



# 基于AHP熵权组合赋权的开拓巷道过陷落柱围岩支护参数优化

贾策 范超军 李胜 刘小帅 王学增 罗明坤 杨振华

## 引用本文：

贾策, 范超军, 李胜, 等. 基于AHP熵权组合赋权的开拓巷道过陷落柱围岩支护参数优化[J]. 煤炭科学技术, 2025, 53(8): 187–201.

JIA Ce, FAN Chaojun, LI Sheng. Optimization of support parameters of development roadway passing through collapse column based on AHPentropy weight combination[J]. Coal Science and Technology, 2025, 53(8): 187–201.

在线阅读 View online: <https://doi.org/10.12438/cst.2024-0708>

## 您可能感兴趣的其他文章

### Articles you may be interested in

#### 基于AHP-熵权法耦合方法的地质构造复杂程度定量评价

Quantitative evaluation of geological structure complexity based on AHP-entropy weight coupling method

煤炭科学技术. 2022, 50(11): 140–149 <http://www.mtkxjs.com.cn/article/id/d6376e67-2df6-4c15-b1fa-7229cd0eede9>

#### 基于熵权法-云模型保水开采生态环境评价研究

Study on ecological environment assessment of water conservation mining based on entropy weight method and cloud model

煤炭科学技术. 2022, 50(4): 291–298 <http://www.mtkxjs.com.cn/article/id/f09c6c57-2768-4b38-8d21-1ed8f604fee5>

#### 基于组合赋权法的采煤机健康状态评估方法研究

Study on health assessment method of shearer based on combination weighting method

煤炭科学技术. 2020, 48(6) <http://www.mtkxjs.com.cn/article/id/c2eef6ca-9edd-4503-beec-a8cf17f99c81>

#### 叠层多分支水平井精准建造陷落柱堵水塞技术

Technology of accurately constructing collapse column water plugging plug in laminated multi branch horizontal wells

煤炭科学技术. 2022, 50(7): 244–251 <http://www.mtkxjs.com.cn/article/id/a8271762-7c31-444a-a722-f7a9ab2d4ba9>

#### 基于组合权-改进灰色关联度理论的矿井突水水源识别

Identification of mine water inrush source based on combinationweight-theory of improved grey relational degree

煤炭科学技术. 2022, 50(4): 165–172 <http://www.mtkxjs.com.cn/article/id/5a05304b-bf77-476e-ad0e-b04a3128fd56>

#### 基于AHP-模糊模型的液压支架试验台中梁销轴节点优化研究

Research on middle beam pin shaft node of hydraulic support test bench based on AHP-Fuzzy analysis model

煤炭科学技术. 2023, 51(8): 250–259 <https://doi.org/10.13199/j.cnki.cst.2022-1145>



关注微信公众号，获得更多资讯信息



移动扫码阅读

贾策,范超军,李胜,等.基于AHP-熵权组合赋权的开拓巷道过陷落柱围岩支护参数优化[J].煤炭科学技术,2025,53(8):187-201.

JIA Ce, FAN Chaojun, LI Sheng, et al. Optimization of support parameters of development roadway passing through collapse column based on AHP-entropy weight combination[J]. Coal Science and Technology, 2025, 53(8): 187-201.

## 基于AHP-熵权组合赋权的开拓巷道过陷落柱围岩支护参数优化

贾策<sup>1</sup>,范超军<sup>1</sup>,李胜<sup>1,2</sup>,刘小帅<sup>1</sup>,王学增<sup>1</sup>,罗明坤<sup>3</sup>,杨振华<sup>1</sup>

(1. 辽宁工程技术大学 矿业学院,辽宁阜新,123000;2. 辽宁地质工程职业学院,辽宁丹东,118000;3. 山西潞安化工集团 能源事业部通风部,山西长治,046000)

**摘要:** 陷落柱破碎区易诱发安全事故,合理设计陷落柱区域巷道围岩支护参数对巷道安全、高效掘进尤为重要。采用理论分析、数值模拟及工程试验等研究方法,对开拓巷道过陷落柱围岩支护参数优化进行了研究。综合考虑技术和经济指标,构建了开拓巷道过陷落柱围岩支护效果评价体系。提出层次分析法(AHP)-熵权法组合赋权的综合评价方法,确定最优支护参数。基于Node-Red进行界面开发,以FLAC<sup>3D</sup>作为平台底层服务,研发了漳村煤矿巷道支护参数的智能设计系统。结果表明:确定了支护技术评价指标为顶板下沉率、两帮变形率、底板底鼓率和锚杆变形率。支护经济指标为支护成本和掘进速度。系统研发了登录功能、巷道稳定状况分析功能、支护参数初始设计、支护方案结果展示和巷道支护效果评价五大功能,实现了漳村煤矿巷道支护智能设计及评价。最优支护方案Ⅱ参数为锚杆间排距为900 mm,顶板锚索布置3根,工钢棚间距为900 mm。经现场应用,在矿压监测0~60 d内,顶板表面位移最大值为218 mm,两帮表面位移最大值为105 mm。顶板离层深部最大值为5 mm,浅部基点为5 mm。顶板锚杆受力范围在196~206 kN。30 d左右围岩变形趋于稳定,围岩得到了有效控制。验证了漳村煤矿巷道支护智能设计系统的有效性,研究成果为过陷落柱巷道支护参数优化提供新方法。

**关键词:** AHP; 熵权法; 支护参数优化; 陷落柱; 支护优化系统

中图分类号:TD353

文献标志码:A

文章编号:0253-2336(2025)08-0187-15

## Optimization of support parameters of development roadway passing through collapse column based on AHP-entropy weight combination

JIA Ce<sup>1</sup>, FAN Chaojun<sup>1</sup>, LI Sheng<sup>1,2</sup>, LIU Xiaoshuai<sup>1</sup>, WANG Xuezeng<sup>1</sup>, LUO Mingkun<sup>3</sup>, YANG Zhenhua<sup>1</sup>

(1. College of Mining, Liaoning Technical University, Fuxin 123000, China; 2. Liaoning Geology Engineering Vocational College, Dandong 118000, China;

3. Ventilation Department of Energy Business Division, Lu'an Chemical Group, Changzhi 0460002, China)

**Abstract:** Collapse column crushing area is easy to induce safety accidents, reasonable design of roadway support parameters in the collapse column area is especially important for safe and efficient tunneling. A combination of theoretical analysis, numerical simulation, and engineering testing was employed to investigate the optimization of support parameters for surrounding rock in development roadways passing collapse columns. In this paper, the technical and economic indexes of support are considered comprehensively. The evaluation system of the support effect of the development roadway passing through the column column is constructed. The comprehensive evaluation method of AHP-entropy weight combination assignment is proposed to determine the optimal support parameters. Interface development based on Node-Red language. Intelligent design system for roadway support parameters in Zhangcun Coal Mine was developed using FLAC<sup>3D</sup> software as the platform bottom service. The results indicate that the identified support technology evaluation indicators in-

收稿日期:2024-05-31 策划编辑:朱恩光 责任编辑:刘雅清 DOI: 10.12438/cst.2024-0708

基金项目:国家自然科学基金资助项目(52074146);辽宁省“兴辽英才计划”资助项目(XLYC2202022);辽宁省博士青年育苗资助项目(LJ212410147009)

作者简介:贾策(1998—),男,辽宁抚顺人,博士研究生。E-mail: 18342848402@163.com

通讯作者:范超军(1990—),男,四川内江人,教授,博士。E-mail: chaojunfan@139.com

clude roof subsidence rate, sidewall deformation rate, floor heave rate, and bolt deformation rate. The support economic indicators are support cost and tunneling speed. The system incorporates five key functions: login, roadway stability analysis, initial design of support parameters, support scheme result display, and roadway support effectiveness evaluation. These features enable intelligent design and assessment of roadway support in Zhangcun Coal Mine. The optimal support scheme II are 900 mm row spacing between bolt, 3 cables arranged in the roof, and 900 mm spacing between the sheds of industrial steel sheds. After the field application, in the mine pressure monitoring 0–60 d, the maximum value of the surface displacement of the roof is 218 mm, and the maximum surface displacement of the two sides reaches 105 mm. The maximum value of the roof slab away from the layer is 5 mm at depth and 5 mm at the shallow base. The roof cables are all stressed, with forces ranging from 196 kN to 206 kN. It stabilized around 30 d and the surrounding rock was effectively controlled. The intelligent roadway support design system was successfully validated in the Zhangcun Coal Mine, offering a novel methodology for optimizing support parameters in roadway sections passing collapsed column.

**Key words:** AHP; entropy weight method; support parameter optimization; collapse column; support optimization system

## 0 引言

我国华北煤田广泛存在岩溶陷落柱(简称陷落柱),属于煤矿地质构造<sup>[1-3]</sup>。在巷道掘进过程中,陷落柱受采动影响,其构造带的破碎区不断发生破坏,过陷落柱破坏区的巷道在施工过程中容易发生安全事故<sup>[4-6]</sup>。针对开拓巷道过陷落柱区域进行合理的支护设计是有待解决的难题。因此,需要研究支护参数优化方法。

陷落柱的存在使围岩应力场变得复杂,导致巷道围岩会发生变形、失稳,从而导致支护困难<sup>[7-9]</sup>。李晓博等<sup>[10]</sup>利用UDEC离散元模拟软件得到了某矿回采巷道过陷落柱应力特征及变形量,提出了“锚网索+U29支架”支护技术控制围岩。宋卫华等<sup>[11]</sup>针对陷落柱导致的破坏带和高应力区域,提出了“超前预注浆+锚索网”协同支护技术对破坏区域进行加固。张村等<sup>[12]</sup>利用加密拱形棚支护解决了陷落柱破坏区锚索无法形成悬吊锚固。左建平等<sup>[13]</sup>根据弹塑性理论建立了陷落柱周围塑性破坏力学模型,计算出陷落柱影响加固区,提出了“适当加密锚杆+大直径高强锚索+钢筋网喷层+滞后注浆”协同支护方式。同时,学者们也提出了“锚索网+架棚”协同支护技术,用于加强巷道围岩控制<sup>[14-16]</sup>。在支护参数优化方面上,YU等<sup>[17]</sup>提出正交试验结合数值模拟技术,考虑支护参数对围岩稳定性影响,确定了最优支护参数。刘海雁等<sup>[18]</sup>、JIA等<sup>[19]</sup>提出正交矩阵支护参数优化,考虑锚杆角度、长度和预紧力3种因素对支护效果的影响,确定了顶板变形、两帮变形和塑性区破坏的组合权重,从而确定最优支护参数。上述研究采用正交矩阵和正交试验方法优化支护参数,然而需要开展大量试验测试,造成资金和时间成本的增加。

