某金属矿山深部辅助斜坡道的支护模拟研究*

朱志岗[1],侯克鹏[1],孙华芬[1],者亚雷[1],虞云林[2],牛向东[3],杨梅[4],杨勇[1]

(1.昆明理工大学 国土资源工程学院, 云南 昆明 650093;
2.云南亚融矿业科技有限公司, 云南 昆明 650093;
3.昆明冶金高等专科学校 冶金与矿业学院, 云南 昆明 650300;
4.云南师范大学 职业技术教育学院, 云南 昆明 650092)

摘要:深部巷道稳定性是深部开采的关键问题之一,同时也是难点之一。以某硬岩金属矿山深部开采为工程背景,根据地应力测试结果,应用FLAC3D构建数值模型,选择5个代表性的高程,从应力、位移、应变和塑性区四个方面,定量分析不同支护方案下的辅助斜坡道稳定性。研究表明:采用厚度为100 mm的C30喷射混凝土支护圆弧拱时,高程2 325 m及以上的辅助斜坡道可以保持稳定,在高程2 175 m和1 950 m处表现为不稳定状态,需要加强支护;底板采用厚度为300 mm的C30浇注混凝土铺设,在高程2 850 m～1 950 m范围内底板均表现为不稳定状态;分别研究了仅提高圆弧拱支护体的喷射混凝土强度、仅增加喷射混凝土支护厚度、延伸圆弧拱支护体为圆筒状支护结构等3种加强支护的方案,结果均不能保持辅助斜坡道深部段的稳定性;提出"圆筒状结构+喷射钢纤维混凝土+滞后造底"联合支护方案,经计算,验证该支护方案可行,推荐矿山在高程2 325 m以下的辅助斜坡道使用该支护方案,支护体为100 mm厚的圆筒状CF35喷射钢纤维混凝土。

关键词:深部开采;巷道支护;喷射混凝土;巷道稳定性;数值模拟

中图分类号:TD353 **文献标识码**:A **文章编号**:1005-2763(2026)01-0019-12

Numerical Simulation Study on Support of Auxiliary Ramp in Deep Mining of a Metal Mine

ZHU Zhigang[1], *HOU Kepeng*[1], *SUN Huafen*[1], *ZHE Yalei*[1], *YU Yunlin*[2], *NIU Xiangdong*[3], *YANG Mei*[4], *YANG Yong*[1]

(1.Faculty of Land Resources Engineering, Kunming University of Science and Technology, Kunming, Yunnan 650093, China;
2.Yunnan Yarong Mining Technology Co., Ltd., Kunming, Yunnan 650093, China;
3.Faculty of Metallurgy and Mining, Kunming Metallurgy College, Kunming, Yunnan 650300, China;
4.College of Vocational and Technical Education, Yunnan Normal University, Kunming, Yunnan 650092, China)

Abstract: The stability of deep roadway is one of the keys and difficulties in deep mining. Taking the deep mining of a hard rock metal mine as the engineering background, according to the ground pressure stress test results, FLAC3D was used to construct the numerical model, and five representative altitudes were selected to quantitatively analyze the auxiliary ramp stability under different support schemes from four aspects of stress, displacement, strain and plastic zone. The results show that when the circular arch is supported by C30 shotcrete with a thickness of 100 mm, the auxiliary ramp can remain stable at elevations of 2 325 m or above, but it is unstable at elevations of 2 175 m and 1 950 m, so it needs to be strengthened. When the floor is laid with C30 cast concrete with a thickness of 300 mm, the floor within the elevation range of 2 850 m to 1 950 m shows unstable conditions. Three schemes of strengthening support were studied respectively: only increasing the shotcrete strength of the arc arch support body, only increasing the shotcrete support thickness, and extending the arc arch support body into a cylindrical support structure. The results indicate that none of these schemes can maintain the stability of the deep section of the auxiliary ramp. A joint support scheme of "cylindrical structure+sprayed steel fiber concrete+lagged floor building" was

* **收稿日期**:2025-01-02
基金项目:云南省自然科学基金资助项目(KKS0202121020);云南省科技厅科技计划项目(202402AB080010)
作者简介:朱志岗(1992—),男,云南陆良人,博士研究生,工程师,主要从事矿山岩石力学等方面的研究工作。E-mail:2396562792@qq.com
通信作者:侯克鹏(1966—),男,河南南阳人,博士,教授,博士生导师,主要从事矿山岩石力学等方面的研究与教学工作。E-mail:2764403681@qq.com

proposed. Calculation results has verified the feasibility of this scheme, which is recommended for the auxiliary ramp below the elevation of 2 325 m in the mine. The supporting body is cylindge-shaped CF35 sprayed steel fiber concrete with a thickness of 100 mm.

Key words: Deep mining, Roadway support, Shotcrete, Roadway stability, Numerical simulation

0 引言

随着浅部矿产资源的日益枯竭,深部开采将成为资源开发的常态[1]。“三高一扰动”的复杂力学环境是深部开采的力学特点,导致巷道围岩应力、变形与破坏特征与浅部有显著区别。随着采矿作业逐步向深地迈进,井巷工程的稳定性是影响地下矿山安全高效生产的关键要素之一。针对深井巷道支护难题,国内外专家学者做了系列研究。

在深部巷道围岩控制方面,德国处于国际领先水平。德国煤矿最大开采深度达到 1 750 m,GTA 公司等开发出 U 型钢可缩性拱形支架、锚杆支护联合架后充填的围岩控制技术,在鲁尔、萨尔、亚琛矿区得到成功应用[2]。

