

# 金属矿山巷道支护标准化设计方案的 分析与建立

Analysis and Formation of Standardized Design Scheme for Roadway Support in Metal Mines

孟清喜, 张伯贤, 张俊(山东黄金集团西和县中宝矿业有限公司, 甘肃 陇南 746000)

**摘要:**文章通过对四儿沟门金矿现有的支护手段及其作用原理进行分析,结合支护等级指标RQ值,利用FLAC<sup>3D</sup>软件建立巷道分级支护数学模型,对各种类型的巷道支护参数和支护效果进行定量分析,制定了四儿沟门金矿巷道分级支护标准,为各种类型巷道的最优支护方案的选择提供依据。

**关键词:**金属矿山; 巷道支护; 喷射混凝土; U型钢拱架; 技术优化

**中图分类号:** TD353 **文献标志码:** A **文章编号:** 1672-609X(2022)01-0033-08

**Abstract:** This paper analyzes the existing support methods and their working principles in Si'ergoumen Gold Mine, uses the FLAC3D software to establish a roadway graded support mathematical model in conjunction with RQ value, the support grade index. Based on the quantitative analysis of the supporting parameters and supporting effects of various types of roadways, it developed the graded support standard for the roadway of Si'ergoumen Gold Mine, which provides the basis for choosing optimal supporting scheme for various types of roadways.

**Key words:** metal mine; roadway support; shotcrete; U-shaped steel arch; technical optimization

## 1 前言

四儿沟门金矿围岩主要为石英砂岩,夹粉砂质板岩,稳定性一般。由于部分支护参数不合理,在多个地段顶板岩石的三角形冒落多出现在交叉节理发育的地段,而在两条垂直巷道的交叉口及周边小范围区域,顶板岩石破坏形式表现为岩体的破碎,巷道两帮岩体的破坏明显,巷道底角岩体被压碎破坏的现象也较为普遍,巷道底角处常堆积有大量的碎石。

目前四儿沟门金矿现有支护手段主要有锚杆支护、锚网支护、锚杆加穿带支护、喷浆支护、喷浆锚杆联合支护及钢拱架支护等<sup>[1-3]</sup>。

### 1.1 喷射混凝土支护分析

(1)混凝土抗压强度分析。实际应用数据表明,喷浆体在加入速凝剂的情况下,抗压强度的上升速度较快,一般在喷浆后2~3h即可起到封闭作用,在18~24h内达到设计强度的80%左右,该方式对于开挖围岩的封闭作用作用明显,适应范围较为广泛。喷浆体的抗压强度是衡量支护效果的关键

指标,一般可达到25MPa左右,表1为四个典型工程的实测抗压强度值,实测抗压强度一般25MPa。

表1 国内具有代表性工程喷射混凝土的  
实测抗压强度值

工程名称	水泥品种标号	配合比 (水泥:砂:石)	速凝剂掺量 (占水泥重)/%	抗压强度/ MPa
碧鸡关隧道	普硅425	1:2:2	2.8	26.7
灰峪隧道	普硅425	1:2:2	3.0	25.2
梅山铁矿 地下硐室	普硅425	1:2:2	4.0	24.7

(2)喷层的变形破坏机理。喷层的受力变形主要包括黏结抵抗阶段、挠曲阶段、薄壳效应阶段,变形曲线如图1所示。其中喷浆体黏结抵抗阶段的强度主要与围岩表面的清洁程度、喷浆厚度有关,这就要求在喷浆之前须冲刷喷浆面,并保证喷浆厚度一般不低于5cm。试验表明,喷层强度与喷层厚度并非线性关系,喷浆厚度超过10cm后,喷层厚度每增加50%,相应强度提高15%左右,喷浆厚度设计一般不得大于25cm。

### 1.2 锚杆支护分析

锚杆支护方式对层状、块状顶板作用明显。对于层状顶板,锚杆可以利用预应力把若干个分层结

[作者简介] 孟清喜(1981-),男,工程师,从事金属矿床采矿方法优化及采空区地压管理。

[引用格式] 孟清喜,张伯贤,张俊.金属矿山巷道支护标准化设计方案的分析与建立[J].中国矿山工程,2022,51(1):33-40.

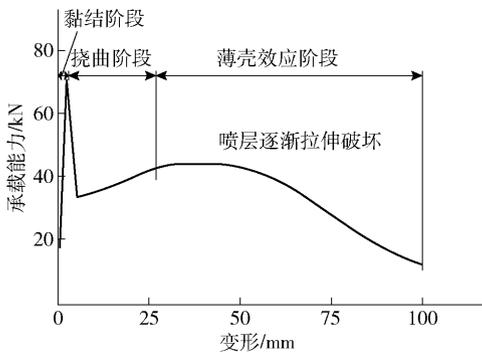


图1 喷射混凝土变形曲线

合成一个分层,有效阻止岩层间的相对滑移出现离层现象,通过避免离层而起到锚固作用;对顶板上部块体的悬吊作用,主要是借助锚杆的承载力,将块体紧紧的锚固在稳固的岩层中,从而起到顶板加固作用。实验室测试得硬岩巷道锚固力达到锚杆屈服强度的80%,而高应力软岩巷道的锚固力仅仅为屈服强度的20%左右,通常只有20~30 kN,锚杆支护效果较差。