针对巷道过陷落柱围岩支护,目前主要采用工程类比方法。然而,工程类比方法并未同时考虑到

围岩变形、锚杆变形、支护成本和掘进速度等指标。采取传统的工程类比方法确定支护方案,很难使技术参数和设计方案达到最优。开拓巷道断面大,布置在煤层中,容易产生大变形,开拓巷道过陷落柱时围岩控制更加困难。笔者考虑支护技术和经济指标,提出AHP-熵权组合赋权的巷道支护效果模糊综合评价方法,得到过陷落柱区域巷道支护最优参数,为陷落柱区域开拓大巷安全高效掘进提供保障。

## 1 构建开拓巷道过陷落柱支护效果评价体系

### 1.1 开拓巷道过陷落柱支护效果评价指标

以支护方案的技术和经济为指标,综合评价开拓巷道过陷落柱围岩控制效果。由于巷道断面形状、围岩条件存在差异性,仅考虑围岩变形量评价围岩支护效果不够准确。锚杆可以更加直观反映围岩变形,但是锚杆规格存在差异性。因此,本文定义了如下评价指标,见表1。

表1 支护效果评价指标

Table 1 Evaluation indicators for support effect

指标符号	指标	指标定义
C1	顶板下沉率	顶板变形量与巷道断面高度的百分比
C2	两帮变形率	两帮变形量与巷道断面宽度的百分比
C3	底板底鼓率	底板底鼓量与巷道断面高度的百分比
C4	顶板锚杆变形率	顶板锚杆变形与锚杆长度的百分比
C5	两帮锚杆变形率	两帮锚杆变形与锚杆长度的百分比

基于表1建立了开拓巷道过陷落柱支护效果评价体系,如图1所示。

### 1.2 支护效果评价指标分级标准及模糊量化

根据《巷道围岩控制》及文献[20-22]对围岩支护效果进行了等级划分。本文将评价指标划分为5个等级,从而综合评价开拓巷道过陷落柱支护效果,具体见表2。

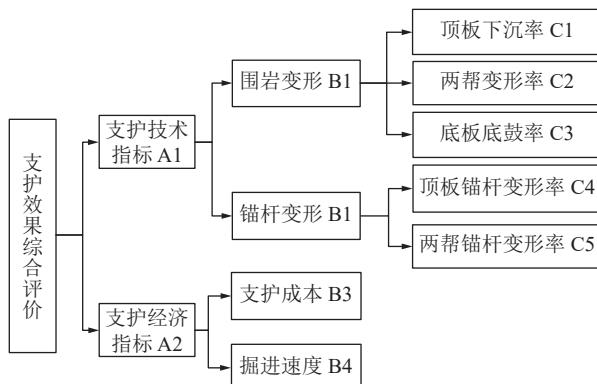


图 1 支护效果评价体系

Fig.1 Evaluation system for support effect

表 2 模糊综合评价打分表

Table 2 Fuzzy comprehensive evaluation scoring table

评价等级	V1	V2	V3	V4	V5
分值	2	4	6	8	10
C1/%	>20	15~20	10~15	5~10	0~5
C2/%	>20	15~20	10~15	5~10	0~5
C3/%	>20	15~20	10~15	5~10	0~5
C4/%	>20	16~20	12~16	12~8	0~8
C5/%	>20	16~20	12~16	12~8	0~8
B3/(m·d <sup>-1</sup> )	<7	7~8	8~9	9~10	>10
B4/%	<10	10~18	18~26	26~34	>34

采用半梯形隶属度函数来描述各项评价指标, 偏小型隶属度函数<sup>[23]</sup>为

$$\mu_A(x) = \begin{cases} 1 & x < a \\ (b-x)/(b-a) & a \leq x \leq b \\ 0 & x > b \end{cases} \quad (1)$$

偏大型隶属度函数为

$$\mu_A(x) = \begin{cases} 0 & x < a \\ (x-a)/(b-a) & a \leq x \leq b \\ 1 & x > b \end{cases} \quad (2)$$

## 2 AHP-熵权法组合赋权原理

在模糊综合评价方法中, 指标权重系数的计算是一个很关键的问题, 它体现了评价指标在确定事物等级上所发挥的作用, 其数值的精确度将直接影响到评价结果的可信度。由于层次分析法的主观性较大。因此, 提出了 AHP-熵权组合赋权, 将 AHP 法得到的主观权重进行修正。

### 2.1 层次分析法原理

根据巷道围岩支护效果综合评价体系, 将其划分为目标层、决策层及指标层。指标划分为 3 个级

别, 第 1 层: 支护技术指标 A1 和支护成本指标 A2; 第 2 层: 围岩变形 B1、锚杆变形 B2、支护成本 B3 和掘进速度 B4; 第 3 层: 顶板下沉率 C1、两帮变形率 C2、底板底鼓率 C3、顶板锚杆变形率 C4 和两帮锚杆变形率 C5。

1) 构建判断矩阵。将同一层的支护效果评价指标进行两两相互比较, 建立判断矩阵。降低不同指标的对比难度, 提高层次分析法权重求解的准确性。

$$A = [a_{ij}]_{n \times n} = \begin{bmatrix} a_{11} & \cdots & a_{1n} \\ \vdots & & \vdots \\ a_{n1} & \cdots & a_{nn} \end{bmatrix} \quad (3)$$

式中:  $A$  为判断矩阵;  $a_{ij}$  为在一个层次中的指标  $i$  相对于指标  $j$  对于支护效果的相对重要程度。

为了使各因素指标之间进行两两比较得到量化的判断矩阵, 引入 9 级标度, 具体见表 3。

表 3 标度及其含义

Table 3 Scale and its meaning

标度	含义
1	$X_i$ 与 $X_j$ 相比同样重要
3	$X_i$ 与 $X_j$ 相比, 一个比另一个稍微重要
5	$X_i$ 与 $X_j$ 相比, 一个比另一个明显重要
7	$X_i$ 与 $X_j$ 相比, 一个比另一个强烈重要
9	$X_i$ 与 $X_j$ 相比, 一个比另一个极端重要
2、4、6、8	介于以上两种比较之间的标度值
倒数	$X_i$ 与 $X_j$ 相比标度为 $a$ , $X_j$ 与 $X_i$ 相比标度值为 $1/a$

2) 判断矩阵归一化及特征值求解。对上述判断矩阵进行平均值处理:

$$\bar{W}_j = \sqrt[n]{\prod_{i=1}^n a_{ij}}, (j = 1, 2, 3, \dots, n) \quad (4)$$

将  $\bar{W}_j$  进行归一化处理:

$$W_j = \frac{\bar{W}_j}{\sum_{i=1}^n \bar{W}_j} \quad (5)$$

计算得到判断矩阵的最大特征值:

$$\lambda_{\max} = \sum_{i=1}^n \frac{(\mathbf{A}W)_i}{nW_i} \quad (6)$$

式中:  $\lambda_{\max}$  为判断矩阵最大特征值;  $W_i$  为权重向量;  $(\mathbf{A}W)_i$  为向量  $\mathbf{A}W$  的第  $i$  个分量;  $n$  为评价指标。

3) 一致性检验。求解判断矩阵的一致性指标  $C_1$ , 若  $C_1 < 0.1$  判断矩阵具有可接受的一致性。

$$C_1 = \frac{\lambda_{\max} - n}{n - 1} \quad (7)$$

判断矩阵一致性比率  $C_R$ :

$$C_R = \frac{C_1}{R_1} \quad (8)$$

## 2.2 熵权法原理

信息熵不仅可以有效的反映出信息的无序化程度,而且可以度量信息量的大小。巷道支护效果评价中某一项指标包含的信息越多,表明该指标对决策影响越大。信息熵数值越小,系统无序性越小。因此,信息熵评价可以获取信息有序度、效用值,即评价指标构成的判断矩阵可以确定指标权重大小。

1)将判断矩阵进行归一化处理:对于正向指标,即:

$$b_{ij} = \frac{r_{ij} - r_{\min}}{r_{\max} - r_{\min}} \quad (9)$$

对负向指标而言,即:

$$b_{ij} = \frac{r_{\max} - r_{ij}}{r_{\max} - r_{\min}} \quad (10)$$

式中:  $b_{ij}$  为归一化处理后数据;  $r_{ij}$  为原始数据;  $r_{\max}$  为同一评价指标下最大值;  $r_{\min}$  为最小值。

2)根据归一化矩阵进行信息熵求解:

$$H_j = - \left( \sum_{i=1}^m f_{ij} \ln f_{ij} \right) / \ln m \quad (11)$$

式中:  $m$  为待评项目;  $f_{ij}$  为第  $i$  个评价指标下第  $j$  个评价项目的指标比重。

其中,  $f_{ij} = b_{ij} / \sum_{i=1}^m b_{ij}$  显然当  $f_{ij} = 0$  时,  $\ln f_{ij}$  无意义,因此对  $f_{ij}$  的计算加以修正,将其定义为

$$f_{ij} = (1 + b_{ij}) / \sum_{i=1}^m (1 + b_{ij}) \quad (12)$$

3)计算各评价指标的熵权  $W_j$ :

$$W_j = (1 - H_j) / \left( n - \sum_{j=1}^n H_j \right) \quad (13)$$

利用熵权赋值,首先将判断矩阵进行数据归一化处理。其次,进行信息熵求解。最终,计算出熵权。

## 2.3 构建层次分析法-熵权组合模型

将 AHP 法与熵权法得到的权重进行耦合,从而得到综合权重<sup>[24-25]</sup>:

$$W_j = \alpha W_j^1 + (1 - \alpha) W_j^2 \quad (14)$$

式中:  $W_j$  为综合权重;  $W_j^1$  为 AHP 权重求解;  $W_j^2$  为熵权法权重;  $\alpha$  为 AHP 主观权重;  $1 - \alpha$  为熵权客观权重。

为保证组合权重  $W_j$  与 AHP 主观权重  $W_j^1$ 、熵权

客观权重  $W_j^2$  偏差平方和最小,建立目标函数:

$$\min W = \sum_{i=1}^m \left[ (W_j - W_j^1)^2 + (W_j - W_j^2)^2 \right] \quad (15)$$

对式(15)进行求导,当目标函数一阶导为 0 时,组合权重与主观和客观偏差平方和值最小,此时  $\alpha$  为 0.5。层次分析-熵权组合模型为

$$W_j = 0.5W_j^1 + 0.5W_j^2 \quad (16)$$

由式(14)可知,当 AHP 主观权重为 0.5, 熵权客观权重为 0.5 时, AHP-熵权组合模型评价效果最优。

## 3 AHP-熵权组合权重支护参数优化

### 3.1 工程地质背景及支护方案设计

1) 工程地质背景。漳村煤矿主采 3 号煤层,平均厚度 5.69 m, 埋深 500~517 m。480 材料巷沿 3 号煤层顶板掘进。巷道断面为矩形,尺寸为 5.6 m×3.7 m(宽×高)。巷道直接顶为泥岩,平均厚度为 2.62 m; 基本顶为砂岩,平均厚度 9.22 m; 直接底为泥岩,平均厚度 3.46 m; 基本底为细粒砂岩,厚度为 5.67 m, 如图 2a 所示。480 材料巷 III 段前方存在陷落柱 X<sub>20</sub>, 短轴方向为东西方向,长 133 m; 长轴方向为南北方向,长 175 m。X<sub>20</sub> 陷落柱横穿 480 材料巷 III 段,其主体在巷道内发育长度约 130 m, 如图 2b 所示。经地应力测试该区域最大水平主应力  $\sigma_h = 16.79$  MPa、最小水平主应力  $\sigma_h = 9.32$  MPa、垂直主应力  $\sigma_v = 13.01$  MPa。陷落柱探测过程中无钻孔出水,陷落柱无导水可能。巷道受掘进扰动影响,陷落柱破碎区发生失稳破坏,容易诱发安全事故。因此,需要对 480 材料巷道支护参数进行综合评价,让巷道安全、高效过陷落柱。

