态[1]。爆破作业等人为扰动所产生的高频振动波叠加于初始地应力场，会诱发节理裂隙进一步扩展、贯通，使原本完整的围岩变得破碎，破碎岩体因节理裂隙发育、完整性差、承载能力弱，极易引发矿山地下工程围岩失稳[2]，严重威胁井下施工安全与生产效率。

为应对深部高应力破碎围岩的稳定性挑战，国内外学者围绕巷道与硐室支护开展了大量研究。杨陆海等[3]针对高应力破碎岩体巷道稳定性问题，从巷道断面优化与支护等级匹配角度，提出应根据地应力分布规律合理选择巷道断面形式，并强调底板加固在整体支护体系中的重要性。王胜开等[4]基于3DEC 数值模拟与现场监测，揭示了不同岩层倾角条件下层状岩体巷道变形破坏规律，验证了现有支护体系对深部巷道长期稳定性的控制效果。郭彩守等[5]结合室内试验、数值模拟与现场监测，优化了深井大断面硐室的开挖顺序与联合支护参数，实现了围岩变形的有效控制。宋新涛等[6]以胶东某金矿－1 480 m 深部易劣化硬岩巷道为工程背景，构建岩体质量评价模型，提出及时初喷与“锚网喷＋锚索”联合支护方案，可有效控制巷道稳定性。李小松等[7]基于岩体质量分级评价，提出适应深部破碎围岩的全机械化自动支护技术，显著提升了作业效率与安全性。李建忠等[8]通过破碎岩体锚固试验揭示了承载失稳机制，提出了提高锚杆预紧力及护表强度等支护优化建议。刘允秋等[9]在深井高应力破碎岩体巷道中，采用柔性主动支护与全断面二次支护协同措施，形成组合拱结构，有效抵抗了地层压力影响。鲍伟伟等[10]运用弹塑性理论与现场监测，验证了大断面深井硐室联合支护的稳定控制效果。杨鹏等[11]基于 Bieniawski 矿柱强度理论与普氏压力拱理论，对大型维修硐室稳定性进行了校核，并确定了锚喷支护参数。上述研究从理论分析、数值模拟、现场监测及支护工艺优化等多方面出发，为深部复杂地质条件下的巷道与硐室稳定性控制提供了重要参考与工程借鉴。

中色非洲矿业有限公司东南矿体埋深较大，受采动影响，地压活动频繁；南、北采区上、下盘石英岩节理裂隙发育，采动扰动使原生裂隙由闭合转为张开，进一步削弱了围岩整体稳定性；多处巷道出现“网兜石”现象，碎石频繁撑破锚网，不仅存在较大安全风险，还导致巷道返修频繁、支护成本居高不下。现有支护体系中，不同岩体质量条件下普遍采用相同间排距的管缝式锚杆支护，但在破碎岩体区域，管缝式锚杆难以依靠管缝张力形成有效锚固。同时，受井下副井提升能力限制，砂石料供应不足，湿喷混凝土供应难以稳定保障。基于此，亟须针对破碎围岩的力学特征与工程条件，开展东南矿体破碎岩体支护优化研究，以提升巷道稳定性和使用寿命，降低返修频次，保障新掘巷道的掘支效率与施工安全。

1　工程地质与岩石力学

1.1　工程地质

1.1.1　矿体赋存条件

谦比希矿区以 1# 矿体为主，整体赋存于浅变质泥质、砂质板岩中，呈层状产出。矿体沿走向长 2 700 m，沿倾向宽 569～1 237 m，走向与倾向延伸较稳定。矿体厚度为 2.32～23.73 m，平均厚度为 8.12 m。倾角为 5°～20°，局部略有变化。2019 年完成的工程地质勘察表明，矿体和顶底板均为坚硬岩组，岩石质量好，围岩稳定性高。

矿体上部为隔水岩组：从上罗恩亚群含硬石膏的砂碎屑岩顶板至下罗恩亚群上层石英岩顶板，为连续完整的坚硬岩石隔水岩组。

矿体主要由矿化板岩、白云质板岩组成；板岩为变质岩，原岩为页岩（沉积岩）、泥岩（沉积岩）、粉砂岩或中性凝灰岩。矿体上盘为石英岩夹泥岩。

矿体下部为隔水岩组：矿层直接底板下盘围岩以变质石英岩、沉积砾岩为主，局部为白云岩和基底片麻岩（变质岩）；除白云岩外，矿层底板岩体完整、岩石质量较好，为相对隔水层。

东南矿体目前主要开采深度为 680～1 080 m，属于深部开采。多年高强度的采矿作业使深部岩体持续受地压与爆破振动影响，导致原生节理张开、贯通；同时节理面发生剪切滑移，节理面的黏结强度和摩擦因数显著降低，使其岩体质量明显弱化。