### 1.3 U型钢拱架支护分析

U型钢拱架多用于岩石极为松软、支护难度较大、喷锚网支护达不到预期支护强度的巷道。支架的尺寸、结构、材料强度是关系到支架强度的主要因素,而承受载荷特征往往对支护阻力、承载能力以及支撑效益生产较大的影响。表2列举了U型钢(型号29 kg/m、排间距0.7 m)在不同载荷分布情况下的承载能力和支护阻力,数据表明载荷分布特征导致承载能力差异,最大可达5~6倍<sup>[4-5]</sup>。

表2 直腿式U型钢可缩性拱形支架极限承载能力和支护阻力

载荷分布特征	承载能力/ kN	支护阻力/ $\text{kN}\cdot\text{m}^{-2}$	支撑效益/ $\text{kN}\cdot\text{kg}^{-1}$
均布载荷	692	83.6	2.2
顶压大(顶压与侧压之比为3:1)	322	38.9	1.02
侧压大(侧压与顶压之比为3:1)	252	30.4	0.8
一侧压力大(两侧压力之比为3:1)	110	13.3	0.35

## 2 分级支护数学模型

在巷道支护分级设计中,主要考虑的因素包括矿岩质量、巷道的暴露面积、巷道服务年限、巷道失稳对生产的影响程度4个方面。其中,矿岩质量影响到巷道周边的整体稳固性,巷道支护分级设计需重点分析;巷道的暴露面积影响到巷道的自稳能力,

尤其是巷道交叉位置的暴露面积较大导致巷道的整体稳定性差;巷道服务年限影响到支护材料的选择、支护参数的选取,巷道服务年限与巷道支护强度呈正相关的关系;巷道失稳对生产的影响也是关系到支护分级的因素之一,使用性质不同的巷道,其失稳后对生产的影响程度不一,比如阶段运输联络道与切割巷道失稳对生产的影响差异较大,这就要求重点巷道的支护分级需要采取更为可靠的支护措施<sup>[6-8]</sup>。

支护等级指标值 $RQ$ 的计算公式综合考虑了以上4个影响因素。支护等级指标 $RQ$ 值越高,需要的巷道支护要求越低。 $RQ$ 值的计算公式为

$$RQ = [Q]K_1K_2K_3 \quad (1)$$

式中:[ $Q$ ]——矿岩工程质量指标,根据《工程岩体分极标准》确定;

$K_1$ ——使用时间影响因数,时间越长 $K_1$ 越小;

$K_2$ ——暴露面积影响因数,面积越大 $K_2$ 越小;

$K_3$ ——巷道影响程度因子,巷道影响能力越大 $K_3$ 越小。

岩体的基本质量根据 $RQ$ 值分为5个等级,即I~V级,根据岩石的基本质量选择合理的支护措施。支护分级级别及其指标见表3。

表3 分级级别及指标

支护级别	I	II	III	IV	V
$RQ$ 值范围	>40	40~10	10~4	4~1	<1

## 3 巷道围岩变形的数值模拟

依据支护分级级别指标,结合巷道围岩变形的数值模拟计算理论和锚杆分级支理论,并借助数值模拟软件,对不同跨度、不同围岩、不同服务年限、不同稳定性级别的巷道进行定量分析。数值模拟分析相对于理论本构模型计算而言,模型构建更简单、计算精简,并且结果呈现更直观,因此在巷道数模建立、开挖尺寸、变形分析等方面应用较为广泛。针对四儿沟门各水平各分段巷道的变形、塑性区特征及应力分布等,利用FLAC<sup>3D</sup>软件建模分析巷道的受力状态,并进行支护方案的比选<sup>[9-11]</sup>。

### 3.1 几何模型的建立及网格划分

巷道FLAC<sup>3D</sup>模型的每个受力单元均为六面实体,包含 $X$ 、 $Y$ 、 $Z$ 三个方向的自由度。本次设计选取四儿沟门金矿某水平巷道断面面积为 $2.5\text{ m}\times 2.5\text{ m}$ ,围岩等级为Ⅲ级。模拟时为精简计算过程并保证网格的平整性,采取均布划分巷道围岩的网格,此次模

型计算范围 80 m × 30 m × 80 m, 单个网格最小跨度 10 mm, 共划分为 142 800 个网格与 152 781 个节点, 设计埋深为 300 m。另外还需对数值计算模型作以下假设: 巷道周围岩体为连续介质、具备各向同性的变形特点、满足莫尔-库仑强度准则。

### 3.2 物理模型设定及初始计算

四儿沟门围岩一般为石英砂岩和板岩组合, 围岩稳定性为Ⅲ级条件下有两种主要的节理, 共创建两种节理裂隙模板, 节理参数见表 4。

表 4 节理裂隙参数

组	倾向/ (°)	倾角/ (°)	迹长/ m	分布规律	节理线密度/ 个·m <sup>-3</sup>
①	141.4	37.3	0.45	正态分布	2.71
②	65.4	41.6	0.46	正态分布	2.37

根据四儿沟门金矿地应力资料总结, 给模型赋原始地应力参数。由于竖向应力基本上等于上覆盖岩层自重, 随着深度的增加逐渐加大, 其增率与各分层岩体重度成正比。进行初始应力计算, 计算结果如图 2 至图 5 所示。

