基于非均质-节理有限元方法的深部节理硬岩巷道的变形控制研究*

温恩泽[1]，朱德福[1,2,3]，席培淇[4]

(1.太原理工大学 原位改性采矿教育部重点实验室， 山西 太原 030024；
2.西安交通大学 航天航空学院， 陕西 西安 710049；
3.广铝集团有限公司， 广东 广州 510450；
4.太原煤炭气化(集团)有限责任公司， 山西 太原 030024)

摘要：准确地认识深部硬岩巷道围岩失稳机理，对巷道支护参数的设计具有重要的工程意义。以金川矿千米埋深的大理岩巷道为研究对象，采用连续-非连续数值模拟方法，基于RS2内置的voronoi节理网与Weibull分布函数开发了自定义非均质材料程序，建立了非均质-节理有限元岩石、岩体模型，标定了大理岩变形参数与力学参数，揭示了深部硬岩变形破坏规律。考虑巷道围岩节理特征，构建了非均质-节理有限元巷道模型，复现了深部硬岩巷道破坏特征；针对无支护巷道破坏规律提出了局部支护方案。研究表明：基于非均质-节理有限元法构建的岩石、岩体模型可以表征深部硬岩变形破坏规律；非均质-节理有限元巷道模型模拟结果与现场巷道破坏情况一致，验证了此方法的合理性；相较于无支护情况，应用局部支护方案后巷道左、右帮塑性区最大深度分别减小了62.9%、58.0%，块体、节理破坏数量分别减少了83.0%、74.5%，巷道最大变形量减小了33.8%，证明了局部支护方案的可靠性。研究成果为深部硬岩巷道围岩破坏特征分析提供了参考，拓展了深部硬岩巷道围岩变形控制的思路。

关键词：深部巷道；裂隙硬岩；节理有限元模型；非均质岩石(体)；巷道围岩控制

中图分类号：TD353 **文献标识码**：A **文章编号**：1005-2763(2026)03-0014-15

Research on Deformation Control of Deep Jointed Hard Rock Roadways Based on Heterogeneous-Joint Finite Element Method

WEN Enze[1], *ZHU Defu*[1,2,3], *XI Peiqi*[4]

(1.Key Laboratory of In-situ Modified Mining of Ministry of Education,
Taiyuan University of Technology, Taiyuan, Shanxi 030024, China;
2.School of Aerospace Engineering, Xi'an Jiaotong University, Xi'an, Shaanxi 710049, China;
3.Galuminium Group Co., Ltd., Guangzhou, Guangdong 510450, China;
4.Taiyuan Coal Gasification (Group) Co., Ltd., Taiyuan, Shanxi 030024, China)

Abstract: Accurately understanding the instability mechanisms of surrounding rock in deep hard rock roadways is of great engineering significance for the design of roadway support parameters. Taking the kilometer-deep marble roadways at the Jinchuan mine as the research object, a self-defined heterogeneous material program was developed based on the voronoi joint network and Weibull distribution function built in RS2 using the continuous-discontinuous numerical simulation method. A heterogeneous-joint finite element model for the rock and rock mass was established, the deformation parameters and mechanical parameters of marble were calibrated, and the deformation and failure law of deep hard rock was revealed. Meanwhile, considering the joint characteristics of the surrounding rock in the roadway, a heterogeneous-joint finite element model for the roadway was constructed, which reproduced the failure characteristics of deep hard rock roadways. A local support scheme was proposed to address the failure laws of unsupported roadways. The study indicates that the rock and rock

* **收稿日期**：2025-03-23
基金项目：国家自然科学基金项目(52174124,51904200)；山西省重点研发计划项目(202202090301011)
作者简介：温恩泽(2000—)，男，山西晋中人，硕士研究生，主要从事矿山岩体力学与数值模拟方面的研究工作。E-mail：wenenze0837@163.com
通信作者：朱德福(1988—)，男，安徽濉溪人，博士，副研究员，主要从事矿山岩体力学与数值模拟方面的教学与研究工作。E-mail：zhudefu@tyut.edu.cn

mass models constructed based on the heterogeneous-joint finite element method can effectively characterize the deformation and failure laws of deep hard rock. The simulation results of the heterogeneous-joint finite element roadway model are consistent with the the field roadway damage, thereby validating the rationality of this method. Compared with the unsupported condition, the maximum depths of the plastic zones in the left and right ribs of the roadway were reduced by 62.9% and 58.0% respectively after the application of the local support scheme, the numbers of block and joint failures decreased by 83.0% and 74.5% respectively, and the maximum deformation of the roadway was reduced by 33.8%, which verifies the reliability of the local support scheme. The research results provide a reference for the analysis of failure characteristics of surrounding rock in deep hard rock roadway, and expand the idea of deformation control of surrounding rock in deep hard rock roadway.

Key words: Deep roadway, Fissure hard rock, Joint finite element model, Heterogeneous rock (mass), Control of roadway surrounding rock

0 引言

深部硬岩巷道受高地应力、复杂地质条件和围岩脆性大等因素影响，变形机理复杂，破坏特征难以预测，因此，缺乏针对性支护方案的设计依据。巷道围岩变形失稳已成为影响深部矿井安全有序生产的重要因素，揭示深部硬岩破坏机理、预测深部硬岩破坏特征、提出针对性支护方案，对巷道围岩控制具有重要的现实意义。

关于深部硬岩巷道变形机理与控制机制的研究方法主要有理论分析、相似模拟、数值计算与现场实测等。文献[1]和[2]提出了深部圆形裸巷的应力和位移场分布的解析解或半解析解，文献[3]建立了理论模型如分数损伤蠕变构成模型，文献[4]建立了三维弹塑性损伤模型，文献[5]建立了瞬态破坏本构模型，这些研究揭示了深部巷道围岩变形破坏机理。文献[6]和[7]通过相似模拟试验反演了深部硬岩的变形破坏特征。文献[8]至[11]通过现场实测为巷道围岩损伤机理与控制机制研究提供了基础依据。文献[12]至[13]通过数值模拟对不同深部硬岩巷道提出了多种控制方案。然而，理论分析未能考虑围岩结构的复杂性和巷道围岩的非均质性；相似模拟试验简化了模型大小、地质条件，而研究对象为含有少量预制裂隙或层状、菱形等简化节理的均质岩体，试验结果可作为定性分析的依据；现场实测对机理的分析具有滞后性，且实测数据受监测技术手段的限制，监测信息量有限。数值模拟研究在融合应用理论研究成果、现场实测与实验室试验结果的基础上可以量化分析巷道围岩变形特征，并揭示巷道围岩力学行为特征与损伤机理，此方法的优势在矿山工程中已经得到了充分证明[14]。

数值模拟作为研究巷道围岩稳定性的主要手段之一，应用成熟的数值模拟方法主要有连续、非连续、连续-非连续混合方法。其中连续介质方法包括：有限元法，例如 ABAQUS[15-16]、ANSYS[17-18]、RS2 与 RS3[19,20]；有限差分法，例如 FLAC2D 与 FLAC3D[21-23]；边界元法[24]；有限体积法[25]；无单元法[26]等。非连续介质方法包括：离散元法，例如 UDEC[27]、3DEC[28]、DDA[29]、PFC[30]、Matdem[31]；物质点法[32]等。连续-非连续方法包括：有限离散元法，例如 ELFEN[33]、IRAZU[34]、FLAC-PFC 耦合[35]、FLAC-UDEC 耦合[36]、节理有限元法[37-39](JFEM)等。其中，连续介质方法可以处理固定边界、自由边界、接触边界等多种边界条件，并且可以与实际工程问题中的复杂载荷、几何形状等紧密结合，计算效率高；非连续介质方法适合表征岩石颗粒、断裂、滑动、坍塌等离散现象，能够模拟颗粒相互间的作用、接触、碰撞和运动。然而连续介质方法无法直接处理岩体颗粒材料、断裂、崩塌等涉及离散元素的物理过程，在处理裂纹扩展、断裂等问题时表现不佳；非连续介质方法计算成本高，难以处理连续介质中的微观现象如应力集中。连续-非连续方法结合了上述两种方法的优点，能够有效模拟节理的生成、扩展和合并，不需要在裂缝处重新划分网格，而是通过内置的裂缝模型和函数来模拟不连续性，减少网格划分的限制，大大简化了求解复杂裂缝问题时的网格处理，真实描述研究区域岩体结构的同时简化非核心区域，提高了计算效率。ZHU Defu 课题组前期在节理有限元的研究中仅对节理进行研究，没有考虑块体非均质[37-39]。上述研究成果并未同时考虑节理与非均质对模型力学特性的影响，并不适用于深部节理硬岩巷道，导致模拟手段欠缺。

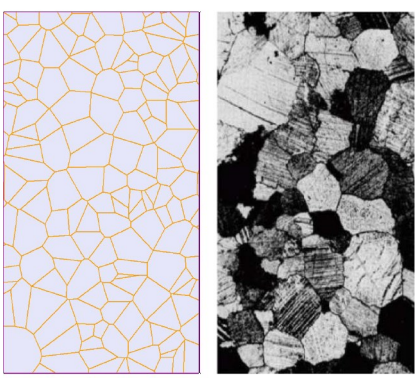
为复现深部节理硬岩巷道的变形破坏特征，本文以金川矿千米深节理大理岩半圆拱巷道为例，采