2) 围岩力学性质测试与锚固性能测试。在漳村煤矿 480 材料巷进行取样,分别测定煤、砂岩和陷落柱破碎区的物理力学参数。本次试验采用辽宁工程技术大学采矿实践中心的 WAW-600C 型微机控制电液伺服万能试验机和 DH5929 动态应变仪,测试围岩力学参数,试验过程如图 3 所示。采用 JAW-500 kN 试验机测试锚固力性能,本次试验的锚杆直径为 22 mm,套筒长度为 100 mm 用于模拟围岩,锚固力测试过程如图 4 所示。本次测试得到的围岩力学参数为后续数值模拟提供指导,见表 4。本次锚固性能测试满足现场实际需求。

3) 支护方案设计。由于陷落柱构造区域围岩破碎范围大,因此,采用加固拱、自然平衡拱理论初步计算锚杆、锚索和工钢棚支护参数。

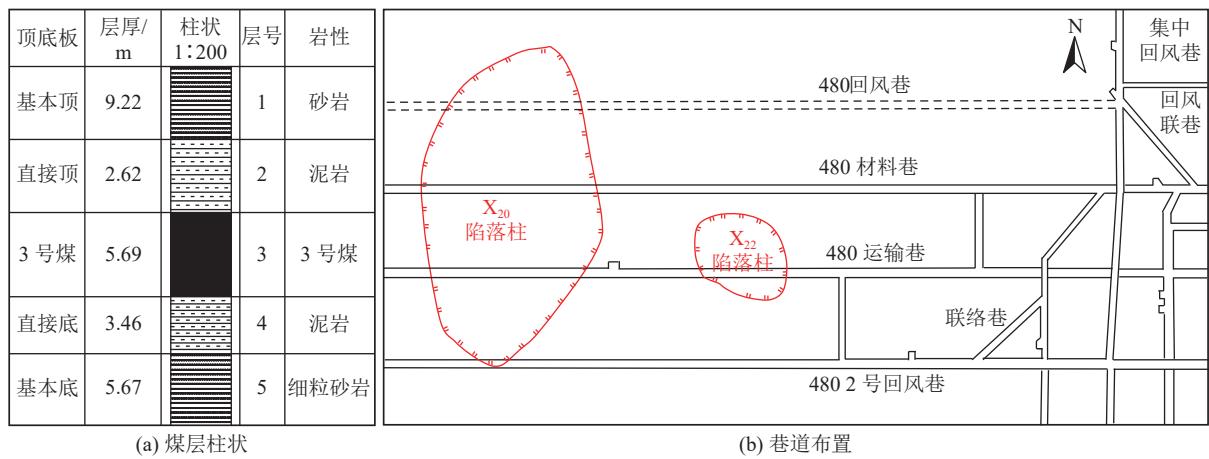


图 2 480 材料巷地质条件  
Fig.2 480 Geological conditions of material roadway

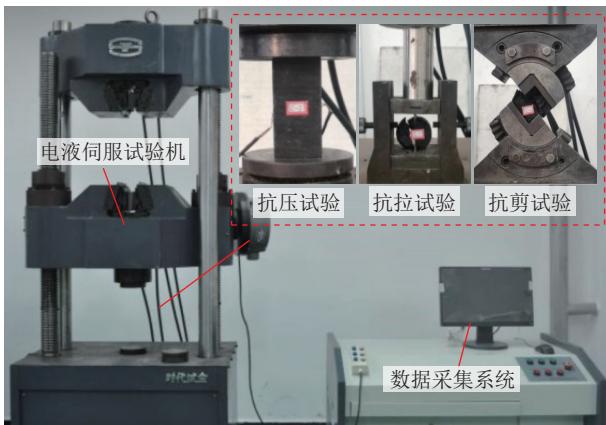


图 3 力学参数测试过程  
Fig.3 Mechanical parameter testing process

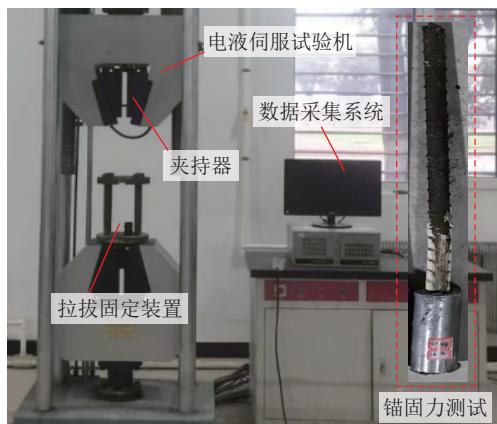


图 4 锚固力测试过程  
Fig.4 Anchor force testing process

锚杆长度<sup>[26]</sup>计算式:

$$L = L_1 + L_2 + L_3 \quad (17)$$

式中:  $L_1$  为外露长度, 取 0.15 m;  $L_2$  有效长度, m;  $L_3$  为锚杆锚固端长度, m。结合现场施工情况确定锚杆长度为 2.4 m。

表 4 数值模拟煤岩力学参数

Table 4 Numerical simulation of coal rock mechanical parameters

岩性	密度/ (kg·cm <sup>-3</sup> )	体积模 量/GPa	剪切模 量/GPa	黏聚力/ MPa	内摩擦 角/(°)	抗拉强 度/MPa
砂岩	2 650	5.50	5.20	4.66	34.31	1.84
泥岩	2 450	2.86	2.17	2.90	30.00	1.60
煤	1 400	3.10	2.40	1.98	28.00	0.41
陷落柱	1 700	2.70	2.60	3.10	25.00	0.70

锚杆间距和排距计算式<sup>[27]</sup>如下所示:

$$P_1 \leq \frac{m_1 \tan \theta + D_1}{\tan \theta} \quad (18)$$

式中:  $D_1$  和  $P_1$  分别为锚杆间距和排距, m;  $m_1$  为加固拱厚度, m;  $\theta$  为锚杆控制角, (°)。

锚索间距和排距计算式如下所示:

$$P_2 \leq \frac{N}{KbD_2\gamma} \quad (19)$$

式中:  $D_2$  和  $P_2$  分别为锚索间距和排距, m;  $N$  为锚索的承载力, kN;  $b$  为自然平衡拱高度, m;  $\gamma$  为垮落带平均重力密度, kN/m<sup>3</sup>;  $K$  为安全系数。

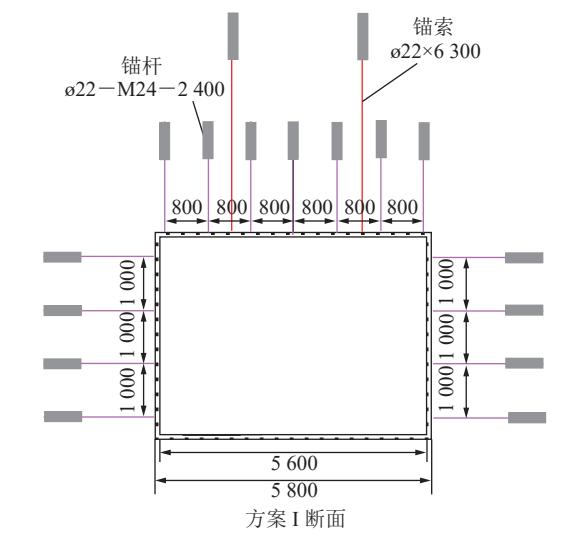
矿用 11 号工钢棚距计算式<sup>[28]</sup>如下所示:

$$a_p \leq \frac{8W_x\sigma_s}{K\gamma L_g B^2} \quad (20)$$

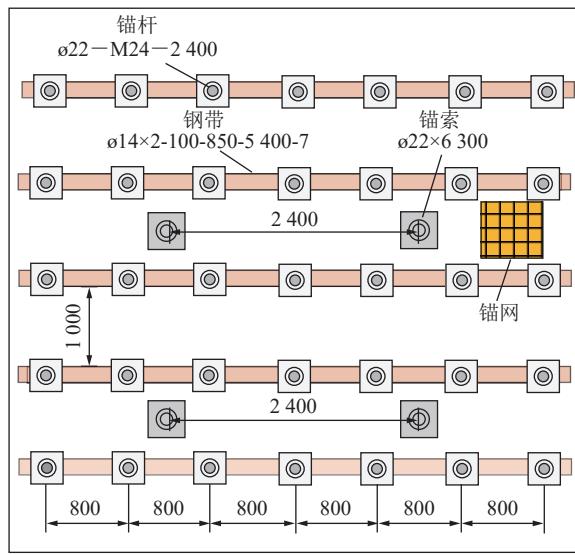
式中:  $L_g$  为工钢棚净跨度长度, 取 4.6 m;  $B$  为巷道上部净宽, 取 5.6 m;  $W_x$  为工钢棚的抗弯截面模量, 取值为  $113.4 \times 10^{-6}$  m<sup>4</sup>;  $\sigma_s$  为工钢棚梁的屈服强度, 335 MPa;  $K$  为安全系数, 一般取 3~5。

揭露陷落柱时围岩发生拉伸破坏, 产生高应力集中区, 采用锚索网支护技术, 围岩无法得到有效控制。过陷落柱构造区采用“锚索网+工钢棚”支护。根据理论计算和现场实际情况, 设计三种支护方案,

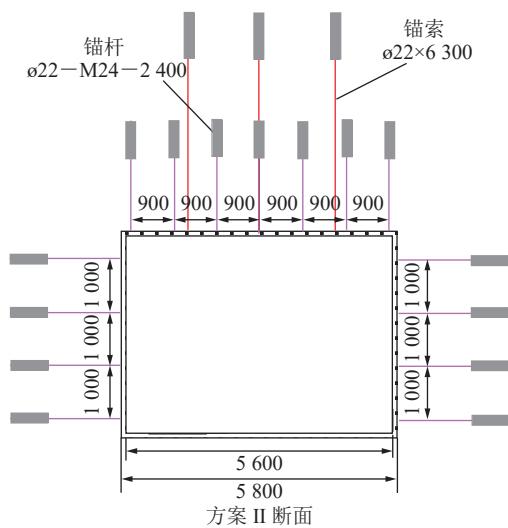
如图5所示。支护方案①：顶板锚杆间排距800 mm×1 000 mm，锚索每排打2根；支护方案②：