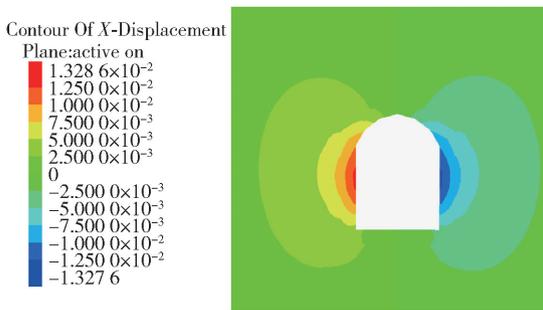


图 2 X 方向最大位移云图

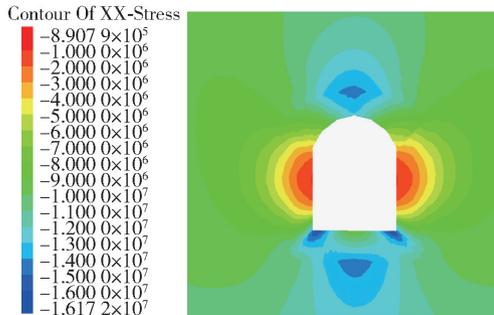


图 3 X 方向最大应力云图

巷道开挖后, 在无支护状态下的破坏情况如图 6 所示, 破坏数值见表 5。

从图 2 和图 4 所示的位移矢量可以看出, 巷道底板向上方移动, 巷道顶板向下方移动, 巷道两帮向中间移动, 说明在实际巷道开挖过程中, 容易出现冒顶片帮和底鼓的现象。根据四儿沟门金矿地应力资

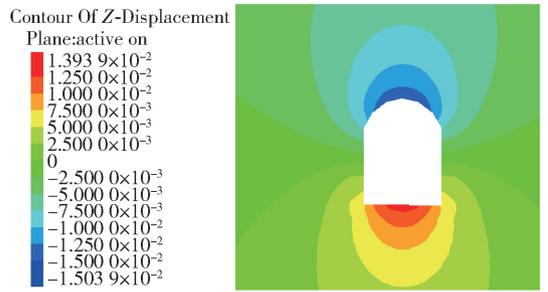


图 4 Z 方向最大位移云图

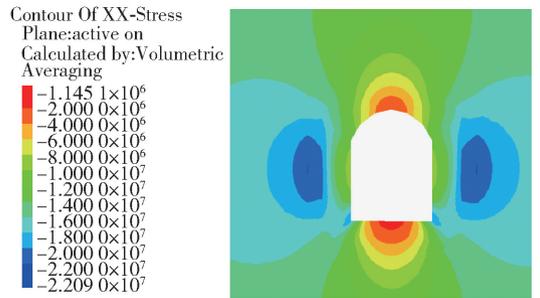


图 5 Z 方向最大应力云图

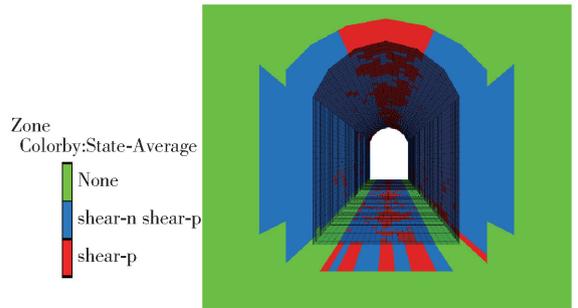


图 6 无支护塑性变形区域

表 5 巷道开挖无支护状态计算数据表

X 方向最大 位移/mm	Z 方向最大 位移/mm	X 方向应力/ MPa	Z 方向应力/ MPa
13.28	15.04	< 17.3	< 22.09

料总结, 给模型赋原始地应力参数, 其中竖向应力等于上覆盖岩层重力, 与岩石埋藏深度成正比。模拟结果表明两帮中心处与顶板中心处最大位移量分别为 13.28 mm、15.04 mm, 说明顶板问题较边帮破坏更为严重, 支护时应予以加强支护; 围岩破坏后应力得到释放, 水平方向最大应力为 17.3 MPa, 竖直方向最大应力为 22.09 MPa, 不平衡程度较大, 且塑性区体积较大。

## 4 巷道支护标准化设计

### 4.1 锚杆参数的优化

1) 不同支护参数对比

模拟试验地点为四儿沟门金矿 1 780 m 水平,

巷道断面积为  $2.5\text{ m} \times 2.5\text{ m}$ 。试验重点为测试锚杆支护网度和锚杆长度对巷道支护效果的影响,不同支护参数对比是在考虑各方案单位长度的用钢量的基础上,主要是通过监测巷道顶板及两帮的位移量确定最优方案。为保证实验数据的可比性,试验选用的锚杆为同一厂家、同一批次,锚杆直径均为  $40\text{ mm}$ 、锚杆托盘面积为  $120\text{ mm} \times 120\text{ mm}$ 。分别取锚杆网度为  $1\ 000\text{ mm} \times 1\ 000\text{ mm}$ 、 $1\ 500\text{ mm} \times 1\ 500\text{ mm}$ 、 $2\ 000\text{ mm} \times 2\ 000\text{ mm}$ ,锚杆长度为  $1.8\text{ m}$ 、 $2.0\text{ m}$ 、 $2.2\text{ m}$ ,进行全交试验。各个方案的试验数据见表6,检测结果的对比情况如图7所示。

