



矿柱不同重叠率条件下空区顶板安全厚度

姜立春¹, 许奥杰², 喻 鸿³

- (1. 华南理工大学 土木与交通学院, 广州 510640;
2. 华南理工大学 安全科学与工程研究所, 广州 510640;
3. 广晟有色金属股份有限公司, 广州 510640)

摘 要: 相邻中段矿柱间发生严重偏离时, 严重影响采空区顶板安全厚度的取值, 危及矿山生产安全。本文以某地下石灰岩矿山采空区为例, 在分析相邻中段偏离矿柱的顶板受力特征基础上, 构建顶板的受力模型, 建立安全厚度(h_s)的数学表达式, 研究 h_s 与矿柱重叠率 λ 、矿柱宽度 a 、空区跨度 b 之间的关系。结果表明: 当 b 一定时, h_s 随 a 的增加而增大, λ 在0.8~1.0时, h_s 变化较小并趋于定值; h_s 随着 λ 的增加而减小, λ 在0.8~1.0时, h_s 变化较小并趋于定值; 当 a 一定时, h_s 随 b 的增加而增大, λ 在0.8~1.0时, h_s 增速变化较小; h_s 随着 λ 的增加而减小, λ 在0.8~1.0时, h_s 增速较小; 矿山矿柱重叠率须控制在0.8以上。实例1和实例2验证了理论计算方法的科学性。

关键词: 地下石灰岩矿; 矿柱重叠率; 顶板; 安全厚度; 采空区

文章编号: 1004-0609(2022)-11-3505-12

中图分类号: TU457

文献标志码: A

引文格式: 姜立春, 许奥杰, 喻 鸿. 矿柱不同重叠率条件下空区顶板安全厚度[J]. 中国有色金属学报, 2022, 32(11): 3505–3516. DOI: 10.11817/j.ysxb.1004.0609.2021-42803

JIANG Li-chun, XU Ao-jie, YU Hong. Safety thickness of goaf roof under different pillar overlapping ratio[J]. The Chinese Journal of Nonferrous Metals, 2022, 32(11): 3505–3516. DOI: 10.11817/j.ysxb.1004.0609.2021-42803

石灰岩是水泥行业基础原料, 具有分布广泛、价格低廉的特点, 主要开采方法为露天开采^[1]。近年来受环保政策的制约, 采用地下开采方法的石灰岩矿山不断涌现, 开采方法多为空场法, 通过预留点柱、条带式矿柱支撑采空区稳定性^[2-3]。受溶洞、矿石品位以及开采技术水平等条件的限制, 相邻中段矿柱间的偏离问题严重, 这对采空区安全提出了更高要求^[4]。为确保安全, 矿山通常采用成倍增加顶板厚度的被动措施来保证采空区稳定性, 造成资源回收率严重下降。据统计, 此类矿山资源综合利

用率普遍不足20%。

目前, 国内外有诸多关于顶板安全厚度研究的文献报道^[4-13]。张敏思等^[4]结合结构力学梁理论和数值模拟法, 研究了采空区顶板失稳垮塌时顶板安全厚度与临界跨度之间的关系; 徐恒等^[11]通过构建顶板结构的力学模型, 应用尖点突变理论研究了充填体采空区顶板的安全厚度问题; 姜立春等^[12]通过构建铝土矿护顶层力学模型, 推导出力学性质劣化条件下护顶层安全厚度的计算式, 分析了跨度比、暴露面积及软化系数等因素对安全厚度的影响; 陈虎等^[13]构建了顶板岩梁-块体力学模型, 定义了顶

基金项目: 国家自然科学基金资助项目(51974135)

收稿日期: 2021-12-20; 修订日期: 2022-02-28

通信作者: 姜立春, 教授, 博士; 电话: 020-87111039; E-mail: ginger@scut.edu.cn

板挠曲与剪切破坏的判据,研究了顶板不同破坏形式时的临界厚度;马少维等^[14]基于薄板理论分析了铝土矿顶板破坏的主要规律,推导出顶板厚度表达式。

矿柱重叠条件下顶板稳定性的相关研究^[15-18]较少。赵延林等^[16]基于突变理论和强度折减法,结合FLAC^{3D}模拟分析了不同跨度、厚度及宽厚比的采空区重叠顶板安全系数;秦文静等^[17]基于ANSYS模拟方法研究了不同矿柱重叠率条件下顶板安全厚度问题;Brent Slaker等^[18]通过监测手段,研究了多层次不完全重叠采空区顶板和矿柱的应力重分布、岩石位移响应以及破坏规律。

综合上述,学者在研究顶板安全厚度的问题时,往往忽略了矿柱重叠率的影响。在研究不同重叠率矿柱对顶板安全厚度的影响时,鲜有从理论方法的角度出发。因此,开展此领域相关理论研究,具有十分重要的工程意义。本文以某地下石灰岩矿采空区顶板为对象,构建采空区顶板受力模型,研究矿柱不同重叠率条件下顶板的受力特征,给出顶板弯矩、安全厚度的数学表达式,研究顶板安全厚度与矿柱重叠率、矿柱宽度、空区跨度之间的关系,对比理论计算结果与数值模拟结果,利用工程实例,验证理论分析结果的科学性。

1 不同重叠率条件下顶板力学模型及理论求解

1.1 力学模型

当相邻中段矿柱的水平投影位置完全重叠时,

下部中段矿柱将全部承接上部中段矿柱承担荷载,此时顶板仅受到废石、车辆、自重等重力荷载的作用,其厚度要求较低^[19]。当矿柱位置发生图1(a)所示的偏离时,上下相邻矿柱重叠率降低,上中段矿柱偏离部位将施加较大荷载至下中段顶板,此时顶板将承受不均匀、非对称的荷载作用,极易引发顶板断裂、剥落等安全问题。

图1(a)中, h 为顶板厚度, a 为矿柱宽度, b 为空区跨度(基于经济效益考虑,本文假设为 $a \leq b$), b_0 为上部为空区的顶板宽度, b_1 为上部为矿柱的顶板宽度, $b=b_0+b_1$ 。令矿柱重叠率为 λ ,则其数学表达式为

$$\lambda = \frac{a_0}{a} = 1 - \frac{a_1}{a} \quad (1)$$

式中: λ 为矿柱重叠率, $0 \leq \lambda \leq 1.0$; a_0 为上下两矿柱重叠宽度; a_1 为矿柱偏离宽度;易知 $a_1=b_1=(1-\lambda)a$, $a=a_0+a_1$ 。