用弹塑性有限元分析软件 RS2,提出节理有限元模型,开发自定义非均质岩石程序,构建非均质-节理有限元岩石(体)试样模型,标定 voronoi 块体、voronoi 节理与交叉节理的强度参数与变形参数,结合巷道围岩特征,建立非均质-节理有限元巷道模型,计算并剖析巷道围岩变形失稳机理,对比巷道的现场变形特征验证非均质-节理有限元模型的可靠性,结合锚杆支护理论,提出针对性的巷道围岩控制策略,预期研究成果可为巷道围岩控制提供一种新的模拟研究思路。

1 非均质-节理有限元模型

1.1 节理有限元模型

RS2 是一款适用于巷道开挖与支护设计的二维有限元分析软件。RS2 软件内置基于节理网络有限元法的节理网络模型,包括平行确定模型、平行统计模型、交错模型和通过离散裂缝网格生成的 Baecher 模型、Veneziano 模型、Voronoi 模型,上述 6 种模型允许自定义具有不同间距、倾角、迹长的节理网,可以模拟出岩体中天然的和诱发的裂隙,voronoi 节理网与大理岩微观结构的相似性如图 1 所示。本文选用两组平行节理网与 voronoi 节理网分别描述围岩交叉节理与大理岩微观结构。



(a) voronoi 节理网 (b) 大理岩颗粒结构

图 1 voronoi 节理网与大理岩微观结构

Fig.1 Voronoi joint network and the microstructure of marble

节理有限元模型由两组平行节理网(结构面)与 voronoi 节理网(岩石)组成,被 voronoi 节理网分隔开的 voronoi 块表征晶粒,voronoi 块由古德曼节理单元[41]分割,三角网对每个 voronoi 块进行细分。由宏观至微观细分节理有限元模型的过程如图 2 所示。

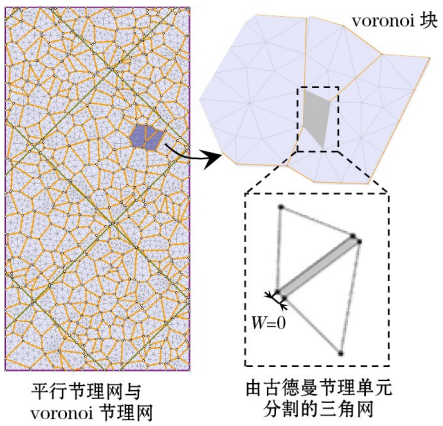


图 2 节理有限元模型细分过程

Fig.2 Subdivision process of joint finite element model

模型中 voronoi 块、voronoi 节理与平行节理均采用 Mohr-Coulomb 破坏准则,用塑性块描述脆性岩石在破坏时发生非弹性变形的现象,voronoi 块、voronoi 节理与平行节理的输入参数可分为变形参数与强度参数。变形参数包括 voronoi 块的泊松比(μ_b)与杨氏模量(E_b)、节理的法向刚度(k_{nv1}、k_{nv2}、k_{nP})与剪切刚度(k_{sv1}、k_{sv2}、k_{sP});强度参数包括 voronoi 块与节理的峰值抗拉强度(σ_{pb}、σ_{pv1}、σ_{pv2}、σ_{pP})、峰值摩擦角(φ_{pb}、φ_{pv1}、φ_{pv2}、φ_{pP})、峰值黏聚力(c_{pb}、c_{pv1}、c_{pv2}、c_{pP})、残余抗拉强度(σ_{rb}、σ_{rv1}、σ_{rv2}、σ_{rP})、残余摩擦角(φ_{rb}、φ_{rv1}、φ_{rv2}、φ_{rP})与残余黏聚力(c_{rb}、c_{rv1}、c_{rv2}、c_{rP})。其中,下标$_{p}$、$_{r}$、$_{b}$、$_{v1}$、$_{v2}$、$_{P}$分别代表峰值、残余值、voronoi 块、voronoi 节理 1、voronoi 节理 2 与平行节理。

1.2 岩(石)体非均质模型

岩石是由各种矿物颗粒及胶结材料组成的,各成分的物理力学性质各不相同。大理岩作为典型的非均质材料,其属性是随机变化的,加之岩块所处应力环境不同,导致其物理力学参数分布更加复杂。RS2 中岩石材料的非均质主要表现为强度、变形参数的不均匀,参数差异性越大,岩石整体的均质性就越差。文献[42]研究表明,Weibull 分布可以实现岩石强度的随机性与异质性,因此,本文在研究岩石材料非均质时将参数视为服从 Weibull 分布,并利用 Weibull 分布函数对模型参数进行赋值,本文引用 Weibull 分布函数描述块体参数与参数分布:

$$f(x)=\frac{m}{x_0}\left(\frac{x}{x_0}\right)^{m-1}=\exp\left[-\left(\frac{x}{x_0}\right)^{m}\right] \quad (1)$$

式中:x 为力学参数,如杨氏模量、抗拉强度、黏聚力等;m 为均质系数;x_0 为力学参数最小值。

式(1)中的均质系数 m 越大,材料越接近均质,本文根据文献[43]中给出的不同均质系数模拟大理

岩破坏行为，对均质系数进行迭代调整，最终选用均质系数 $m=6$。

力学参数集中分布在最小值 x_0 附近的狭窄范围内，x_0 来自对标定模型的一系列标定过程。以杨氏模量为例，式(1)中 x 为杨氏模量，杨氏模量最小值为 x_0，之后使用 Matlab 生成 6 组(即 6 种材料)大小在 1～2 之间且符合 Weibull 分布函数的系数 k(如图 3 所示)，再将 x_0 分别与系数 k 相乘得到 6 种材料的杨氏模量，其余力学参数均以上述方法获取。k 值范围选取原因如下：金川大理岩分为纯净大理岩、橄榄石大理岩和蛇纹石大理岩，它们的主要矿物分别是方解岩(calcite)、橄榄岩(olivine)、蛇纹岩(serpentine)，含有少量安山岩、钙铁矿[44]。其中，白云岩的强度最低，其他岩石的强度在白云岩强度的 1～2 倍范围内波动[45-47]。

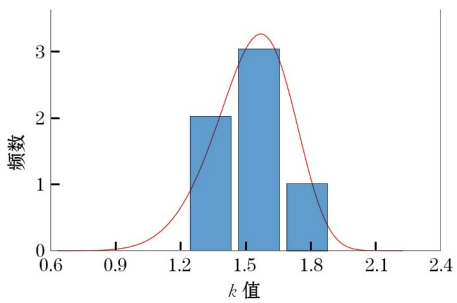


图 3　Weibull 分布概率密度曲线与 k 值直方图

Fig.3　Weibull distribution probability density curve and k-value histogram

1.3　岩石(体)非均质-节理有限元模型

非均质-节理有限元模型能够更真实地描述节理硬岩，为了实现模型的材料非均质，丰富 RS2 数值模拟的模型库，以用于标定金川矿巷道围岩的试样模型为例，考虑平行节理网-voronoi 节理网-岩石非均质，提出一种基于 RS2 软件的非均质模型的建模方法，具体流程如图 4 所示。

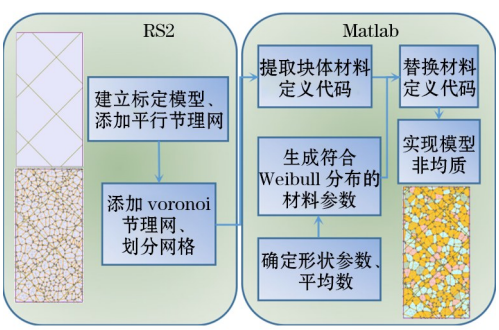


图 4　建立非均质-节理有限元模型的流程

Fig.4　Process of building heterogeneous-joint finite element model

(1) 生成有限元模型。建立试样外部边界，添加两组平行节理网，选择合适的倾向和间距；添加 voronoi 节理网，通过设置平均节理长度或节理密度，可以对块体与节理数量进行参数化控制；之后将 3 组节理网“ungroup”；添加三角网。需要注意的是，如果不将节理网“ungroup”，RS2 内置代码将会把节理网视为一个整体而不会识别被节理分割的块体，导致不会出现块体编号，影响后续材料的分配。

(2) 生成符合 Weibull 分布的材料。在 Matlab 中基于所需形状参数以及数量生成 1～6 种符合 Weibull 分布且处于区间内的材料，生成数量为块体个数。

(3) 提取块体编号以及材料定义的区间代码。将添加 voronoi 节理网后的 RS2 文件中的块体编号以及材料定义的区间代码分别导入 Matlab 工作区，初始代码为‘materials mesh start:’，以‘materials mesh end:’作为结束标志。

(4) 将材料按 Weibull 分布赋给每一个 voronoi 块。提取 RS2 文件中块体材料定义的对应区间代码，将第(2)步中生成的材料分配到每个块体代码中，把修改完毕的代码替换到 RS2 源文件中的相应位置。