1.1.2 地应力分布

采用空心包体应力测量技术获取谦比希铜矿东南矿体深部多个测点的地应力原始数据,通过线性回归分析方法,得到最大水平主应力、最小水平主应力和垂直主应力随开采深度的回归方程,见式(1)。

$$\begin{cases}\sigma_{h,max}=0.060\ 4H-0.019\ 7\\ \sigma_{h,min}=0.030\ 7H+0.113\\ \sigma_{v}=0.027\ 5H-0.243\ 7\end{cases}\quad(1)$$

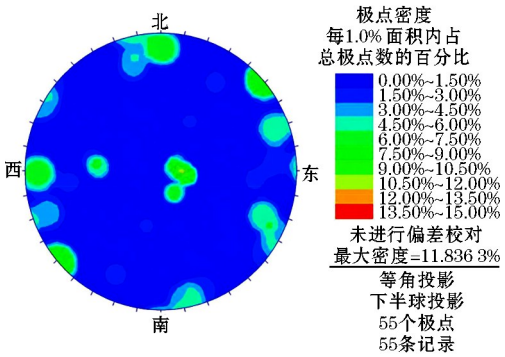
式中:H 为测点埋深,m;$\sigma_{h,max}$ 为最大水平主应力,MPa;$\sigma_{h,min}$ 为最小水平主应力,MPa;σ_{v} 为垂直主应力,MPa。

1.2 岩体质量分级

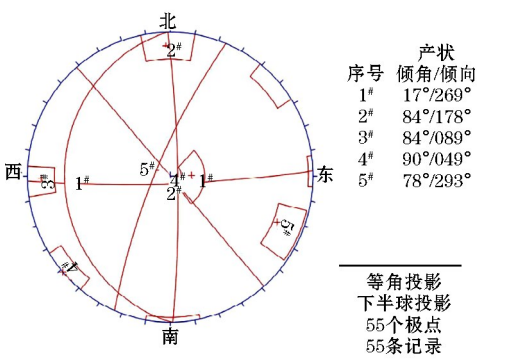
矿体主要开拓与采准巷道多布置于石英岩岩体内,针对该岩体开展节理裂隙调查与室内岩石力学试验,综合采用 RMR 法[12]、Q 系统法[13]和 BQ 系统法[14]进行岩体质量分级。

1.2.1 节理裂隙调查

本次调查共设置 4 条测线,部分岩体裂隙内含有充填物,主要为硅质、钙质,厚度多为 0.2~0.5 cm;调查区域无地下水渗出,多数巷道岩壁干燥,局部巷道岩壁潮湿,井下局部积水主要来源于施工作业用水。石英岩节理裂隙统计结果如图 1 所示。



(a) 测线节理极点强度图



(b) 测线节理极点等密度图

图 1 石英岩节理裂隙统计

Fig.1 Statistical of quartzite joint fissures

结合图 1 与岩体现场工程地质调查,可得到以下结论:

(1) 该段岩体岩性为石英岩;

(2) 4 条测线布置在矿体上盘与下盘的石英岩中,总长度为 49.5 m,共检测到节理面 190 条,节理密度为 0.26 m/条,优势节理面 4 组,其产状分别为 25°∠88°、288°∠80°、55°∠89°、251°∠47°;

(3) 巷道顶板和帮壁较干燥,无渗水现象,多数节理呈张开状态,节理张开度为 0.1~0.5 cm,充填物为泥质、硅质、钙质,遇水易软化片落;

(4) 对比优势节理面与巷道走向的相对位置关系可知,大多数优势节理的倾角较大,但存在一组缓倾斜节理组,该组节理将岩体切分得较为破碎,导致岩石的强度降低,区域内无大型断层,岩体整体稳定性较差。

1.2.2 岩石力学参数

在勘探取芯的基础上,开展室内岩体岩石力学试验,其中石英岩物理力学参数见表 1。

表 1 石英岩物理力学参数

Table 1 Physical and mechanical parameters of quartzite

密度 ρ/(g/cm³)	抗拉强度 σ_t/MPa	单轴抗压强度 σ_c/MPa	弹性模量 E/GPa	泊松比 μ	黏聚力 c/MPa	内摩擦角 φ/(°)
2.667	15.58	151.63	50.39	0.23	33.92	40.06