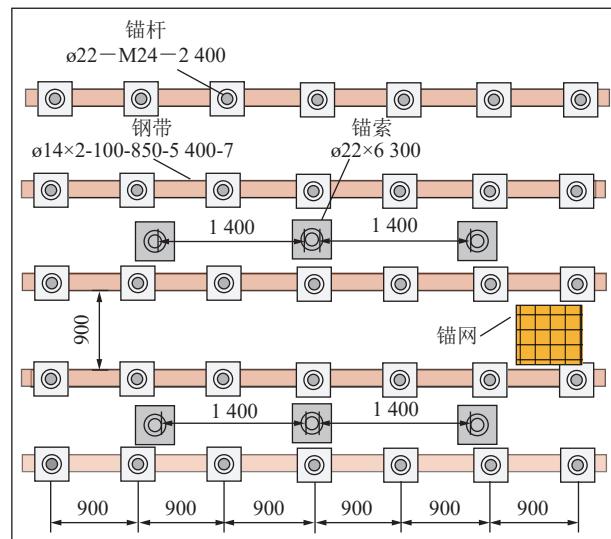
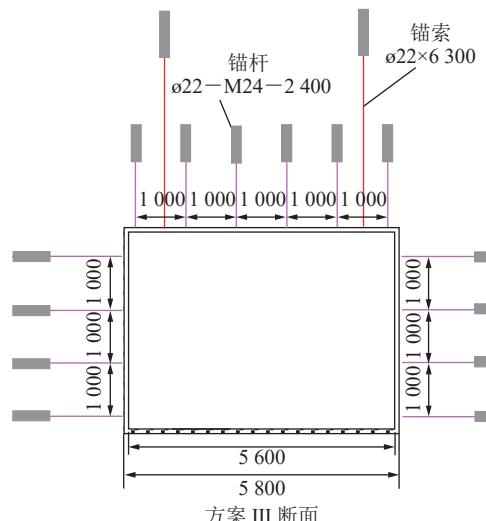
方案 I 断面



(a) 支护方案 I



方案 II 断面

支护方案 II 顶板布置  
(b) 支护方案 II

方案 III 断面

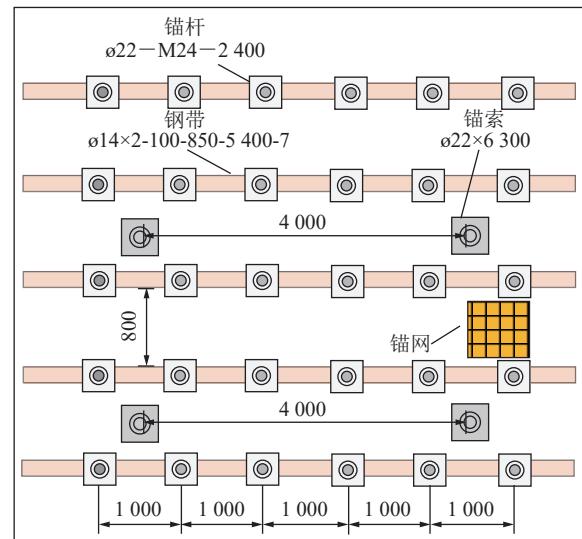
支护方案 III 顶板布置  
(c) 支护方案 III

图5 支护设计方案

Fig.5 Support design scheme

顶板锚杆间排距 900 mm×900 mm, 锚索每排打 3 根; 支护方案③: 顶板锚杆间排距 1 000 mm×800 mm, 锚索每排打 2 根; 从支护方案技术和经济两方面对三种方案进行评价。

### 3.2 不同支护方案数值模拟结果

1) 数值模拟初始条件设置。以漳村煤矿 480 m 材料巷过陷落柱为工程背景, 构建三维几何模型, 尺寸为 300 m×240 m×27 m(长×宽×高), 如图 6a 所示。模型底部边界设置为固定约束, 四周边界采用法向位移约束, 上部边界设置为上覆岩层重力载荷。陷落柱

采用应变软化本构模型, 其余岩层采用摩尔库仑本构模型。各岩层数值模拟所用参数来源于试验测试, 具体见表 4。采用土工格栅结构单元模拟锚网柔性支护。采用 Beam 梁单元模拟工钢棚支护。首先, 删除锚杆、锚索结构单元中 Node 节点与实体单元 Zone 的连接关系。其次, 建立锚杆、锚索结构单元中 Node 与锚网结构单元的连接。最终, 对新的连接设置为刚性约束。锚网结构单元中的 Node 与实体单元 Zone 之间自动连接, 如图 6b 所示。本文数值模拟支护结构单元所用参数覆盖文献范围<sup>[29]</sup>, 具体见表 5。

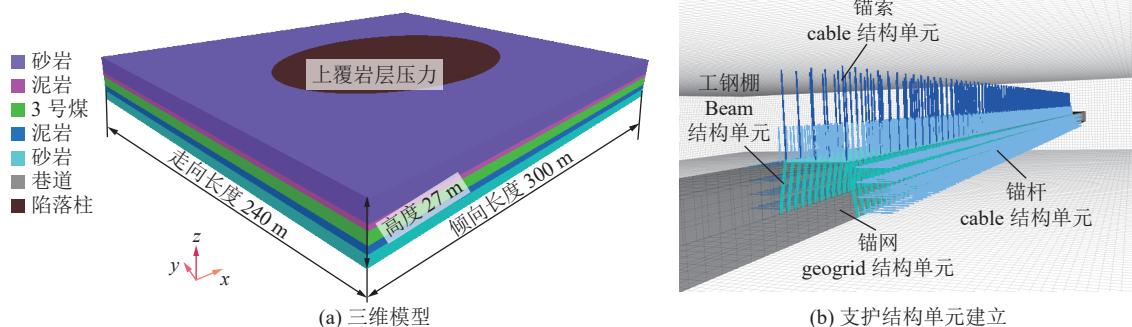


图 6 三维模型及支护结构  
Fig.6 3D model and support structure

表 5 支护结构参数  
Table 5 Support structure parameters

结构单元	弹性模量/GPa	直径/mm	泊松比	水泥浆刚度/(N·m <sup>-2</sup> )	水泥浆黏结力/(N·m <sup>-1</sup> )
锚杆	210.0	22	—	$6.7 \times 10^9$	$2.4 \times 10^5$
锚网	20.0	—	0.25	—	—
工钢棚	25.5	—	0.30	—	—

2) 数值模型验证。应用 FLAC<sup>3D</sup> 软件模拟陷落柱破碎区试样单轴压缩, 并进行参数标定, 如图 7a 所示。确定了黏聚力、摩擦角和抗拉强度的软化函

数, 具体见表 6。应用 FLAC<sup>3D</sup> 软件模拟锚杆拉拔试验, 如图 7b 所示。锚杆拉拔数值试验与实验室试验效果一致, 符合现场支护强度。

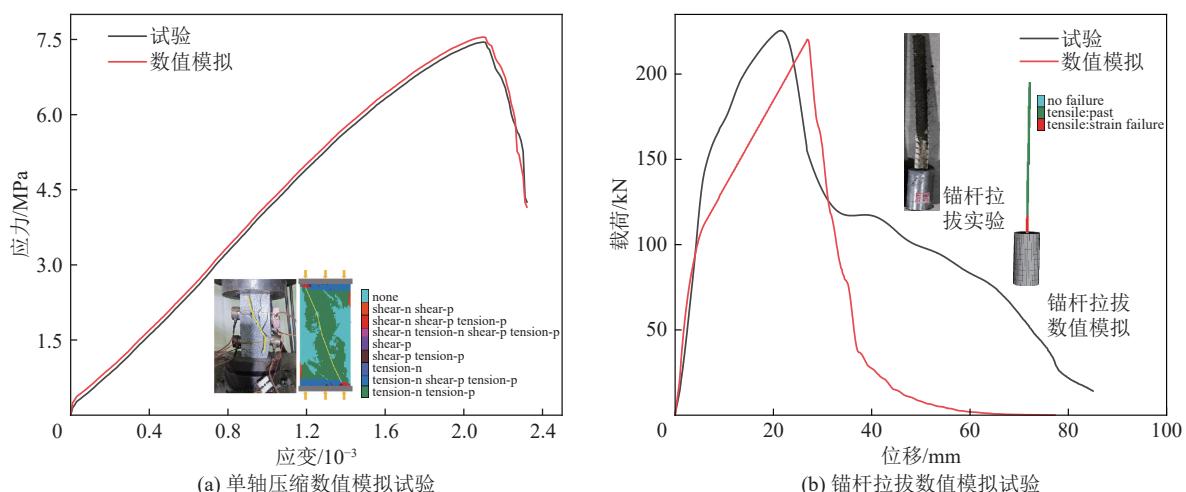


图 7 数值模型验证  
Fig.7 Numerical model validation

表6 数值模拟软化函数

Table 6 Numerical simulation softening function

剪切应变	黏聚力/MPa	内摩擦角/(°)	拉伸应变	抗拉强度/MPa
0	$C_p$	$\varphi_p$	0	$T_p$
0.005	$C_p/5$	$\varphi_p-2.5$	0.005	$T_p-2.5$
0.010	0	$\varphi_p-5$	0.010	$T_p-5$
0.050	0	$\varphi_p-5$	0.050	$T_p-5$

3)不同支护方案下围岩位移场分布规律。图8展示了不同支护方案下围岩位移场分布。从图8a、图8b可以看出,当采用支护方案I时,围岩顶板浅部变形达197 mm,底板浅部变形为210 mm,围岩两帮浅部变形达175 mm。从图8c、图8d可以看出,当采用支护方案II时,围岩顶板浅部变形达179 mm,

底板浅部变形为210 mm,围岩两帮浅部变形达168 mm。与支护方案I相比较,锚索支护方式由2-0-2增加为3-0-3,在巷道顶板每排增加了一根锚索,提高了深部压力拱的承载能力。顶板浅部变形发生大幅度降低,由197 mm降低到179 mm,降低幅度为9.13%。两帮降低幅度较小,两帮变形减少了8 mm。从图8e、图8f可以看出,当采用支护方案III时,围岩顶板浅部变形达172 mm,底板浅部变形为198 mm,围岩两帮浅部变形达156 mm。与支护方案II相比,顶板锚杆数量由7根减少为6根,锚索由3-0-3变为2-0-2。巷道断面的支护结构数量降低,但排缩短为800 mm,围岩顶板变形减少了7 mm,两帮变形减少了12 mm。整体支护成本上升,围岩顶板控制效果提高不明显。

