

# 金青顶矿区采场稳定性分析

聂培强, 郑永升, 姜千山, 李洪浦

(山东金洲矿业集团有限公司)

**摘要:**针对金青顶矿区某矿段的地质条件和采矿环境,采用极限跨度理论、地基梁理论和流变模型对采场的力学稳定性进行了研究。通过对采场顶板、底板、间柱及充填体的力学分析,评估了现有支护系统的有效性。结果表明,现有支护措施在深部高压环境下存在一定的局限性,影响了采场的稳定性。为了改进采场的支护效果,提出了针对性的支护优化方案,包括提高支护强度和密度,以及改进支护结构设计。研究结果为金青顶矿区采场的稳定性分析和支护设计提供了理论依据和实际指导。

**关键词:**力学模型;受力分析;采场稳定性;极限跨度理论;地基梁理论;流变模型;支护系统

中图分类号:TD322

文献标志码:A

文章编号:1001-1277(2025)05-0028-05

doi:10.11792/hj20250506

## 引言

金青顶矿区位于山东省乳山市,隶属于山东金洲矿业集团有限公司。矿区矿体顶、底板岩石主要为钾化二长花岗岩、石英脉、黑云斜长片麻岩等,岩石致密坚硬,岩体完整性好。构成矿体的黄铁矿石英脉,属半坚硬—坚硬类岩石, $RQD$ 值一般为75%~90%,岩石质量为好,岩体的完整性为较完整,矿岩普氏硬度系数 $f=6\sim 12$ ;原生矿石密度为 $2.83\text{ t/m}^3$ ;岩石密度为 $2.70\text{ t/m}^3$ 。近年来,随着矿区开采深度的增加,地质条件愈加复杂,地应力活动日益增强,对采场稳定性提出了严峻的挑战<sup>[1-2]</sup>。尤其是在深部矿段,矿体围岩条件较为破碎,地压作用明显,采场的支护和稳定性问题亟待解决。采场的力学稳定性直接影响矿山的生产效率和安全性。因此,研究采场在深部高应力环境下的力学行为及其稳定性具有重要的理论和实践意义。

传统的采矿方法和支护系统在深部矿区面临高压环境时表现出一定的局限性,采场稳定性较差,极易出现顶板冒落、间柱失稳等安全隐患<sup>[3]</sup>。因此,针对金青顶矿区的地质条件及采场结构,采用极限跨度理论、地基梁理论和流变模型等多种力学模型对采场的力学行为进行深入分析<sup>[4-6]</sup>。

本研究通过对金青顶矿区深部某矿段的顶板、底板、间柱及充填体进行受力分析,系统评估了支护结构在深部高应力环境下的表现,旨在为采场的安全生产和支护设计提供科学的参考和指导。

## 1 采场受力力学分析

金青顶矿区采用留矿采矿法回采的采场由间柱、顶柱和顶板、底板构成<sup>[7]</sup>。间柱主要承受重力场沿矿脉倾斜方向的分量及由于间柱自重沿法向的分量而产生弯曲,在其下盘出现拉应力;而顶、底板处于双向受压状态<sup>[8-9]</sup>。

### 1.1 间柱稳定性计算

在考虑无充填的情况下对间柱的安全跨度进行计算<sup>[10-11]</sup>。其基本参数如下:矿体试件抗拉强度 $R_t=2.46\text{ MPa}$ ,弹性模量 $E=27.4\text{ GPa}$ ,泊松比 $\mu=0.26$ ,岩体密度 $\rho=2\ 644\text{ kg/m}^3$ ,内摩擦角 $\varphi=33^\circ$ 。根据岩体分布特征,按照经验公式计算岩体抗拉强度(见式(1))。

$$C_m = \lambda C_k \quad (1)$$

式中: $C_m$ 为减弱岩体抗拉强度(MPa); $\lambda$ 为岩体结构减弱系数; $C_k$ 为岩块试件的抗拉强度(MPa)。

根据金青顶矿区矿体特征,取 $\lambda=0.668$ ,因此,计算得到矿体抗拉强度为 $1.64\text{ MPa}$ 。

根据海姆公式计算矿体自重应力 $\sigma_v=\rho h\approx 16.7\text{ MPa}$ ,作用在间柱上的均布载荷为 $1\ 670\text{ kN/m}^2$ 。