1.2.3 岩体质量分级结果

采用 RMR 法、Q 系统法、BQ 法三种岩体分级方法对石英岩岩体质量进行评价,结果见表 2。

表 2 石英岩岩体质量分级结果

Table 2 Rock mass grading results of quartzite

RMR 法	Q 系统法	BQ 法
Ⅲ	Ⅲ	Ⅲ

由表 2 可知,采用 RMR 法、Q 系统法和 BQ 法确定石英岩岩体质量等级均为Ⅲ级。

2 巷道变形破坏特征及支护方式优化

2.1 巷道变形特征分析及解决方案

现场调研表明,破碎岩体区域巷道主要存在以下情况。

(1) 锚网整体下垂与破损:多数区域锚网严重变形、松弛,甚至局部断裂,部分锚杆头部外露,锚杆与网片的连接失效,导致网片失去原有张力,无法对围岩提供有效约束。

(2) 围岩大块剥落与失稳:围岩破碎,块体结构

松散，裂隙发育，部分区域存在较大块体掉落隐患，网片无法实现有效兜护。

(3) 锚杆拔出与剪断：部分锚杆孔口部已无约束力，存在拔出、剪断或屈曲损坏的痕迹，锚固力完全失效，支护系统失去整体协同承载能力。

造成巷道支护失效的原因分析如下。

(1) 围岩力学性质差异与地质条件恶劣：围岩具有节理裂隙发育、地应力高、构造弱面交织的劣质岩体特征，且受深部地压与采动卸荷扰动影响，围岩强度与完整性显著降低，导致锚杆-锚网系统承载超限。

(2) 锚杆材质与力学性能不足：常规钢制锚杆在深部强扰动条件下，屈服强度与延伸率难以满足要求，易因围岩大变形、强剪切或持续蠕变而发生拔出或剪断失效。

(3) 支护设计未针对破碎带特征专项优化：现有锚网支护参数难以抑制软弱破碎岩体的变形和剪切破坏，支护承载力与围岩变形需求不匹配。

2.2　支护方式优化

2.2.1　锚杆类别选择

支护方式优化原则为：恢复并提高围岩残余强度，充分发挥围岩的承载能力。

东南矿体多数工程采用管缝式锚杆支护。基于上述支护优化原则，在不增加支护方式工艺复杂性的前提下，通过优化锚杆类型改善井下巷道的支护效果。不同类型锚杆的锚固机理与支护效果存在显著差异，因此，对国内外主流锚杆进行综合对比分析[15-16]，优选适用于东南矿体破碎巷道的锚杆类型，对比结果见表 3。

表 3　不同类型锚杆使用条件对比

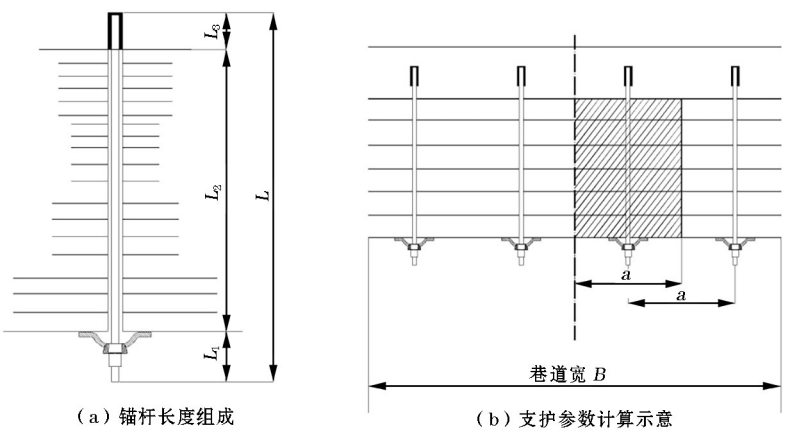
Table 3　Comparison of use conditions of different types of anchor bolts

锚杆类型	优点	缺点	适用范围
砂浆锚杆	施工简单、成本低廉，固结力强，对岩石的损伤较小；有较好的抗震性能，适用于地震频繁的地区。	锚固力和锚固时间受温度、湿度等因素的影响较大，锚固时间较长。	地层较软、松散岩体。
管缝锚杆	固结力较强，适用于各种地质条件，安装方便。	不适用于较硬的岩石地层，且需要使用专门的管缝锚杆设备。	岩层或者岩石稳定区域。
预应力锚杆	固结力强，适用于承受大荷载的场合。	施工难度大，需要专业的施工团队进行施工，成本较高。	高速公路、大型桥梁、大型建筑物。
膨润土锚杆	自动适应围岩变形，具有较好的抗震性能。	固结力较小，需要较多的锚杆进行加固，成本较高。	各种软土、泥岩等地质条件。
螺旋锚杆	调整螺旋的深度和角度来适应不同地质条件。	固结力较小，适用于中小荷载的场合。	各种软土、泥岩等地质条件。
树脂锚杆	固结力强，加工方便，环境适应性强。	储存及运输要求较高。	软土、泥岩、断层等地质条件。