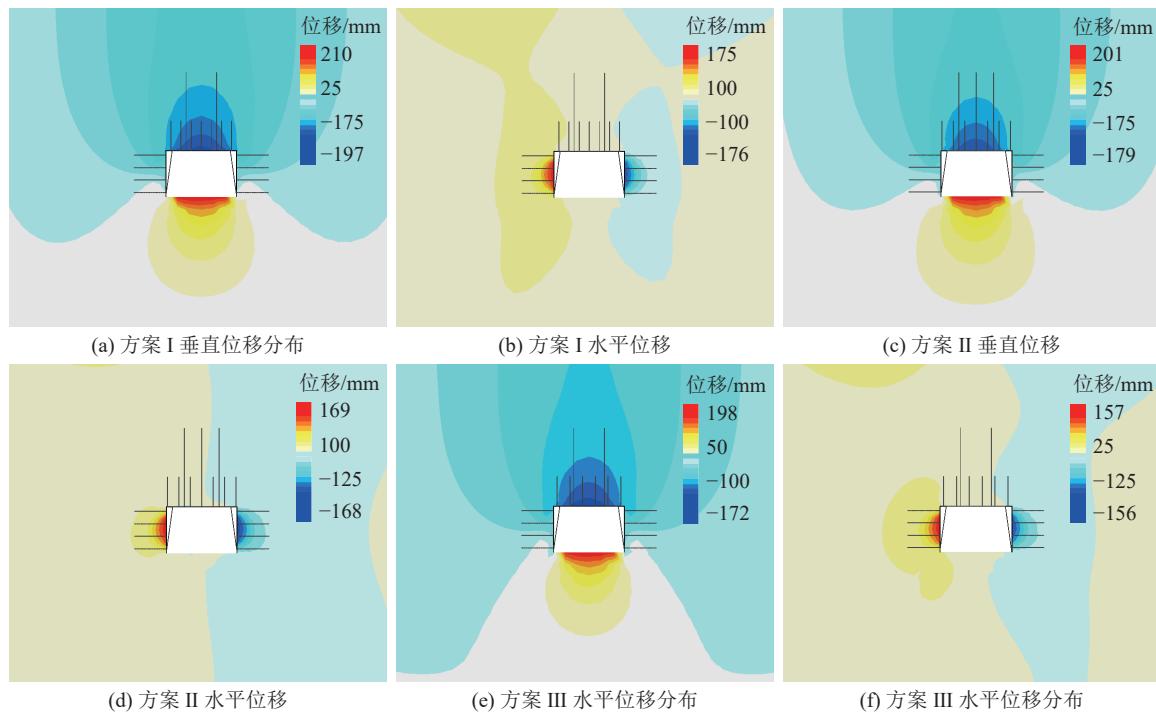


图8 3种支护方案围岩位移分布

Fig.8 Distribution of surrounding rock displacement in three support schemes

4)不同支护方案下锚杆位移分布规律。图9为不同支护方案下锚杆变形分布规律。锚杆是最能反映围岩稳定的结构,因此对顶板锚杆与帮部锚杆锚固段进行位移监测。图9a—图9c展示了3种支护方案锚杆、锚索位移,从云图可以看出,锚固端和托盘处的变形较小,锚杆自由端发生大量变形。3种支护方案最大变形依次为193、174、161 mm。从图9d可以看出,在巷道开挖前期顶板锚杆锚固段变形发生波动最终趋于稳定,波动的峰值为1.66 mm。帮部锚杆锚固段位移持续上升最终趋于稳定,变形稳定在1 mm左右。图9e展示了支护方案II时

锚杆锚固段变形规律,从图中可以看出,当顶板锚索支护数量由2根变为3根时,提高了围岩稳定,锚杆锚固段变形峰值由1.66 mm降低为1.4 mm,降低幅度为15.7%。与支护方案I相比,顶板加强了支护,从而减缓了帮部变形,帮部锚杆锚固段由1 mm降低为0.8 mm。图9f展示了支护方案III时锚杆锚固段变形规律,由于顶板锚杆、锚索支护数量降低锚杆锚固段出现的波动峰值相比与支护方案II时增加了0.13 mm。在巷道开挖前期,由于陷落柱区域内部顶板无支撑,3种支护方案下顶板锚杆的锚固段变形先呈波动变化最终趋于稳定。帮部

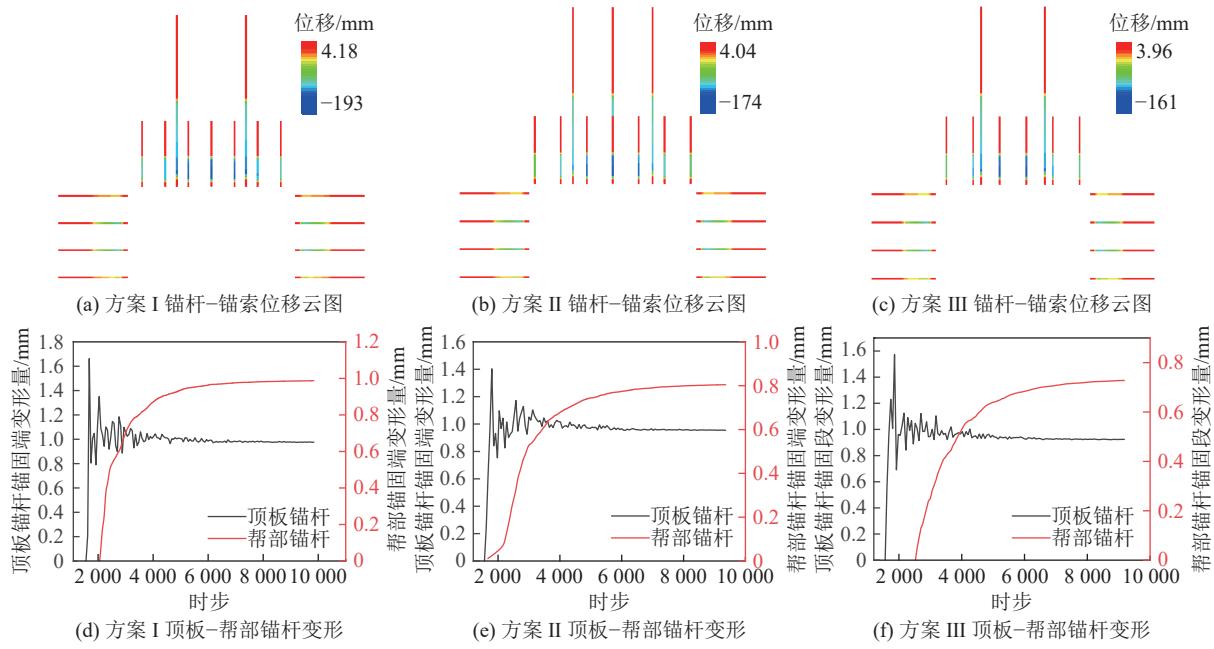


图 9 支护结构变形规律

Fig.9 Deformation law of support structure

表 7 3 种支护方案评价指标

Table 7 Evaluation indicators for three support plans

方案编号	顶板下沉率/%	帮变形率/%	底板底鼓率/%	顶板锚杆变形率/%	帮锚杆变形率/%	支护节约成本率/%	掘进速度/(m·d <sup>-1</sup> )
I	5.35	3.16	5.67	7.13	4.58	23	7.8
II	4.89	3.03	5.67	7.12	3.12	22	7.5
III	4.73	2.82	5.35	6.50	2.91	20	5.5