选取图1(a)红线框范围内的顶板作为研究对象,其受力模型如图1(b)所示,根据承受荷载的不同,将顶板结构分为悬空顶板(s_0)和承压顶板(s_1)两部分: s_0 段宽度为 b_0 ,其承受的荷载 q_0 由空区内的堆积废石、运输车辆和顶板等重力产生^[19]; s_1 段宽度为 b_1 ,其承受荷载 q_1 由矿柱对顶板产生。根据矿柱承载面积从属关系^[20], q_1 的值可表示为

$$q_1 = \gamma H \left(1 + \frac{b}{a} \right) \quad (2)$$

式中: q_0 为顶板自身质量、运输车辆重力、空区内堆积废石等因素产生的荷载; q_1 为矿柱对顶板施加的荷载; γ 为上覆岩土体容重; H 为空区埋深。

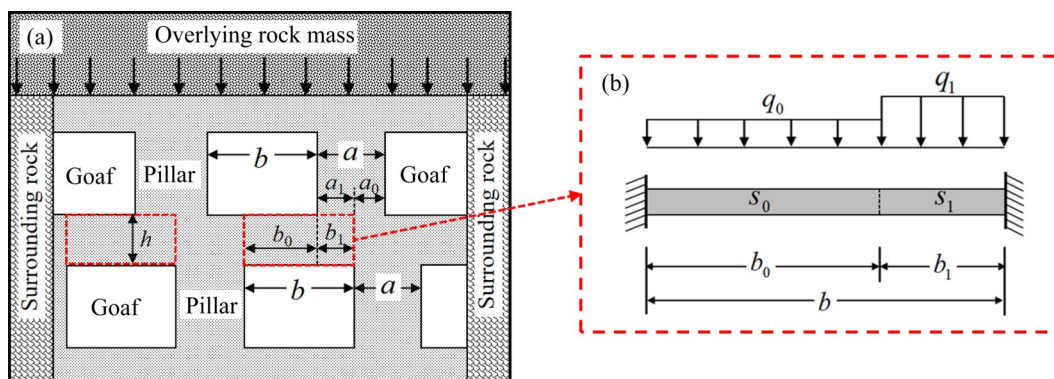


图1 采空区顶板力学模型

Fig. 1 Mechanical model of goaf's roof: (a) Deviating pillar; (b) Mechanical analysis of roof

1.2 理论求解

经分析,图1(b)的顶板结构为3次超静定结构,受 q_0 和 q_1 两荷载作用,顶板产生一定的弯矩,引起顶板水平拉应力的变化,可采用力法对其求解顶板弯矩分布。

解除顶板结构左端的多余约束,可得到剪力、弯矩、轴力3个未知力。对于两端固支水平结构体而言,通常可以忽略约束的轴力作用^[21],因此仅取多余未知力剪力 X_1 、弯矩 X_2 ,得到如图2所示的基本体系,图中结构左端 O 点为坐标系原点, x 轴沿水平向右为正, y 轴沿竖直向上为正。

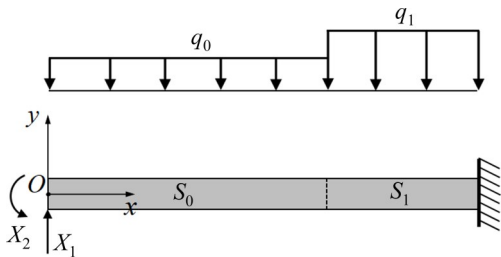


图2 基本体系

Fig. 2 Basic system

根据固支顶板左端挠度 $y|_{x=0}=0$ 、左端转角 $dy/dx|_{x=0}=0$ 的条件^[22],得到顶板的力法方程为

$$\begin{cases} \delta_{11}X_1 + \delta_{12}X_2 + \Delta_{1p} = 0 \\ \delta_{21}X_1 + \delta_{22}X_2 + \Delta_{2p} = 0 \end{cases} \quad (3)$$

利用叠加法,计算可得顶板任意截面产生的弯矩 $M(x)$ 为

$$M(x) = \overline{M}_1 X_1 + \overline{M}_2 X_2 + M_p \quad (4)$$

式(3)和(4)中: δ_{ij} 为基本结构在单位力 $X_i=1$ 单独作用下沿 X_j 方向产生的位移,即柔度系数; Δ_{ip} 为基本结构在荷载 q_1 和 q_0 共同作用下沿 X_i 作用方向的位移; X_i 为原结构在截面 i 处的应力; $\overline{M}_i$ 为原结构在 $X_i=1$ 单独作用时任一截面的弯矩; M_p 为荷载 q_1 和 q_0 作用下的结构内部的弯矩分布,其大小可表示为

$$M_p = \begin{cases} \frac{1}{2}q_0x^2, (0 \leq x \leq b_0) \\ \frac{1}{2}q_0x^2 + \frac{1}{2}(q_1 - q_0)(x - b + a_1)^2, (b_0 \leq x \leq b) \end{cases} \quad (5)$$

由于顶板构件受分段的非对称荷载,因此 Δ_{ip} 值可采用分段积分方法进行计算, Δ_{ip} 与 δ_{ij} 的积分式为

$$\begin{cases} \Delta_{ip} = \int \frac{\overline{M}_i M_p}{EI} ds_0 + \int \frac{\overline{M}_i M_p}{EI} ds_1 \\ \delta_{11} = \int \frac{\overline{M}_1^2}{EI} ds_0 + \int \frac{\overline{M}_1^2}{EI} ds_1, \delta_{12} = \int \frac{\overline{M}_1^2}{EI} ds_0 + \int \frac{\overline{M}_1^2}{EI} ds_1 \\ \delta_{21} = \int \frac{\overline{M}_2^2}{EI} ds_0 + \int \frac{\overline{M}_2^2}{EI} ds_1, \delta_{22} = \int \frac{\overline{M}_2^2}{EI} ds_0 + \int \frac{\overline{M}_2^2}{EI} ds_1 \end{cases} \quad (6)$$

式中: E 为岩体弹性模量; I 为顶板纵向截面惯性矩。

综合式(3)、(5)、(6),可求得多余未知力 X_1 、 X_2 分别为

$$\begin{cases} X_1 = A_1 q_0 + B_1 q_1 \\ X_2 = A_2 q_0 + B_2 q_1 \end{cases} \quad (7)$$

式中: A_1 、 B_1 、 A_2 、 B_2 分别为未知力 X_i 关于 a_1 、 b 和 λ 的系数,其值分别为

$$\begin{aligned} A_1 &= \frac{3(b-a_1)^4}{2b^3} + \frac{2a_1(b-a_1)^3}{b^3} - \frac{(b-a_1)^3}{b^2} - b + a_1; \\ B_1 &= -4a_1 + \frac{9a_1^2}{b} - \frac{7a_1^3}{b^2} + \frac{3a_1^4}{2b^3} + \frac{a_1(b-a_1)^3}{b^3} + \frac{3a_1(b-a_1)^2}{b^2}; \\ A_2 &= \frac{3(b-a_1)^4}{4b^2} + \frac{a_1(b-a_1)^3}{b^2} - \frac{(b-a_1)^3}{3b} - \frac{(b-a_1)^2}{2}; \\ B_2 &= \frac{9}{2}a_1^2 - 2a_1b - \frac{10a_1^3}{3b} + \frac{3a_1^4}{4b^2} + \frac{3a_1^4}{2b^3} + \frac{a_1(b-a_1)^3}{2b^2} + \frac{3a_1(b-a_1)^2}{2b}. \end{aligned}$$