国内学者也做了大量工作。高峰[3]综合应用地应力实测技术、地质力学理论、人工神经网络、粒子群优化理论和数值模拟方法,研究了地应力分布规律及其对巷道围岩稳定性的影响。吴磊[4]从静力、能量和动量三个角度分析有岩爆倾向巷道的支护原理,通过工程类比、理论分析及数值模拟,优化了冬瓜山铜矿巷道支护参数及施工工艺。陈晓祥等[5]通过现场调研、煤岩试验、理论分析及井下试验与实测等方法,分析首山一矿工作面回风巷掘进过程中围岩变形破坏特征和巷道支护难点,提出高应力巷道围岩控制的关键技术。雷成祥[6]通过淮南矿业朱集煤矿千米深井巷道掘进受邻近巷道掘进次生应力扰动围岩的力学性能试验监测、模型试验与数值模拟,研究围岩受次生应力影响后的力学性能劣化指标、不同位置对开挖次生应力显现的影响关系,获得开挖次生应力对既有支护结构的影响效应指标,提出了强化拱架棚腿与锚喷注联合加固方案。杨本生等[7]根据新景矿中条带轨道巷的现场调查和监测结果,分析深井工程软岩巷道底鼓影响因素和机理,应用连续“双壳”支护理论分析巷道的底鼓治理机理,提出“底板浅孔注浆(浅部壳体)+深部锚索束高压注浆(深部壳体)”的连续“双壳”底鼓治理技术。马少维[8]采用岩石力学试验与分析、3DEC 数值模拟、现场试验等方法,研究辰州矿业沃溪矿区超千米层状硬岩巷道顶板破坏的机理和非对称支护技术。朱永建等[9]应用 FLAC3D 研究深井半圆拱巷道在高地应力作用下围岩的弱化规律,分析不同侧压系数下巷道围岩的应力和位移,提出高强度、高刚度以及大范围的围岩控制技术。张广超等[10]现场调研邢东矿-980 m 大巷围岩变形破坏特征,阐明了高地应力、强烈地质构造、高渗透压环境下深部巷道围岩变形机制机理,以摩尔-库伦应力圆分析了巷道开挖造成的高主应力差对围岩的破坏作用,提出“高性能锚网喷+高强锚索+可缩性环形支架+注浆加固”的联合支护技术,并进行了实践验证。高延法等[11]结合地质调查、理论计算和现场监测,分析围岩变形特征和巷道失稳破坏的原因,依据深井巷道承压环强化支护理论,提出基于钢管混凝土支架的高强度复合支护:支架断面设计为弧墙半圆拱形,主体钢管选用尺寸为 194 mm×8 mm 的无缝钢管,充填 C40 钢纤维混凝土,辅助锚网喷支护和围岩加固注浆。康普红等[12]分析深部矿井地质力学参数分布特征、巷道围岩、支护体变形及破坏状况,采用数值模拟软件 UDEC 研究不同支护方式与不同参数的作用,为新汶华丰矿-1 180 m 回风大巷提出全断面高预应力、高强度锚杆与锚索及注浆联合支护技术。唐彬[13]分析了 TBM 掘进深部煤系地层硬岩巷道时影响围岩稳定性的关键技术问题,通过室内岩石力学试验和分析,提出石英砂岩三轴循环加卸载的强度准则和本构关系,基于圆形巷道力学解析分析,采用摄动法得到幂函数型强度准则的一般圆巷弹塑性解析解,使用 FLAC3D 建立自定义模型,并分析 TBM 掘进巷道的围岩应力场、位移场、塑性区的分布和演化规律,并结合现场监测技术优化支护方案。彭瑞[14]综合岩石力学试验、数值仿真技术、理论研究、巷道模型试验以及工程实测等方法,给出深部巷道围岩“强-弱-关键”耦合支承层划分方法和参考标准,建立力学模型并研究巷道围岩力学承载特性、稳定性影响因素,提出巷道耦合支承层稳定性分层支护控制方法。梁权宇等[15]分析了谦比希铜矿东南矿体水泵房围岩的工程地质情况,提出了“金属网+喷射混凝土+锚杆”联合支护方

式，建立数值模拟模型对其稳定性进行计算验证。腾延斌[16]采用理论分析、数值模拟及现场监测等方法，研究深井高应力硬岩巷道(郓城煤矿一采区轨道大巷)围岩变形规律、力学特性、变形破坏机理和长期稳定性控制方法等问题。李光等[17]分析了金川二矿区 1 000 m 试验巷道工程地质条件和“锚喷＋锚网索＋U 型钢支架”联合支护时围岩变形特征，通过现场监测、数值模拟研究无支护、“锚网喷＋U 型钢拱架”联合支护、“锚网喷＋钢管混凝土支架”联合支护条件下巷道围岩变形情况。潘锐等[18]针对赵楼煤矿 5302 工作面轨道巷在回采期间围岩控制的难题，建立锚固体-围岩界面力学分析模型，推导注浆前后锚固体界面剪应力计算公式，分析注浆后岩体弹性模量、黏聚力、内摩擦角和剪胀角对锚固体界面抗剪能力的影响规律。李光等[19]基于现场监测与数值模拟计算，对金川二矿区 814 m 分斜坡道试验段“双层网锚喷＋U 型钢拱架”支护效果进行评价，并针对支护的薄弱部分提出改进措施。孙杨[20]基于岩爆发生机制及影响因素，分析南非、美国、中国三座深井矿山岩爆井巷支护控制案例，归纳出应对岩爆倾向井巷应遵从超前分析、减弱能量、避让时空、加固围岩、吸能单元、多次支护的综合防治原则。王石等[21]基于最优组合权重构建深井巷道支护 GRA-TOPSIS 综合评价模型，以某深井矿山为例，选取 14 项判别指标，运用层次分析法和熵权法确定组合权重，引入最小鉴别信息原理优化组合赋权，应用综合评价方法 GRA-TOPSIS 定量分析备选支护方案，进而确定最优巷道支护方案。陆天嘉[22]采用 FLAC3D 模拟不同支护工况下 TBM 掘进山西某煤矿南回风巷道(硬岩巷道)，得出巷道围岩应力场、位移场及塑性区的分布演化规律，并优化支护参数。张自政等[23]运用理论计算、数值计算和现场监测的方法研究海石湾矿穿断层回采巷道围岩控制技术与对策。康普红等[24]分析淮南新集口孜东矿 350 m 超长工作面运输巷道围岩大变形、支护构件失效原因，采用理论分析、实验室试验和井下试验方法，从围岩物性劣化、偏应力诱导围岩扩容、软岩结构性流变及超长工作面采动影响等方面，揭示了高地应力与超长工作面强采动应力叠加作用下的巷道围岩大变形机理，提出千米深井、软岩、强采动巷道支护-改性-卸压协同控制理念，应用数值模拟对比研究了无支护、锚杆支护、锚杆支护-注浆改性、锚杆支护-注浆改性-水力压裂卸压 4 种方案巷道围岩应力、变形及破坏规律，阐述了巷道支护-改性-卸压协同控制原理。姜鹏飞[25]采用理论分析、实验室试验、相似材料模型试验、数值模拟及井下试验相结合的方法，研究千米深井巷道围岩大变形机理及支护-改性-卸压协同控制原理及技术。李嘉豪等[26]通过数值模拟分析以及现场工程实践，对江西某煤矿－900 m 深部硬岩胶带石门巷道原支护方案进行优化。王成龙等[27]通过现场工程地质调查、室内岩石力学试验和参数折减，应用 RS2 和 Unwedge 软件分析三山岛金矿大埋深巷道支护前后围岩塑性区、位移和潜在楔形体安全系数的变化特征。代碧波等[28]以红透山铜锌矿－767 m 中段 13#、14# 采场斜坡道为工程背景建立 FLAC3D 数值模型，分析采动影响下巷道围岩的应力、塑性区和位移变化规律。冯帆等[29]采用有限元/离散元耦合数值模拟技术，分析不同结构面位置条件下深部采动硬岩巷道的裂纹扩展、能量演化与应力位移分布特征，揭示张拉板裂型破坏与结构面剪切型破坏之间的互动机制。李晓光[30]结合金川现场测试及室内岩石力学试验，探究从伸长破坏向剪切破坏过渡的岩石多模式破坏机理，提出了考虑多重破坏模式影响的强度准则，将新型本构嵌入连续-非连续数值算法，并应用于金川矿深部巷道的开挖支护计算中。刘泉声等[31]在分析总结深部围岩的变形破坏机理和稳定性演化规律的基础上，提出了以“应力恢复、围岩增强、固结修复、应力转移于承载圈控制”为核心内容的煤矿深部巷道稳定性控制理论。杨宁等[32]针对巷道矩形断面结构易出现应力集中的现象，以赵楼煤矿 5302 工作面轨道巷为研究背景，基于复变函数理论建立了矩形巷道围岩应力分析模型，分析了不同埋深、不同宽高比、不同围岩力学参数下围岩的应力分布特征，提出了通过锚杆加强顶板、注浆加固巷帮的优化方案，并进行了 FLAC3D 数值模拟验证和现场试验。秦绍龙等[33]针对纱岭金矿－1 465 m 深部主巷，提出“树脂锚杆＋金属网＋喷射混凝土”支护，并应用有限元数值模拟软件 Phase 2 检验了有效性。