2　金川矿深埋节理大理岩半圆拱巷道

金川矿矿区位于河西走廊，构造演化经历复杂，地应力高，节理裂隙密集[48]。本文模拟原型为该矿区千米埋深的半圆拱巷道，巷道尺寸为 4.5 m×4.5 m，如图 5[49]所示。

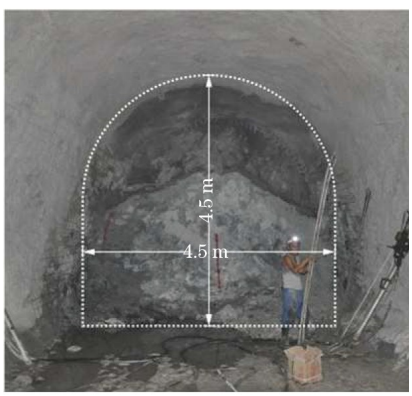


图 5　半圆拱巷道

Fig.5　Semicircular arch roadway

巷道围岩为具有两组交叉节理的大理岩，两组

结构面基本垂直,倾角为 30°～60°,节理间距为 0.5～1.5 m,巷道的地应力特征见表 1[50]。随着开采深度的增加,如今巷道埋深超过 1 000 m[51],高地应力、复杂的地质条件等不利因素都给深部巷道的稳定性造成威胁,深部巷道的安全性逐渐成为金川矿的主要问题。

表 1 地应力特征

Table 1 The characteristics of groud stress

主应力类别	应力值/MPa	方向/(°)	倾角/(°)
σ_1	30.9	237	20
σ_2	14.5	−27	16
σ_3	4.8	98	64

采用 Q 值法对巷道以及围岩进行评价。岩体质量 Q 值法[52]系统地应用岩石参数来评价岩体质量和隧洞开挖的岩体条件,其表达式为:

$$Q=\frac{RQD}{J_n}\frac{J_r}{J_a}\frac{J_w}{SRF} \tag{2}$$

式中:RQD 为岩石质量指标;J_n 为节理组数;J_r 为节理粗糙系数;J_a 为节理蚀变系数;J_w 为节理水折减系数;SRF 为应力折减系数。

Barton 等[52]提出使用下式来评估最大无支护跨度 B_{max}:

$$B_{max}=2R_{es}Q^{0.4} \tag{3}$$

式中:R_{es} 为开挖支护比(Excavation Support Ratio)。

金川矿半圆拱巷道围岩的 Q 分级评价结果见表 2,由表 2 可知,巷道最大无支护跨度为 9.39 m,大于 4.5 m,巷道原型可以无支护。

表 2 Q 系统评价结果

Table 2 Results of Q system evaluation

RQD	J_n	J_r	J_a	J_w	SRF	Q	岩体评级	R_{es}	B_{max}/m
33	4	1.5	0.75	1	1.5	11	好	1.6	9.39

3 巷道围岩力学参数标定

3.1 非均质-节理有限元巷道模型与标定模型

基于 1.3 节中的建模方法,建立非均质-节理有限元模型。首先构建巷道模型,为了能更清晰表征巷道变形破坏特征,提高模拟的准确性的同时降低计算成本,巷道模型分区方法借鉴了文献[53]并在巷道 1 m 范围内添加节理细化区。巷道模型由 4 个不同区域组成:均质区、外部非均质区、内部非均质区和开挖区,如图 6 所示。均质区尺寸为 30 m×30 m;外部非均质区是 13.5 m×13.5 m 的半圆拱型区域,相当于巷道的 3 倍;内部非均质区为巷道边界外 1 m 的范围,即 6.5 m×6.5 m 的半圆拱型巷道;开挖区为 4.5 m×4.5 m 的半圆拱型巷道。非均质区内嵌 voronoi 节理网与两组平行节理网,倾角分别为−45°与 45°,间距为 1.2 m。塑性材料应用于两个非均质区,而均质区使用弹性材料。模型包括 124 957个单元和 115 142 个节点。由于巷道处于千米埋深,模型的所有边界都施加了固定约束。受限于 RS2 无法为中间主应力添加角度,对表 1 中地应力进行坐标转换,使 σ_2 的方向与倾角均为 0°,转换后的地应力如图 6 所示。

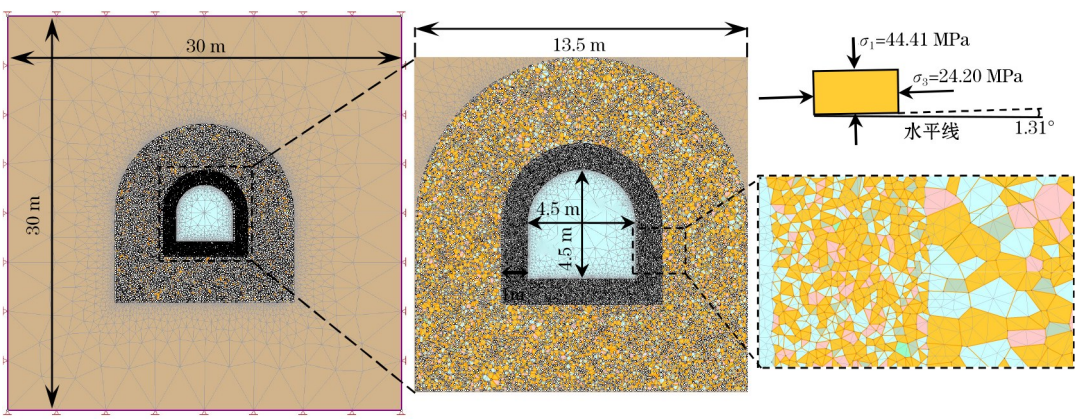


图 6 非均质-节理有限元巷道模型

Fig.6 Heterogeneous-joint finite element roadway model

其次构建试件模型，如图 7 所示。建立完整岩石模型(见图 7(a))，标定岩石(voronoi 节理 1)参数，尺寸为 0.5 m×1 m，voronoi 节理网平均节理长度为 21 mm，使试件模型在宽度上大约有 15 个 voronoi 块。在选择试件模型的平均节理长度时，需要考虑尺寸效应：当试件模型宽度上的块数量在 10 个以上时，单轴抗压强度和破坏模式对块大小不敏感[54]。由于岩石模型尺寸过小，不能充分表征交叉节理，同时为了保证标定过程不被节理网分布等因素干扰，创建岩体标定模型 2，如图 7(c)所示，它是由岩石标定模型等比放大四倍并添加了交叉节理得到的，模型尺寸为 2 m×4 m，内嵌平均节理长度为 84 mm 的 voronoi 节理网与两组平行节理网。岩石具有尺寸效应，在标定交叉节理前需要确定 voronoi 节理放大后的参数，为此，选取图 7(b)所示的岩体标定模型 1 来标定放大后的 voronoi 节理。

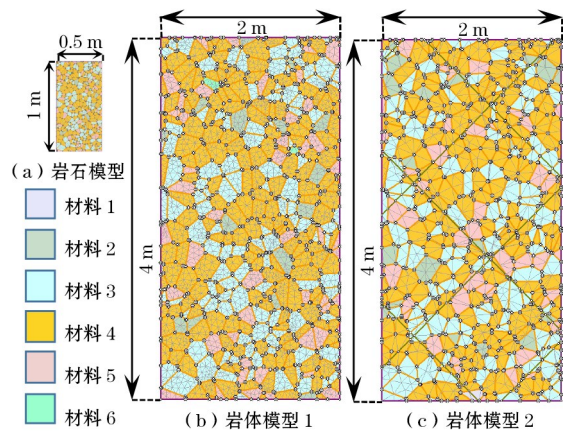


图 7　非均质-节理有限元标定模型

Fig.7　Heterogeneous-joint finite element calibration models

3.2　标定流程

岩石具有尺寸效应，为此，借鉴文献[55]中现场实测强度分别对岩石、岩体模型进行标定，原位大理岩完整岩石与岩体的物理力学参数见表 3。

表 3　原位完整大理岩与岩体的物理力学参数

Table 3　Mechanical and physical parameters of in-situ intact marble rock and rock mass

大理岩	抗拉强度/MPa	单轴抗压强度/MPa	内摩擦角/(°)	杨氏模量/GPa
完整岩石	11.0	104.0	42.0	64.0
岩体	0.8	15.0	35.0	6.0