综合式(4)、(7),可求得顶板任一截面处的弯矩方程^[23] $M(x)$ 为

$$M(x) = \begin{cases} (A_1 q_0 + B_1 q_1)x - A_2 q_0 - B_2 q_1 + \frac{1}{2}q_0x^2, \\ (0 \leq x \leq b_0) \quad \textcircled{1} \\ (A_1 q_0 + B_1 q_1)x - A_2 q_0 - B_2 q_1 + \frac{1}{2}q_0x^2 + \\ \frac{1}{2}(q_1 - q_0)(x - b + a_1)^2, (b_0 \leq x \leq b) \quad \textcircled{2} \end{cases} \quad (8)$$

由于顶板所受荷载为非对称分布,因此,其最大弯矩出现部位不一定在顶板中心位置,须对弯矩方程进行求导。对方程 $M'(x)=0$ 求解,可得到顶板

弯矩最大的位置 x_m 为

$$x_m = \begin{cases} x_0 = -\frac{\left[\frac{3\zeta}{2}a_1^4 + (\zeta+2)a_1b_0^3 + \frac{3}{2}b_0^4\right]}{b^3} + \frac{(7\zeta a_1^3 - 3\zeta a_1 b_0^2 + b_0^3)}{b^2} - \frac{9\zeta a_1^2}{b} + 4\zeta a_1 + b_0, & 0 \leq x_0 \leq b_0 \\ x_1 = \frac{\left[\frac{3b_0^4}{2\zeta} - \left(\frac{2}{\zeta} - 1\right)a_1b_0^3 - \frac{3}{2}a_1^4\right]}{b^3} + \frac{\left(\frac{b_0^3}{\zeta} - 3a_1b_0^2 + 7a_1^3\right)}{b^2} - \frac{9a_1^2}{b} + b_0 + 4a_1, & b_0 \leq x_1 \leq b \end{cases} \quad (9)$$

式中： ζ 为荷载比，即 $\zeta=q_1/q_0$ ； x_0 为式(8)中弯矩函数①取极大值的位置； x_1 为式(8)中弯矩函数②取极大值的位置。经计算，当 $0 \leq x_0 \leq b_0$ 时， x_1 不在区段 s_1 范围内，此时 $x_m=x_0$ ，位于 s_0 区段内；当 $b_0 \leq x_1 \leq b$ 时， x_0 不在区段 s_0 范围内，此时 $x_m=x_1$ ，位于 s_1 区段内。

将式(9)代入式(8)，可得顶板的最大弯矩 $M_{\max}$ 为

$$M_{\max} = \begin{cases} M_{s0,\max} = \frac{1}{2}q_0x_m^2 + (A_1q_0 + B_1q_1)x_m - A_2q_0 - B_2q_1, & 0 \leq x_m \leq b_0 \\ M_{s1,\max} = \frac{1}{2}q_0x_m^2 + \frac{1}{2}(q_1 - q_0)(x_m - b + a_1)^2 + (A_1q_0 + B_1q_1)x_m - A_2q_0 - B_2q_1, & b_0 \leq x_m \leq b \end{cases} \quad (10)$$

式中： $M_{s0,\max}$ 是当 $x_m=x_0 \in [0, b_0]$ 时，代入式(8)算得的顶板最大弯矩，此时 $M_{\max}=M_{s0,\max}$ ； $M_{s1,\max}$ 是当 $x_m=x_1 \in [b_0, b]$ 时，代入式(8)算得的顶板最大弯矩，此时 $M_{\max}=M_{s1,\max}$ 。

根据弹性力学理论的内力与弯矩之间的关系，可得到顶板最大拉应力 $\sigma_{t,\max}$ 为

$$\sigma_{t,\max} = \frac{6M_{\max}}{h^2} \quad (11)$$

表1 矿山相关参数

Table 1 Relevant parameters of mine

a/m	b/m	h/m	H/m	q_0/MPa	$\gamma/(\text{kN} \cdot \text{m}^{-3})$	E/GPa	μ	c_0/MPa	$\varphi/(\circ)$	$[\sigma_t]/\text{MPa}$
14.0	14.0	10.0	109.0	1.0	26.8	20.0	0.25	7.0	25.0	3.0

1.3 案例计算与对比分析

为了验证上述理论方法计算的科学性，下面以某地下石灰岩矿采空区为例，从顶板最大水平拉应力角度，分别利用理论分析方法和数值分析方法，研究不同重叠率矿柱支撑条件下空区顶板安全厚度问题。

1.3.1 工程概况

某石灰岩矿采用空场法地下开采，矿体主要为高钙低镁灰岩和大理岩，以下二叠统栖霞组(P_1q)灰岩为主，部分为灰黑色中厚层状灰岩、生物碎屑灰岩、泥质灰岩夹黑色炭质页岩。矿体结构相对致密，节理多为闭合性，整体性较好，RQD为80%~85%，岩性受一组优势节理控制，其倾向为SE向，倾角 $50^\circ \sim 90^\circ$ 。

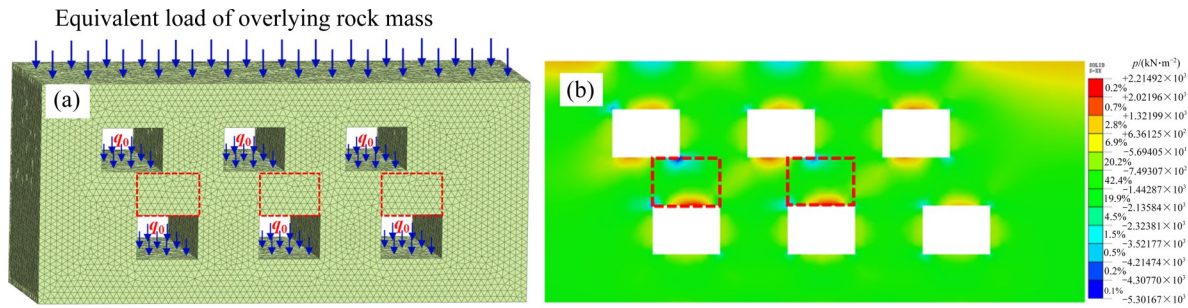
经多年开采，该矿山已形成+70 m、+40 m、+8 m等3个中段采空区，现正开采-24 m水平中段。矿山设计预留条带矿柱支撑采空区，矿柱宽度10.0~14.0 m、空区跨度为14.0 m、空区高度为10.0~12.0 m。矿区地表高度为+85 m，开采中段空区埋深 $H=109$ m(见表1)。依据采空区实测图，建立大小为112.0 m×50.0 m×40.0 m(长×高×宽)的三维数值模型(见图3)，模型顶板厚度取10.0 m，空区高度取10.0 m，其余各参数如表1所示。

1.3.2 计算及结果分析

利用理论计算、数值模拟、经验公式法等3种方法，其中前2种方法分别计算矿柱重叠率为0, 0.1, ..., 0.9, 1.0等工况下的顶板最大拉应力值；经验公式法不考虑重叠率情况下，计算顶板最大拉应力，进行对比分析。