文章根据地应力测试结果，回归出最大和最小水平主应力随埋深的表达式，选择 5 个代表性的高程，应用 FLAC3D 模拟，从应力、位移、应变和塑性区 4 个方面定量分析不同支护方案的辅助斜坡道稳定性，为矿山生产提供参考。

1 工程概述

该矿山位于川西高原,矿床规模大、品位较高,倾向上延深达 1 000 m,虽然地表有少部分矿体出露,但矿体主要赋存在标高 2 800 m 以下,浅部资源量小,难以大规模开采;而且地表地形复杂,且矿区内有公路经过,矿区周边有森林公园、村落,生态环境较为敏感,地表不允许破坏。作为一个新建地下矿山,其设计生产能力为 300×10^4 t/a,拟采用空场嗣后充填采矿法开采,以高程 2 550 m 和 2 175 m 为界,将矿体划分为上采区、下采区和深部采区,上采区、下采区采用主副井+辅助斜坡道开拓,深部采区采用斜坡道运输。

1.1 工程地质条件

矿区海拔标高 2 900～3 400 m(附近最高峰 4 600 m),地形坡度 40°～60°,沟谷呈“V”字形地貌形态;矿区地震基本烈度Ⅶ度,基本地震动峰值加速度值 0.15g,地震动反应谱特征周期 0.40 s;主要不良地质现象总体不发育,地质灾害点较少,规模小。

矿区内分布的地层主要有三叠系上统新都桥组二段(T_3xd^2)和第四系残坡积物(Q_4^{edl})、洪积物(Q_4^{apl})。岩层划分为三类工程地质岩组,即松散岩类软弱岩组、碎屑岩类较坚硬—坚硬岩组、结晶岩类坚硬岩组。最低侵蚀基准面标高 2 864 m,基本侵蚀基准面以上及标高 2 800～1 900 m 范围内,矿床水文地质条件属简单型;近河流及基准侵蚀基准面以下 100 m(标高 2 900～2 800 m),矿床水文地质条件为中等复杂型。

1.2 井巷工程基本情况

辅助斜坡道通达地表,硐口标高 3 190 m,最低标高 1 950 m,正常段坡度 15%,缓坡段坡度 3%,全长 8 120 m。斜坡道净断面尺寸为 4.8 m×4.4 m(宽×高)。斜坡道与各无轨中段连通,供无轨设备行走和作为部分人员材料的运输通道,兼作进风通道及安全出口。

1.3 地应力测试与拟合

矿山施工了 3 个钻孔,采用水压致裂法测试地应力。测试结果显示,3 个钻孔在测量深度域内各主应力值大致随孔深增加而增大,应力值随深度变化较有规律,测孔附近应力场分布较为均衡。依据孔深的不同,最大水平主应力值在 11.05～29.64 MPa 之间。3 个钻孔均处在同一地形地质环境范围内,最大主应力方向基本一致。测量结果显示,矿区现今构造应力场以 NEE 向挤压为主,最大水平主应力方向在 N60°E～N80°E 范围内。使用最小二乘法由地应力测量数据回归出其他水平的地应力参数,以便后续模拟中使用,拟合方程、复决定系数(R^2)及拟合曲线见表 1 和图 1。由表 1 不难看出,水平主应力线性回归方程中的常数项比竖直应力线性回归方程的常数项数值大得多,说明该矿山近地表岩层中存在显著的水平应力。

表 1 综合 3 个钻孔不同标高地应力分量的拟合方程

Table 1 The fitting equations based on ground stress components at different elevations of three boreholes

应力分量	拟合关系式	R^2
σ_H	5.306 9+0.019 7×H	0.940
σ_h	3.152 6+0.014 7×H	0.936
σ_v	0.136 0+0.026 6×H	0.999

注:表中 σ_H、σ_h、σ_v 分别为最大水平主应力、最小水平主应力、竖向应力,MPa;H 为埋深,m。

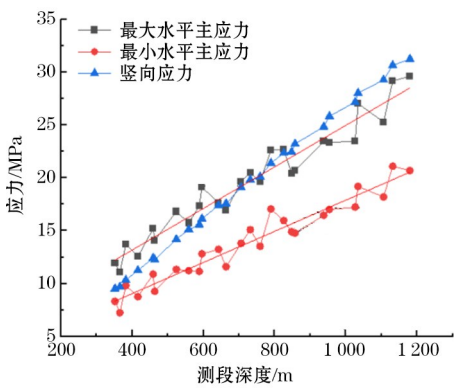


图 1 3 个地应力分量拟合曲线

Fig.1 Fitting curves of three ground pressure stress components

2 巷道稳定性评价判据

采用数值模拟研究井巷工程稳定性,一般从岩体破坏理论(通常是 Mohr Coulomb 准则)、位移容差准则、极限应变准则和塑性区贯通性准则等四方面进行研判。地下工程开挖破坏了原岩原有的应力平衡状态,导致岩体应力发生重新分布。以岩体破坏理论来看,当开挖诱发的拉应力大于岩体或支护体的抗拉强度时,或压应力大于岩体或支护体的抗压强度时,井巷工程就可能发生失稳。《岩土锚杆与喷射混凝土支护工程技术规范》(GB 50086—2015)第 7.3.10 条以及《水电工程地下建筑物工程地质勘察规范》(NB/T 10241—2019)提出了围岩允许相对收敛值,见表 2。该矿山辅助斜坡道采用 TBM 掘进,其断面为圆形,半径为 2.8 m,先对巷道侧帮和

拱顶实施喷射混凝土支护,底板在支护后回填土石料,然后再在土石料上浇筑 300 mm 厚的混凝土。由于辅助斜坡道顶底板和侧帮均向临空面变形,因此允许位移量取表 2 中总位移量的一半。

表 2 隧洞、洞室周边允许位移量

Table 2 Allowable displacement around tunnels and caverns

m

围岩类别	隧洞埋深 H		
	≤50 m	50～300 m	300～500 m
Ⅲ	0.002 7～0.008 1	0.005 4～0.013 5	0.010 8～0.032 4
Ⅳ	0.004 1～0.013 5	0.010 8～0.032 4	0.021 6～0.054 0
Ⅴ	0.005 4～0.021 6	0.016 2～0.043 2	0.027 0～0.081 0

该矿山上、下盘围岩均为板岩,根据矿区岩石力学研究成果,属于Ⅲ类围岩;矿体为伟晶岩,属于Ⅱ类围岩。规范未对Ⅱ类及以上类别的围岩允许收敛值作出规定。因此,参考表 2 中Ⅲ类围岩的允许位移量进行判断。将上述指标随埋深进行拟合之后,用于后文分析,拟合关系式见表 3。

表 3 Ⅲ类围岩巷道允许位移量随埋深的拟合关系式

Table 3 Fitting equations of allowable displacement of roadway with buried depth in Ⅲ types of surrounding rock

拟合方式	拟合公式	Pearson 相关系数	调整后 R^2
按下限拟合	$D_{min}=0.001\ 94+2.179\ 0\times10^{-5}\times H$	0.997 18	0.988 72
按上限拟合	$D_{max}=0.004\ 74+6.631\ 6\times10^{-5}\times H$	0.980 97	0.924 59
按平均值拟合	$D_{mean}=0.003\ 34+4.405\ 3\times10^{-5}\times H$	0.986 24	0.945 34