如前文所述，兼具平行节理、voronoi 节理与塑性 voronoi 块的非均质-节理有限元巷道模型共需要 32 个输入参数，为了使巷道模型围岩与原位大理岩的物理力学性质相匹配，标定以上 32 个输入参数，得到使岩石、岩体标定模型的力学行为与原位大理岩相吻合的一组物理力学参数。标定参数过多使标定过程无法对它们分别进行精准的较准，为了简化标定流程，作出如下假设：块体泊松比(μ_b)由实验室试验直接获得，$\mu_b=0.25$；假设块体和节理残余抗拉强度(σ_{rb}、σ_{rv1}、σ_{rv2}、σ_{rP})、节理残余黏聚力(c_{rv1}、c_{rv2}、c_{rP})均为 0.1 MPa，以便在避免模型计算过程不收敛的同时对标定与模拟结果的影响最小；假设块体残余摩擦角和 voronoi 节理 1 的峰值摩擦角(φ_{rb}、φ_{pv1})均等于金川矿大理石的内摩擦角，voronoi 节理 2 和平行节理的残余摩擦角(φ_{rv2}、φ_{rP})等于金川矿大理岩原位测量得出的内摩擦角[55]，$\varphi_{rb}=\varphi_{pv1}=42°$，$\varphi_{pv2}=\varphi_{rP}=35°$。基于上述假设，仍有 20 个参数($E_b$、$\sigma_{pb}$、$c_{pb}$、$\varphi_{pb}$、$c_{rb}$、$k_{nv1}$、$k_{sv1}$、$\sigma_{pv1}$、$c_{pv1}$、$\varphi_{rv1}$、$k_{nv2}$、$k_{sv2}$、$\sigma_{pv2}$、$c_{pv2}$、$\varphi_{pv2}$、$k_{nP}$、$k_{sP}$、$\sigma_{pP}$、$c_{pP}$、$\varphi_{pP}$)是未知的。众所周知，岩体强度取决于弱面，岩石颗粒的性质对岩体强度的影响较小[56]，所以单个模型不能同时满足岩石与岩体标定，为此，voronoi 块、岩石 voronoi 节理、岩体 voronoi 节理、交叉节理分别使用 RSData、岩石模型、岩体模型 1、岩体模型 2 进行标定。在 RSData 中对 voronoi 块进行单轴压缩试验，E_b选用完整大理岩的杨氏模量(64 GPa)，调整 φ_{pb}、c_{pb}、c_{rb}使块体单轴抗压强度匹配完整大理岩的单轴抗压强度(104 MPa)；模拟直接拉伸试验，调整 σ_{pb}使块体抗拉强度匹配完整大理岩的抗拉强度(11 MPa)。在 RS2 中对岩石模型进行单轴压缩试验，调整 k_{nv1}、k_{sv1}使岩石模型的杨氏模量与完整大理岩的杨氏模量(64 GPa)相匹配；其次调整 c_{pv1}、φ_{rv1}直到岩石模型单轴抗压强度匹配完整大理岩的单轴抗压强度(104 MPa)；最后模拟直接拉伸试验，调整 σ_{pv1}使岩石模型抗拉强度匹配完整大理岩的单轴抗拉强度(11 MPa)。voronoi 节理 2、平行节理的标定过程与 voronoi 节理 1 的类似，具体标定流程见图 8。

基于图 8 所示的标定流程，确定了标定模型的变形参数与强度参数，见表 4。模拟结果及其与原位大理岩完整岩石与岩体参数的比较见表 5。标定结果如图 9 所示。

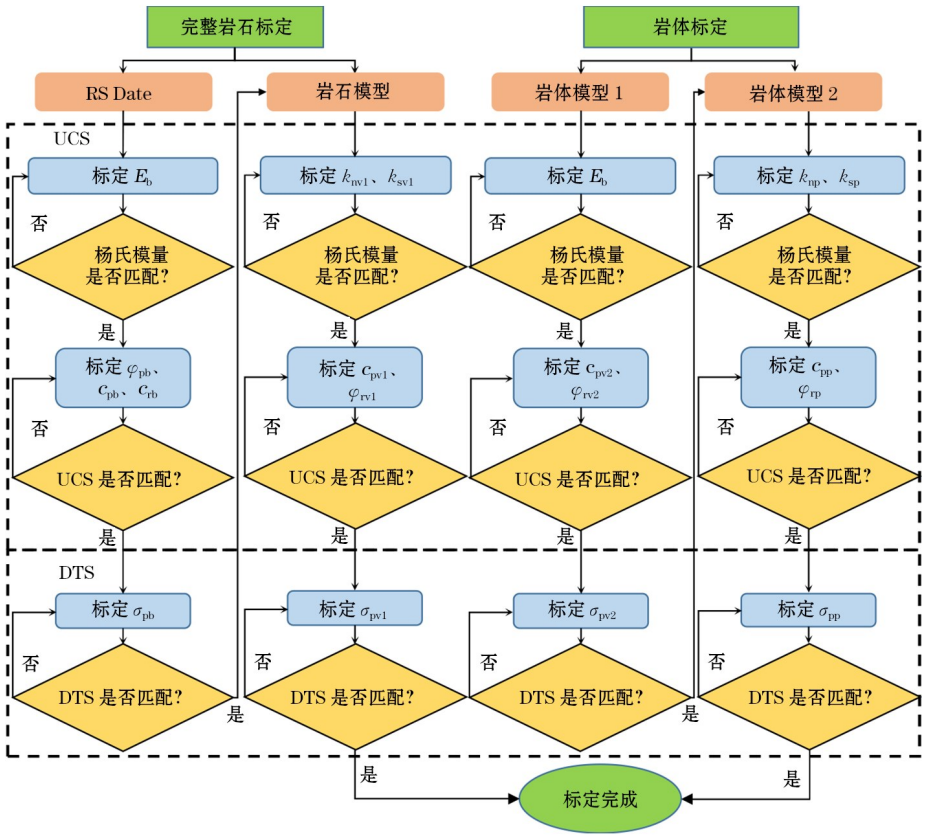


图 8 标定流程

Fig.8 Calibration process

表 4 大理岩的微观参数

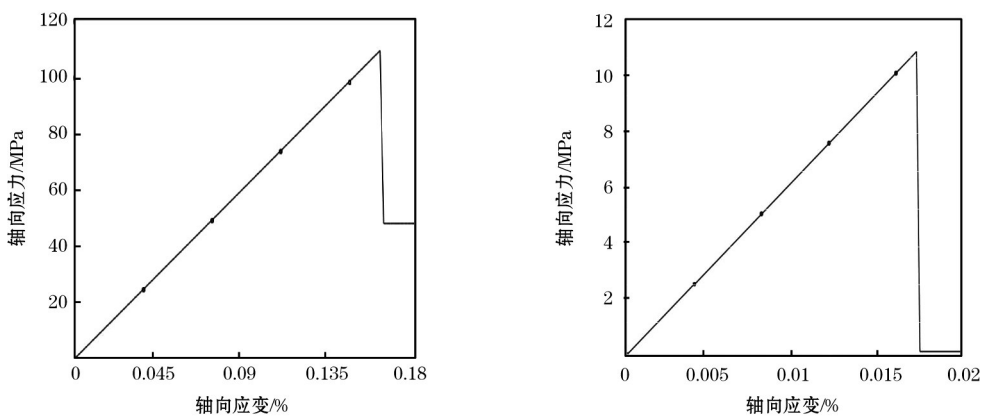
Table 4 Microscopic parameters of marble

参数名称	voronoi 块	参数名称	voronoi 节理 1	voronoi 节理 2	平行节理
μ_b	0.25	k_{nv}/(MPa/m)	4×10^6	4.7×10^4	3.3×10^5
E_b/GPa	64	k_{sv}/(MPa/m)	3.6×10^6	2.3×10^4	2.4×10^5
σ_{pb}/MPa	11.1	σ_{pv}/MPa	14.7	1.31	0.93
φ_{pb}/(°)	28	φ_{pv}/(°)	42	27	27
c_{pb}/MPa	31	c_{pv}/MPa	31	6.1	8.5
σ_{rb}/MPa	0.1	σ_{rv}/MPa	0.1	0.1	0.1
φ_{rb}/(°)	42	φ_{rv}/(°)	54	35	35
c_{rb}/MPa	20	c_{rv}/MPa	0.1	0.1	0.1