1) 理论计算。将表1中各参数代入式(11)，分别计算各工况下的顶板最大拉应力，计算结果如表2和图4所示。

2) 数值模拟。根据前文叙述，建立不同工况的数值模型。选用四面体网格划分模型单元，单元尺寸为0.5 m，图3(a)所示为重叠率 $\lambda=0.4$ 时的网格模型，共生成53680个节点、330794个单元。模型的4个侧面施加铰链约束，模型底部施加固定约束。

图3 三维数值模拟($\lambda=0.4$)Fig. 3 Three-dimensional numerical calculation ($\lambda=0.4$): (a) Mesh of model; (b) Color contour map for maximum principle stress

经测算, 在模型顶部施加大小为2.117MPa的上覆岩土体重力等效均布荷载, 在空区顶板上部施加均匀荷载 q_0 ^[19]。在数值模型计算中^[24], 矿岩体破坏服从Mohr-Coulomb准则, 各工况下顶板最大拉应力值计算结果如图3(b)、表2和图4所示。

表2 不同工况顶板最大拉应力 $\sigma_{t,max}$ 计算结果Table 2 Calculation results of maximum tensile stress ($\sigma_{t,max}$) of roof with different working conditions

λ	$\sigma_{t,max}/\text{MPa}$		Empirical formula (Regardless of overlapping ratio)
	Numerical simulation	Theoretical calculation	
0	2.98	2.86	0.98
0.1	2.86	2.85	
0.2	2.79	2.79	
0.3	2.72	2.62	
0.4	2.45	2.32	
0.5	2.12	1.88	
0.6	1.52	1.35	
0.7	0.91	0.82	
0.8	0.64	0.57	
0.9	0.52	0.50	
1.0	0.56	0.49	

3) 经验公式。目前, 矿山常采用固定梁理论来计算采空区顶板的最大拉应力。假定空区顶板为两端固定的平板梁结构, 上覆均布荷载及矿柱自重作用力等效为 q_0 , 则顶板最大拉应力公式^[25]可表示为

$$\sigma_{te} = \frac{b^2 \gamma h}{2h^2} = \frac{b^2 q_0}{2h^2} \quad (12)$$

式中: σ_{te} 为采用固定梁理论的经验公式法算得的顶板最大拉应力; 文中用 q_0 置换 γh 表示顶板承受的上

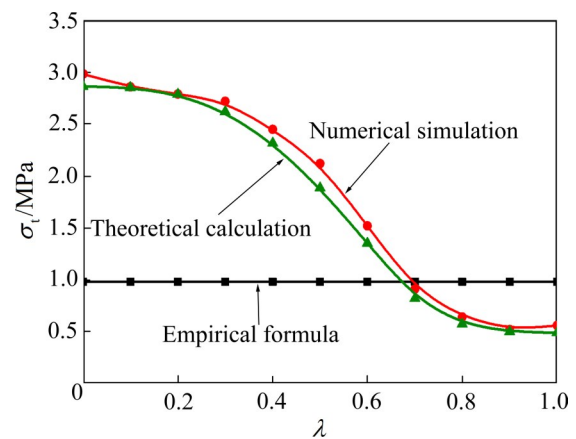


图4 顶板最大拉应力值计算结果对比图

Fig. 4 Comparison diagram of calculation results of maximum tensile stress of roof

覆均布荷载及矿柱自重作用。

将表1中相关参数代入式(12), 计算得到顶板最大拉应力为0.98 MPa, 如表2和图4所示。

1.3.3 对比分析

由表2和图4可以发现: 随着矿柱重叠率不断增加, 理论计算与数值模拟2种方法算得的顶板最大拉应力值不断减小, 减小速率先缓后陡再缓; 当矿柱重叠率大于0.8时, 顶板最大拉应力值较小, 趋于某一定值, 理论计算与数值模拟的结果整体上趋于一致, 拟合度较好。

理论计算方法与经验公式法的计算值相比, 当重叠率为0~0.6时理论计算值大于经验公式法的计算值, 重叠率为0.7~1.0时, 理论计算值小于经验公式法的计算值。忽视重叠率因素的影响(即 $\lambda=1.0$), 依靠经验公式法进行分析取值, 容易产生事故隐患。

当矿柱重叠率为0.3~0.8时, 理论计算与数值

模拟2种方法的计算结果存在一定误差。究其原因,当矿柱重叠率在0.3~0.8时,顶板受力呈不对称分布,矿柱-顶板为整体的工程实况,与顶板简化为两端固支结构体的假设之间存在出入,导致计算结果出现误差,但相对误差较小,在可接受范围内。

综上分析表明,理论计算方法更贴近实际情况,对矿山具有实际指导作用。

2 顶板安全厚度(h_s)及因素分析

2.1 h_s 计算式

矿山在设计顶板安全厚度时,安全系数 F_s 和内部最弱岩体的极限抗拉强度 $[\sigma_t]$ 是主要考虑指标。安全系数 F_s 是考虑爆破、风化作用和水力渗透等不确定因素作用的安全盈余系数,岩体破坏判定标准值通常为强度最弱岩体的极限抗拉强度 $[\sigma_t]$ ^[26]。因此,当实际顶板厚度小于极限厚度时,岩体最大拉应力大于岩体极限抗拉强度,顶板将处于不稳定状态;反之,当其厚度大于极限厚度时,顶板处于相对稳定状态。

安全厚度 h_s 为极限厚度 h_m 与安全系数 F_s 的乘积,通过变换式(11)可得到顶板极限厚度 h_m 的表达式为

$$h_m = \sqrt{\frac{6M_{\max}}{[\sigma_t]}} \quad (13)$$

式中: $[\sigma_t]$ 为岩体的极限抗拉强度。

顶板安全厚度 h_s 表达式可表示为

$$h_s = F_s \sqrt{\frac{6M_{\max}}{[\sigma_t]}} = \begin{cases} F_s \sqrt{\frac{6\left(X_1x_0 - X_2 + \frac{1}{2}q_0x_0^2\right)}{[\sigma_t]}}, & 0 \leq x_m \leq b_0 \\ F_s \sqrt{\frac{6\left(X_1x_1 - X_2 + \frac{1}{2}(q_1 - q_0)(x_1 - b_1)^2 + \frac{1}{2}q_0x_1^2\right)}{[\sigma_t]}}, & b_0 \leq x_m \leq b \end{cases} \quad (14)$$

式中: F_s 是基于岩体顶板安全系数,矿山取值大于1.25即可满足要求^[12],以下案例计算统一取值

为1.5。

由式(2)、(7)、(14)可知,顶板安全厚度取值与矿柱重叠率、矿柱宽度、空区跨度、空区埋深、岩体极限抗拉强度、岩体容重、安全系数等因素相关。对某地下矿山采空区而言,其埋深、抗拉强度、容重、安全系数等数值一定,因此,通过分析矿柱重叠率、矿柱宽度和空区跨度等变量值,结合式(14),即可确定顶板安全厚度值。