查阅国内外资料与文献,在国内一般认定围岩要处于稳定状态,岩层产生的应变增量不应超过 2～3 mm/m,英国规定不超过 10 mm/m,澳大利亚规定不超过 7.5 mm/m。

塑性区贯通法指在工程结构分析的过程中,屈服区扩展、连通,最后形成一个贯通的屈服区域,使结构丧失承载能力。如果屈服区没有完全连通,则认为支护结构可以承受荷载,即保持稳定状态。

综上所述,本次针对辅助斜坡道的稳定性研究采用的判据见表 4。

表 4 井巷工程稳定性判别依据

Table 4 The basis for discriminating the stability of shaft and roadway engineering

判别准则	判别依据	判别结果
岩体破坏理论(摩尔-库伦准则)	数值模拟计算结果中最大主应力为正值,且大于岩体和支护体的抗拉强度。	不稳定
	计算结果中最小主应力绝对值大于岩体或支护体的抗压强度。	不稳定
	数值模拟计算结果中最大主应力为负值,但绝对值小于岩体和支护体的抗拉强度。	稳定
	计算结果中最小主应力绝对值小于岩体或支护体的抗压强度。	稳定
位移容差准则	当埋深为 H 的井巷工程围岩位移量小于按下限拟合计算得到的允许值。	稳定
	当埋深为 H 的井巷工程围岩位移量大于按下限拟合计算得到的允许值,且小于按均值拟合计算的允许值。	较稳定
	当埋深为 H 的井巷工程围岩位移量大于按平均值拟合计算得到的允许值,且小于按上限拟合计算得到的允许值。	较不稳定
	当埋深为 H 的井巷工程围岩位移量大于按上限拟合计算得到的允许值。	不稳定
极限应变增量准则	应变增量小于 3 mm/m。	稳定
	应变增量大于 3 mm/m、小于 7.5 mm/m。	较稳定
	应变增量大于 7.5 mm/m、小于 10 mm/m。	较不稳定
	应变增量大于 10 mm/m。	不稳定
塑性区贯通程度	无塑性区	稳定
	零星塑性区	较稳定
	塑性区贯通成一定区域	不稳定

上述 4 个判别准则原理不同,各有侧重,为了更全面地评判井巷工程及其支护体的稳定性,应综合考虑上述 4 个判别准则的判别结果,综合判别依据见表 5。

表 5 井巷工程稳定性综合判别依据

Table 5 The basis for comprehensive judgment of stability of shaft and roadway engineering

序号	4 个判别准则的判断结果组合	判别结果
1	4 个稳定。	稳定
2	3 个稳定,1 个其他。	稳定
3	2 个稳定,2 个较稳定。	稳定
4	2 个稳定,1 个较稳定,1 个较不稳定。	稳定

续表

序号	4 个判别准则的判断结果组合	判别结果
5	1 个稳定,2 个较稳定,1 个较不稳定。	稳定
6	1 个不稳定,2 个较稳定,1 个较不稳定。	不稳定
7	2 个不稳定,1 个较稳定,1 个较不稳定。	不稳定
8	2 个不稳定,2 个较稳定。	不稳定
9	3 个不稳定,1 个其他。	不稳定
10	4 个不稳定。	不稳定

3 数值模拟计算与分析

3.1 模型的构建和参数的选取

该矿山采用 TMB 掘进辅助斜坡道,设计的断面形状和尺寸如图 2 所示。掘进断面为圆形,直径

5.6 m,设计推荐采用喷射混凝土+钢筋网支护,喷层厚度 0.1 m,巷道利用空间宽度 4.8 m,底板浇注混凝土厚度 0.3 m,底板之下为散体回填物料。

辅助斜坡道坡度为 3%～15%。构建数值模型时,坡度取其均值,即为 9%。辅助斜坡道全长 8 120 m,如在同一个模型中构建出来,模型尺寸和网格较大,模拟的精度太小。因此,模型在水平方向上的尺寸选择不小于斜坡道掘进断面直径的 3～5 倍,高度 50 m,最终生成的模型长 50 m(X 方向),宽 50 m(Y 方向),高 50 m(Z 方向),如图 3 所示。

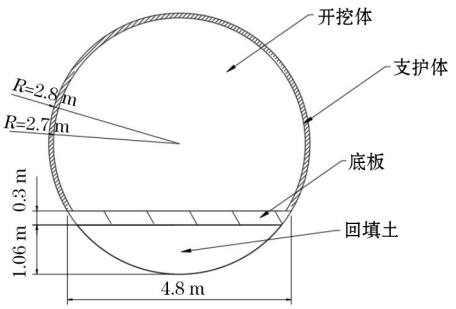
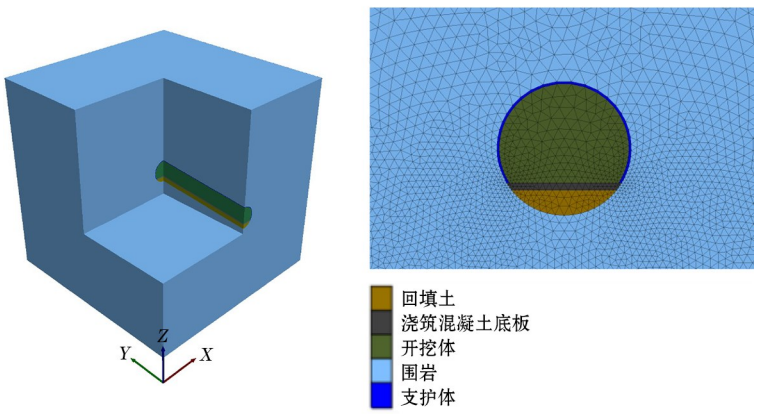


图 2 辅助斜坡道断面示意

Fig.2 Section diagram of the auxiliary ramp



(a) 整体模型 (b) 模型剖面

图 3 辅助斜坡道数值模型

Fig.3 Numerical models of auxiliary ramp

模型选用位移边界条件,即在模型除顶部所在面之外的其他 5 个平面将法向速度设定为零。参考表 1,以模型中部巷道底板所在标高为基准,通过设定不同的应力水平及相应的围岩力学参数来模拟计算不同埋深处的斜坡道段。分别选取 2 850 m、2 550 m、2 325 m、2 175 m 和 1 950 m 5 个标高进行模拟分析。

岩体物理力学参数,由室内试验和现场结构面调查经折减后获得。根据《混凝土结构设计规范》(GB 50010—2010)(2015 年版),承受重复荷载的混凝土结构强度等级不低于 C30。结合《岩土锚杆与喷射混凝土支护工程技术规范》(GB 50086—2015),选取 C30 喷射混凝土和 C30 浇注混凝土力学参数见表 6。

表 6 数值模拟的材料物理力学参数

Table 6 Physical and mechanical parameters of materials in numerical model

岩性	弹性模量/GPa	抗拉强度/MPa	黏聚力/MPa	内摩擦角/(°)	泊松比	密度/(g/cm³)
上盘板岩(浅部)	8.84	0.58	0.82	45.80	0.23	2.79
上盘板岩(深部)	8.95	0.54	0.91	43.46	0.20	2.76
下盘板岩(浅部)	8.98	0.62	0.82	40.00	0.24	2.77
下盘板岩(深部)	8.81	0.60	0.84	44.59	0.24	2.78
伟晶岩(矿体)	12.70	0.73	1.24	43.36	0.22	2.66
支护体(C30 喷射混凝土)	28.00	0.44	0.35	35.00	0.20	2.25
底板(C30 浇注混凝土)	30.00	1.47	0.83	45.00	0.20	2.41
回填土	0.80	0.00	0.00	20.00	0.25	2.55