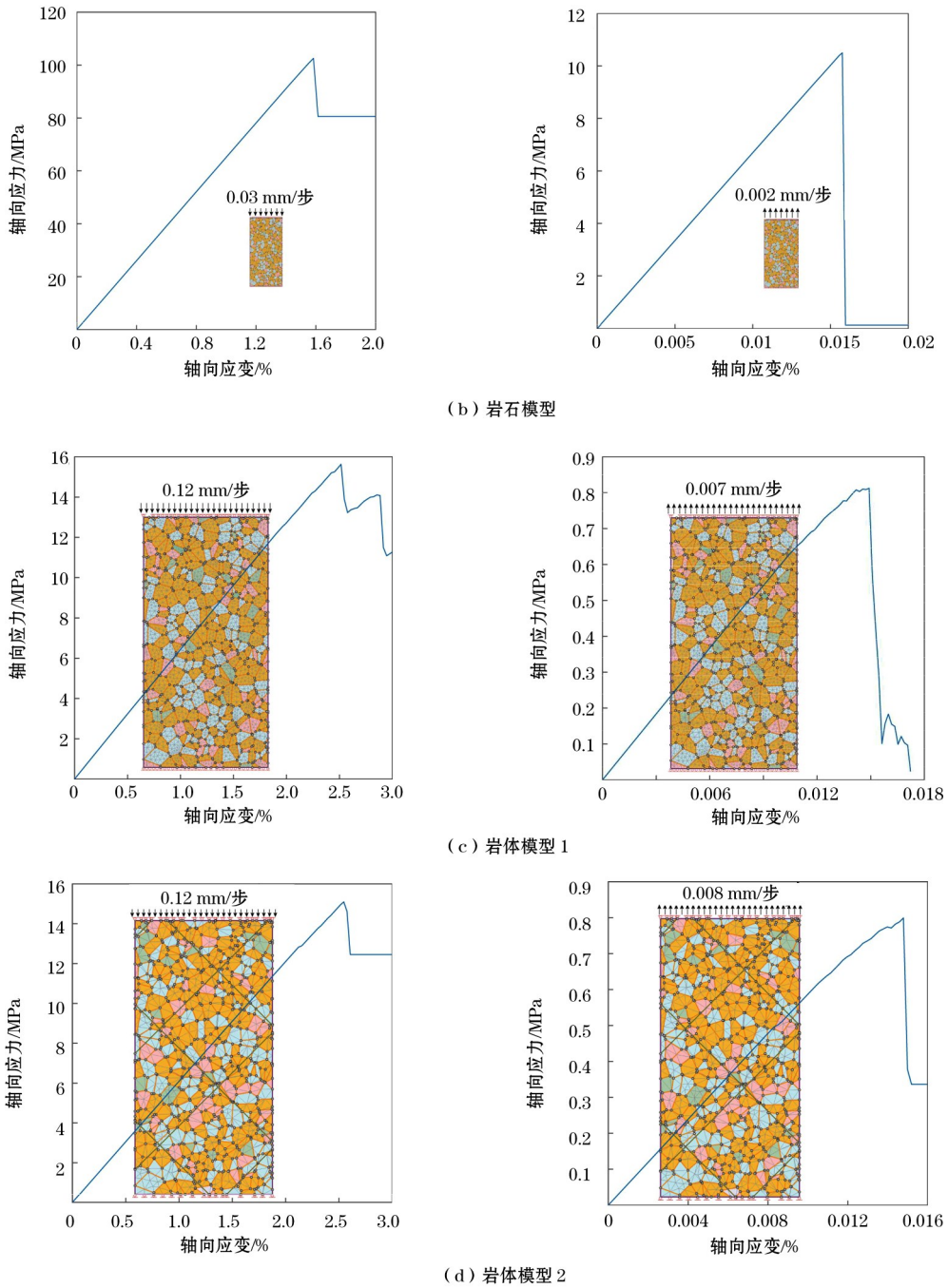
表 5 标定模型的强度参数及其误差

Table 5 Strength parameters of calibration models and their errors

模型名称	杨氏模量/GPa	误差/%	单轴抗压强度/MPa	误差/%	抗拉强度/MPa	误差/%
voronoi 块	64.000	0.00	103.190	−0.77	11.01	0.09
岩石模型	64.020	0.03	104.320	3.07	10.06	−8.54
岩体模型 1	6.075	1.25	14.918	−0.55	0.808	1.04
岩体模型 2	5.940	−1.00	15.120	0.80	0.808	−1.00



(a) voronoi 块



(b) 岩石模型

(c) 岩体模型 1

(d) 岩体模型 2

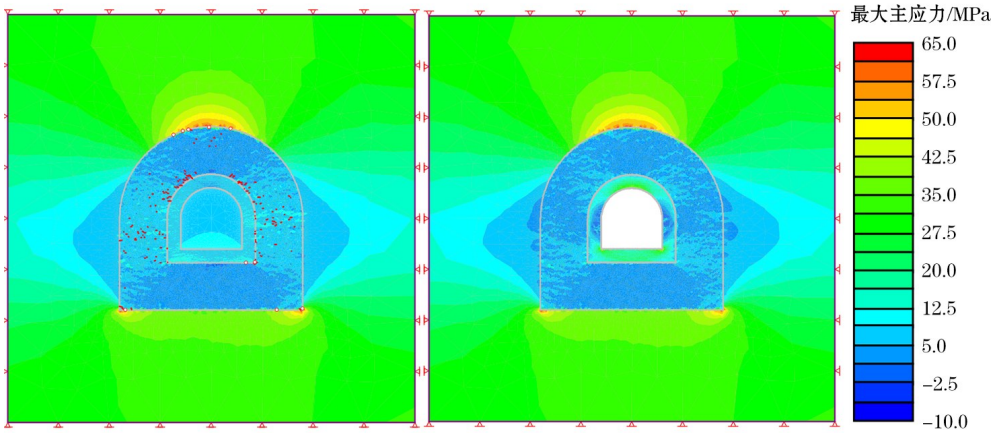
图 9　标定结果与应力-应变曲线

Fig.9　Calibration results and stress-strain curves

4　巷道围岩变形破坏机理模拟研究

4.1　巷道围岩变形破坏机理

标定得到原位围岩参数是模拟巷道变形破坏模式的基础。将表 4 中列出的参数赋到图 6 所示的非均质-节理有限元巷道模型中，开挖前地应力平衡如图 10(a)所示。在巷道开挖后，围岩应力释放，原岩应力平衡被打破，导致应力场二次分布，如图 10(b)所示，得益于非均质的引入，巷道两帮在压应力场中出现拉应力，这与文献[57]的结论一致；在表 1 所列的地应力下，巷道两帮自由面附近受拉应力而拱脚、顶底板受压应力，并且拉应力从两帮自由面到围岩深处呈下降趋势，压应力从顶底板到围岩深处逐渐减小，最小主应力为 -5.52 MPa，出现在两帮，拱脚处产生应力集中，出现最大压应力，大小为 128.98 MPa。



(a) 开挖前初始应力平衡 (b) 开挖后巷道模型应力云图

图 10 巷道模型应力云图

Fig.10 Stress cloud maps of roadway model

巷道变形破坏规律如图 11 所示,两帮位移较大,且最大位移(2.72 mm)出现在右帮,顶底板位移较小甚至出现无位移区域。破坏集中在平行节理与自由面之间和平行节理之间的交界处,两帮中部、上部出现片帮现象,两帮塑性区最大范围分别为 727 mm 和 839 mm,块体、节理破坏数量分别为 53 条、428 条。上述变形破坏特征与现场巷道破坏情况(见图 12[55])吻合度较高。

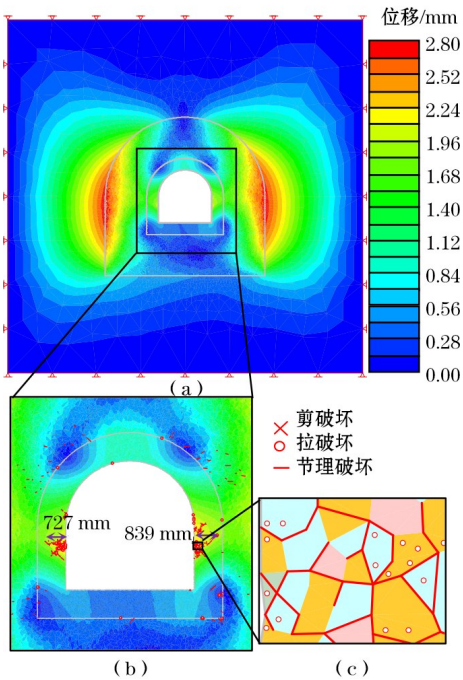


图 11 巷道模型变形破坏规律

Fig.11 The deformation and damage pattern of the roadway model



图 12 现场巷道破坏情况

Fig.12 The damage situation of the on-site roadway

从图 11(c)可以看出,巷道围岩非均质区的破坏并不集中在强度较低的块体,而是在不同强度的材料中都有分布,这表明每个块体所受应力的大小、方向都不同,本文创建的非均质巷道模型中,块体与节理的形状、强度不同使块体之间的应力传递不规律,非均质导致的应力分布不规律在微观尺度上也得以体现。

4.2 支护方案

JAEGER C[58]研究了巷道围岩性质与巷道变形之间的关系,绘制了围岩变形特征线 $\delta=(p^*)$,其中 δ 为巷道变形量,p^* 为主动支护力,提出了巷道无需支护的条件:当围岩变形特征线与纵坐标轴 $p^*=0$ 相交时,无需进行支护。研究结果[58]表明,宽度为 4.7 m 的花岗岩巷道可以在无支护的情况下保持 10~50 a 不破坏;宽度为 6 m 的灰岩巷道可以在无支护情况下保持 10 a 不破坏。

由图 11(a)可知,巷道最大变形量为 2.72 mm,并且大理岩强度性能与花岗岩类似,优于灰岩[59-60]。因此,从巷道围岩性质与巷道变形之间的关系及第 3 节提到的岩体质量 Q 值法都证实现场选择无支护对于一般情况是可行的。但是结论推导

过程将巷道围岩简化为均质岩体，而且实例矿山巷道所处地段的应力条件特殊、围岩脆性较高，并经受多次采动影响，无支护并不适用于本文的原型巷道，并且在引入非均质探究巷道变形破坏过程中发现巷道围岩变形小、破坏多的变形破坏特征也验证了这一点。综合考虑现场巷道变形破坏情况与模拟结果，对巷道进行支护是必要的。