2.2 影响因素分析

同样以1.3.1节所述矿山采空区为例进行分析。

2.2.1 矿柱重叠率 λ

为研究矿柱重叠率 λ 对顶板安全厚度 h_s 的影响关系,下面分别开展矿柱宽度、空区跨度在不同取值条件下的因素分析。

1) 矿柱宽度不同取值条件。当空区跨度为 $b=14.0$ m,其他条件不变时,矿柱重叠率取值范围为0~1.0,矿柱宽度取值分别为6.0, 7.0, ..., 14.0 m时,顶板安全厚度与矿柱重叠率关系见图5。

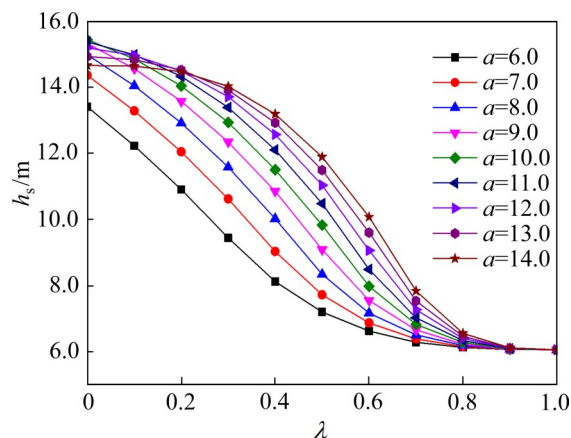


图5 不同矿柱宽度条件下顶板安全厚度与矿柱重叠率关系图

Fig. 5 Relation diagram of roof safety thickness and pillar overlap rate under different pillar widths

由图5可知:当空区跨度 b 一定时,顶板安全厚度随着矿柱重叠率的增加而减小,减小速率先缓后陡再缓。其中,当重叠率在0~0.8时,顶板厚度取值较大;当重叠率在0.8~1.0时,顶板厚度取值较小,当重叠率大于0.8时, h_s 趋于定值。究其原因,是 a 、 b 一定时,随着矿柱重叠率的增大,顶板承受偏离矿柱传递荷载的面积减少,最大弯矩变

小,顶板安全厚度 h_s 减小。

分析图5中各曲线关系还可以发现:当重叠率在0~0.2,矿柱宽度 a 取值为6.0~10.0 m时, a 增大时 h_s 增大,而当矿柱宽度 a 取值为10.0~14.0 m时, a 增大时 h_s 减小。究其原因,随着矿柱宽度的增大,两个因素发生了变化:①空区顶板承受偏离矿柱荷载面积增加,最大弯矩增大;②偏离矿柱荷载值减小,最大弯矩减小。当矿柱宽度 a 取值6.0~10.0 m范围内时,因素①作用强于因素②, a 增大时弯矩增大, h_s 增大;当矿柱宽度 a 取值10.0~14.0 m范围内时,因素②作用强于因素①, a 增大时最大弯矩减小, h_s 减小。

2) 空区跨度不同取值条件。设定矿柱宽度为 $a=10.0$ m、其他条件不变时,矿柱重叠率取值范围为0~1.0,空区跨度取值分别为10.0, 11.0, ..., 18.0 m时,顶板安全厚度与矿柱重叠率关系见图6。

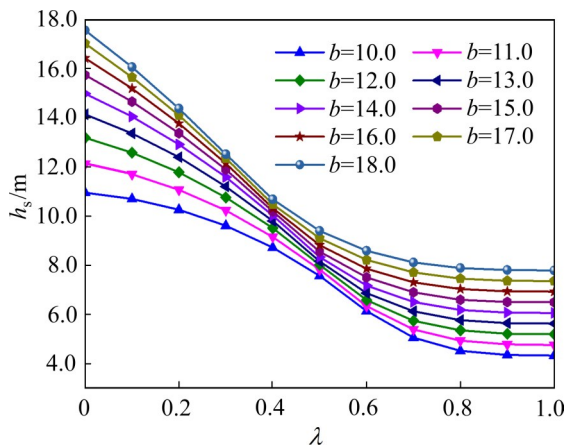


图6 不同空区跨度条件下顶板安全厚度与矿柱重叠率关系图

Fig. 6 Relation diagram of roof safety thickness and pillar overlap rate under different goaf span

由图6可知:当矿柱宽度 a 一定时,顶板安全厚度随重叠率的增大逐渐减小,减小速率先缓后陡再缓。其中,当 $0 < \lambda < 0.8$ 时, h_s 取值较大,减小速率较大;当 $0.8 < \lambda < 1$ 时, h_s 取值较小,减小速率较小。因此,矿山在回采过程中,须将矿柱的重叠率控制在0.8以上。

分析图6中各曲线关系还可以发现:当 a 一定时,随着空区跨度 b 的增大,顶板安全厚度 h_s 同步增大。

2.2.2 矿柱宽度 a

为研究不同重叠率矿柱支撑下,顶板安全厚度 h_s 与矿柱宽度 a 的关系,设定其他条件不变,空区跨度 $b=14.0$ m,矿柱宽度取值区间为4.0~14.0 m,矿柱重叠率为0.3, 0.4, ..., 0.9和1.0时,顶板安全厚度与矿柱宽度关系如图7所示。

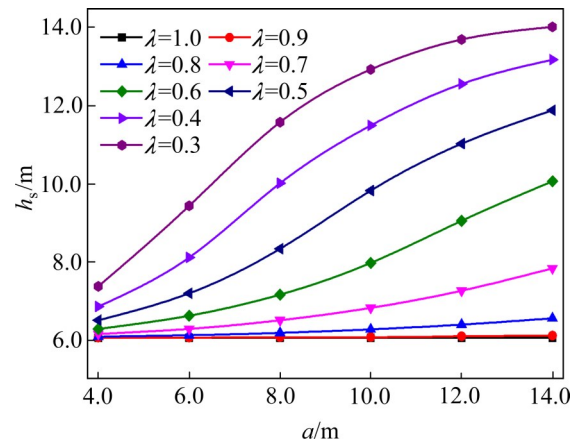


图7 不同重叠率条件下顶板安全厚度与矿柱宽度关系图

Fig. 7 Relation diagram of roof safety thickness and pillar width under different overlap rates

由图7可以发现:当其他条件不变、空区跨度 b 一定时,顶板安全厚度 h_s 与矿柱宽度 a 取值密切相关。当重叠率在0.3~0.8时,随着 a 的增加, h_s 值呈增大的趋势;当重叠率在0.8~1.0时,随着 a 的增加, h_s 值趋于定值,变化较小。

究其原因,当矿柱重叠率在0.3~0.8时,随着矿柱宽度 a 的增加,空区顶板承受偏离矿柱荷载的面积增加,顶板最大弯矩增大, h_s 值随之增大;当矿柱重叠率在0.8~1.0时,随着 a 的增加,空区顶板承受偏离矿柱传递荷载的面积变化较小,最大弯矩变化较小, h_s 值趋于定值。

2.2.3 空区跨度 b

为研究不同重叠率矿柱支撑下,空区跨度 b 与顶板安全厚度 h_s 的关系,设定其他条件不变时,矿柱宽度取值 $a=10.0$ m,空区跨度取值区间为10.0~18.0 m,矿柱重叠率为0.3、0.4、...、0.9和1.0时,顶板安全厚度与空区跨度关系如图8所示。