表6 锚杆参数优化分析表

方案 编号	锚杆因素		变形分析结果		用钢量/ $\text{kg} \cdot \text{m}^{-1}$
	网度/ $\text{mm} \times \text{mm}$	长度/ $\text{m}$	两帮/ $\text{mm}$	顶板/ $\text{mm}$	
1	$1\ 000 \times 1\ 000$	1.8	0.96	5.58	89.7
2	$1\ 000 \times 1\ 000$	2	1.04	5.60	102.8
3	$1\ 000 \times 1\ 000$	2.2	1.06	5.62	125.8
4	$1\ 500 \times 1\ 500$	1.8	1.11	5.50	59.8
5	$1\ 500 \times 1\ 500$	2	1.15	5.80	76.5
6	$1\ 500 \times 1\ 500$	2.2	1.23	5.88	118.2
7	$2\ 000 \times 2\ 000$	1.8	1.38	5.54	20.3
8	$2\ 000 \times 2\ 000$	2	1.50	6.06	45.2
9	$2\ 000 \times 2\ 000$	2.2	1.64	6.20	62.4

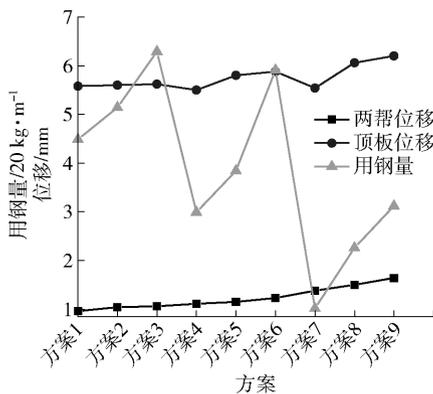


图7 锚杆参数优化方案对比

从图7可得出,两帮位移变形最小时对应的为方案1,而顶板位移沉降最小的为方案4,方案7在经济上最有优势但变形的控制效果不足。8种支护方案均对巷道的变形支护有所改善,但其控制的程度有所差异。考虑功能需求和经济合理两个指标,在方案1、方案4和方案7中进行方案的整体优化选择。

通过上述数值模拟分析和对比,结合矿山自身

的矿岩结构,得到四儿沟门金矿  $1\ 780\text{ m}$  水平、巷道断面积为  $2.5\text{ m} \times 2.5\text{ m}$  的最优支护方案,即采用喷锚联合支护方式,采用砂浆混凝土喷浆支护,喷浆厚度  $70\text{ mm}$  封闭裸露岩体,并施工用管缝式锚杆(直径  $40\text{ mm}$ 、长度  $1.8\text{ m}$ ),施工网度为  $2.0\text{ m} \times 2.0\text{ m}$ ,布置方式如图8所示。

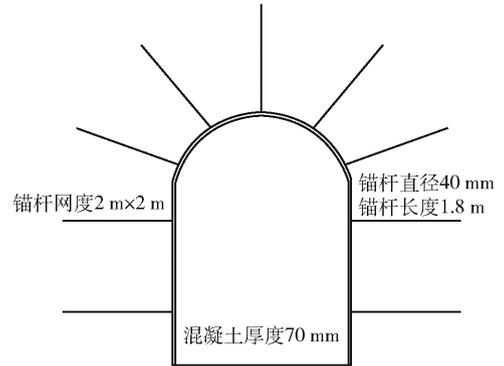


图8 优化方案示意图

## 2) 不同围岩巷道最优支护方案的确定

根据以上所述进行模拟试验方式,分别在不同巷道断面积、不同围岩条件、不同支护参数进行试验,结合矿山的实际条件以及经济合理优化原则,最终得出以下不同围岩巷道的最优支护方案(未包括V级破碎岩体),具体方案见表7。

## 4.2 破碎巷道的专项支护设计

### 1) 破碎巷道不同支护参数对比

对于V级岩体,岩石极为松散、节理即为发育,锚杆的实际锚固力较小,很难起到有效的支护作用,应采用钢支架支护方案。本设计选取巷道断面积  $2.5\text{ m} \times 2.5\text{ m}$ ,其他断面设计类似。根据钢支架的间距不同分别进行计算,设计对  $0.5\text{ m}$ 、 $1.0\text{ m}$ 、 $1.5\text{ m}$ 、 $2\text{ m}$ 、 $2.5\text{ m}$  间距分别进行模拟,进而确定支护的合理间距。

型钢受力特征的复杂性,现场量测手段的局限性,决定了难以采用理论计算方法确定型钢各类载荷的大小。FLAC<sup>3D</sup>软件能够较好地模拟不同边界与加载条件下受力变形情况,是钢结构设计与分析的重要工具。根据实际,采用工字钢进行支护,工字钢杨氏模量  $220\text{ GPa}$ ,泊松比  $0.3$ ,抗压强度  $215\text{ MPa}$ ,抗拉强度  $215\text{ MPa}$ 。型钢模拟如图9所示。