3.2 模型计算与结果分析

先对模型赋以相应的物理力学参数,不予开挖,计算至收敛,默认的收敛条件为收敛比率为 1×10^{-5},使模型达到初始平衡。然后将模型中节点的

位移和速度清零，并将单元体塑性状态归零，接着开挖模型中开挖体所包含的单元，并分别将支护体、浇筑混凝土、回填土所包含的单元物理力学参数由围岩参数变换为表 6 中所列出的参数，计算至收敛。

下面分别从支护体的应力（拉应力和压应力）、位移、应变（压应变和拉应变）和塑性区四个方面对支护后的巷道稳定性进行分析。为了避免模型边界效应的影响，过模型中心截取 $Y=0$ 的剖面进行分析。在 FLAC3D 中，最大主应力为数值最大者，当最大主应力为正值时为拉应力；最小主应力为数值最小者，当最小主应力为负值时为压应力。标高为2 325 m 时，巷道掘进并支护后围岩、支护体、底板的最大主应力、最小主应力、位移量、压缩应变增量、拉伸应变增量、塑性区分布图具有代表性，如图 4 所示。限于篇幅，其他标高和方案的图片本文不再列出。

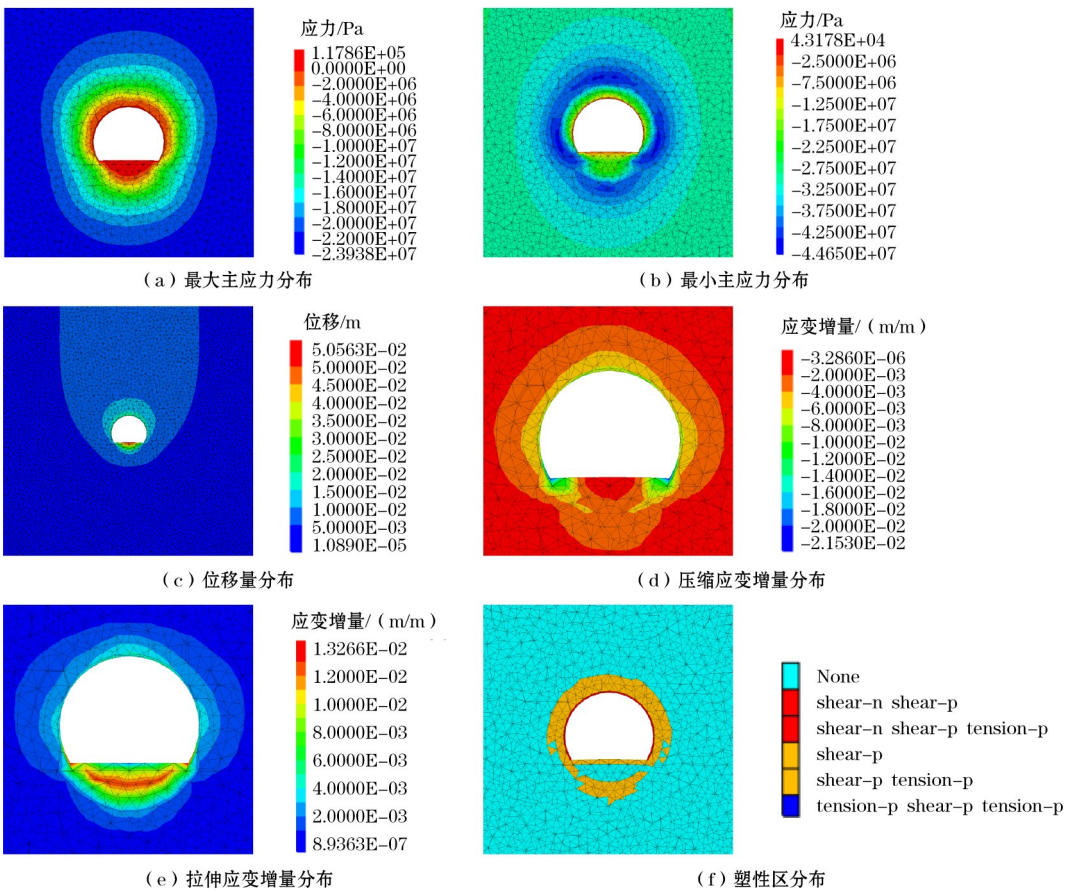


图 4　辅助斜坡道标高 2 325 m 处断面的模拟结果

Fig.4　Simulation calculation results of the section of auxiliary ramp at 2 325 m elevation

喷射混凝土 C30 设计轴心抗拉强度为 1.43 MPa，浇注混凝土 C30 设计轴心抗拉强度为 1.43 MPa。根据模拟结果，支护体所受到的拉应力随着埋深的增加逐渐减小，在 0.028～0.154 MPa 之间且始终不发生拉伸破坏，可以保持稳定。随着埋深的增加，底板所受到的拉应力同样逐渐减小，底板在此高程范围内产生的拉应力小于其抗拉强度，不会发生拉伸破坏，可以保持稳定状态。

C30 喷射混凝土和浇注混凝土的设计轴心抗压强度为 14.3 MPa。按照压应力分析，在 2 850～1 950 m 高程范围内，拱脚支护体所受到的压应力均大于其轴心抗压强度，将发生压缩破坏，导致支护体局部不稳定，但拱顶、拱肩和拱帮可以保持稳定。在 2 850～2 325 m 高程范围内，浇筑混凝土底板两端受到的压应力大于其轴心抗压强度，将发生挤压破坏，使底板处于不稳定状态。在 2 175～1 950 m 高程范围内，底板两端和底面受到了大于其轴心抗压强度的压应力，将发生挤压破坏，导致底板处于不稳定状态。

模拟结果显示，随着埋深增加，在巷道围岩和支护体位移量较大的区域，由水平方向转为竖直方向，这一变化符合最大地应力方向由水平转为竖直方向

的变化。底板则显示随埋深增加,中部底鼓量越大的特征。按照表 3,Ⅲ类围岩巷道在 2 850～1 950 m 不同高程处的允许位移量见表 7。

表 7 不同埋深处巷道围岩允许位移量

Table 7 Allowable displacement of surrounding rock of roadweay at different buried depths

斜坡道高程/m	埋深/m	允许位移下限/m	允许位移上限/m	允许位移均值/m
2 850	350	0.009 6	0.028 0	0.018 8
2 550	650	0.016 1	0.047 8	0.032 0
2 325	875	0.021 0	0.062 8	0.041 9
2 175	1 025	0.024 2	0.072 7	0.048 5
1 950	1 250	0.029 2	0.087 6	0.058 4

据此考察主斜坡道不同埋深处的稳定性。从围岩允许位移的角度来看,在 2 850～2 325 m 高程范围内,支护体位移量在 0.004 8～0.020 5 m 之间,均能保持稳定;在 2175～1950 m 范围内位移量在 0.011 3～0.031 4 m,表现为拱脚较稳定、其余部位稳定;底板在 2 850 m 处位移量在 0.004 1～0.018 1 m 之间,底板中部较稳定;在 2 550～1 950 m 范围内,位移量在 0.006 8～0.080 4 m 之间,底板中部较不稳定。