根据以上分析，对于巷道的变形破坏可得出如下结论：

(1) 高地应力下硬岩巷道在无支护状态下会发生变形破坏；

(2) 巷道两帮处于拉应力场，块体的破坏形式主要为拉破坏；

(3) 巷道拱脚处、节理交界处应力集中，块体破坏形式主要为剪破坏，但破坏块体数量较少；

(4) 巷道顶底板只有少量破坏，且变形量较小。

因此，针对硬岩巷道破坏区域集中的情况，为了减小、消除围岩变形破坏，本文提出一种“多级锚固系统”局部支护方案，复合支护结构包括锚杆、喷射混凝土，支护方案如图 13 所示。

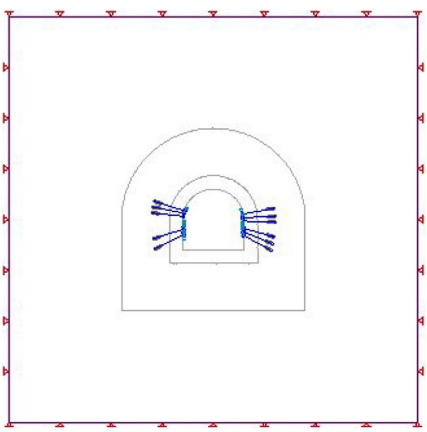


图 13　多级锚固系统局部支护方案

Fig.13　Local support scheme with multi-stage anchor system

4.2.1　多级锚固系统

本文提出的多级锚固系统包括锚杆和混凝土，具体如下。

(1) 锚杆。选用端部锚固锚杆，使帮锚在浅部围岩发挥作用。锚杆直径为 22 mm，长度为 2.25 m.只在巷道两帮破坏区安装锚杆，间排距为 0.4 m×1 m，巷道断面内安装 11 根，在巷道开挖后立即安装。锚杆穿过破碎区(内部非均质区)锚固至完整岩体内，将这部分岩石锚固在一起，可以充分发挥岩体的自稳能力。

(2) 喷射混凝土。在安装锚杆后，对巷道两帮破坏区域喷射厚度为 0.2 m 的混凝土。

上述支护部件详细参数引用自文献[55]和文献[61]。深部硬岩的脆性较高，巷道变形并不严重，但围岩易发生破坏。通过端部锚固锚杆预紧力和混凝土给巷道自由面增加围压，使破坏区域变为三向应力状态，并充分调动深部稳定围岩使支护区域成为自稳结构，从而抑制巷道围岩的破坏。

4.2.2　支护效果模拟分析

多级锚固系统支护下围岩破坏情况与最大主应力分布见图 14。添加多级锚固系统局部支护后，两帮稳定性增强，片帮现象消失，左、右帮塑性区最大深度分别为 269 mm、352 mm，块体、节理破坏数量分别为 9 条、109 条，相较于无支护巷道模型，左、右帮塑性区最大深度分别减小了 62.9%、58.0%，块体、节理破坏数量分别减少了 83.0%、74.5%。尽管拱脚处仍然存在集中载荷，但也得到了较大的缓解。图 15 为多级锚固系统支护的巷道围岩变形量，最大位移依然出现在右帮，相较于无支护的情形，最大位移减小 1.8 mm，减小 33.8%。通过对无支护和多级锚固系统支护巷道围岩塑性区最大深度和块体、节理破坏数量、巷道变形量对比分析可知，多级锚固系统使巷道围岩塑性区最大深度、块体、节理破坏数量以及巷道变形量均呈现降低趋势，对围岩控制起到了重要作用。

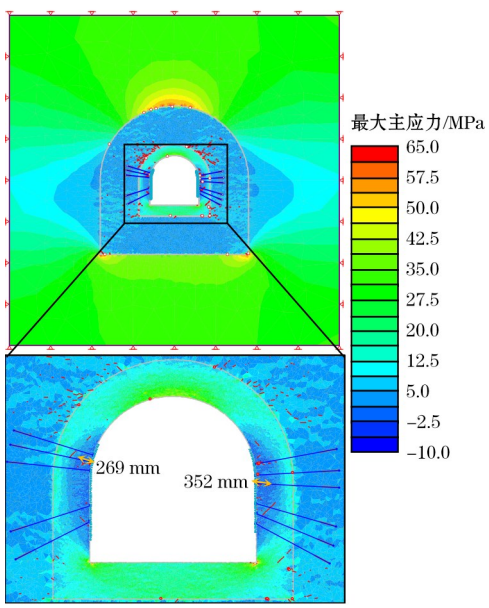


图 14　多级锚固系统支护的巷道围岩破坏情况与最大主应力分布

Fig.14　Failure and maximum principal stress distribution of surrounding rock of roadway supported by multistage anchor system

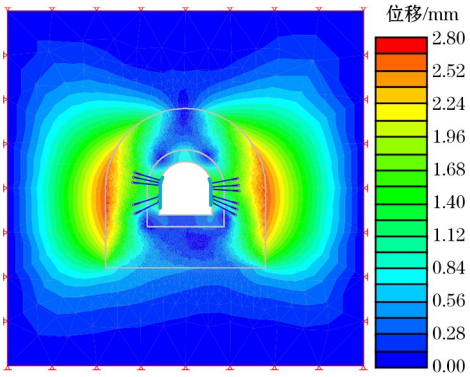
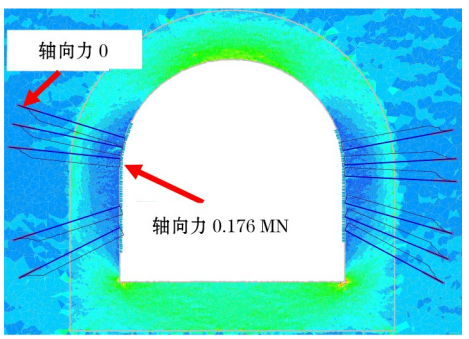


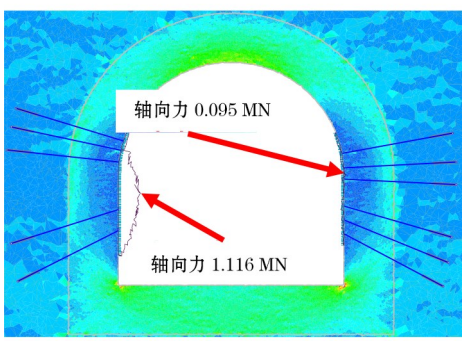
图 15 多级锚固系统支护的巷道围岩变形量

Fig.15 Deformation of roadway surrounding rock supported by multi-stage anchor system

支护后锚杆和喷射混凝土的受力分布如图 16 所示。锚杆受到最大轴向力为 176 kN,锚杆局部锚固段剪切破坏;左帮喷射混凝土受到最大轴向力为 1 116 kN,所以喷射混凝土主要支护能力分布在左帮。



(a) 锚杆受力分布



(b) 喷射混凝土受力分布

图 16 多级锚固系统支护构件受力分布

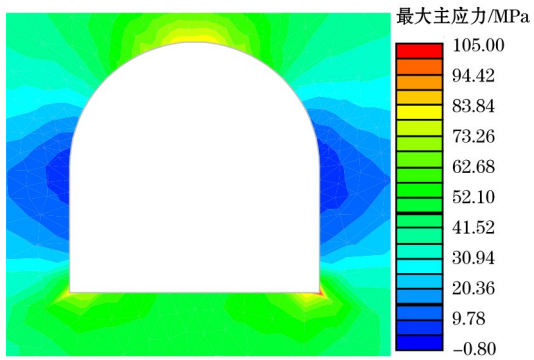
Fig.16 Force distribution of support elements of multi-stage anchor system

5 讨论

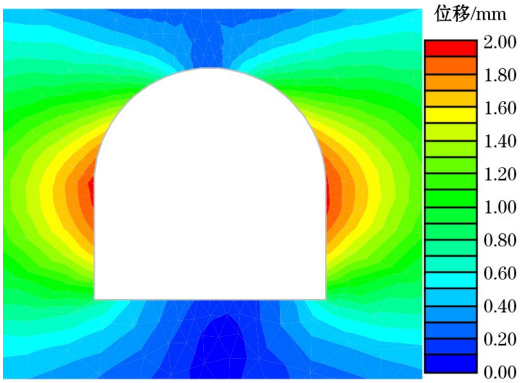
(1) 本文通过岩体质量 Q 值法和巷道围岩变形量分析证实现场巷道选择无支护对于一般情况是可行的,但三十年间金川矿的巷道修复长度超过 15 000 m 的事实与数值模拟结果显示金川矿深部硬岩巷道需要支护。由于结论推导过程将巷道围岩简化为均质岩体,并且巷道所处地段的应力条件特殊、围岩脆性较高等特殊条件使得上述两种支护选择方法的适用条件不包含金川矿深部硬岩节理巷道。