### 2) 数值模拟及结果分析

(1) 计算位移结果云图如图10至图19所示。

模拟试验根据云图得出5种不同间距的钢支架支护措施实施后,巷道围岩位移变化情况,具体统计见表8。

表 7 巷道围岩最优设计方案

巷道/m × m	支护级别	最优设计方案			
		喷浆厚度/mm	锚杆网度/mm × mm	锚杆长度/m	备注
2.0 × 2.0	II				
	III				
	IV	50	2 000 × 2 000	1.8	顶板打锚杆,部分破碎严重加穿带
2.2 × 2.2	II				
	III		2 000 × 2 000	1.8	顶板打锚杆,部分破碎严重加穿带
	IV	50	1 500 × 2 000	1.8	顶板打锚杆,部分破碎严重加穿带
2.5 × 2.5	II		2 000 × 2 000	1.8	顶板打锚杆,部分破碎严重加穿带
	III	70	2 000 × 2 000	1.8	顶板打锚杆,部分破碎严重加穿带
	IV	70	1 500 × 1 500	1.8	顶板打锚杆,部分破碎严重加金属网

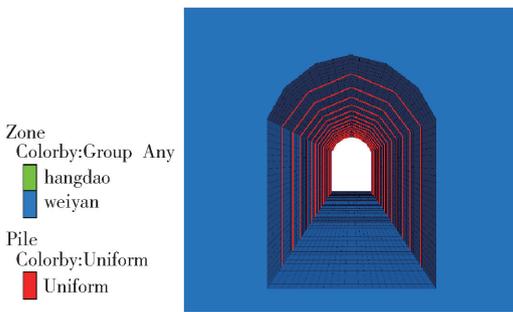


图 9 巷道 U 型钢支护模拟

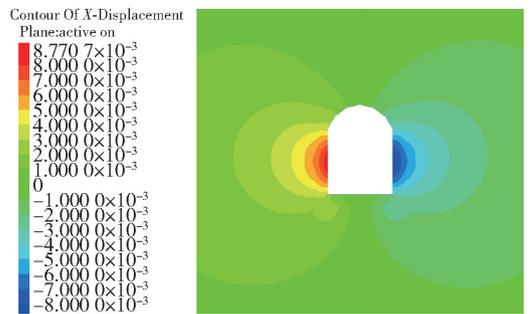


图 12 X 方向间距 1.0 m 钢支架支护

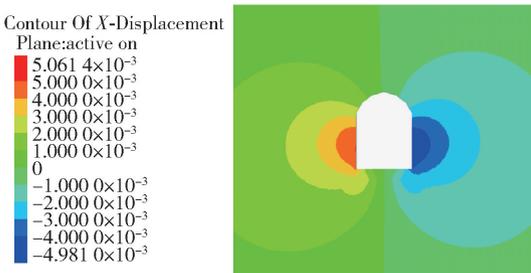


图 10 X 方向间距 0.5 m 钢支架支护

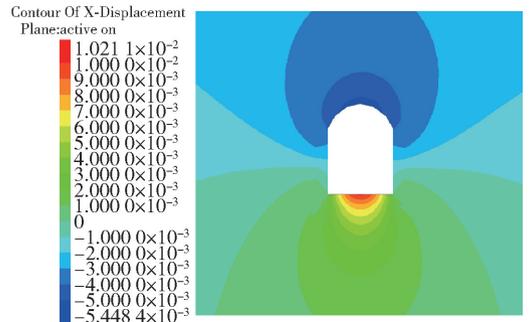


图 13 Z 方向间距 1.0 m 钢支架支护

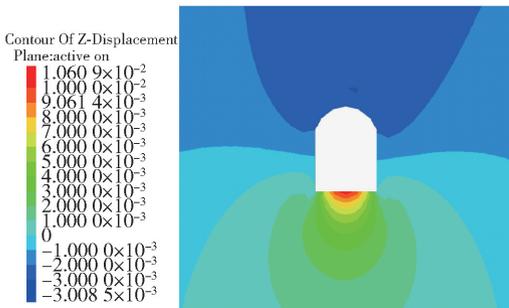


图 11 Z 方向间距 0.5 m 钢支架支护

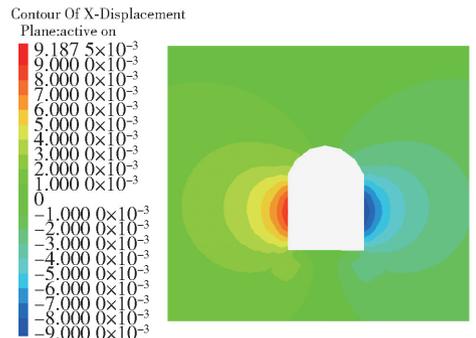


图 14 X 方向间距 1.5 m 钢支架支护

该数据模拟表明钢支架支护措施实施后较大地限制了围岩变形,并且顶板位移控制的效果要优于两帮。钢支架间距为 2.5 m 时,两帮变形量和顶板变形量分别为 11.30 mm、9.35 mm,随着钢支架间距的缩小,控制围岩效果逐渐增强。经过分析和总结得出钢支架间距  $n$  与变形量  $m$  大约成如下线性关系:两