考虑到东南矿体地质条件复杂，石英岩节理裂隙发育、局部软弱破碎且具有一定的膨胀性，巷道稳定性差，需采用锚固力高、锚固速度快、锚固要求低、适用性强的锚杆类型。综合对比分析表明，树脂锚杆具有极短的锚固时间、极强的锚固力，且成本较低，能够在易风化、膨胀性岩体中快速发挥变形控制作用，因此，推荐采用树脂锚杆替代矿山现有的管缝式锚杆。

2.2.2　支护参数计算

基于悬吊理论[17]计算树脂锚杆支护参数，计算示意如图 2 所示。



(a) 锚杆长度组成　　(b) 支护参数计算示意

图 2　悬吊理论锚杆支护参数计算示意

Fig.2　Schematic of calculation of anchor bolt support parameters for suspension theory

锚杆长度计算见式(2)。

$$L=L_1+L_2+L_3 \tag{2}$$

式中:L 为锚杆长度,m;L_1 为锚杆外露长度,m;L_2 为锚杆有效长度,m;L_3 为锚杆锚固长度,m。

锚杆间距、排距计算见式(3)。

$$a=b=\sqrt{\frac{Q}{KL_2r}} \tag{3}$$

式中:a、b 分别为锚杆间距、排距,m;Q 为锚杆设计锚固力,kN;K 为安全系数,取 2;r 为被悬吊岩的重力密度,kN/m^3。

不同巷道断面尺寸的锚杆支护参数计算结果见表 4。

表 4 不同巷道断面尺寸的锚杆支护参数

Table 4 Anchor bolt support parameters of different roadway section sizes

巷道断面尺寸/m	锚杆长度/m	锚杆间距、排距/m
3.8×3.8	1.8	1.2
4.5×4.5	2.4	1.2
5.0×5.0	2.4	1.2

3 数值模拟分析

本节采用数值模拟方法对管缝锚杆和树脂锚杆支护方案进行对比验证,通过分析巷道周边围岩的位移分布特征,对比验证树脂锚杆支护方案的优越性。

3.1 数值模拟参数选取

巷道围岩及支护结构均采用实体单元模拟,树脂锚杆与管缝锚杆均采用 Cable 单元模拟。基于 1.2小节破碎石英岩区域的节理裂隙调查分析结果,采用工程折减方法[18-19]对室内试验所得岩石力学参数进行处理,确定数值模拟所用矿岩力学参数,见表 5。锚杆支护的参数取自相关材料标准,见表 6。

表 5 工程处理后的岩石力学参数

Table 5 Rock mechanical parameters after engineering treatment

材料类型	密度/(t/m^3)	弹性模量/GPa	泊松比	黏聚力/MPa	内摩擦角/(°)	抗拉强度/MPa
石英岩	2.67	6.25	0.23	6.50	40.06	1.20

表 6 支护结构单元参数

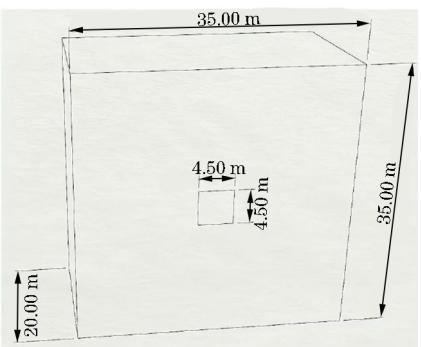
Table 6 Parameters of support structure unit

支护形式	锚杆直径/mm	弹性模量/GPa	横截面积/mm^2	孔径周长/mm	黏结刚度/MPa	黏结强度/MPa	抗拉强度/MPa	水泥浆摩擦角/(°)
树脂锚杆	18	200	254	0.123	35	2.5	0.55	30
管缝锚杆	40	200	4 800	0.123	26	2.1	0.14	30

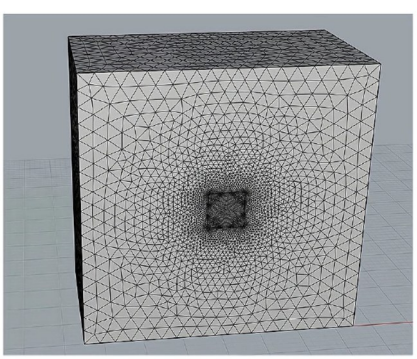
3.2 模型建立

采用 3DEC 数值模拟软件对巷道开挖与支护过程进行数值分析,以 732 m 水平分段巷道为工程背景,通过分析巷道围岩位移变化规律开展巷道稳定性研究。

模型尺寸为 35 m×20 m×35 m(长×宽×高),巷道采用矩形断面,掘进断面尺寸为 4.5 m×4.5 m。为对比两种锚杆的支护效果,采用相同锚杆支护参数:锚杆长度 2.4 m,锚杆间距、排距 1.2 m。采用犀牛(Rhinoceros)软件建立几何模型并划分网格,导入 3DEC 中进行计算。模型尺寸与网格划分如图 3 所示。