(2) 文献[62]使用 3DEC 7.0 建立 Voronoi 巷道模型对金川矿千米埋深大理岩围岩巷道进行模拟,模拟结果显示,开挖后重新分布的最大主应力集中在 σ_3 方向,而泄压区位于 σ_1 方向;块体破坏仅限于距巷道帮壁 1 m 以内的围岩区域。上述结论均与本文的模拟结果类似。由于本文使用的非均质巷道建模方法、围岩节理与文献[62]不同,本文巷道模型应力分布趋势与文献[62]类似,但非均质导致的应力分布不规律使块体、节理破坏出现差异:节理破坏不仅发生在 σ_3 方向的自由面附近,在围岩深部(距巷道帮壁 1 m 的范围之外)也有节理破坏,并且破坏集中在平行节理与平行节理、平行节理与自由面相交处。

(3) 本文使用的非均质-节理有限元方法同时涉及 voronoi 块、voronoi 节理、交叉节理,所以需要标定的参数较多,导致标定过程中试验与参数的关系并不是一一对应,本文所用标定结果具有不唯一性,是金川矿大理岩众多参数组之一。正如文献[63]所述,不同的参数组合易产生类似的宏观行为,但微观力学模型是基于物理的,如果有无法复制的岩石行为,一定存在不匹配的物理因素。因此,在不同的模型中输入参数的多种不同组合可能导致类似的强度与宏观破坏模式,但不会影响巷道变形破坏特征与应力分布。将巷道围岩全部替换为均质材料,开挖后最大主应力云图与位移云图如图 17 所示,非均质巷道模型的顶板与拱脚为应力集中区,两帮受拉应力作用;顶底板位移较小,位移最大区域出现在两帮,整体应力分布趋势与均质巷道模型一致。



(a) 最大主应力云图



(b) 位移云图

图 17 均质巷道最大主应力、位移云图

Fig.17 Cloud maps of maximum principal stress and displacement diagram of homogeneous roadway

6 结论

本文以深部硬岩巷道为研究对象，采用连续-非连续介质模拟方法，基于有限元模拟软件 RS2 开发了自定义非均质材料程序，提出了非均质-节理有限元建模方法，建立了岩石(体)模型，标定了金川矿大理岩物理力学参数。结合工程实例，构建了内嵌平行节理网与 voronoi 节理网的非均质-节理有限元巷道模型，揭示了深部硬岩变形破坏规律，并提出了针对性支护方案。研究得出的主要结论如下。

(1) 使用非均质-节理有限元建模方法建立的岩石、岩体、巷道模型标定后的力学性能、变形破坏特征与完整大理岩、原位大理岩、巷道实际情况相一致，验证了非均质-节理有限元建模方法的可靠性。

(2) 地应力最大主应力方向为竖直方向时，巷道两帮主要受拉应力控制，顶底板、拱脚处主要分布压应力。深部节理硬岩巷道围岩的破坏集中于平行节理与自由面、平行节理与平行节理之间的交界处。

(3) 无支护巷道模型两帮 4 个区域出现了片帮现象，围岩破坏严重，塑性区最大深度为 839 mm，块体、节理破坏数量分别为 53 个、428 个，最大位移出现在巷道右帮，为 2.72 mm，因此金川矿的千米埋深大理岩巷道需要进行支护。

(4) 支护巷道模拟结果表明，相比无支护巷道，支护巷道的左、右帮塑性区最大深度分别减小了 62.9%、58.0%，块体、节理破坏数量分别减少了 83.0%、74.5%，巷道最大变形量减小了 33.8%，验证了局部支护方案的合理性。

参考文献(References)：

[1] VITALI Osvaldo P M, CELESTINO Tarcisio B, Bobet Antonio. Analytical solution for a deep circular tunnel in anisotropic ground and anisotropic geostatic stresses[J]. Rock Mechanics and Rock Engineering, 2020, 53(9): 3859-3884.

[2] VU T M, SULEM J, SUBRIN D, et al. Semi-analytical solution for stresses and displacements in a tunnel excavated in transversely isotropic formation with non-linear behavior [J]. Rock Mechanics and Rock Engineering, 2013, 46(2): 213-229.

[3] XU Guowen, GUTIERREZ M, ARORA K, et al. Visco-plastic response of deep tunnels based on a fractional damage creep constitutive model[J]. Acta Geotechnica, 2022, 17(2): 613-633.

[4] ZHENG Zhi, SU Hao, MEI Guoxiong, et al. A thermodynamic damage model for 3D stress-induced mechanical characteristics and brittle-ductile transition of rock[J]. International Journal of Damage Mechanics, 2023, 32(4): 623-648.

[5] CHU Shaofeng, CHEN Shihai, LIU Minlong, et al. The time-dependent deformation and damage constitutive model of rock based on dynamic disturbance tests [J]. Open Geosciences, 2023, 15(1).

[6] LI S C, WANG Q, WANG H T, et al. Model test study on surrounding rock deformation and failure mechanisms of deep roadways with thick top coal [J]. Tunnelling and Underground Space Technology, 2015, 47: 52-63.

[7] LI Xibing, GONG Fengqiang, TAO Ming, et al. Failure mechanism and coupled static-dynamic loading theory in deep hard rock mining: A review [J]. Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering, 2017, 9(4): 767-782.

[8] FENG Xiating, YAO Zhibin, LI Shaojun, et al. In situ observation of hard surrounding rock displacement at 2 400-m-deep tunnels[J]. Rock Mechanics and Rock Engineering, 2018, 51(3): 873-892.

[9] XIE Heping, GAO Mingzhong, ZHANG Ru, et al. Study on the mechanical properties and mechanical response of coal mining at 1000m or deeper[J]. Rock Mechanics and Rock Engineering, 2019, 52(5): 1475-1490.

[10] NIU Wenjing, FENG Xiating, XIAO Yaxun, et al. Identification of potential high-stress hazards in deep-buried hard rock tunnel based on microseismic information: a case study [J]. Bulletin of Engineering Geology and the Environment, 2021, 80(2): 1265-1285.

[11] GONG Fengqiang, LUO Yong, LI Xibing, et al. Experimental simulation investigation on rockburst induced by spalling failure in deep circular tunnels[J]. Tunnelling and Underground Space Technology, 2018, 81: 413-427.

[12] ZHENG Minzong, LI Shaojun, FENG Zejie, et al. Three-dimensional stress variation characteristics in deep hard rock of CJPL-Ⅱ project based on in-situ monitoring [J]. International Journal of Mining Science and Technology, 2024,34(2):179-195.

[13] MANOUCHEHRIAN Amin, CAI Ming. Simulation of unstable rock failure under unloading conditions [J]. Canadian Geotechnical Journal,2016,53(1):22-34.

[14] DENG Penghai, LIU Quansheng, HUANG Xing, et al. FDEM numerical modeling of failure mechanisms of anisotropic rock masses around deep tunnels[J]. Computers and Geotechnics,2022,142:382-400.

[15] MANOUCHEHRIAN Amin, CAI Ming. Analysis of rockburst in tunnels subjected to static and dynamic loads [J]. Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering,2017,9(6):1031-1040.

[16] WANG Xinfeng, WEI Youyu, JIANG Tian, et al. Elastic-plastic criterion solution of deep roadway surrounding rock based on intermediate principal stress and Drucker-Prager criterion[J]. Energy Science & Engineering,2024,12(6):2472-2492.

[17] LUO Yi, XU Kun, HUANG Junhong, et al. Impact analysis of pressure-relief blasting on roadway stability in a deep mining area under high stress [J]. Tunnelling and Underground Space Technology,2021,110:103781.

[18] 杨伟.高地应力巷道卸压爆破机理及参数研究[D].武汉:武汉理工大学,2011.
YANG Wei. Study on principles and parameters of destress blasting in high geo-stress roadway [D]. Wuhan: Wuhan University of Technology,2011.

[19] ZHAO Xingdong, ZHU Qiankun, Westman Erik, et al. Research on failure mechanism and support technology of fractured rock mass in an undersea gold mine[J]. Geomatics Natural Hazards & Risk,2023,14(1):222176.

[20] NAPOLI Maria Lia, BARBERO Monica, SCAVIA Claudio. Tunneling in heterogeneous rock masses with a block-in-matrix fabric[J]. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences,2021,138:1-11.

[21] KANG Hui, GONG Peilin, YI Kang, et al. A viscoelastic-plastic constitutive model incorporating creep initiation stress for surrounding rock in deep roadways and its practical application [J]. Energy Science & Engineering, 2024,12(3):460-477.

[22] KUMAR Akshay, MAURYA Surabhi, TIWARI Gaurav. Reliability analysis of deep tunnels in spatially varying brittle rocks using interval and random field modelling [J]. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences,2024,181:105836.

[23] QIAO Chen, LI Changhong, WEI Xiaoming, et al. Numerical simulation study on the evolution law of mine pressure in deep mining[J]. Arabian Journal of Geosciences, 2020,13(12):471.

[24] 王翀,刘承论.基于 3D-FSM 的预紧力端锚数值模拟及其多核并行化研究[J].岩土力学,2016,37(3):875-882.
WANG Chong, LIU Chenglun. Numerical simulation of pre-tightening force grouted anchor coupled with 3D-FSM and its multi-core parallel computing [J]. Rock and Soil Mechanics,2016,37(3):875-882.