### 3.3 各方案的 AHP-熵权模糊综合评价

1) 隶属度函数确定。基于 AHP-熵权组合的模糊综合评价方法对 3 种方案的支护效果进行分析。

根据图 1 的开拓巷道过陷落柱支护效果评价体系, 将 7 种指标的分级标准代入半梯形隶属度函数得到支护效果评价指标隶属度函数, 具体见表 8。

表 8 评价指标隶属度函数

Table 8 Membership function of evaluation indicators

指标	等级				
	V1	V2	V3	V4	V5
C1 $\mu_1(x) = \begin{cases} 1, x \geq 0.2 \\ (x-0.15)/0.05, 0.15 < x < 0.2 \\ 0, x \leq 0.15 \end{cases}$	$\begin{cases} 0, x \geq 0.2, x \leq 0.1 \\ (x-0.15)/0.05, 0.15 < x < 0.2 \\ (0-0.1)/0.05, 0.1 < x \leq 0.15 \end{cases}$	$\begin{cases} 0, x \leq 0.05, x \geq 0.15 \\ (x-0.1)/0.05, 0.05 < x < 0.15 \\ (x-0.05)/0.05, 0.05 < x \leq 0.1 \end{cases}$	$\begin{cases} 0, x \geq 0.1, x \leq 0 \\ (x-0.05)/0.05, 0.05 < x < 0.1 \\ x/0.05, 0 < x \leq 0.05 \end{cases}$	$\begin{cases} 1, x \leq 0.05 \\ (0.1-x)/0.05, 0.05 < x < 0.1 \\ 0, x \geq 0.1 \end{cases}$	
C2 $\mu_1(x) = \begin{cases} 1, x \geq 0.2 \\ (x-0.15)/0.05, 0.15 < x < 0.2 \\ 0, x \leq 0.15 \end{cases}$	$\begin{cases} 0, x \geq 0.2, x \leq 0.1 \\ (x-0.15)/0.05, 0.15 < x < 0.2 \\ (0-0.1)/0.05, 0.1 < x \leq 0.15 \end{cases}$	$\begin{cases} 0, x \leq 0.05, x \geq 0.15 \\ (x-0.1)/0.05, 0.05 < x < 0.15 \\ (x-0.05)/0.05, 0.05 < x \leq 0.1 \end{cases}$	$\begin{cases} 0, x \geq 0.1, x \leq 0 \\ (x-0.05)/0.05, 0.05 < x < 0.1 \\ x/0.05, 0 < x \leq 0.05 \end{cases}$	$\begin{cases} 1, x \leq 0.05 \\ (0.1-x)/0.05, 0.05 < x < 0.1 \\ 0, x \geq 0.1 \end{cases}$	
C3 $\mu_1(x) = \begin{cases} 1, x \geq 0.2 \\ (x-0.15)/0.05, 0.15 < x < 0.2 \\ 0, x \leq 0.15 \end{cases}$	$\begin{cases} 0, x \geq 0.2, x \leq 0.1 \\ (x-0.15)/0.05, 0.15 < x < 0.2 \\ (0-0.1)/0.05, 0.1 < x \leq 0.15 \end{cases}$	$\begin{cases} 0, x \leq 0.05, x \geq 0.15 \\ (x-0.1)/0.05, 0.05 < x < 0.15 \\ (x-0.05)/0.05, 0.05 < x \leq 0.1 \end{cases}$	$\begin{cases} 0, x \geq 0.1, x \leq 0 \\ (x-0.05)/0.05, 0.05 < x < 0.1 \\ x/0.05, 0 < x \leq 0.05 \end{cases}$	$\begin{cases} 1, x \leq 0.05 \\ (0.1-x)/0.05, 0.05 < x < 0.1 \\ 0, x \geq 0.1 \end{cases}$	
C4 $\mu_1(x) = \begin{cases} 1, x \geq 0.2 \\ (x-0.16)/0.04, 0.16 < x < 0.2 \\ 0, x \leq 0.16 \end{cases}$	$\begin{cases} 0, x \leq 0.2, x \leq 0.12 \\ (x-0.16)/0.04, 0.16 < x < 0.2 \\ (0-0.12)/0.04, 0.12 < x \leq 0.16 \end{cases}$	$\begin{cases} 0, x \leq 0.08, x \leq 0.16 \\ (x-0.12)/0.04, 0.12 < x < 0.16 \\ (x-0.08)/0.04, 0.08 < x \leq 0.12 \end{cases}$	$\begin{cases} 0, x \geq 0.12, x \leq 0 \\ (x-0.08)/0.04, 0.08 < x < 0.12 \\ x/0.04, 0 < x \leq 0.08 \end{cases}$	$\begin{cases} 1, x \leq 0.08 \\ (0.12-x)/0.04, 0.08 < x < 0.12 \\ 0, x \geq 0.12 \end{cases}$	
C5 $\mu_1(x) = \begin{cases} 1, x \geq 0.2 \\ (x-0.16)/0.04, 0.16 < x < 0.2 \\ 0, x \leq 0.16 \end{cases}$	$\begin{cases} 0, x \leq 0.2, x \leq 0.12 \\ (x-0.16)/0.04, 0.16 < x < 0.2 \\ (x-0.12)/0.04, 0.12 < x \leq 0.16 \end{cases}$	$\begin{cases} 0, x \leq 0.08, x \leq 0.16 \\ (x-0.12)/0.04, 0.12 < x < 0.16 \\ (x-0.08)/0.04, 0.08 < x \leq 0.12 \end{cases}$	$\begin{cases} 0, x \geq 0.12, x \leq 0.08 \\ (x-0.08)/0.04, 0.08 < x < 0.12 \\ x/0.04, 0 < x \leq 0.08 \end{cases}$	$\begin{cases} 1, x \leq 0.08 \\ 0.12-x/0.04, 0.08 < x < 0.12 \\ 0, x \geq 0.12 \end{cases}$	
B3 $\mu_1(x) = \begin{cases} 1, x \leq 0.1 \\ (0.18-x)/0.08, 0.1 < x < 0.18 \\ 0, x \geq 0.1 \end{cases}$	$\begin{cases} 0, x \leq 0.1, x \geq 0.18 \\ (x-0.1)/0.08, 0.1 < x < 0.18 \\ (0.26-x)/0.08, 0.18 < x \leq 0.26 \end{cases}$	$\begin{cases} 0, x \leq 0.18, x \geq 0.26 \\ (x-0.18)/0.08, 0.18 < x < 0.26 \\ (0.34-x)/0.08, 0.26 < x \leq 0.34 \end{cases}$	$\begin{cases} 0, x \leq 0.26, x \geq 0.34 \\ (x-0.26)/0.08, 0.26 < x < 0.34 \\ (0.42-x)/0.08, 0.34 < x \leq 0.42 \end{cases}$	$\begin{cases} 0, x \leq 0.26 \\ (x-0.26)/0.08, 0.26 < x < 0.34 \\ 1, 0.34 < x \end{cases}$	
B4 $\mu_1(x) = \begin{cases} 1, x < 7 \\ 8-x, 7 < x < 8 \\ 0, x \geq 8 \end{cases}$	$\begin{cases} 0, x \leq 7, x \geq 8 \\ x-7, 7 < x < 8 \\ 9-x, 8 < x \leq 9 \end{cases}$	$\begin{cases} 0, x \leq 8, x \geq 9 \\ x-8, 8 < x < 9 \\ 10-x, 9 < x \leq 10 \end{cases}$	$\begin{cases} 0, x \leq 9, x \geq 10 \\ x-9, 9 < x < 10 \\ 11-x, 10 < x \leq 11 \end{cases}$	$\begin{cases} 0, x \leq 9 \\ x-9, 9 < x \leq 10 \\ 1, x > 10 \end{cases}$	

2)模糊关系矩阵求解。将表7中的数据带入各指标的隶属度函数,求解得到支护方案I、II和III的模糊关系矩阵,具体见表9。

3)AHP-熵权组合权重求解。根据9级度量对各级指标进行对比评价,确定了一级指标重要程度为A1>A2;二级指标重要程度依次为B1>B2>B3>B4;三级指标围岩变形部分重要程度依次为C1>C2>C3;锚

杆变形部分重要程度依次为C4>C5,由此得到了判断矩阵,具体见表10—表13。

将上述判断矩阵根据式(4)—式(8)进行归一化、最大特征值和一致性检验计算,得7种指标的AHP法权重值。将判断矩阵根据式(9)—式(11)计算得到7种指标的熵权法权重值。最终根据式(16)得到AHP-熵权组合权重,具体见表14。

表9 3种支护方案模糊关系矩阵

Table 9 Fuzzy relationship matrix of three support plans

方案	等级指标	V1	V2	V3	V4	V5
方案I	C1	0	0	0.070	0.07	0.93
	C2	0	0	0	0.632	1
	C3	0	0	0.134	0.134	0.866
	C4	0	0	0	1.782 5	1
	C5	0	0	0	1.145	1
	B3	0	0	0	0.125	0.125
	B4	0	0	0	0.5	0.5
	C1	0	0	0	0.978	1
方案II	C2	0	0	0	0.606	1
	C3	0	0	0.134	0.134	0.866
	C4	0	0	0	1.78	1
	C5	0	0	0	0.78	1
	B3	0	0	0.5	0	0
	B4	0	0.5	0	0	0
	C1	0	0	0	0.946	1
	C2	0	0	0	0.564	1
方案III	C3	0	0	0.070	0.07	0.93
	C4	0	0	0	1.625	1
	C5	0	0	0	0.727 5	1
	B3	0	0	0.250	0	0
	B4	1	0	0	0	0

表10 一级指标判断矩阵

Table 10 First level indicator judgment matrix

一级指标判断矩阵	A1	A2
A1	1	3
A2	0.33	1

表11 二级指标判断矩阵

Table 11 Secondary indicator judgment matrix

二级指标判断矩阵	B1	B2	B3	B4
B1	1.00	2.00	3.00	4.00
B2	0.50	1.00	2.00	3.00
B3	0.33	0.50	1.00	2.00
B4	0.25	0.33	0.50	1.00

表12 围岩变形指标判断矩阵

Table 12 Matrix for judging surrounding rock deformation

判断矩阵	C1	C2	C3
C1	1.00	2.00	3.00
C2	0.50	1.00	2.00
C3	0.33	0.50	1.00

表13 锚杆变形指标判断矩阵

Table 13 Matrix for judging cable deformation indicators

判断矩阵	C3	C4
C3	1.00	3.00
C4	0.33	1.00

表 14 评价指标权重  
Table 14 Weight values of evaluation indicators

各级指标	AHP 法	熵权法	综合权重
A1	0.61	0.50	0.55
A2	0.39	0.50	0.45
B1	0.42	0.23	0.32
B2	0.28	0.23	0.26
B3	0.18	0.26	0.22
B4	0.12	0.28	0.20
C1	0.46	0.32	0.39
C2	0.32	0.33	0.32
C3	0.22	0.35	0.29
C4	0.61	0.50	0.55
C5	0.39	0.50	0.45

4) 支护方案评分。将综合权重指标与对应指标的模糊矩阵相乘积得到上一级指标的隶属度, 最终得到一级指标 A1 和 A2 的隶属度函数, 由于篇幅有限仅展示了方案 I 的求解结果, 见表 15—表 16。将 A1、A2 综合权重与隶属度相乘得到目标层权重; 目标层权重与表 2 各级分值进行乘积得到方案 I 的综合评分, 其余支护方案同理可得, 3 种支护方案综合评分如图 10 所示。从图中可以看出, 支护方案 II 为最优。

表 15 一级指标隶属度  
Table 15 Membership degree of primary indicators

等级指标	V1	V2	V3	V4	V5
A1	0	0	0.021	0.47	0.558
A2	0	0.159	0.138	0	0

表 16 方案 I 目标层权重

Table 16 Target layer weights for scheme I

等级目标层	V1	V2	V3	V4	V5
方案 I	0	0	0.021	0.47	0.558

### 3.4 支护参数优化系统开发

基于上述理论开发漳村煤矿巷道支护参数优化系统。该系统界面基于 Node-Red 语言开发, FLAC<sup>3D</sup> 软件为该系统的底层服务, 界面模块化输入支护参数并储存在云数据库 MySQL 中; 该系统主要包括登录系统登录界面、巷道稳定状况分析功能、支护参数初始设计、支护方案结果展示和巷道支护效果评价, 由于篇幅有限, 本章节重点展示以下功能。

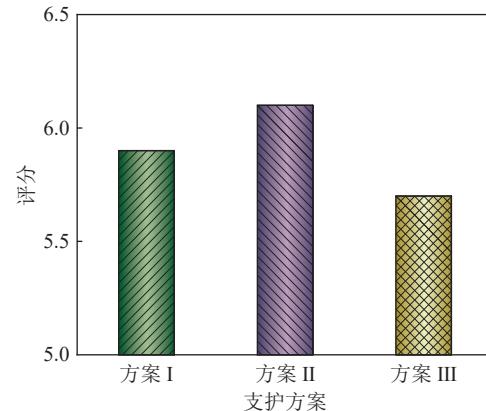


图 10 3 种支护方案综合评分  
Fig.10 Comprehensive evaluation of three support schemes

巷道稳定性状况分析包括巷道断面类型、断面尺寸、岩层厚度、材料参数、地应力等参数的输入。通过前期调研与基础物理力学试验, 输入基础参数建立初始模型, 巷道断面尺寸, 材料参数及地应力还原真实的井下环境。支护系统输入的参数储存在后台数据库中, 最后生成初始的环境的 DAT 文件, 如图 11 所示。

```

mokualihua.f3dat
文件 编辑 查看
zone create brick point 0 0 0 point 1 @length 0 point 2 @width 0 point 3 0 0 @ aheight group '1' size @length @width @ aheight
zone create brick point 0 0 0 @ aheight point 1 @length 0 @ aheight point 2 @width @ aheight point 3 0 0 @ bheight group '2' size @length @width @ bheight
zone create brick point 0 0 0 @ bheight point 1 @length 0 @ bheight point 2 @width @ bheight point 3 0 0 @ cheight group '3' size @length @width @ cheight
zone create brick point 0 0 0 @ cheight point 1 @length 0 @ cheight point 2 @width @ cheight point 3 0 0 @ cheight group '4' size @length @width @ cheight
zone create brick point 0 0 0 @ cheight point 1 @length 0 @ cheight point 2 @width @ cheight point 3 0 0 @ cheight group '5' size @length @width @ cheight
zone group 'hd' range position-x @length @blength position-y @width @bwidth position-z @aheight @bheight
zone face skin
zone attach-by-face

zone model assign mohr-coulomb;range group '1' or '2' or '3' or '4' or '5'
zone property density [alan(1,1)] bulk [alan(1,2)] shear [alan(1,3)] friction [alan(1,4)] cohesion [alan(1,5)] tension [alan(1,6)] range position-z 0 @ aheight
zone property density [alan(2,1)] bulk [alan(2,2)] shear [alan(2,3)] friction [alan(2,4)] cohesion [alan(2,5)] tension [alan(2,6)] range position-z 0 @ aheight @ bheight