简支梁的力学模型如图1所示,梁内的应力分布函数为:

$$\begin{aligned} \sigma_x &= \frac{6q}{h^3}(l^2-x^2) + q\frac{y}{h}\left(4\frac{y^2}{h^2} - \frac{l}{5}\right) \\ \sigma_y &= \frac{q}{2}\left(1 + \frac{y}{h}\right)\left(1 + \frac{2y}{h}\right)^2 \\ \tau_{xy} &= \frac{6q}{h^2}x\left(\frac{h^2}{4} - y^2\right) \end{aligned} \quad (2)$$

收稿日期:2024-12-03; 修回日期:2025-01-30

基金项目:国家重点研发计划项目(2023YFC2907402)

作者简介:聂培强(1971—),男,高级工程师,从事金属矿山生产管理及采矿工程技术研究工作;E-mail:1972357843@qq.com

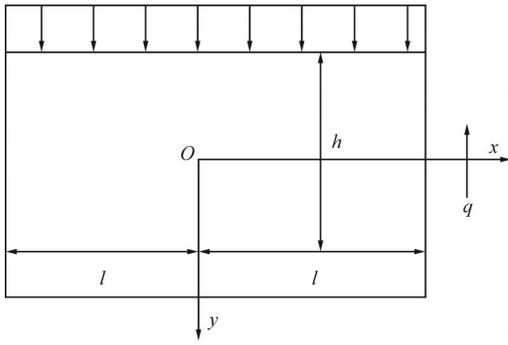


图1 简支梁的力学模型

Fig. 1 Mechanical model of simply supported beam

式中： $\sigma_x$  为水平应力 (MPa)； $\sigma_y$  为垂直应力 (MPa)； $\tau_{xy}$  为剪切应力 (MPa)； $q$  为水平矿柱上的载荷密度 ( $\text{kN/m}^3$ )； $h$  为间柱的高度 (m)； $l$  为间柱的半跨度 (m)。

岩体在受力作用下最易破坏的地方是受拉伸区，图1中受拉伸应力最大的点是间柱最下面的中点，在坐标系中的坐标为  $x=0, y=h/2$ ，将该点的坐标代入式(2)得：

$$\begin{aligned} \sigma_x &= q \left( \frac{3l^2}{h^2} + \frac{l}{5} \right) \\ \sigma_y &= 0 \\ \tau_{xy} &= 0 \end{aligned} \quad (3)$$

将式(3)进行变换，令  $\sigma_x = R_t$  (抗拉强度)，得：

$$l = h \sqrt{\frac{1}{3} \left( \frac{R_t}{q} - \frac{l}{5} \right)} \quad (4)$$

式(4)是半跨梁与矿体抗拉强度的关系，将  $R_t = 2.46 \text{ MPa}$  代入可得  $l = 3.35 \text{ m}$ 。因此，梁的全跨度，即间柱安全跨度为  $6.7 \text{ m}$ 。目前，金青顶矿区该中段的间柱宽度为  $7 \text{ m}$ ，所以不会被破坏。

### 1.2 顶板受力分析

采场顶板的力学模型为四边固定端力学模型，如图2所示。

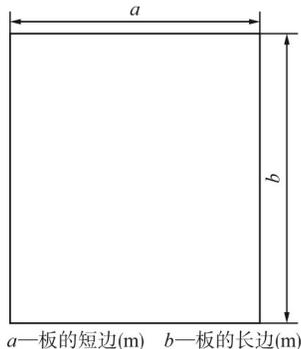


图2 四边固定端力学模型

Fig. 2 Mechanical model of a four-sided fixed end  
板中心的挠度( $\delta$ )为：

$$\delta = \alpha \frac{qa^4}{Eh^3} \quad (5)$$

绝对值最大弯矩( $M_{\max}$ )发生在板的长边中点处，

其计算公式为：

$$|M_{\max}| = \beta qa^2 \quad (6)$$

式中： $\alpha, \beta$  为形状系数，即  $\frac{b}{a}$  值所决定的系数，其值根据 S. 铁摩辛柯给出，结果如表1所示。

表1 受均布载荷固定边矩形板的常数

Table 1 Constants for fixed-edge rectangular plates subjected to uniform loads

$b/a$	1.00	1.50	2.00	>2.00
$\alpha$	0.013 8	0.024 0	0.027 7	0.028 4
$\beta$	0.051 3	0.075 7	0.082 9	0.083 3