(a) 模型尺寸



(b) 网格划分

图 3 模型尺寸与网格划分

Fig.3 Model sizing and meshing

3.3 模型边界条件与应力加载

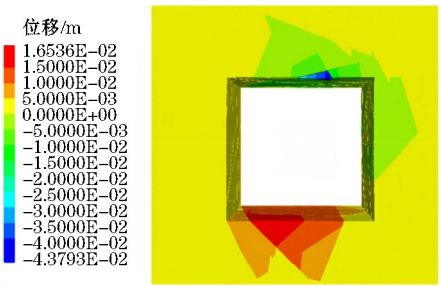
模型位移的边界条件为:前后位移设置为 $Y=0$;左右位移设置为 $X=0$;底部位移设置为 $X=0$,$Y=0$,$Z=0$;顶部边界为自由边界。

地应力加载常见的地应力状态包括水平应力(σ_h)和垂直应力(σ_v)。模型顶部埋深为 710 m,计算得出模型顶部施加垂直应力为 19.28 MPa,最大水平应力为 42.86 MPa,最小水平应力为 21.91 MPa。

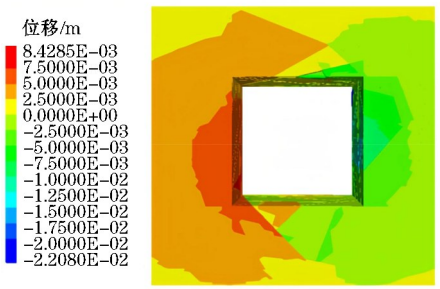
3.4 数值模拟结果分析

通过对比分析巷道开挖后围岩位移场分布特征(见图 4),评价树脂锚杆与管缝锚杆的支护效果。由

图 4 可知，无支护巷道开挖后，巷道两帮向内收敛变形；受软弱破碎夹层控制，巷道整体破碎变形呈非对称分布，且左帮变形量显著大于右帮。受地应力和岩层产状的共同影响，顶板破坏也呈非对称破坏特征。



（a）竖向位移

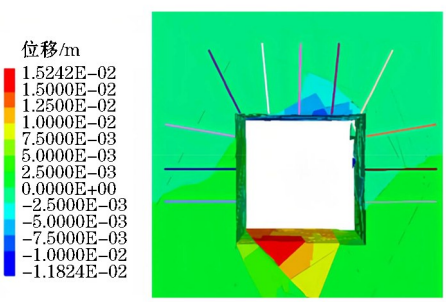


（b）横向位移

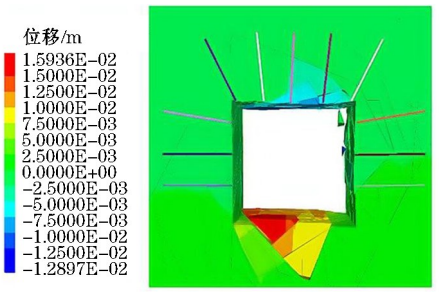
图 4　无支护巷道开挖后围岩位移分布云图

Fig.4　Displacement distribution cloud diagrams of surrounding rock after excavation of unsupported roadway

两种支护方案下的围岩位移分布云图如图 5 和图 6 所示。结合图 4 至图 6 可知，无支护时巷道顶板最大下沉量为 43.79 mm，底板最大底鼓量 16.54 mm；对施加支护后的巷道顶底板及左右帮进行位移监测发现，树脂锚杆支护后顶板下沉量为 11.82 mm，底板底鼓量为 15.24 mm，左帮位移量为 8.32 mm，右帮位移量为 21.18 mm；管缝锚杆支护后顶板下沉量为 12.90 mm，底板底鼓量为 15.94 mm，左帮位移量为 8.39 mm，右帮位移量为 21.42 mm。对比可知，树脂锚杆对巷道围岩位移的控制效果优于管缝式锚杆，可在现场工业试验中验证树脂锚杆的应用效果。