```

图 11 巷道稳定状况分析功能  
Fig.11 Function of stability analysis of roadway

界面化输入支护设计参数, 在该功能内可以输入锚杆(锚索)的使用数量、锚杆(锚索)间距、锚杆(锚索)长度、锚固(锚索)端长度、自由(锚索)端长度。工钢棚数量、长度、型号等参数。将设计的三种支护方案参数依次输入到系统中, 自动生成 DAT 文件, 采用 Python 语言调用 DAT 文件, DOS 模式下运行 FLAC<sup>3D</sup> 软件, 界面模块化展示数值计算结果, 部分代码截图如图 12 所示。

巷道支护效果评价功能, 将 3 种支护方案的支护评价指标依次输入到系统中, 采用 Python 语言将巷道过陷落柱围岩支护效果评价的指标体系和各评价指标的 AHP-熵权组合权重嵌入巷道过陷落柱围岩支护参数优化系统; 将评价的分数绘制出柱状图, 分数越高表明支护效果越好, 方案 II 评分最高, 该系

```

fish def maoganzuobia
local jianju=0.9 jianju
local n=7;genshu
local boltlength=2.4
local maogulen=1.3
local freelenth=1
local yujingli=90e3
ccc=n-1
af=hdlength-jianju * ccc
bf=af/2
x1=length/2 - hdlength/2
boltx1=x1+bf
boltx2=boltx1+jianju
boltx3=boltx2+jianju
boltx4=boltx3+jianju
boltx5=boltx4+jianju
boltx6=boltx5+jianju
boltx7=boltx6+jianju
bl=bheight+boltlength
tuopen=bheight+0.1
nfreelenth=tuopen+freelenth
nmaogulen=nfreelenth+maogulen
end
@maoganzuobia

```

图 12 支护参数初始设计功能

Fig.12 Initial design function of support parameters

统可以用于漳村煤矿巷道支护设计优化,部分界面截图如图 13 所示。



图 13 支护效果评价功能

Fig.13 Support effect evaluation function

## 4 工程应用

1) 观测内容。将支护方案 II 应用到漳村煤矿 480 材料巷Ⅲ段, 分析围岩表面位移、深部位移规律, 评价支护结构受力状态。在 480 材料巷Ⅲ段过陷

落柱开始 30 m 处设置第 1 个测站, 每间隔 40 m 布置 1 个测站, 共设置 3 个测站。在测站顶板布置离层计, 如图 14a 所示, 设置深基点达 7.5 m, 浅基点达 2.4 m, 用于监测锚固范围的顶板离层情况。采用矿用锚杆(索)测力计对测站顶板及两帮的锚杆(索)应力进行监测, 如图 14b 所示。

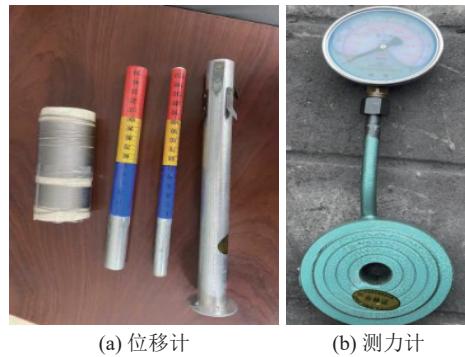


图 14 矿压监测仪器

Fig.14 Mine pressure monitoring instrument

2) 巷道表面位移。整理 3 个测站的表面位移监测数据, 得到围岩表面位移与监测时间的关系曲线。从图 15 可以看出, 1 号测站巷道顶板位移量最大, 位移最大值达到 218 mm。观测时间在 0 ~ 30 d 内, 巷道顶板位移快速增加。30 d 以后巷道顶板位移量变化稳定, 围岩稳定。从图 16 可以看出, 1 号测站巷道围岩两帮表面变形最大, 最大值达到 105 mm。监测时间在 0 ~ 30 d 内, 巷道两帮变形快速增加。30 d 以后围岩两帮变形稳定, 从图中可以看出, 巷道顶板及两帮表面变形变化趋势基本相同, 巷道变形量相差小。整体围岩变形量小, 围岩控制效果好。

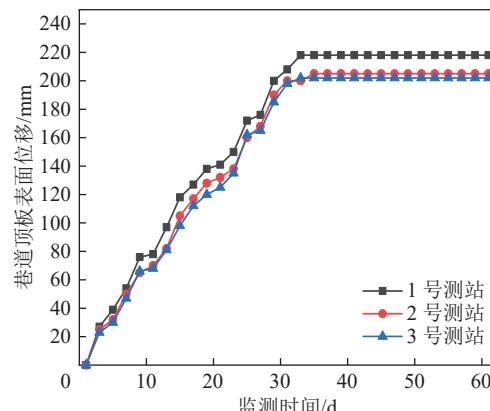


图 15 顶板表面位移监测

Fig.15 Monitoring of displacement on the surface of the roof

3) 巷道顶板离层。图 17 为 3 个测站的顶板离层量与监测时间的关系曲线。从图中可以看出, 1 号测站顶板离层深部基点离层最大值为 5 mm, 浅部基

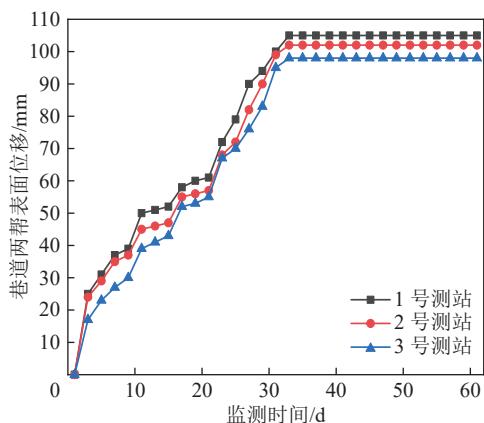


图 16 两帮表面位移监测

Fig.16 Surface displacement monitoring of two sides

点离层最大值为 4 mm。2 号监测站顶板离层深部基

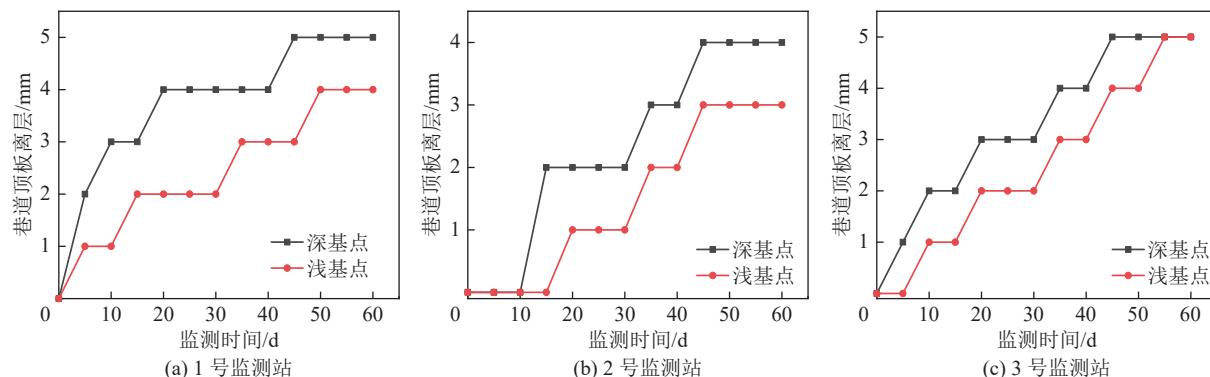


图 17 巷道顶板离层监测曲线

Fig.17 Roof separation monitoring curves

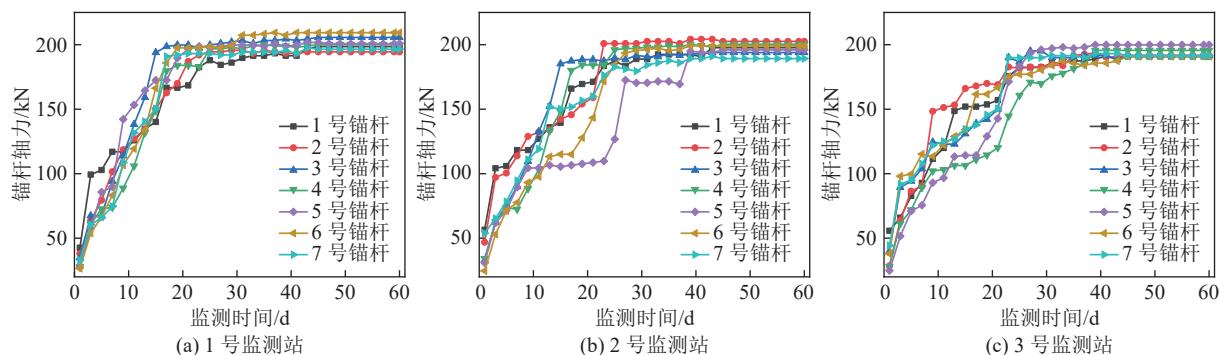


图 18 顶板锚杆受力监测曲线

Fig.18 Monitoring curves of stress on roof bolts

## 5 结 论

1) 应用 AHP-熵权开拓巷道过陷落柱支护效果评价方法, 确定最优方案Ⅱ参数为锚杆间排距为 900 mm, 顶板锚索布置 3 根, 工钢棚棚距为 900 mm。

2) 基于 Node-Red 进行界面开发, 以 FLAC<sup>3D</sup> 作为平台底层服务, 研发了漳村煤矿巷道支护参数的智能设计系统。该系统主要具有系统登录界面、巷

道稳定状况分析功能、支护参数初始设计、支护方案结果展示、巷道支护效果评价五大功能, 可以实现漳村煤矿巷道支护智能设计及评价, 为漳村煤矿过陷落柱提供最优支护方案。

4) 锚杆应力监测。图 18 为 3 个监测站顶板锚杆受力监测曲线。从图中可以看出 3 个监测站的顶板锚杆受力范围在 196 ~ 206 kN。从图 18a 可以看出 1 号监测站 0 ~ 30 d 锚杆轴力逐渐增大, 30 ~ 60 d 锚杆轴力趋于稳定。从图 18b—图 18c 可以看出 2 号监测站和 3 号监测站 0 ~ 25 d 锚杆轴力快速上升, 25 ~ 60 d 锚杆轴力趋于稳定。总体分析, 顶板锚杆均受力, 锚杆未发生破坏, 锚杆受力稳定, 围岩得到有效控制。