最大地应力( $\sigma_{\max}$ )为：

$$\sigma_{\max} = \frac{\beta qa^2}{h} \quad (7)$$

极限平衡条件为：

$$\sigma_x = \sigma_t \quad (8)$$

冒落的最小跨度  $a_{\min}$  为：

$$a_{\min} = \sqrt{\frac{h\sigma_t}{\beta\rho}} \quad (9)$$

其中，抗拉强度  $\sigma_t = 2.97 \text{ MPa}$ ，弹性模量  $E = 26.5 \text{ GPa}$ ，密度  $\rho = 2644 \text{ kg/m}^3$ ，岩层厚度为  $2.81 \text{ m}$ ，顶板长、短边长均为  $50 \text{ m}$ 。当  $b/a = 1$  时，确定  $\alpha, \beta$  分别为  $0.0138$  和  $0.0513$ 。经计算： $a_{\min} = 66 \text{ m}$ 。因此，顶板冒落最小跨度为  $66 \text{ m}$ 。 $\delta_{\max} = 33.22 \text{ mm}$ ，因此，冒落前最大挠度为  $33.22 \text{ mm}$ 。

### 1.3 底板受力分析

不考虑充填体的影响，将采场底板的受力状态简化为如图3所示的力学结构。

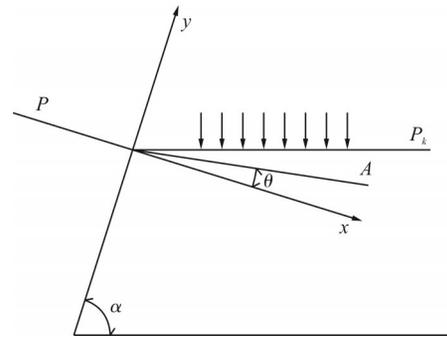


图3 底板受力状态

Fig. 3 Stress state of the floor

如图3所示， $P'_k = 0$ ， $P$  为底板倾斜面受到采场顶板的集中作用力，以嵌固简支梁(未被充填时)为例：

$$P = \frac{3}{8} P_k \cos^2 \alpha \quad (10)$$

其中， $\delta_{\max} = 33.22 \text{ mm}$ ， $P_k$  为上覆岩层自重引起的载荷， $P_k = \rho H$ ； $\alpha$  为矿体倾角， $\alpha = 80^\circ$ ； $H$  为平均开采深度。经计算： $P = 18.98 \text{ MPa}$ 。

通过对极限跨度理论和地基梁理论的综合运用,为支护系统设计提供了更为科学的依据,有助于提高矿区整体稳定性和安全生产水平<sup>[12-14]</sup>。根据有限元地应力分析结果,该水平顶板所受压力为19.64 MPa,基本符合。

## 2 充填体与围岩相互作用

为了清楚充填体对围岩的支撑作用,或者说充填体与围岩的相互作用,分析了金青顶矿区目前采用浅孔留矿采矿法嗣后充填的充填体对围岩支撑效果。矿房沿走向长度为35~50 m,阶段高度为50 m,分层回采高度为2 m。设工作面上方顶板岩层中压力分布为均布载荷,以判断充填作用。为方便计算,进行一定的简化。矿石与充填体的阻力系数分别为 $K$ 、 $C$ 。根据弹性地基梁理论,在 $x>0$ 一侧,即矿床一侧,顶板挠曲线微分方程为:

$$EJ \frac{d^4 y}{dx^4} = q_0 - y \quad (11)$$

式中: $J$ 为梁截面对于中性轴的惯性矩( $m^4$ ); $q_0$ 为顶板载荷( $kN/m^2$ )。

其解,即顶板挠曲线方程为:

$$y = \frac{q_0}{K} + e^{-\alpha x} (C_1 \sin \alpha x + C_2 \cos \alpha x) \quad (12)$$