从巷道围岩、支护体、底板的拉伸应变来看,拱顶、侧帮处支护体均发生一定的拉伸应变,底板中部随巷道埋深增加发生了程度加剧的拉伸应变。在 2 325 m 及以上高程段,拱脚和底板两端的支护体变形保持协调;而在 2 175～1 950 m 高程范围内,拱脚和底板两端的变形不协调;在标高 2 850～2 325 m 范围内,斜坡道支护体拉伸应变达 0.002 6～0.038 0 m/m,拱身较稳定,拱脚不稳定;在 2 175～1 950 m 范围内,拉伸应变达 0.007 8～0.050 8 m/m,拱身和拱脚均不稳定;在 2 850 m 及以上高程段,底板拉伸应变达 0.001 5～0.013 3 m/m,两端发生了一定程度的拉伸变形并且失稳;在 2 550～1 950 m 高程范围内,底板拉伸变形达 0.006 9～0.076 7 m/m,整体不稳定。

随着埋深的增加,巷道围岩的塑性区面积逐渐增大,支护体中分布有贯通的剪切塑性区,表明支护体处于不稳定状态;在高程 2 850～1 950 m 处,底板塑性区处于贯通状态,表明底板发生了剪切塑性变形,处于不稳定状态。

根据表 5 中的综合评判标准,对不同埋深处的支护体和底板进行稳定性判别,判别结果见表 8 和表 9。

表 8 支护体稳定性综合判别结果

Table 8 Results of comprehensive evaluation of stability of supporting body

高程/m	应力判别准则		位移判别准则	应变增量判别准则		塑性区贯通性判别准则	稳定性综合判别结果
	拉应力	压应力		压缩	拉伸		
2 850	稳定	稳定	稳定	较稳定	较稳定	不稳定	稳定
2 550	稳定	稳定	稳定	较稳定	较稳定	不稳定	稳定
2 325	稳定	稳定	稳定	较稳定	较稳定	不稳定	稳定
2 175	稳定	稳定	稳定	较稳定	不稳定	不稳定	不稳定
1 950	稳定	稳定	稳定	不稳定	不稳定	不稳定	不稳定

表 9 底板稳定性综合判别结果

Table 9 Results of comprehensive evaluation of stability of bottom plate

高程/m	应力判别准则		位移判别准则	应变增量判别准则		塑性区贯通性判别准则	稳定性综合判别结果
	拉应力	压应力		压缩	拉伸		
2 850	稳定	不稳定	较稳定	较稳定	不稳定	不稳定	不稳定
2 550	稳定	不稳定	较不稳定	不稳定	不稳定	不稳定	不稳定
2 325	稳定	不稳定	较不稳定	不稳定	不稳定	不稳定	不稳定
2 175	稳定	不稳定	较不稳定	不稳定	不稳定	不稳定	不稳定
1 950	稳定	不稳定	较不稳定	不稳定	不稳定	不稳定	不稳定

根据上述分析,辅助斜坡道在采用 C30 喷射混凝土支护圆弧拱,支护厚度为 100 mm 条件下,在高程 2 325 m 及以上范围内可以保持稳定,但在高程 2 175 m 和 1 950 m 表现为不稳定状态,需要加强支护。底板采用 C30 浇注混凝土铺设,铺设厚度为 300 mm 的条件下,在高程 2 850～1 950 m 范围内表现为不稳定状态。

4 深部斜坡道加强支护方案研究

为了加强深部辅助斜坡道段支护体稳定性,依次考虑了以下 4 个加强支护方案:

(1) 保持巷道断面尺寸不变,提高圆弧拱支护体的喷射混凝土强度(依次增加为 C35、C40);

(2) 增加喷射混凝土支护厚度(依次增加为 150 mm、200 mm);

(3) 延伸圆弧拱支护体为圆筒状加强支护;

(4) “圆筒状结构＋喷射钢纤维混凝土＋滞后造底”联合支护。

模型的构建和计算流程与 3.1 所述相似,不再赘述。在表 6 的基础上,查阅相关规范和文献,仅将新增的材料物理力学参数列入表 10。

表 10　加强支护模拟的材料物理力学参数

Table 10　Physical and mechanical parameters of materials for simulation of strengthed support

材料名称	强度等级	弹性模量/GPa	抗拉强度/MPa	黏聚力/MPa	内摩擦角/(°)	泊松比	密度/(g/cm³)
喷射混凝土	C35	30.00	1.57	—	—	0.20	2.25
	C40	35.00	1.75	—	—	0.20	2.25
喷射钢纤维混凝土	CF30	30.00	2.37	6.50	37	0.20	2.35
	CF35	31.50	2.60	6.80	35	0.20	2.35
	CF40	32.50	2.82	7.80	35	0.20	2.35

经计算，当采用 C35 和 C40 喷射混凝土支护圆弧拱时，在高程 2 175 m 和 1 950 m 处，应变增量和塑性区贯通性计算结果显示斜坡道不能保持稳定，综合评判结果显示：采用仅提高喷射混凝土强度、保持支护体厚度为 100 mm 的加强支护方式，不足以保持 2 175 m 和 1 950 m 范围内支护体的稳定性。

在保持图 2 净断面不变的情况下，将圆弧形支护体厚度往四周扩大，分别构建出厚度为 150 mm、200 mm 的喷射混凝土支护体，并分别代入 C30、C35、C40 喷射混凝土的参数进行计算，结果显示，尽管增加了支护体的厚度并提高其强度，但仍然不能使支护体处于稳定状态。

巷道断面和支护体的形状对支护效果也存在影响，矿山采用 TBM 掘进辅助斜坡道，断面本身就是圆形，然后回填土石碴，最后浇筑混凝土底板。因此，考虑在图 2 的基础上，将圆形支护体由两端延伸并胶结，形成一个“圆筒状”支护体。选用 100 mm 厚的 C40 喷射混凝土进行模拟计算。结果表明，100 mm 厚 C40 强度的“圆筒状”支护体仅底部上表面产生 3.304～3.776 MPa 的拉应力，在此应力条件下将发生局部的拉伸破坏，但由于回填土和混凝土底板的覆盖，不影响拱帮和拱顶的稳定性；在下半部外表面产生最大 26.254～29.241 MPa 的压应力，这一应力条件下，支护体外表面可能产生零星的压缩破坏，但不破坏其整体结构及稳定性；在底板与支护体结合部位，受地应力挤压作用，支护体两端产生向上的滑动，引起支护体在该部位产生竖直方向上的片落，使拱脚支护体呈现不稳定状态，进而导致支护体整体呈较不稳定状态。综合而言，在保持原有支护厚度不变的情况下，以 C40 喷射混凝土制成圆筒状支护结构，仍不足以使 2 175～1 950 m 高程范围的斜坡道及支护体保持稳定。

喷射钢纤维混凝土较之普通喷射混凝土，可以提高基体的质量，降低混凝土内部缺陷处的应力集中，还可以阻止裂缝的产生和发展，具有良好的增强、增韧、抗冲击性能，在地下工程中得到了广泛的应用。考虑到辅助斜坡道底板主要用于承载运输设备的自重和载重，当支护体形状为圆筒时，不必起到支撑拱脚的作用。为了保护圆筒状支护体的结构完整性，避免运输设备载重和地应力诱发浇筑混凝土底板和支护体不协调变形而引发支护体的破坏，在支护体与底板之间回填松散土石料，而且使底板两端不与圆筒支护体刚性连接（即保持一定的伸缩缝）。由此提出“圆筒状结构＋喷射钢纤维混凝土＋滞后造底”联合支护方法。所谓“滞后造底”，即在圆筒状支护体具有一定强度之后，回填土石物料，最后浇筑混凝土底板，并使浇筑混凝土底板仅通过回填的土石料与支护体产生间接的相互作用，避免浇筑混凝土两端与支护体产生直接接触。回填土石物料亦可将底板自重和负载相对均衡地传递至圆筒支护体的底部，从而起到保护支护体结构完整性的作用，进而保持支护体的稳定性。