帮  $m = 2.44n + 5.45$ ,顶板  $m = 2.62n + 2.8$ 。

(2) 计算应力结果云图如图 20 至图 29 所示。

根据云图计算结果,从水平应力云图可得出 5 种不同间距的钢支架支护措施实施后巷道围岩水平

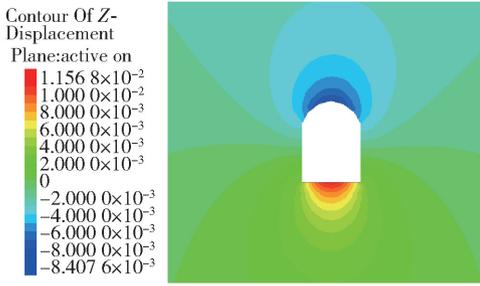


图 15 Z 方向间距 1.5 m 钢支架支护

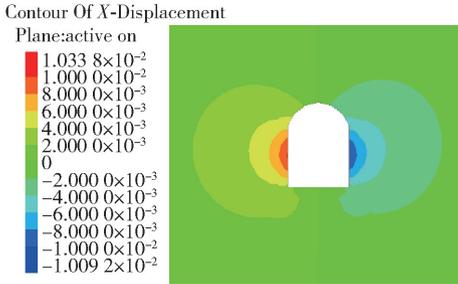


图 16 X 方向间距 2.0 m 钢支架支护

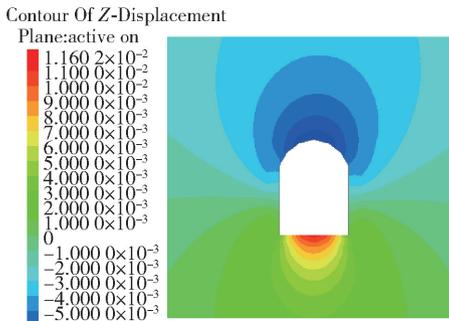


图 17 Z 方向间距 2.0 m 钢支架支护

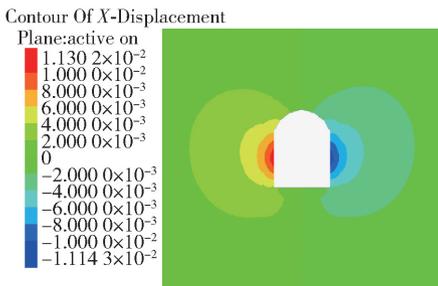


图 18 X 方向间距 2.5 m 钢支架支护

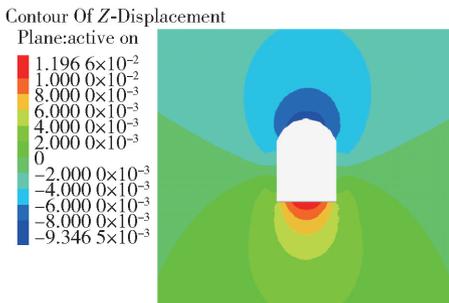


图 19 Z 方向间距 2.5 m 钢支架支护

表 8 钢支架支护模拟变形统计表

钢支架间距/m	0.5	1.0	1.5	2.0	2.5
X 方向最大位移/mm	5.98	8.77	9.19	10.34	11.30
Z 方向最大位移/mm	4.04	5.45	6.89	7.91	9.35