在 $x<0$ 一侧,即充填体一侧,顶板变形的挠曲线微分方程为:

$$EJ \frac{d^4 y}{dx^4} = q_0 - C(y - y_0) \quad (13)$$

式中: $y_0$ 为充填前顶板发生的位移量( $mm$ )。

顶板变形后的挠曲线方程为:

$$y = \frac{q_0}{C} + y_0 + e^{\beta x} (B_1 \sin \beta x + B_2 \cos \beta x) \quad (14)$$

当 $x=0$ 时,由式(12)、式(14)得:

$$y = \frac{q_0}{K} + C_2 \quad (15)$$

$$y = \frac{q_0}{C} + y_0 + B_2 \quad (16)$$

求解 $C_1$ 、 $C_2$ 、 $B_1$ 、 $B_2$ ,得:

$$\begin{aligned} C_1 &= \frac{\beta^2}{\alpha^2} \cdot \frac{\beta - \alpha}{\alpha + \beta} \cdot \frac{q_0}{C} \\ C_2 &= \frac{\beta^2}{\alpha^2} \cdot \frac{q_0}{C} \\ B_1 &= -\frac{q_0}{C} \cdot \frac{\beta - \alpha}{\alpha + \beta} \\ B_2 &= -\frac{q_0}{C} \\ y_0 &= \frac{q_0}{K} + \frac{\beta^2}{\alpha^2} \cdot \frac{q_0}{C} \end{aligned} \quad (17)$$

积分常数表达式中的 $\alpha$ 、 $\beta$ 值为: $\alpha = \sqrt[4]{\frac{K}{4EJ}}$ ;  $\beta = \sqrt[4]{\frac{C}{4EJ}}$ ;  $\beta^2 = \sqrt{\frac{C}{K}}$ 。将各系数先代入式(12),得:

$$y = \frac{q_0}{K} + \sqrt{\frac{C}{K}} \cdot \frac{q_0}{C} e^{-\alpha x} \left( \frac{\beta - \alpha}{\alpha + \beta} \cdot \sin \alpha x + \cos \alpha x \right) \quad (18)$$

从式(18)可以看出,顶板岩层变形呈波形,其波长 $2L = 2\pi \sqrt{\frac{4EJ}{K}}$ ,用 $K$ 乘以式(18)两端,得作用于矿床一侧上部的压力 $P_y^R$ 。

当 $x=0$ 时, $P_y^R$ 具有最大值,其值为:

$$P_y^R = q_0 \left( 1 + \sqrt{\frac{K}{C}} \right) \quad (19)$$

当 $x$ 趋于无穷大时, $P_y^R = q_0$ 。

上式表现出,作用于工作面上方顶板岩层中的压力 $P_y^R$ 取决于充填体的阻力系数 $C$ 。 $C$ 值小则 $P_y^R$ 大,同理,相反。

同样可以研究 $x<0$ 一侧,即充填体上部顶板岩层中压力的变化情况。

通过计算可知:充填体不仅起到支护作用,其自身力学性质、施工工艺及与围岩界面的摩擦和黏结特性均直接影响整体受力状态。实际工程中,充填工艺的不确定性和材料的均质性问题可能导致局部支护效果下降<sup>[15-16]</sup>。充填材料力学性质及充填方式与质量对工作面上方压力影响较大。尽管使用致密的水砂充填或胶结充填,在坚硬顶板条件下,也不能阻止周期性折断,并造成冲击地压。如果回采空间没能及时得到充填,那么趋于无穷大的压力将会作用于工作面上方,则回采工作无法进行。

## 3 间柱、顶柱稳定性分析

开采急倾斜矿体时,上、下盘岩体将沿某一潜在滑移面移动,形成一棱柱形滑移体。因此,矿房间柱的作用主要是承受上、下盘岩体载荷,并防止其崩落与移动<sup>[17-18]</sup>。间柱受力如图4所示。底柱受底部结构切割严重,对周围岩体支撑能力差;顶柱所处位置决定其承受上部岩石崩落作用,将它作为辅助支撑构件考虑。

### 3.1 间柱稳定性分析

为使计算简化,进行以下几点假设:

- 1) 采空区上盘潜在滑动棱柱体的压力大于上部崩落岩石楔形体压力,而此棱柱体的载荷主要由间柱承担。
- 2) 滑移棱柱体的滑移面 $AB$ 、 $CD$ 面为平面。
- 3) 间柱对棱柱体的反力 $P$ 平行于棱柱面,而作用于滑移面 $AB$ 、 $CD$ 面上,对滑移棱柱体反力 $R_1$ 和 $R_2$ 与该法线所夹的角度,等于岩石的内摩擦角。

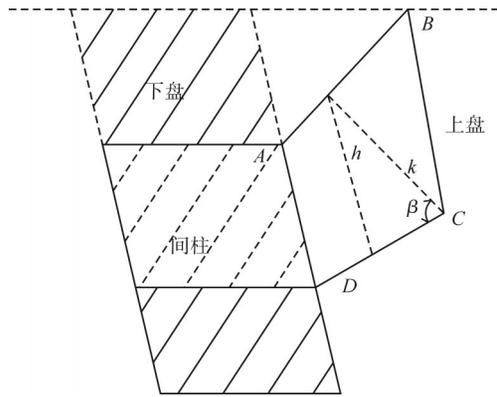


图4 间柱受力示意图

Fig. 4 Diagram of the pillar under stress

根据正弦定理可求出 $P$ 为:

$$P = \frac{\sin(\beta - \phi)G}{\cos \phi} \quad (20)$$

式中: $G$ 为滑动棱柱体沿走向单位长度质量(t); $\beta$ 为上盘岩石崩落角( $^{\circ}$ ); $\phi$ 为上盘岩石内摩擦角( $^{\circ}$ )。

从而可以计算出滑动棱柱体的质量为:

$$G = h_j \rho (\cot \alpha + \cot \beta) (H_z + 0.5h_j) \quad (21)$$

式中: $H_z$ 为矿柱上部到地表的深度(m); $h_j$ 为阶段高度(m)。

按式(20)所求的 $P$ 为单位宽度上的反力,则作用于一个矿柱上压力为:

$$PA = P(W_0 + W_p) \quad (22)$$

式中: $A$ 为一个间柱所担负的上盘滑动棱柱体沿走向方向的宽度(m); $W_0$ 为矿房宽度(m); $W_p$ 为间柱宽度(m)。

当作用在间柱上的垂直应力超过极限强度时,矿柱破坏。因此,在极限情况下,作用在矿柱上的载荷应等于构成矿柱岩石的许用抗压强度 $[\sigma_c]$ ,则有:

$$W_p = \frac{PW_0}{k[\sigma_c] - P} \quad (23)$$

式中: $k$ 为 $CD$ 滑面与 $AB$ 滑面间垂直距离(m),可根据

图4求出, $k = \frac{h \sin(\alpha + \beta)}{\sin \alpha}$ 。

将式(21)及 $k$ 值代入式(23),可得:

$$W_p = \frac{GW_0 \sin \alpha \cdot \sin(\beta - \phi)}{h_j \sin(\alpha + \beta) \cdot \cos \phi - G \sin \alpha \cdot \sin(\beta - \phi)} \quad (24)$$

根据生产实践经验, $\frac{W_p}{W_0} = \lambda_1$ , $\lambda_1$ 满足下列数据

时,可保证回采矿房期间间柱的稳定,并能得到较高的回采率指标。矿石不够稳定条件为 $\lambda_1 = 0.35 \sim 0.4$ ;矿石中等稳定条件为 $\lambda_1 = 0.25 \sim 0.3$ ;矿石稳定条件为 $\lambda_1 = 0.15 \sim 0.2$ 。矿房沿走向布置时, $\lambda$ 值可大于0.5。

### 3.2 顶柱稳定性分析

回采急倾斜矿床时,顶柱尺寸也是采矿方法主要构成要素之一<sup>[19-20]</sup>。可根据极限跨度理论推导出的

公式确定 $h_c$ :

$$h_c = W_0 \left[ \frac{\gamma_1 n W_0}{2S_t} + 3.3 \sqrt{\frac{n \gamma_1 h_b}{S_c}} \right] \quad (25)$$