根据《钢纤维混凝土》（JG/T 472—2015）和《混凝土结构设计规范》（GB 50010—2010）（2015 年版），考虑使用端钩型钢纤维，纤维等效长度 30 mm，等效直径 0.75 mm，钢纤维掺量 0.6%（体积率），钢纤维对混凝土抗拉强度的影响系数取 0.76。经过计算得到喷射钢纤维混凝土设计轴心抗拉强度和抗压强度，见表 11。

表 11　喷射钢纤维混凝土的设计轴心抗拉强度和抗压强度

Table 11　Design axial tensile strength and compressive strength of sprayed steel fiber concrete

强度等级	设计轴心抗拉强度/MPa	设计轴心抗压强度/MPa
CF25	2.105	16.700
CF30	2.377	20.100
CF35	2.601	23.400
CF40	2.826	26.800

计算结果显示，当采用“圆筒状结构＋喷射钢纤维混凝土＋滞后造底”联合加强支护时，由于钢纤维的掺入改善了喷射混凝土的力学性能，其所受应力

更加均匀,在 2 175 m 和 1 950 m 均不产生拉应力,但所受压应力值大于其轴心抗压强度。尽管如此,井下支护体只存在一个临空面,所受压应力介于二维和三维之间,而混凝土材料的二维和三维抗压强度远大于单轴抗压强度,因而,结合其他判别指标,支护体仍然可以保持整体的稳定性。考虑到现场施工的便利,支护体材料推荐使用 100 mm 厚的 CF35 喷射钢纤维混凝土。

5 结论

根据地应力测试结果,应用 FLAC3D 构建数值模型,选择 5 个代表性的高程,从应力、位移、应变和塑性区四个方面,定量分析不同支护方案下辅助斜坡道围岩和底板的稳定性,得出如下结论。

(1) 在采用厚度为 100 mm 的 C30 喷射混凝土支护圆弧拱时,辅助斜坡道在 2 325 m 及以上高程段可以保持稳定,在高程 2 175 m 和 1 950 m 处表现为不稳定状态,需要加强支护。

(2) 采用厚度为 300 mm 的 C30 浇筑混凝土铺设底板,底板在高程 2 850～1 950 m 范围内表现为不稳定状态。

(3) 模拟计算了仅提高圆弧拱支护体的喷射混凝土强度、仅增加喷射混凝土支护厚度、延伸圆弧拱支护体为圆筒状支护结构三种加强支护方案,结果均不能使标高 2 325 m 以下范围内的辅助斜坡道稳定。提出了“圆筒状结构＋喷射钢纤维混凝土＋滞后造底”联合支护方案,通过计算验证了该方案的安全性,推荐矿山在高程 2 325 m 以下的辅助斜坡道使用 100 mm 厚的圆筒状 CF35 喷射钢纤维混凝土支护。

参考文献(References):

[1] 谢和平,高峰,鞠杨,等.深部开采的定量界定与分析[J].煤炭学报,2015,40(1):1-10.
XIE Heping, GAO Feng, JU Yang, et al. Quantitative definition and investigation of deep mining[J]. Journal of China Coal Society,2015,40(1):1-10.

[2] 康红普,王国法,姜鹏飞,等.煤矿千米深井围岩控制及智能开采技术构想[J].煤炭学报,2018,43(7):1789-1800.
KANG Hongpu, WANG Guofa, JIANG Pengfei, et al. Conception for strata control and intelligent mining technology in deep coal mines with depth more than 1 000 m [J].Journal of China Coal Society,2018,43(7):1789-1800.

[3] 高峰.地应力分布规律及其对巷道围岩稳定性影响研究[D].徐州:中国矿业大学,2009.
GAO Feng. Research on ground stress distribution characteristics and its effect on roadway surrounding rock stability[D]. Xuzhou: China University of Mining and Technology,2009.

[4] 吴磊.深部硬岩巷道支护技术研究[D].长沙:中南大学,2010.
WU Lei. Study on support technology of roadway in hard rock at depth[J].Changsha:Central South University,2010.

[5] 陈晓祥,勾攀峰,范增哲,等.深井高应力高突区域回采巷道变形特征及控制[J].采矿与安全工程学报,2013,30(3):363-368.
CHEN Xiaoxiang, GOU Panfeng, FAN Zengzhe, et al. Deformation characteristics and controlling of tailgate in high stress high gas and outburst region of deep mine[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2013, 30(3): 363-368.

[6] 雷成祥.深井巷道掘进次生应力影响效应及加固对策研究[D].北京:中国矿业大学(北京),2013.
LEI Chengxiang. Research on effect funtion of excavating secondary stresses and reinforce treating ways in mine deep tunnel[D]. Beijing: China University of Mining and Technology-Beijing,2013.

[7] 杨本生,高斌,孙利辉,等.深井软岩巷道连续“双壳”治理底鼓机理与技术[J].采矿与安全工程学报,2014,31(4):587-592.
YANG Bensheng, GAO Bin, SUN Lihui, et al. Study on technology and mechanism of continuous “double shell” harnessing floor heave in deep soft-engineering rock roadway [J].Journal of Mining & Safety Engineering,2014,31(4):587-592.

[8] 马少维.超千米层状硬岩巷道顶板破坏机理及支护技术研究[D].长沙:中南大学,2014.
MA Shaowei. Research on the roof failure mechanism and support technique of roadway in ultra-km layered hard rock mass[D].Changsha:Central South University,2014.

[9] 朱永建,朱二磊,陈鑫源,等.深井高地应力巷道围岩弱化规律及控制技术[J].湖南科技大学学报(自然科学版),2015,30(1):15-21.
ZHU Yongjian, ZHU Erlei, CHEN Xinyuan, et al. Weakening rules and its control technology of deep & high stress roadway surrounding rock[J]. Journal of Hunan University of Science and Technology (Natural Science Edition),2015,30(1):15-21.

[10] 张广超,何富连.千米深井巷道围岩变形破坏机理与支护技术[J].煤矿开采,2015,20(2):35-38＋62.
ZHANG Guangchao, HE Fulian. Surrounding rock deformation and failure mechanism and supporting technology of roadway in 1 000 m deep mine[J].Coal Mining Technology,2015,20(2):35-38＋62.

[11] 高延法,刘珂铭,何晓升,等.钢管混凝土支架在千米深井动压巷道中的应用[J].煤炭科学技术,2015,43(8):7-12.
GAO Yanfa, LIU Keming, HE Xiaosheng, et al. Steel tube concrete support applied to dynamic pressure roadway in kilometers deep mine[J]. Coal Science and Technology, 2015,43(8):7-12.

[12] 康红普，范明建，高富强，等.超千米深井巷道围岩变形特征与支护技术[J].岩石力学与工程学报，2015，34(11)：2227-2241.
KANG Hongpu，FAN Mingjian，GAO Fuqiang，et al. Deformation and support of rock roadaway at depth mode than 1 000 meters[J].Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering，2015，34(11)：2227-2241.