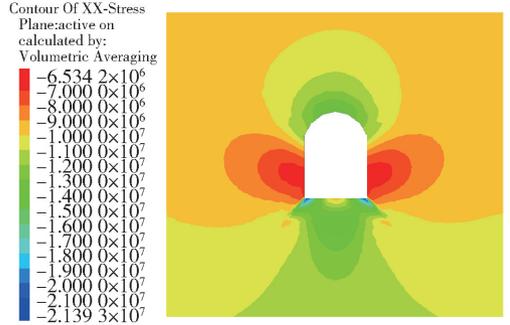


图 20 X 方向间距 0.5 m 钢支架支护

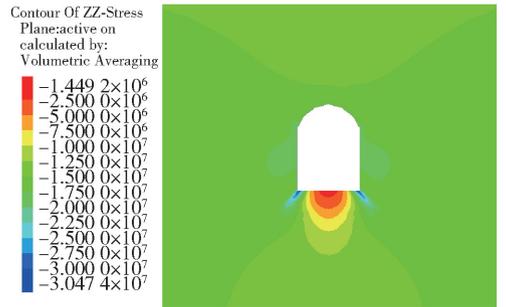


图 21 Z 方向间距 0.5 m 钢支架支护

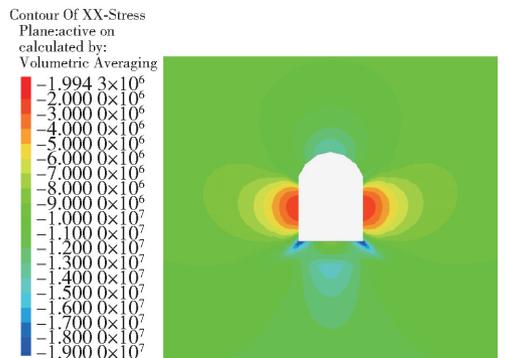


图 22 X 方向间距 1.0 m 钢支架支护

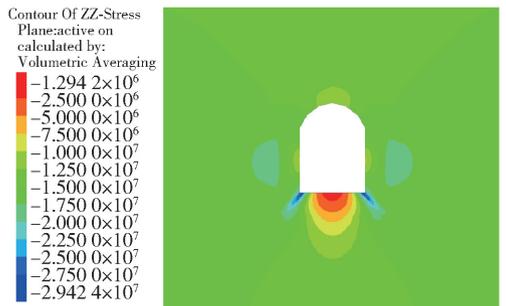


图 23 Z 方向间距 1.0 m 钢支架支护

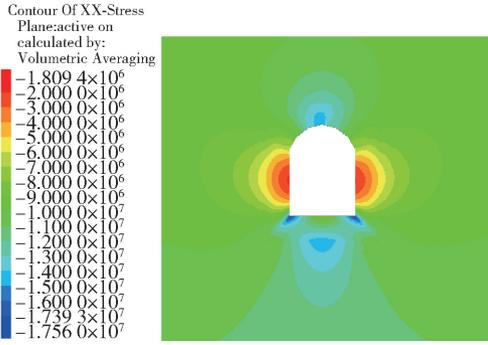


图 24 X 方向间距 1.5 m 钢支架支护

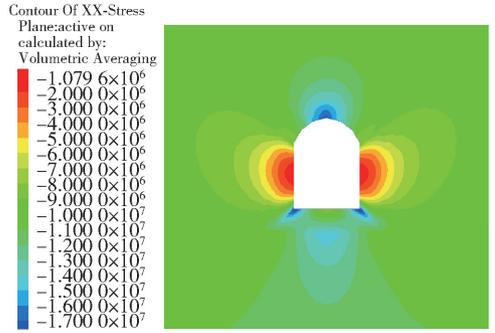


图 28 X 方向间距 2.5 m 钢支架支护

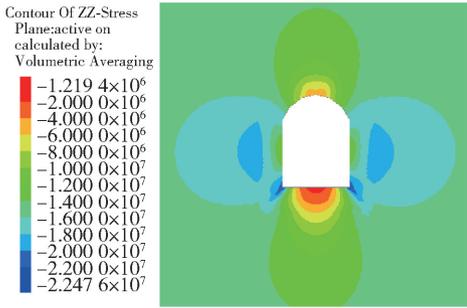


图 25 Z 方向间距 1.5 m 钢支架支护

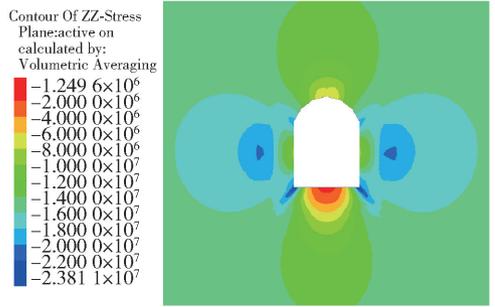


图 29 Z 方向间距 2.5 m 钢支架支护

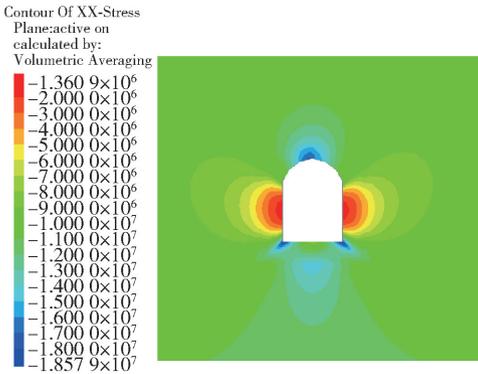


图 26 X 方向间距 2.0 m 钢支架支护

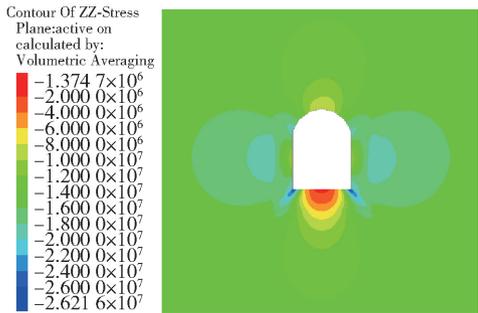


图 27 Z 方向间距 2.0 m 钢支架支护

应力的变化情况,根据竖直位移云图可得出巷道围岩竖直应力的变化情况,将这两种计算结果数据整理见表 9。

由表 9 可看出,当对巷道围岩进行钢支架支护后,围岩形变破坏被控制。随着钢支架间距的减小,

围岩所承受的在逐渐增大。水平应力变化不是很大,竖直应力发生了较大的变化。由应力云图可看出水平与竖直最大应力区均出现在混凝土网格,这就说明,混凝土支护层在控制围岩变形的同时,承受了大量的围岩变形释放的应力。

表 9 混凝土支护模拟最大应力统计表

钢支架间距/m	0.5	1.0	1.5	2.0	2.5
X 方向最大应力/MPa	6.53	1.99	1.80	1.36	1.07
Z 方向最大应力/MPa	15.00	12.50	8.00	6.00	5.00

### 3) 破碎巷道最优支护方案

结合上述数值模拟结果得到四儿沟门金矿 V 级围岩、巷道断面积为 2.5 m × 2.5 m 的最优支护方案,即采用喷射混凝土 + 钢支架进行支护。型钢支架间距为 1.5 m,并喷射厚度为 100 mm 的 C30 混凝土砂浆,起到封闭裸露岩体、提高钢支架的整体支护效果的作用。另外,通过对 V 级围岩小断面巷道的钢支架数值模拟分析,得出最优支护方案见表 10。