由图8可以发现:当矿柱宽度一定时,顶板安全厚度随空区跨度的增加而增大,增大速率与矿柱重叠率密切相关。当重叠率在0.3~0.8时,随着 b 的增大, h_s 的增大速率发生明显变化;当重叠率在

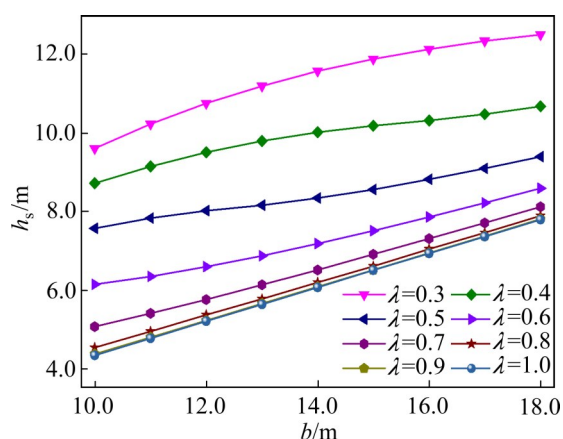


图8 不同重叠率条件下顶板安全厚度与空区跨度关系图

Fig. 8 Relationship diagram of roof safety thickness and goaf span under different overlap rates

0.8~1.0 时, 随着 b 的增大, h_s 的递增速率变化不明显。

究其原因, 当其他条件不变、矿柱宽度 a 为定值时, 随着空区跨度 b 的增大, 顶板受到的偏离矿柱荷载不断增加, 最大弯矩增大, h_s 也逐渐增大。

2.2.4 讨论

综上因素分析, 矿柱重叠率 λ 、矿柱宽度 a 和空区跨度 b 对顶板安全厚度 h_s 有着显著的影响。为了确保顶板的安全性, 矿柱重叠率应控制在 0.8 以上。同时, 空区跨度与矿柱宽度也应在合理范围内取值。

3 工程实例验证

3.1 实例1

为了验证理论计算方法计算结果的可靠性, 选取 1.3.1 节的某地下石灰岩矿 -24 m 中段空区为对象, 进行现场勘察验证(见图 9)。根据矿山实测地形图, 获取 -24 m 与 +8 m 两相邻中段重叠区域的水平投影图(见图 9(a))。已知矿柱宽度约 14.0 m, 空区跨度约 14.0 m、采空区高度约 12.0 m, 顶板厚度 20.0 m。

经测算, 研究区域的矿柱重叠率在 0.7~1.0 之间。经式(12)和(13)计算, 实例 1 空区顶板安全厚度的计算结果如表 3 所示, 其中, 空区 3 的顶板重叠率为最小值 0.8, 安全系数取值为 1.5 时, 顶板安全

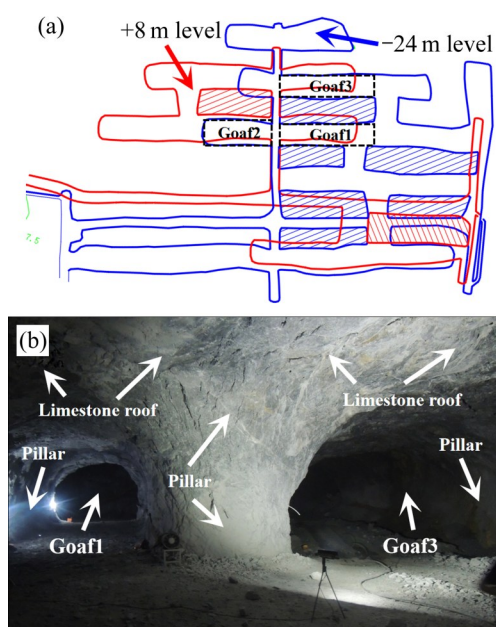


图9 实例1研究区域空区图

Fig. 9 Goaf figure of studied area in example 1: (a) Horizontal projection of adjacent midsection goafs; (b) Realistic picture of goaf 1 and goaf 3

厚度为 7.3 m, 极限厚度为 4.9 m, 其值远小于顶板的实际预留厚度 20.0 m。现场调查发现, 空区形成 4 年来, 空区围岩暴露面光滑, 从未发生冒落垮塌现象, 空区稳定(见图 9(b))。同时说明, 该矿山初步开采设计的顶板预留厚度值过于保守。

3.2 实例2

某地下石灰岩矿山 2 采用房柱空场法开采, 经多年开采, 现已形成 +211 m、+196 m、+176 m 共 3 个中段空区。已知该矿山 +176 m 水平中段与 +196 m 中段部分区域重叠, 重叠区域地表标高 +261.7 m, 其空区水平投影如图 10(a) 所示。已知 +176 m 中段阶段高度为 20.0 m, 矿柱宽度为 12.0 m, 空区跨度为 15.0 m、空区高度为 12.0 m, 顶板实际预留厚度约 8.0 m, 矿山岩体极限抗拉强度 $[\sigma_t] = 3.0$ MPa。

经测算, 研究区域的矿柱重叠率在 0.6~1.0 之间。经式(12)和(13)计算, 实例 2 顶板安全厚度计算结果如表 3 所示。其中, 空区 7 顶板的重叠率为最小值 0.6, 安全系数取值为 1.5 时, 顶板安全厚度为 8.5 m, 极限厚度为 5.6 m。

现场调查发现, 顶板实际厚度 8.0 m 大于极限厚度, 略小于顶板安全厚度。空区 7 形成 5 年来,

表3 实例空区顶板计算结果统计表

Table 3 Table of calculation results of examples' goaf roof

Example No.	$[\sigma_t]/\text{MPa}$	q_0/MPa	H/m	a/m	b/m	Goaf No.	λ	h_m/m	h_s/m	h/m
Example 1	3.0	1.0	109.0	14.0	14.0	Goaf 1	0.8	4.4	6.6	20.0
						Goaf 2	1.0	4.0	6.1	20.0
						Goaf 3	0.7	4.9	7.3	20.0
Example 2	3.0	1.0	85.7	12.0	15.0	Goaf 4	0.9	4.3	6.5	8.0
						Goaf 5	0.8	4.5	6.7	8.0
						Goaf 6	0.7	4.9	7.3	8.0
						Goaf 7	0.6	5.6	8.5	8.0

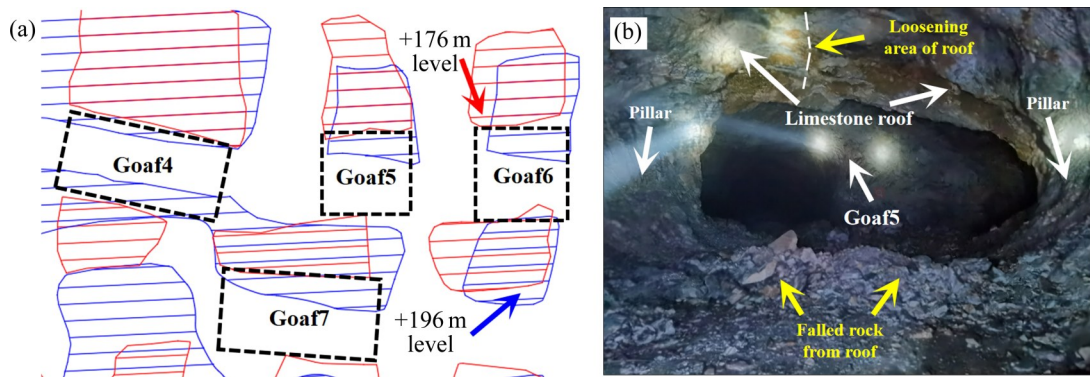


图10 实例2研究区域空区图

Fig. 10 Goaf figure of studied area in example 2: (a) Horizontal projection of adjacent midsection goafs; (b) Realistic picture of goaf 7