[13] 唐彬.煤矿深部巷道TBM施工围岩稳定性与支护技术研究[D].淮南：安徽理工大学，2016.
TANG Bin. Research on surrounding rock stability and supperting of TBM excavated coal mine roadway in deep strata[D]. Huainan：Anhui University of Science and Technology，2016.

[14] 彭瑞.深部巷道耦合支承层力学分析及分层支护控制研究[D].淮南：安徽理工大学，2017.
PENG Rui. Mechanical analysis of compound bearing layer and research on multi-echelon support in deep roadway[D]. Huainan：Anhui University of Science and Technology，2017.

[15] 梁权宇，陈顺满，王贻明.深井大断面硐室围岩稳定性控制模拟分析[J].铜业工程，2017(2)：53-57.
LIANG Quanyu，CHEN Shunman，WANG Yiming. Simulation on stability analysis and control technology of the deep large section chamber[J].Copper Engineering，2017(2)：53-57.

[16] 滕延斌.深井高应力硬岩巷道围岩变形破坏规律与长期稳定性研究[D].青岛：山东科技大学，2017.
TENG Yanbin. Research of deformation and failure rule and long term stability of surrounding rock of high stress hard rock roadway in deep mine[D]. Qingdao：Shandong University of Science and Technology，2017.

[17] 李光，马凤山，郭捷，等.U钢管混凝土支架支护技术在金川矿山的应用[J].黄金科学技术，2017，25(5)：57-66.
LI Guang，MA Fengshan，GUO Jie，et al. Application of steel tube confined concrete support in Jinchuan Mine[J]. Gold Science and Technology，2017，25(5)：57-66.

[18] 潘锐，王琦，王雷，等.深井巷道锚注补强力学效应及支护参数研究[J].采矿与安全工程学报，2018，35(2)：267-275.
PAN Rui，WANG Qi，WANG Lei，et al. Research on mechanical effect and parameters of bolt-grouting reinforcement for deep roadway[J]. Journal of Mining & Safety Engineering，2018，35(2)：267-275.

[19] 李光，马凤山，刘港，等.金川矿区深部巷道支护效果评价及参数优化研究[J].黄金科学技术，2018，26(5)：605-614.
LI Guang，MA Fengshan，LIU Gang，et al. Study on supporting parametric optimizing design and evaluate supporting effect of deep roadway in Jinchuan Mine[J].Gold Science and Technology，2018，26(5)：605-614.

[20] 孙扬.金属矿深井硬岩岩爆倾向井巷支护研究[J].中国矿业，2018，27(增刊2)：263-267+271.
SUN Yang. Hardrock sinking and driving support for rockburst potential in deep metal mine[J]. China Mining Magazine，2018，27(Suppl.2)：263-267+271.

[21] 王石，徐磊，柯愈贤，等.基于最优组合权重的GRA-TOPSIS深井巷道支护方案优选[J].重庆大学学报，2019，42(6)：78-87.
WANG Shi，XU Lei，KE Yuxian，et al. Scheme optimization of supporting in deep underground roadway based on GRA-TOPSIS with optimal combination weight[J].Journal of Chongqing University，2019，42(6)：78-87.

[22] 陆天嘉.煤矿TBM掘进硬岩巷道围岩稳定性与支护方案研究[D].淮南：安徽理工大学，2019.
LU Tianjia. Research on surrounding rock stability and supporting of TBM excavated hard rock roadway in coal mine[D]. Huainan：Anhui University of Science and Technology，2019.

[23] 张自政，李树清，于宪阳，等.深井穿断层回采巷道围岩变形机理与稳定控制对策[J].湖南科技大学学报(自然科学版)，2020，35(1)：10-16.
ZHANG Zizheng，LI Shuqing，YU Xianyang，et al. Deformation mechanism and stability control of surrounding rock in deep roadway through the fault[J].Journal of Hunan University of Science and Technology (Natural Science Edition)，2020，35(1)：10-16.

[24] 康红普，姜鹏飞，黄炳香，等.煤矿千米深井巷道围岩支护-改性-卸压协同控制技术[J].煤炭学报，2020，45(3)：845-864.
KANG Hongpu，JIANG Pengfei，HUANG Bingxiang，et al. Roadway strata control technology by means of bolting-modification-destressing in synergy in 1 000 m deep coal mines[J].Journal of China Coal Society，2020，45(3)：845-864.

[25] 姜鹏飞.千米深井巷道围岩支护-改性-卸压协同控制原理及技术[D].北京：煤炭科学研究总院，2020.
JIANG Pengfei. Roadway strata control principile and techniques by means of bolting-modification-destressing in synergy in 1 000 m deep coal mines[D]. Beijing：China Coal Reasearch Institute，2020.

[26] 李嘉豪，廖泽，陈延可.深部硬岩巷道围岩锚杆支护参数优化与设计[J].采矿技术，2020，20(4)：27-30.
LI Jiahao，LIAO Ze，CHEN Yanke. Parameter optimization and design of rock bolt support for deep hard rock roadway[J].Mining Technology，2020，20(4)：27-30.

[27] 王成龙，侯成录，杨尚欢，等.千米深井高应力破碎围岩控制技术[J].黄金科学技术，2020，28(6)：885-893.
WANG Chenglong，HOU Chenglu，YANG Shanghuan，et al. Controltechnology of high stress broken surrounding rock in kilometer deep shaft[J]. Gold Science and Technology，2020，28(6)：885-893.

[28] 代碧波，李怀宾，张姝婧，等.深部采动影响下硬岩巷道围岩稳定性数值模拟研究[J].金属矿山，2021(4)：70-75.
DAI Bibo，LI Huaibin，ZHANG Shujing，et al. Numerical simulation on stability of surrounding rock in deep hard rook tunnel induced by mining[J].Metal Mine，2021(4)：70-75.

[29] 冯帆，赵兴东，陈绍杰，等.结构面位置对于深部高应力采动硬岩巷道破坏的影响[J].中南大学学报(自然科学版)，2021，52(8)：2588-2600.

FENG Fan, ZHAO Xingdong, CHEN Shaojie, et al. Effect of structural plane position on hard tunnel failure during excavation unloading subjected to high stresses in deep level mines[J]. Journal of Central South University(Science and Technology),2021,52(8):2588-2600.

[30] 李晓光.深部巷道围岩多模式破坏强度理论与数值算法及工程应用研究[D].北京:北京科技大学,2023.
LI Xiaoguang. Theory and application research of multi-mode failure strength theory and numerical algorithm for surrounding rock of deep roadway[D]. Beijing: University of Science and Technology Beijing,2023.

[31] 刘泉声,黄兴,潘玉丛,等.TBM在煤矿巷道掘进中的技术应用和研究进展[J].煤炭科学技术,2023,51(1):242-259.
LIU Quansheng, HUANG Xing, PAN Yucong, et al. Application and research progress of TBM tunneling in coal mine roadway[J]. Coal Science and Technology,2023,51(1):242-259.

[32] 杨宁,赵美霞,黄玉兵.深井矩形巷道围岩应力分布规律及支护优化[J].采矿与岩层控制工程学报,2023,5(6):43-52.
YANG Ning, ZHAO Meixia, HUANG Yubing. Stress distribution and support optimization of the surrounding rock of deep rectangular roadways[J]. Journal of Mining and Strata Control Engineering,2023,5(6):43-52.