式中: $S_t$ 为顶柱矿石的抗拉强度(MPa); $S_c$ 为顶柱矿石抗压强度(MPa); $\gamma_1$ 为充填料容重( $\text{kN/m}^3$ ); $h_b$ 为崩落岩石或充填料堆体高度(m); $n$ 为安全系数,根据采矿方法选取,阶段矿房采矿法取3。

式(25)右侧两项反映:第一项表示矿柱只受自重作用时,允许的极限跨度条件下,顶柱厚度 $h_{c1}$ 为:

$$h_{c1} = \frac{\gamma_1 W_0^2}{2S_t} \quad (26)$$

第二项不考虑顶柱自重作用,只考虑上覆崩落矿石或充填作用,顶柱完全失去支撑能力时的厚度 $h_{c2}$ 为:

$$h_{c2} = \sqrt{\frac{KFB^2}{S_c}} \quad (27)$$

根据极限跨度理论,顶柱发生完全崩落时的跨度 $W_{0\text{III}}$ 为:

$$W_{0\text{III}} = \sqrt{\frac{S_t h'_{c1}}{\gamma_1}} \quad (28)$$

$$h'_{c1} = \frac{\gamma_1 W_{0\text{III}}^2}{6S_t} \quad (29)$$

式中: $h'_{c1}$ 为第三极限跨度时的顶板厚度(m)。

比较式(26)和式(27)可以看出: $h_{c1} = 3h'_{c1}$ , $h_{c2} = 3h_c^2$ 。因此,为保证具有足够的承受崩落岩石能力的顶柱厚度 $h_c$ 应为 $h_{c2}$ 与 $3h'_{c1}$ 之和,即:

$$h_c = \frac{\gamma_1 W_0^2}{2S_t} + 3W_0 \sqrt{\frac{KF}{S_c}} \quad (30)$$

式中: $K$ 为系数,取1.2; $F$ 为顶柱反力, $F = \gamma h$ ;在生产实践中,顶柱厚度与矿房宽度比 $h_c/W_0$ 选取,通常为0.3~0.5。

经计算,单个间柱所受反力约为18.7 MPa。考虑实际矿柱宽度为7 m,满足抗压强度要求。在顶柱方面,当矿房宽度为8 m时,经极限跨度理论计算顶柱所需厚度约为1.75 m,乘以安全系数1.2后取1.8 m,其与矿房宽度比为0.225,符合设计标准。因此,选用7 m宽的矿柱和1.8 m厚的顶柱能有效保障急倾斜矿体采场的稳定性和安全性,顶、底柱等矿房结构尺寸基本合理。

## 4 支护方案优化分析

### 4.1 现有支护方案存在问题

通过研究发现,目前金青顶矿区锚杆支护存在的问题主要表现在以下几个方面:

- 1) 锚杆的设计长度不够,一根锚杆的长度只有1.6 m。
- 2) 锚杆支护的锚杆拉拔力偏小。

3) 部分锚杆安装方向与岩体节理方向平行,使锚杆支护作用表现不明显。

4) 部分锚网支护参数不合理。

5) 锚杆支护后不能即时承载,即承载速度慢。

6) 部分锚杆安装质量不合格。

7) 锚杆受腐蚀比较严重,导致部分锚杆因腐蚀发生破坏。

#### 4.2 支护方案优化措施

通过理论分析和计算得出以下的支护方案优化措施:

1) 局部需采用锚网支护。锚杆采用树脂锚杆,锚杆长度 2.5 m,直径 20 mm,材质为螺纹钢;锚固剂采用快速锚固剂(直径 28 mm,长度为 600 mm);托盘材料为钢板,其规格为 200 mm×200 mm×10 mm(长×宽×厚),托板中间要冲压呈碗状,托板中间的锚杆孔直径为 20 mm;锚杆孔为  $\phi 32$  mm,锚杆的间、排距为 1 000 mm×1 000 mm;钢筋网采用 10<sup>#</sup> 钢丝编织成网,规格为 1.2 m×2.2 m(宽×长),网度为 50 mm×50 mm;锚杆孔的两帮孔不低于 80°,顶孔不低于 70°。