表 10 巷道 V 级围岩最优设计方案

巷道/m	支护级别	最优设计方案	
		喷浆厚度/mm	钢支架间距/m
2.0 × 2.0	V	70	1.5
2.2 × 2.2	V	70	1.5
2.5 × 2.5	V	100	1.5

### 5 结论

(1)通过对四儿沟门金矿现有的支护手段进行分析,对其支护作用原理进行研究,为各种支护设计方案的比选和优化提供理论依据。

(2)结合支护等级指标 RQ 值,应用 FLAC<sup>3D</sup> 软件建模分析巷道的受力状态,针对不同条件下的支护参数对比分析,建立四儿沟门金矿巷道分级支护标准。根据巷道断面、岩石性质、使用时间、暴露面积等参数区别制定相应的最优支护方案。

(3)针对四儿沟门金矿 V 级围岩巷道,开展的破碎巷道的专项支护设计,确定了各种断面破碎岩体巷道的最优支护方案。

#### [参考文献]

[1] 罗豪,吴锐,王庆,等. 深部破碎巷道应力演化与围岩控制技术数值模拟[J]. 矿业研究与开发, 2021, 41(2):39-44.

[2] 曹俊,关士良,王志修,等. 甲玛铜多金属矿破碎软岩巷道分级支护体系研究[J]. 中国矿业, 2019, 28(S1):200-204,208.

[3] 陈国良,关士良,王志修,等. 甲玛铜多金属矿破碎软

岩巷道分级支护参数优化[J]. 中国矿业, 2019, 28(S1):254-258.

[4] 吴峰,张海云,方前程. 基于岩体质量分级的地下矿山巷道支护设计[J]. 矿业研究与开发, 2021, 41(6): 84-88.

[5] 张爱卿,吴爱祥,王贻明. 复杂破碎软岩巷道支护技术及分区分级支护体系研究[J]. 矿业研究与开发, 2021, 41(1):15-20.

[6] 高忠,王明,唐绍辉. 基于 Q 系统的某铜矿巷道分级支护技术及工程应用[J]. 黄金, 2021, 42(3):32-36.

[7] 张瑞明,魏丁一,杜翠凤. 深部地压控制技术与采场优化支护研究[J]. 金属矿山, 2020(6):156-160.

[8] 文兴. 矿山巷道分级合理支护方法研究与应用[J]. 矿业研究与开发, 2020, 40(4):57-61.

[9] 史智元. 大埋深高应力回采巷道支护技术研究[J]. 煤矿现代化, 2020(5):8-11.

[10] 陈建新,胡亚飞,汪风伟. 机械化矿山高应力软岩巷道支护实践[J]. 有色金属(矿山部分), 2020, 72(3):39-44.

[11] 惠金卫. 深井高应力软弱围岩巷道支护技术实践[J]. 建井技术, 2018, 39(6):11-13.

(上接第 27 页)

表 3 二步骤采场各回采方案的对比分析

方案编号	应力变化	位移变化	优势与不足
方案一	最大压应力逐步降低,由 37.1 MPa 降低到 30 MPa	顶板位移逐步增加,由 9.55 cm 增加到 14.2 cm; 充填体位移:逐步增加,由 3 cm 增加到 4 cm	
方案二	最大压应力逐渐降低,由 36.2 MPa 下降到 30 MPa	顶板位移逐步增加,由 10 cm 增加到 14.2 cm; 充填体位移:逐步降低,由 6 cm 降低到 4 cm	不足:两侧充填体初始位移大
方案三	回采:最大压应力为 36.4 MPa	回采一半:空区顶板最大位移为 12.6 cm,空区两侧充填体位移 4 cm	优势:充填体可以减轻周围顶板矿岩以及周围充填体的变形,增加矿柱强度; 不足:封闭工程大,充填工序复杂,工程进度慢

#### [参考文献]

[1] 罗皖东. 安庆铜矿 1#矿体深部残矿回采安全性分析[J]. 有色金属(矿山部分), 2019, 71(4):47-51.

[2] 陈功. 柿竹园多金属矿大直径深孔阶段侧向崩矿技术[J]. 现代矿业, 2020, 36(01):139-141.

[3] 董蕾. 采动结构参数优化设计及可靠度分析[D]. 长沙:中南大学, 2010.

[4] 蔡美峰. 岩石力学与工程[M]. 北京:科学出版社, 2002.

[5] 王文星. 岩体力学[M]. 长沙:中南大学出版社, 2004.

[6] 杨剑锋. 中厚倾斜矿体导流放矿实验研究[D]. 湖南:南华大学, 2018.

[7] 李彬,许梦国,程爱平,等. 程潮铁矿放矿模拟试验研究[J]. 有色金属(矿山部分), 2011, 63(5):15-18.

[8] 杨帆,侯克鹏,谢永利. 岩质高边坡岩体力学参数确定及稳定性研究[J]. 西安建筑科技大学学报(自然科学版), 2011, 43(6):845-853.

[9] 孙杨,罗黎明,邓红卫. 金属矿山深部采场稳定性分析与结构参数优化[J]. 黄金科学技术, 2017, 25(1): 99-105.