道稳定状况分析功能、支护参数初始设计、支护方案结果展示、巷道支护效果评价五大功能, 可以实现漳村煤矿巷道支护智能设计及评价, 为漳村煤矿过陷落柱提供最优支护方案。

3) 应用 AHP-熵权开拓巷道过陷落柱支护效果评价方法, 将最优方案Ⅱ应用漳村煤矿 480 材料巷Ⅲ段。矿压监测 0 ~ 60 d 内, 顶板表面位移最大值

为218 mm, 两帮表面位移最大为105 mm。顶板离层深部最大值为5 mm, 浅部基点为5 mm。顶板锚杆均受力, 受力范围在196~206 kN。30 d左右围岩变形趋于稳定, 围岩得到了有效控制。

#### 参考文献(References):

- [1] 尹尚先, 连会青, 刘德民, 等. 华北型煤田岩溶陷落柱研究70年: 成因·机理·防治[J]. 煤炭科学技术, 2019, 47(11): 1~29.  
YIN Shangxian, LIAN Huiqing, LIU Demin, et al. 70 years of investigation on Karst collapse column in North China Coalfield: Cause of origin, mechanism and prevention[J]. Coal Science and Technology, 2019, 47(11): 1~29.
- [2] 袁超峰, 袁永, 刘志恒, 等. 近距离陷落柱对工作面推进的影响研究[J]. 煤炭科学技术, 2019, 47(8): 108~115.  
YUAN Chaofeng, YUAN Yong, LIU Zhiheng, et al. Study on influence of close collapse pillar on advancement of working face[J]. Coal Science and Technology, 2019, 47(8): 108~115.
- [3] 牛磊, 武强, 李博. 基于内部结构概化的华北型煤田岩溶陷落柱分类[J]. 煤田地质与勘探, 2015, 43(3): 56~60.  
NIU Lei, WU Qiang, LI Bo. Classification of Karst collapse columns in North China coalfields based on the generalized model of inside structure of the columns[J]. Coal Geology & Exploration, 2015, 43(3): 56~60.
- [4] 姚邦华, 王连成, 魏建平, 等. 煤矿陷落柱突水的变形-渗流-冲蚀耦合模型及应用[J]. 煤炭学报, 2018, 43(7): 2007~2013.  
YAO Banghua, WANG Liancheng, WEI Jianping, et al. A deformation-seepage-erosion coupling model for water outburst of Karst collapse pillar and its application[J]. Journal of China Coal Society, 2018, 43(7): 2007~2013.
- [5] 师素珍, 郭家成, 谷剑英, 等. 寺河矿东五盘2011ZX\_CC\_01井井喷原因[J]. 煤炭学报, 2018, 43(11): 3187~3195.  
SHI Suzhen, GUO Jiacheng, GU Jianying, et al. Exploration research on 2011ZX\_CC\_01 well blowout in east five panel of Sihe Mine[J]. Journal of China Coal Society, 2018, 43(11): 3187~3195.
- [6] 张桂民, 刘俣轩, 王康东, 等. 水溶开采盐矿大面积突然沉陷模型与致灾机理[J]. 采矿与安全工程学报, 2021, 38(6): 1198~1209.  
ZHANG Guimin, LIU Yuxuan, WANG Kangdong, et al. Model and disaster-causing mechanism of large-scale sudden subsidence of salt mine under water-solution mining[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2021, 38(6): 1198~1209.
- [7] 田多, 师皓宇, 梁兴旺, 等. 综放工作面过陷落柱阶段划分及其顶板结构分析[J]. 采矿与安全工程学报, 2015, 32(1): 49~53.  
TIAN Duo, SHI Haoyu, LIANG Xingwang, et al. Stage division and roof structure analysis during fully mechanized caving face passing a collapse column[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2015, 32(1): 49~53.
- [8] 郝兵元, 张玉江, 戚庭野, 等. 综采面过陷落柱采动应力与柱体应力相互影响模拟研究[J]. 采矿与安全工程学报, 2015, 32(2): 192~198.  
HAO Bingyuan, ZHANG Yujiang, QI Tingye, et al. Simulation of interaction between mine-induced stress and stress of collapse column with fully-mechanized working face advancing[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2015, 32(2): 192~198.
- [9] ZUO J P, HONG Z J, PENG S P, et al. Investigation on failure behavior of collapse column in China's coal mine based on discontinuous deformation numerical method[J]. PLoS One, 2019, 14(8): e0219733.
- [10] 李晓博, 郝长胜, 郑文翔. 陷落柱构造区受力分析及支护技术研究[J]. 煤炭技术, 2020, 39(7): 9~12.  
LI Xiaobo, HAO Changsheng, ZHENG Wenxiang. Stress analysis and support technology research of collapse column structural area[J]. Coal Technology, 2020, 39(7): 9~12.
- [11] 宋卫华, 邸春雷, 闫万俊, 等. 大断面矩形巷道过陷落柱构造带支护技术[J]. 采矿与安全工程学报, 2019, 36(6): 1178~1185, 1192.  
SONG Weihua, DI Chunlei, YAN Wanjun, et al. Supporting technology for large-section rectangular roadway over-collapsed column structure[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2019, 36(6): 1178~1185, 1192.
- [12] 张村, 屠世浩, 白庆升, 等. 陷落柱周边应力变化及推采控制研究[J]. 中国矿业大学学报, 2014, 43(6): 974~980.  
ZHANG Cun, TU Shihao, BAI Qingsheng, et al. Stress changes around collapse column and the control technology by directly passing operation in longwall working face[J]. Journal of China University of Mining & Technology, 2014, 43(6): 974~980.
- [13] 左建平, 孙运江, 李楷, 等. 陷落柱影响区软岩巷道加固段长度及其底鼓控制研究[J]. 中国矿业大学学报, 2017, 46(1): 18~26.  
ZUO Jianping, SUN Yunjiang, LI Kai, et al. Study of the reinforced supporting length and floor heave control technology of soft rock roadway influenced by collapse column[J]. Journal of China University of Mining & Technology, 2017, 46(1): 18~26.
- [14] 史苗壮, 石永生, 赵辉, 等. 褶曲构造内陷落柱形成机理及巷道支护技术[J]. 煤炭科学技术, 2019, 47(7): 121~126.  
SHI Miaoziang, SHI Yongsheng, ZHAO Hui, et al. Formation mechanism of subsidence column in fold structure and roadway support technology[J]. Coal Science and Technology, 2019, 47(7): 121~126.
- [15] 朱广辉, 杨兴国, 钱德雨, 等. 里必煤矿总回风巷穿越陷落柱施工安全与围岩控制对策[J]. 煤炭技术, 2023, 42(5): 13~17.  
ZHU Guanghui, YANG Xingguo, QIAN Deyu, et al. Construction safety and surrounding rock control countermeasures of main return-air roadway through collapse column in Libi Coal Mine[J]. Coal Technology, 2023, 42(5): 13~17.

- [16] 王子君, 邓俊禹, 柴璐. 巷道通过黏土陷落柱支护技术[J]. 煤矿安全, 2018, 49(11): 73–76.  
WANG Zijun, DENG Junyu, CHAI Lu. Support technique of roadway passing through clay collapse column[J]. Safety in Coal Mines, 2018, 49(11): 73–76.
- [17] YU K P, REN F Y, PUSCASU R, et al. Optimization of combined support in soft-rock roadway[J]. *Tunnelling and Underground Space Technology*, 2020, 103: 103502.
- [18] 刘海雁, 左建平, 刘德军, 等. 基于正交矩阵分析的巷道锚杆支护优化[J]. 采矿与安全工程学报, 2021, 38(1): 84–93.  
LIU Haiyan, ZUO Jianping, LIU Dejun, et al. Optimization of roadway bolt support based on orthogonal matrix analysis[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2021, 38(1): 84–93.
- [19] JIA C, LI S, FAN C J, et al. Supporting optimization of thick seam roadway with top coal based on orthogonal matrix analysis[J]. *Scientific Reports*, 2023, 13(1): 933.
- [20] 张明磊, 张益东, 季明, 等. 基于模糊可拓综合评价方法的巷道支护参数优化[J]. 采矿与安全工程学报, 2016, 33(6): 972–978.  
ZHANG Minglei, ZHANG Yidong, JI Ming, et al. Roadway support parameter optimization based on fuzzy extension synthetic evaluation[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2016, 33(6): 972–978.
- [21] 勾攀峰, 汪成兵, 张道福. 巷道支护效果模糊综合评判[J]. 矿山压力与顶板管理, 2003, 20(4): 4–5, 8.  
GOU Panfeng, WANG Chengbing, ZHANG Daofu. Fuzzy comprehensive evaluation of entry support effect[J]. Ground Pressure and Strata Control, 2003, 20(4): 4–5, 8.
- [22] 范磊, 王卫军, 袁超. 基于可拓学倾斜软岩巷道支护效果评价方法[J]. 采矿与安全工程学报, 2020, 37(3): 498–504.  
FAN Lei, WANG Weijun, YUAN Chao. Evaluation method for supporting effect of inclined soft rock roadway based on extenics[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2020, 37(3): 498–504.
- [23] 康馨月. 基于改进模糊综合评价法的冲击地压瓦斯突出复合灾害危险性评价研究[D]. 沈阳: 辽宁大学, 2022.  
KANG Xinyue. Study on risk assessment of combined disaster of rockburst and gas outburst based on improved fuzzy comprehensive evaluation method[D]. Shenyang: Liaoning University, 2022.
- [24] 禹云鹏. 基于基坑工程监测的熵权-AHP 模糊综合评价研究[D]. 南昌: 南昌大学, 2020.  
CHU Yunpeng. Research on entropy weight-AHP fuzzy comprehensive evaluation based on monitoring of foundation pit engineering[D]. Nanchang: Nanchang University, 2020.
- [25] 张文龙. 基于 AHP-熵权法的绿色矿山建设综合评价[D]. 鞍山: 辽宁科技大学, 2018.  
ZHANG Wenlong. Comprehensive evaluation of green mine construction based on AHP- entropy weight method[D]. Anshan: University of Science and Technology Liaoning, 2018.
- [26] 赵兴东. 井巷工程 [M]. 2 版. 北京: 冶金工业出版社, 2014.
- [27] 康红普, 王金华, 等. 煤巷锚杆支护理论与成套技术 [M]. 北京: 煤炭工业出版社, 2007.
- [28] 刘承明. 矿用工字钢棚支护计算及应用 [J]. 机械管理开发, 2018, 33(7): 58–59, 244.  
LIU Chengming. Calculation and application of mine slab support[J]. Mechanical Management and Development, 2018, 33(7): 58–59, 244.
- [29] ZHU C, YUAN Y, WANG W M, et al. Research on the “three shells” cooperative support technology of large-section chambers in deep mines[J]. *International Journal of Mining Science and Technology*, 2021, 31(4): 665–680.