2) 采场支护采用锚杆+钢筋梁支护。锚杆采用树脂锚杆,锚杆长度 2.2 m,直径 20 mm,其材质为螺纹钢;锚固剂采用快速锚固剂(直径为 28 mm,长度为 600 mm);托盘材料为钢板,其规格为 200 mm×200 mm×10 mm(长×宽×厚),托板中间要冲压呈碗状,托板中间的锚杆孔直径 20 mm;锚杆孔为  $\phi 32$  mm,锚杆的间、排距为 1 500 mm×1 800 mm;锚杆孔角度不低于 80°。

#### 5 结论

本文针对金青顶矿区某矿段地质条件和采矿环境,采用极限跨度理论、地基梁理论等多种力学模型对采场的力学行为进行深入分析,评估了现有结构参数下采场的稳定性。取得的主要结论如下:

1) 金青顶矿区深部矿段采场的顶板、底板、间柱及充填体设计在理论上是合理的,但实际应用中存在支护不足的问题。采场在深部高压环境下的稳定性受现有支护措施的影响,需要进一步优化。

2) 针对现有支护措施的不足,建议在实际采矿中提高支护强度和密度,优化支护结构设计,以提升采场的整体稳定性和安全性。特别是在高压和复杂地质条件下,这些改进措施将显著增强支护系统的效果。

3) 通过应用极限跨度理论、地基梁理论和流变模型,为金青顶矿区采场的稳定性分析提供了有效的理论支持。这些理论方法和优化建议可为类似矿区的

采矿设计和安全管理提供参考。

#### [参考文献]

- [1] 张宗国,史秀志,邱贤阳.利用 Mathews 合成图与动静荷载数值模拟评价倾斜矿体采场稳定性[J].中国有色金属学报,2022,32(5):1 504-1 514.
- [2] 刘冬,邵安林,金长宇,等.地下破碎矿体数值计算模型的构建及采场结构参数优化[J].中南大学学报(自然科学版),2019,50(2):437-444.
- [3] 兰明,刘志祥,李夕兵,等.中深孔崩矿阶段嗣后充填法采场结构参数优化[J].中南大学学报(自然科学版),2018,49(4):933-939.
- [4] 薛田喜,李守奎,李军.基于岩体质量和稳定性分析的采场跨度优化[J].黄金,2022,43(10):33-37,43.
- [5] 李启航,李小双,耿加波,等.FLAC<sup>3D</sup>数值模拟露天转地下边坡及采场稳定性研究[J].有色金属(矿山部分),2021,73(2):5-10.
- [6] 史吉鹏.基于采动应力的深部采场结构量化设计[J].黄金,2023,44(6):15-18.
- [7] 李官兵,李正灿,于向波,等.基于层次分析法的鑫汇金矿深部采矿方法优选及应用[J].黄金,2023,44(7):90-95,100.
- [8] 高锋辉.复杂地质条件下采场结构参数多目标优化与实践[J].矿业研究与开发,2024,44(8):56-64.
- [9] 李施庆,李洪浦,刁子航,等.金青顶矿区急倾斜破碎矿体下向进路充填采矿法的优化与应用[J].黄金,2021,42(11):44-48.
- [10] 李宏业,武拴军,王永定,等.微震监测技术在崩落法与充填法协同开采中的应用[J].矿业研究与开发,2024,44(6):228-233.
- [11] 于曙华,马章印,张亚鹏.机械化盘区下向进路充填采矿法在嵩县山金的应用[J].黄金,2021,42(10):43-48.
- [12] 张武,赵兴东,于文龙,等.基于 FLAC<sup>3D</sup> 的开采扰动下巷道稳定性研究[J].金属矿山,2024(8):59-63.
- [13] 孙书彬,江国建,孙胜,等.某矿山厚大矿体采场结构参数优化研究[J].采矿技术,2024,24(2):46-52.
- [14] PENG K, LIU Z M, ZHANG Z M, et al. Determination of isolation layer thickness for undersea mine based on differential cubature solution to irregular mindlin plate[J]. Journal of Central South University, 2017, 24(3): 708-719.
- [15] PENG K, YIN X Y, YIN G Z, et al. Galerkin solution of Winkler foundation-based irregular Kirchhoff plate model and its application in crown pillar optimization[J]. Journal of Central South University, 2016, 23(5): 1 253-1 263.
- [16] 张建伟,赵江波,姚景亮.红岭铅锌矿采场结构参数优化研究[J].黄金,2024,45(6):6-10.
- [17] 刘滨.下向水平进路充填采矿法在新城金矿深部厚大破碎矿体中的应用[J].黄金,2022,43(5):48-50,62.
- [18] 唐振江,王文茂,李施庆,等.嵩县金矿上向进路充填采矿法采场结构参数优化及应用[J].黄金,2019,40(7):38-42.
- [19] 黄世顶,刘尧,邓红卫,等.基于修正 Mathews 稳定图法与 FLAC<sup>3D</sup> 的采场结构参数优化研究[J].矿业研究与开发,2024,44(4):10-18.
- [20] 陈卫东,石勇,史秀志.凡口铅锌矿大结构参数采场围岩稳定性分析[J].黄金,2023,44(4):5-9.