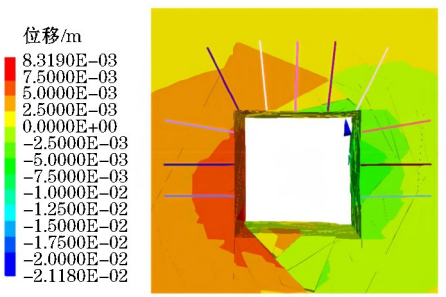
（a）树脂锚杆



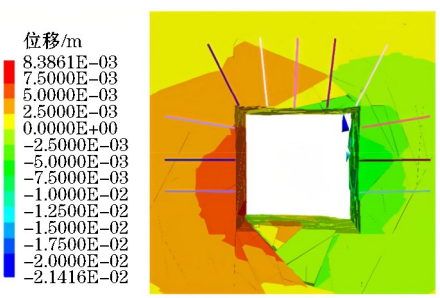
（b）管缝锚杆

图 5　树脂锚杆与管缝锚杆支护后围岩竖向位移云图

Fig.5　Vertical displacement cloud diagrams of surrounding rock after resin anchor bolt and split-set anchor bolt support



（a）树脂锚杆



（b）管缝锚杆

图 6　树脂锚杆与管缝锚杆支护后围岩横向位移云图

Fig.6　Lateral displacement cloud diagrams of surrounding rock after resin anchor bolt and split-set anchor bolt support

4　树脂锚杆现场应用试验

4.1　试验区域概况

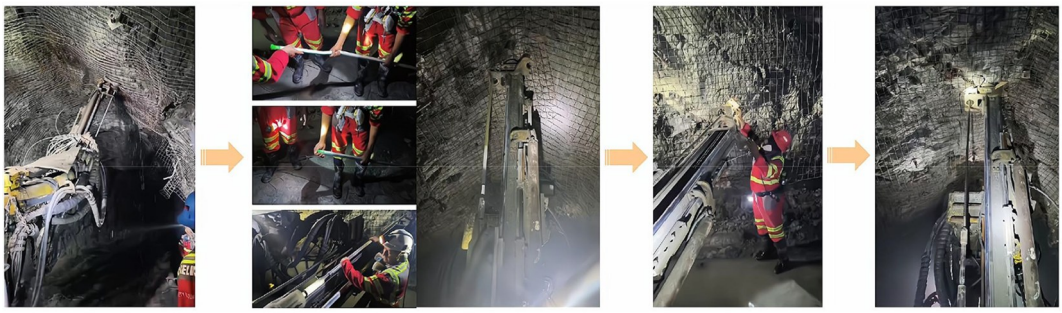
经现场勘查，本次树脂锚杆工业试验地点位于 960 m 水平分段 0# 穿脉，巷道支护断面尺寸为 4.5 m×4.5 m，试验支护长度为 20 m。

采用 Q 系统法与 RMR 法对 960 m 水平分段 0# 穿脉附近的岩体质量进行评价，得到上下盘及边帮石英岩岩体等级主要为Ⅲ级，岩体完整性一般。

4.2　树脂锚杆安装

（1）施工顺序。

本次树脂锚杆支护试验现场安装施工顺序如图 7 所示。



(a)钻孔施工 (b)塞入树脂锚固剂 (c)安装托盘 (d)插入锚杆并搅拌锚固剂

图 7 树脂锚杆安装施工顺序

Fig.7 Construction sequence of resin anchor bolt installation

(2)施工要求。

钻孔施工要求:钻孔直径为 39 mm,钻孔深度为 2.40 m,锚杆应与支护面垂直,角度允许偏差为±15°。

树脂锚固剂制备及安装:根据厂家技术要求,树脂锚固剂搅拌时间应控制在 15~20 s 之间,并静止凝固 30 s,确保树脂锚固剂均匀混合并充分固化。采用树脂装药管将树脂锚固剂送入孔底,随后将锚杆插入钻孔中。

4.3 应用效果与经济技术分析

4.3.1 应用效果

锚杆实际工作载荷主要来源于锚固端与托板之间岩层的塑性变形和碎胀变形,其受力状态与拉拔试验的受力状况基本一致。采用 SH-30 型矿用锚杆拉拔仪(量程 20 t)对树脂锚杆的锚固力进行现场测试(见图 8),测试结果统计见表 7。



(a)连接拉杆及转换接头 (b)连接套桶及千斤顶 (c)设备连接完成 (d)加压拉拔锚杆

图 8 树脂锚杆支护现场拉拔力测试顺序

Fig.8 On-site pull-out force test sequence of resin anchor bolt support

表 7 树脂锚杆拉拔力测试结果统计

Table 7 Statistics of pull-out force test results of resin anchor

序号	支护材料	材料规格	拉拔仪最终示数/t	抗拉拔力/kN	备注
1	树脂锚杆	$L=2\ 400$ mm $\Phi=25$ mm	15.00	150.00	锚杆未发生位移,未发生断裂。
2			17.00	170.00	
3			17.00	170.00	
4			17.50	175.00	
5			18.00	180.00	
6			20.00	200.00	