顶板未出现大面积垮落问题,局部出现落石现象,如图10(b)所示。

综合实例1和实例2调查结果,空区实际状况与理论计算结果基本相符,验证了理论计算结果的科学性。

4 结论

1) 考虑不同重叠率矿柱支撑条件下的顶板受到的不同状态荷载,将顶板简化为两端固支结构,构建顶板受力模型,推导出顶板安全厚度 h_s 的数学表达式,研究顶板安全厚度 h_s 与矿柱重叠率 λ 、矿柱宽度 a 、空区跨度 b 等因素之间的关系。

2) 顶板安全厚度与矿柱宽度、空区跨度等因素分析结果表明:当空区跨度 b 一定时, h_s 随 λ 的增大而减小,减速先增大后减小; $0 < \lambda < 0.8$ 时, h_s 取值较大, $0.8 < \lambda < 1.0$ 时, h_s 取值较小。当矿柱宽度 a 一定时, h_s 随 λ 的增大而减小,减速先增大后减小; $0 < \lambda < 0.8$ 时, h_s 取值较大,减速较大; $0.8 < \lambda < 1.0$ 时, h_s 取值较小,减速较小。在实际工程中,

当矿柱宽度和空区跨度一定时,应将矿柱的重叠率控制在0.8以上,有利于采空区稳定。

3) 矿山实例1、实例2的调查结果表明:实例1中 λ 为0.8的空区3,其顶板安全厚度为7.3 m,小于实际厚度20.0 m,顶板保持稳定;实例2中 λ 为0.6的空区7,顶板安全厚度为8.5 m,略大于实际厚度8.0 m,顶板相对稳定,局部有落石现象发生。现场情况验证了理论方法计算结果的合理性。

REFERENCES

- [1] 姜立春,张浩,王建德.水平层状优势节理石灰岩采空区顶板破坏特征及其影响机制[J].中国有色金属学报,2021,31(1): 222-233.
JIANG Li-chun, ZHANG Hao, WANG Jian-de. Roof failure characteristics and its influence mechanism in limestone goaf with horizontal layered dominant joints[J]. The Chinese Journal of Nonferrous Metals, 2021, 31(1): 222-233.
- [2] WANG Hong-liang, GE Mao-chen. Acoustic emission/microseismic source location analysis for a limestone mine exhibiting high horizontal stresses[J]. International Journal

- of Rock Mechanics and Mining Sciences, 2007, 45: 720–728.
- [3] 解联库, 熊代余, 杨天鸿, 等. 露天采场边坡下隐伏空区灾害影响分析及其治理[J]. 中国有色金属学报, 2020, 30: 2503–2512.
- XIE Lian-ku, XIONG Dai-yu, YANG Tian-hong, et al. Analysis on disaster impact of concealed goaves underneath open-pit slope and its treatment[J]. The Chinese Journal of Nonferrous Metals, 2020, 30(10): 2503–2512.
- [4] 张敏思, 朱万成, 侯召松, 等. 空区顶板安全厚度和临界跨度确定的数值模拟[J]. 采矿与安全工程学报, 2012, 29(4): 543–548.
- ZHANG Min-si, ZHU Wan-cheng, HOU Zhao-song, et al. Numerical simulation for determining the safe roof thickness and critical goaf span[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2012, 29(4): 543–548.
- [5] 吴爱祥, 沈慧明, 姜立春, 等. 窄长型充填体的拱架效应及其对目标强度的影响[J]. 中国有色金属学报, 2016, 26(3): 648–654.
- WU Ai-xiang, SHEN Hui-ming, JIANG Li-chun, et al. Arching effect of long-narrow cemented paste backfill body and its effect on target strength[J]. The Chinese Journal of Nonferrous Metals, 2016, 26(3): 648–654.
- [6] 姜立春, 陈鹏, 吴爱祥. 基于不同充填接顶率的采空区顶板拱架自稳效应[J]. 中国有色金属学报, 2019, 29(1): 187–193.
- JIANG Li-chun, CHEN Peng, WU Ai-xiang. Roof self-stabilizing arching effect of goaf based on different roof-contacted filling rate[J]. The Chinese Journal of Nonferrous Metals, 2019, 29(1): 187–193.
- [7] 刘建功, 赵家巍. 固体充填开采顶板多跨超静定结构分析与充填支架控制作用研究[J]. 煤炭学报, 2019, 44(1): 85–93.
- LIU Jian-gong, ZHAO Jia-wei. Study on the multi-span statically indeterminate structure of roof in solid filling mining and the controlling effect of backfilling hydraulic supports[J]. Journal of China Coal Society, 2019, 44(1): 85–93.
- [8] 赵明华, 朱志仁, 黄明华, 等. 考虑基桩嵌岩段侧阻的岩溶区顶板安全厚度计算[J]. 岩土力学, 2018, 39(11): 4201–4209.
- ZHAO Ming-hua, ZHU Zhi-ren, HUANG Ming-hua, et al. Study on thickness of safety for cave roofs suffered bending failure in karst areas[J]. Rock and Soil Mechanics, 2018, 39(11): 4201–4209.
- [9] OSOULI A, BAJESTANI B M. The interplay between moisture sensitive roof rocks and roof falls in an Illinois underground coal mine[J]. Computers and Geotechnics, 2016, 80(4): 152–166.
- [10] NEWMAN C, NEWMAN D, DUPUY R. Development of a multiple level underground limestone mine from geology through mine planning[J]. International Journal of Mining Science and Technology, 2020, 30(1): 63–67.
- [11] 徐恒, 王贻明, 吴爱祥, 等. 基于尖点突变理论的充填体下采空区安全顶板厚度计算模型[J]. 岩石力学与工程学报, 2017, 36(3): 579–586.
- XU Heng, WANG Yi-ming, WU Ai-xiang, et al. A computational model of safe thickness of roof under filling body based on cusp catastrophe theory[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2017, 36(3): 579–586.
- [12] 姜立春, 杨超. 硬质黏土层顶板的铝土矿采空区护顶层安全厚度[J]. 中南大学学报(自然科学版), 2020, 51(2): 445–452.
- JIANG Li-chun, YANG Chao. Safety thickness of bauxite goaf protective roof in hard clay roof[J]. Journal of Central South University (Science and Technology), 2020, 51(2): 445–452.
- [13] 陈虎, 叶义成, 王其虎, 等. 基于岩梁-块体理论的巷道软弱层直接顶板破坏形式研究[J]. 岩土力学, 2020, 41(4): 1447–1454.
- CHEN Hu, YE Yi-cheng, WANG Qi-hu, et al. Study of direct roof failure form of soft layer in roadway based on rock beam-block theory[J]. Rock and Soil Mechanics, 2020, 41(4): 1447–1454.
- [14] MA Shao-wei, HU Jian-hua, QIN Ya-guang, et al. Bearing mechanism and thickness optimization of ore roof in bauxite stope[J]. Transactions of Nonferrous Metals Society of China, 2022, 32(1): 285–295.
- [15] CAO Shuai, XUE Gai-li, Erol Yilmaz, et al. Utilizing concrete pillars as an environmental mining practice in underground mines[J]. Journal of Cleaner Production, 2021, 278: 278–293.
- [16] 赵延林, 吴启红, 王卫军, 等. 基于突变理论的采空区重叠顶板稳定性强度折减法及应用[J]. 岩石力学与工程学报, 2010, 29(7): 1424–1434.
- ZHAO Yan-lin, WU Qi-hong, WANG Wen-jun, et al. Strength reduction method to study stability of goaf overlapping roof based on catastrophe theory[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2010, 29(7): 1424–1434.
- [17] 秦文静, 王汉斌, 禹敏. 不同矿柱重叠率下采空区安全隔层