(下转第 57 页)

- 数优化及应用[J].黄金,2017,38(10):36-39.
- [17] 姚舜才,李大威.神经网络与深度学习:基于MATLAB的仿真与实现[M].北京:清华大学出版社,2022.
- [18] MIRJALILI S M, LEWIS A. Grey wolf optimizer [J]. *Advances in Engineering Software*, 2014, 69:46-61.
- [19] 邱锡鹏.神经网络与深度学习[M].北京:机械工业出版社,2020.
- [20] 郭锐.基于RSM和BP神经网络预测选矿厂药剂添加量研究[D].昆明:昆明理工大学,2020.

## Optimization of carbon-in-pulp gold extraction process metrics based on the BP neural network

Zhu Deyu<sup>1,2</sup>, Shen Yanbai<sup>1</sup>, Zhang Liying<sup>3</sup>

(1. School of Resources and Civil Engineering, Northeastern University;

2. Hebei Dongliang Gold Mining Co., Ltd., China National Gold Group Corporation;

3. Shenyang Honest Safety Technology Service Group Co., Ltd.)

**Abstract:** The carbon-in-pulp (CIP) gold extraction process is widely used in the gold beneficiation field. However, due to the inherent characteristics of the process, there is a lag in metrics control. At present, metrics adjustment is typically carried out through post-analysis of issues, which significantly increases the uncertainty in process control. To effectively address this issue, a three-layer BP neural network model was constructed, with the number of neurons in the input, hidden, and output layers set to 5, 8, and 1, respectively, for predicting the tailings grade in the CIP process. The network was trained using actual production data from the Dongliang Gold Mine, and the results showed good network fitting performance. The trained network was then used to simulate and verify 30 sets of on-site production data, achieving a simulation accuracy of 85.52%, effectively resolving the issue of lagging tailings grade in the CIP process. In addition, process optimization was performed using the BP neural network, and the optimal process parameters were identified. After optimization, the tailings grade was reduced to 0.08 g/t, significantly improving the utilization rate of gold resources.

**Keywords:** BP neural network; carbon-in-pulp gold extraction process; metrics prediction; process optimization; single-factor analysis; resource utilization

(上接第32页)

## Stope stability analysis in the Jinqingding mining district

Nie Peiqiang, Zheng Yongsheng, Jiang Qianshan, Li Hongpu

(Shandong Jinzhou Mining Group Co., Ltd.)

**Abstract:** Based on the geological conditions and mining environment in a certain ore section of the Jinqingding mining district, This study investigates the mechanical stability of stopes using limit span theory, foundation beam theory, and rheological models. Through mechanical analysis of the stope roofs, floors, pillars, and filling bodies, the effectiveness of the existing support system is evaluated. The results show that the current support measures have certain limitations under deep high-pressure conditions, affecting the stope stability. To improve the support effectiveness, targeted optimized support plans are proposed, including increasing support strength and density, as well as improving support structure design. The research provides theoretical foundations and practical guidance for stope stability analysis and support design in the Jinqingding mining district.

**Keywords:** mechanical model; stress analysis; stope stability; limit span theory; foundation beam theory; rheological model; support system