由表 7 可知,树脂锚杆平均拉拔力为 174.17 kN,远高于设计要求的 101.74 kN(10.7 t)拉拔力,满足施工要求,而现场管缝锚杆平均拉拔力均低于 50 kN。因此,选用树脂锚杆支护能够更好地控制巷道变形。

4.3.2 经济技术分析

本次工业试验在 20 m 破碎岩体巷道内开展,选取地质条件与支护条件参数类似的巷道进行管缝锚杆和树脂锚杆支护,统计分析其一年内的锚杆支护用量与成本,具体结果见表 8。

表 8 相同支护条件下不同类型锚杆支护成本

Table 8 Cost of different types of anchor support under the same support conditions

支护形式	单价(根/美元)	锚杆用量/根			补支率/%	支护成本/美元			备注
		初支	补支	总量		初支	补支	总成本	
管缝锚杆	24.7	198	86	284	30.28	4 890.6	2 124.2	7 014.8	单价包含材料费与安装费
树脂锚杆	68.0	198	5	203	2.46	13 464.0	340.0	13 804.0	

由表 8 可知，在巷道支护条件类似的情况下，树脂锚杆的初支成本约为管缝锚杆初支的 2.75 倍，补支成本不足管缝锚杆支护的 1/5，采用树脂锚杆可将巷道补支率降低 27.82 个百分点。采用树脂锚杆支护破碎岩体巷道虽然提高了近一倍的支护成本，但显著降低了顶板冒落发生率，提高了巷道的整体支护效率，更符合矿山“安全高效”的开采理念。

5　结论

(1) 谦比希东南矿体为深部开采矿床，矿体上、下盘石英岩受长期地压作用与爆破振动影响，岩体完整性劣化。通过工程地质调查与室内岩石力学试验，综合 RMR 法、Q 系统法和 BQ 法三种岩体质量分组方法，确定石英岩岩体质量等级为Ⅲ级。

(2) 针对东南矿体巷道围岩结构破碎、顶板松动、锚杆托盘脱落等支护失效现状，分析其失效原因并提出支护优化方案：选用树脂锚杆代替原有管缝锚杆进行支护，确定锚杆长度为 2.4 m，间距、排距均为 1.2 m。

(3) 通过 3DEC 数值模拟分析可知，与管缝锚杆相比，树脂锚杆对顶板、底板及两帮的位移控制效果更优。相较于管缝锚杆，树脂锚杆支护后顶板下沉量降低 8.4%、底板底鼓量降低 4.4%、右帮位移量减少约 1.1%，整体围岩位移控制效果显著提升。

(4) 工业试验结果表明，树脂锚杆平均拉拔力为 174.17 kN，远高于设计要求的 101.74 kN，同时是管缝锚杆拉拔力的 3 倍以上；补支率由管缝锚杆支护的 30.28%降至树脂锚杆支护的 2.46%，补支成本降低约 84%，显著减少了返修频次，提高了巷道整体稳定性与支护效率。

参考文献(References)：

[1] 朱万成，代风，任敏，等.动态扰动下顶板块体失稳冒落研究综述[J].工程科学学报，2023，45(9)：1425-1440.
Zhu Wancheng, Dai Feng, Ren Min, et al. Review of unstable falling of roof rock blocks under dynamic disturbance[J].Chinese Journal of Engineering,2023,45(9):1425-1440.

[2] 陈璐，周子龙，高山，等.高应力隧道爆破研究现状与展望[J].中南大学学报(自然科学版)，2023，54(3)：849-865.
Chen Lu, Zhou Zilong, Gao Shan, et al. Research status and prospects of blasting excavation of tunnel under high stress condition[J]. Journal of Central South University (Science and Technology),2023,54(3):849-865.

[3] 杨陆海，周旭.高应力破碎岩体巷道形状及支护方式分析[J].采矿技术，2017，17(2)：24-25.
Yang Luhai, Zhou Xu. Analysis on roadway shape and support method in high-stress fractured rock mass[J]. Mining Technology,2017,17(2):24-25.

[4] 王胜开，方旭刚，李华华，等.地下金属矿山层状岩体巷道围岩变形破坏特征研究[J].矿业研究与开发，2025，45(6)：119-129.
Wang Shengkai, Fang Xugang, Li Huahua, et al.Deformation and failure characteristics of surrounding rocks of roadway with layered rock mass in underground metal mine[J]. Mining Research and Development,2025,45(6):119-129.

[5] 郭彩守，吴德芳，赵瑞昌，等.金川二矿深井大断面硐室稳定性控制研究[J].矿业研究与开发，2025，45(5)：8-16.
Guo Caishou, Wu Defang, Zhao Ruichang, et al. Stability control of a large-section chamber in a deep shaft at Jinchuan No.2 Mine[J]. Mining Research and Development,2025,45(5):8-16.