- 厚度分析[J]. 煤矿安全, 2015, 46(1): 202–205.
- QIN Wen-jing, WANG Han-bin, YU Min. Analysis of safety interlayer thickness of gob under different pillar overlapping ratio[J]. Safety in Coal Mines, 2015, 46(1): 202–205.
- [18] SLAKER B, RASHED G, MURPHY M M, et al. Monitoring of multiple-level stress interaction at two underground limestone mines[J]. Mine, Metallurgy & Exploration, 2021, 38: 623–633.
- [19] 姜立春, 肖 康, 吴爱祥. 基于刚架结构模型法的采空区群失稳分析[J]. 岩石力学与工程学报, 2016, 35(S2): 4204–4210.
- JIANG Li-chun, XIAO Kang, WU Ai-xiang. Goaf group instability analysis based on rigid frame structure model method[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2016, 35(S2): 4204–4210.
- [20] 罗斌玉, 叶义成, 曹 中, 等. 基于 Mohr-Coulomb 准则的缓倾斜层状矿床矿柱强度估算及倾角效应[J]. 岩土力学, 2019, 40(5): 1940–1946, 1956.
- LUO Bin-yu, YE Yi-cheng, CAO Zhong, et al. Safety factor method for stability of inclined pillars under Mohr-Coulomb criterion[J]. Rock and Soil Mechanics, 2019, 40(5): 1940–1946, 1956.
- [21] 方从启, 刘朝山. 混凝土结构设计的拉-压杆模型方法—I: 模型建立[J]. 混凝土, 2009(9): 5–9, 13.
- FANG Cong-qi, LIU Chao-shan. Strut-and-tie model method for design of reinforced concrete structures: Part I. Model development[J]. Concrete, 2009(9): 5–9, 13.
- [22] 姜立春, 王玉丹. 复杂荷载作用下残采矿柱综合安全系数[J]. 中南大学学报(自然科学版), 2018, 49(6): 1511–1518.
- JIANG Li-chun, WANG Yu-dan. Comprehensive safety factor of residual mining pillar under complex loads[J]. Journal of Central South University (Science and Technology), 2018, 49(6): 1511–1518.
- [23] 潘 岳, 顾士坦, 戚云松. 周期来压前受超前隆起分布荷载作用的坚硬顶板弯矩和挠度的解析解[J]. 岩石力学与工程学报, 2012, 31(10): 2053–2063.
- PAN Yue, GU Shi-tan, QI Yun-song. Analytic solution of tight roof's bending moment and deflection under swelling distributive supporting pressure[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2012, 31(10): 2053–2063.
- [24] 邓 建, 肖 明, 谢冰冰. 三维接触面单元弹塑性损伤数值模拟分析方法[J]. 中南大学学报(自然科学版), 2016, 47(7): 2383–2389.
- DENG Jian, XIAO Ming, XIE Bing-bing. Three-dimensional elastic-plastic damage numerical simulation and analysis method for contact elements[J]. Journal of Central South University (Science and Technology), 2016, 47(7): 2383–2389.
- [25] 徐 帅, 安 龙, 李元辉, 等. 基于多方法联合的露天转地下境界矿柱厚度优化[J]. 东北大学学报(自然科学版), 2018, 335(8): 1181–1186.
- XU Shuai, AN Long, LI Yuan-hui, et al. Multi-method based optimization of crown pillar thickness from open pit to underground[J]. Journal of Northeastern University(Natural Science), 2018, 335(8): 1181–1186.
- [26] 王红卫, 陈忠辉, 杜泽超, 等. 弹性薄板理论在地下采场顶板变化规律研究中的应用[J]. 岩石力学与工程学报, 2006(S2): 3769–3774.
- WANG Hong-wei, CHEN Zhong-hui, DU Ze-chao, et al. Application of elastic thin plate theory to change rule of roof in underground stope[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2006(S2): 3769–3774.

Safety thickness of goaf roof under different pillar overlapping ratio

JIANG Li-chun¹, XU Ao-jie², YU Hong³

(1. School of Civil Engineering and Transportation, South China University of Technology,
Guangzhou 510640, China;

2. Institute of Safety Science and Engineering, South China University of Technology, Guangzhou 510640, China;

3. Eising Nonferrous Metals Share Co., Ltd., Guangzhou 510640, China)

Abstract: When there is a serious deviation between pillars in the adjacent middle section, it will seriously affect the value of the safe thickness of the goaf roof and endanger the safety of mine production. This article takes an underground limestone mine as an example, based on the analysis of the force characteristics of the roof of the adjacent middle section deviating from the pillar, the stress model of the roof is established, the mathematical expression of the safe thickness (h_s) is established, and the relationships among h_s , pillar overlap rate (λ), pillar width (a) and empty area span (b) were studied. The results show that when b is constant, h_s increases with the increase of a , and when λ is in the range of 0.8–1.0, h_s changes little and tends to be constant. h_s decreases with the increase of λ . When λ is in the range of 0.8–1.0, h_s changes little and tends to be constant. When a is constant, h_s increases with the increase of b , and when λ is in the range of 0.8–1.0, the change of h_s growth rate is small. h_s decreases with the increase of λ , and when λ is in the range of 0.8–1.0, h_s tends to increase slowly. The pillar overlap ratio of the mine shall be controlled above 0.8. Examples 1 and 2 verify the scientificity of the theoretical calculation method.

Key words: underground limestone mine; pillar overlapping ratio; roof; safety thickness; goaf

Foundation item: Project(51974135) supported by the National Natural Science Foundation of China

Received date: 2021-12-20; **Accepted date:** 2022-02-28

Corresponding author: JIANG Li-chun; Tel: +86-20-87111039; E-mail: ginger@scut.edu.cn

(编辑 何学锋)