[25] VERMA Harshal, RAY Arunava, RAI Rajesh, et al. Numerical analysis of a tunnel passing through jointed rockmass[J]. Journal of the Geological Society of India, 2023,99(12):1683-1694.

[26] HAJIAZIZI M, BASTAN P. The elastoplastic analysis of a tunnel using the EFG method: a comparison of the EFGM with FEM and FDM [J]. Applied Mathematics and Computation,2014,234:82-113.

[27] SUN Zhenyu, ZHANG Dingli, HOU Yanjuan, et al. Support countermeasures for large deformation in a deep tunnel in layered shale with high geostresses [J]. Rock Mechanics and Rock Engineering,2023,56(6):4463-4484.

[28] ZHAO Chengwei, ZHOU Hui, SUN Xiaoming, et al. Failure mechanism and safety control technology of a composite strata roadway in deep and soft rock masses: a case study[J]. Journal of Mountain Science,2024,21(7):2427-2444.

[29] HE B G, ZELIG R, HATZOR Y H, et al. Rockburst generation in discontinuous rock masses[J]. Rock Mechanics and Rock Engineering, 2016,49(10):4103-4124.

[30] MENG Fanzhen, SONG Jie, YUE Zhufeng, et al. Failure mechanisms and damage evolution of hard rock joints under high stress: Insights from PFC2D modeling[J]. Engineering Analysis with Boundary Elements,2022,135:394-411.

[31] 王其洲,胡从严,叶海旺,等.基于 MatDEM 的锚杆索支护煤巷稳定性数值模拟实验研究[J].实验技术与管理,2022,39(7):98-103.
WANG Qizhou, HU Congyan YE Haiwang, et al. Numerical simulation experimental study on stability of coal roadway supported by anchor bolt and cable based on MatDEM[J]. Experimental Technology and Management, 2022,39(7):98-103.

[32] HE Manchao, SOUSA R L E, MUELLER Andre, et al. Analysis of excessive deformations in tunnels for safety evaluation [J]. Tunnelling and Underground Space Technology,2015,45:190-202.

[33] FENG Fan, LI Xibing, ROSTAMI Jamal, et al. Modeling hard rock failure induced by structural planes around deep circular tunnels[J]. Engineering Fracture Mechanics, 2019, 205:152-174.

[34] VAZAIOS Ioannis, DIEDERICHS M S, VLACHOPOULOS Nicholas. Assessment of strain bursting in deep tunnelling by using the finite-discrete element method[J]. Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering,2019,11(1):12-37.

[35] GUO Longji, TAO Zhigang, HE Manchao, et al. Excavation compensation and bolt support for a deep mine drift[J]. Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering,2024,16(8):3206-3220.

[36] WANG Jun, APEL Derek B, DYCZKO Artur, et al. Analysis of the damage mechanism of strainbursts by a global-local modeling approach[J]. Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering, 2022, 14(6): 1671-1696.

[37] GUO Yaoyuan, ZHU Defu, HUO Yuming, et al. Numerical investigation of granite failure mechanism based on finite-element voronoi grain based model[J]. International Journal for Multiscale Computational Engineering,2023,21(1):59-73.

[38] XI Peiqi, HUO Yuming, ZHU Defu, et al. Development and application of triangulation joint network based on an FEM program (RS2)[J]. Journal of Geophysics and Engineering,2022,19(2):245-254.

[39] XI Peiqi, ZHU Defu, HUO Yuming, et al. Numerical investigation of the failure mechanism and countermeasures of the roadway surrounding rockmass within deep soft rock[J]. International Journal for Multiscale Computational Engineering,2022,20(4):17-41.

[40] ROSENGREN K J, JAEGER J C. The mechanical properties of an interlocked low-porosity aggregate[J]. Géotechnique,1968,18(3):317-326.

[41] GOODMAN R E, TAYLOR R L, BREKKE T L. A model for the mechanics of jointed rock[J]. Journal of the Soil Mechanics and Foundations Division,1968,94(3):637-659.

[42] LIU Jia, MA Fengshan, GUO Jie, et al. Numerical simulation of failure behavior of brittle heterogeneous rock under uniaxial compression test[J]. Materials, 2022, 15(19):7035.

[43] ALIHA M R M, MAHDAVI E, AYATOLLAHI M R. Statistical analysis of rock fracture toughness data obtained from different chevron notched and straight cracked mode I specimens[J]. Rock Mechanics and Rock Engineering,2018, 51(7):2095-2114.

[44] XUE Shengchao, WANG Qingfei, WANG Yalei, et al. The roles of various types of crustal contamination in the genesis of the Jinchuan magmatic Ni-Cu-PGE deposit: new mineralogical and C-S-Sr-Nd isotope constraints[J]. Economic Geology,2023,118(8):1795-1812.

[45] 贺耀文.金川二矿区深部工程地质及开采稳定性技术研究[D].兰州:兰州大学,2020.
HE Yaowen. Study on deep engineering geology and mining stability technology of Jinchuan second mining area.[D]. Lanzhou:Lanzhou University,2020.

[46] 张向阳.金川二矿区深部岩石力学性及岩石流变损伤分析[D].长沙:中南大学,2010.
ZHANG Xiangyang. Analysis on rock mechanics and rheological-damage character in depth mine of Jinchuan No.2 minging district[D]. Changsha: Central South University,2010.

[47] 李丽娟.金川矿山深部岩石岩爆倾向性研究[D].长沙:中南大学,2009.
LI Lijuan. Study on rockburst proneness of deep-rock in Jinchuan mine[D]. Changsha: Central South University,2009.

[48] 赵远方,施炜,张宇.甘肃金川矿区古构造应力场恢复及演化研究[J].地质力学学报,2023,29(6):770-785.
ZHAO Yuanfang, SHI Wei, ZHANG Yu. Study on the reconstruction of the paleo-tectonic stress field and its evolution in the Jinchuan mining district, Gansu Province, China[J]. Journal of Geomechanics,2023,29(6):770-785.

[49] LI Guang, MA Fengshan, GUO Jie, et al. Experimental research on deformation failure process of roadway tunnel in fractured rock mass induced by mining excavation[J]. Environmental Earth Sciences,2022,81(8):243.

[50] LIU Weidong, LI Feng, WU Manlu, et al. The study on ground stress measurement and the stress distribution rule on E-W both sides of fault F17 of ore body II in Jingchuan orefield[J]. Procedia Engineering,2011,26:1712-1719.

[51] YANG Zhiqiang. Key technology research on the efficient exploitation and comprehensive utilization of resources in the deep jinchuan nickel deposit[J]. Engineering, 2017, 3(4): 559-566.

[52] BARTON N, LIEN R, LUNDE J. Engineering classification of rock masses for the design of tunnel support[J]. Rock Mechanics,1974,6(4):189-236.

[53] WANG Mingzheng, CAI Ming. Numerical modeling of stand-up time of tunnels considering time-dependent deformation of jointed rock masses[J]. Rock Mechanics and Rock Engineering,2022,55(7):4305-4328.

[54] SANIPOUR Soheil, BAHRANI Navid, CORKUM Andrew. Simulation of brittle failure around Canada's mine-by experiment roadway using 2D continuum-based voronoi tessellated models[J]. Rock Mechanics and Rock Engineering,2022,55(10):6387-6408.

[55] LI Guang, MA Fengshan, GUO Jie, et al. Deformation characteristics and control method of kilometer-depth roadways in a nickel mine:a case study[J]. Applied Sciences-Basel,2020,10(11):3937.

[56] PRUDENCIO M, JAN M V. Strength and failure modes of rock mass models with non-persistent joints[J]. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences,2007,44(6):890-902.

[57] LI Yalin, BAHRANI Navid. A continuum grain-based model for intact and granulated Wombeyan marble[J]. Computers and Geotechnics,2021,129.

[58] JAEGER Charles. Rock mechanics and engineering[M]. CambridgeUniversity Press,1979.

[59] DU Kun, YANG Chengzhi, SU Rui, et al. Failure properties of cubic granite, marble, and sandstone specimens under true triaxial stress[J]. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences,2020,130:104309.

[60] SONMEZ H, GOKCEOGLU C, NEFESLIOGLU H A, et al. Estimation of rock modulus: for intact rocks with an artificial neural network and for rock masses with a new empirical equation [J]. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences,2006,43(2):224-235.

[61] 席培淇.深部软岩回采巷道围岩控制机制研究[D].太原:太原理工大学,2022.
XI Peiqi. Study on the control mechanism of roadway surrounding rocks under the deep soft rock-take the Zhujixi Mine as an example[D]. Taiyuan: Taiyuan University of Technology,2022.

[62] YU Xiaojun, YANG Yaping, LI Xifan, et al. Cracking formation and evolution in surrounding rock of a deep fractured rock mass roadway: a study of the 790-m level segment engineering at the Jinchuan Mine, China [J]. Engineering Geology,2024,331:107431.

[63] SINHA Sankhaneel, WALTON Gabriel. A study on Bonded Block Model (BBM) complexity for simulation of laboratory-scale stress-strain behavior in granitic rocks[J]. Computers and Geotechnics,2020,118:103363.