[6] 宋新涛，王贻明，王少勇，等.深部易劣化硬岩巷道的岩体质量评价及支护对策研究[J].金属矿山，2025(2)：64-74.
Song Xintao, Wang Yiming, Wang Shaoyong, et al. Study on rock mass quality evaluation and supporting measures of deep and easily deteriorated hard rock roadway[J]. Metal Mine,2025(2):64-74.

[7] 李小松，武鹏杰，赵承佑，等.基于岩体质量评价的深部斜坡道机械化支护技术研究[J].采矿技术，2024，24(2)：17-21.
Li Xiaosong, Wu Pengjie, Zhao Chengyou, et al. Research on mechanized support technology for deep ramps based on rock quality evaluation[J]. Mining Technology,2024,24(2):17-21.

[8] 李建忠，高富强，娄金福，等.破碎岩体锚固及承载失稳机制研究[J].采矿与安全工程学报，2022，39(6)：1125-1134.
Li Jianzhong, Gao Fuqiang, Lou Jinfu, et al. Study on reinforcement and bearing-instability mechanism of broken rock mass[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2022,39(6):1125-1134.

[9] 刘允秋，肖益盖，李同鹏，等.深井高应力破碎岩体支护技术研究与应用[J].金属矿山，2022(6)：29-34.
Liu Yunqiu, Xiao Yigai, Li Tongpeng, et al. Study and application of deep well high stress broken rock mass support technology[J]. Metal Mine,2022(6):29-34.

[10] 鲍伟伟，王贻明，吴爱祥，等.非洲某铜矿大断面深井硐室围岩稳定性分析[J].金属矿山，2018(11)：31-36.
Bao Weiwei, Wang Yiming, Wu Aixiang, et al. Analysis on the surrounding rock stability of deep large-section chamber of a copper mine in Africa[J]. Metal Mine,2018(11):31-36.

[11] 杨鹏，张东红，王贻明，等.谦比希铜矿大型维修硐支护方案[J].铜业工程，2018(1)：24-29.
Yang Peng, Zhang Donghong, Wang Yiming, et al. Research on supporting scheme of large maintenance workshop at Chambishi Copper Mine[J]. Copper Engineering,2018(1):24-29.

[12] 汪炳锋，江铃峰.基于深部岩体特征的 RMR 法修正[J].采矿技术，2023，23(5)：6-11.
Wang Bingfeng, Jiang Lingfeng. RMR modification based on characteristics of deep rock mass[J]. Mining Technology, 2023,23(5):6-11.

[13] 张小辉.基于 Q 系统的岩体质量快速评价方法的应用研究[D].沈阳：东北大学，2015.

Zhang Xiaohui. The quick method of rock mass quality classification based on Q-system and application [D]. Shenyang:Northeastern University,2015.

[14] 朱丰浩,叶聪林,谭玉叶,等.基于 ShapeMetrix 3D 及修正 BQ 分级法的节理岩体稳定性分级[J].化工矿物与加工,2024,53(6):37-44.
Zhu Fenghao, Ye Conglin, Tan Yuye, et al. Stability classification of jointed rock masses based on ShapeMetrix 3D and modified BQ grading method[J]. Industrial Minerals & Processing,2024,53(6):37-44.

[15] 王童,贺毅强,钱思成,等.矿井锚杆支护材料耐蚀性能研究进展[J].材料导报,2025,39(增刊 1):497-502.
Wang Tong, He Yiqiang, Qian Sicheng, et al. Research progress on corrosion resistance of mine bolt supporting materials[J]. Materials Reports,2025,39(Suppl.1):497-502.

[16] 赵兴东.黄金矿山深井开采研究进展与发展趋势[J].黄金,2024,45(8):1-18.
Zhao Xingdong. Research progress and development trends in deep gold mine mining[J]. Gold,2024,45(8):1-18.

[17] 范振华,付信凯.李官集铁矿采场顶板稳定性分析及控制研究[J].现代矿业,2022,38(7):84-88.
Fan Zhenhua, Fu Xinkai. Study on stability analysis and control of stope roof in Liguanji Iron Mine [J]. Modern Mining,2022,38(7):84-88.

[18] 孙小康,朱卓慧,徐燕飞.三岔河矿区矿体岩石物理力学试验研究[J].矿业研究与开发,2011,31(5):40-42.
Sun Xiaokang, Zhu Zhuohui, Xu Yanfei. Experimental study on physical and mechanical properties of rock for Sanchahe mining area [J]. Mining Research and Development,2011,31(5):40-42.

[19] Wang Xiaogang, Zhao Yufei, Lin Xingchao. Determination of mechanical parameters for jointed rock masses[J].Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering, 2011, 3 (Suppl.1):398-406.