

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

赵延林^{1,2}, 吴启红³, 王卫军^{1,2}, 万文^{1,2}, 赵伏军^{1,2}

(1. 湖南科技大学 煤矿安全开采技术湖南省重点实验室, 湖南 湘潭 411201; 2. 湖南科技大学 能源与安全工程学院, 湖南 湘潭 411201;
3. 中南大学 地学与环境工程学院, 湖南 长沙 410083)

摘要: 建立基于突变理论的采空区重叠顶板稳定性强度折减法, 研究重叠顶板的安全储备。提出采空区重叠顶板安全系数的概念, 通过不断折减重叠顶板强度参数, 得到不同折减系数下重叠顶板中点的竖向位移序列, 建立其竖向位移序列与折减系数的尖点突变模型, 以此作为采空区重叠顶板是否失稳的判据。以双层长方体采空区重叠顶板为例, 得到不同顶板跨度下, 重叠顶板安全系数和厚跨比之间的对数拟合函数, 表明重叠顶板安全系数受顶板厚跨比和跨度双重影响。采用基于突变理论的采空区重叠顶板稳定性强度折减法对多层采空区重叠顶板进行稳定性分析, 得出上层采空区重叠顶板不稳定会促使下层采空区重叠顶板向不稳定演化。对高峰矿区 105#矿体多层复杂采空区重叠顶板稳定性进行分析后可知: 除 1#, 2#采空区重叠顶板外, 其余重叠顶板基本稳定, 其安全系数在 1.50 以上。基于突变理论的采空区重叠顶板稳定性强度折减法为研究采空区稳定性提供一种新的研究途径。

关键词: 岩石力学; 突变理论; 强度折减法; 顶板稳定性; 安全系数

中图分类号: TU 45

文献标识码: A

文章编号: 1000 - 6915(2010)07 - 1424 - 11

STRENGTH REDUCTION METHOD TO STUDY STABILITY OF GOAF OVERLAPPING ROOF BASED ON CATASTROPHE THEORY

ZHAO Yanlin^{1,2}, WU Qihong³, WANG Wenjun^{1,2}, WAN Wen^{1,2}, ZHAO Fujun^{1,2}

(1. Hunan Provincial Key Laboratory of Safe Mining Techniques of Coal Mines, Hunan University of Science and Technology, Xiangtan, Hunan 411201, China; 2. School of Energy and Safety Engineering, Hunan University of Science and Technology, Xiangtan, Hunan 411201, China; 3. School of Geoscience and Environment Engineering, Central South University, Changsha, Hunan 410083, China)

Abstract: Strength reduction method which is used to study stability of goaf overlapping roof based on catastrophe theory is established. The concepts of safety factor of overlapping roof are proposed. With the reduction of strength parameters, a cusp catastrophe model of vertical displacement of the midpoint of roof and reduction coefficient is built. The mutability of overlapping roof failure process can be reflected when this model is employed as the failure criterion. Taking double cuboid goafs for example, fitting logarithm function between safety factor of roof and thickness to span ratio is drawn. Fitting function shows that safety factor of roof is effected by the thickness to span ratio and span of roof. Using strength reduction method to study stability of multilayer goafs overlapping roof based on catastrophe theory, it is obtained that the upper goaf overlapping roof instability can induce instability evolution of the lower goaf overlapping roof. Studying the stability of multilayer

收稿日期: 2010-01-08; **修回日期:** 2010-05-10

基金项目: 国家重点基础研究发展计划(973)项目(2007CB209400); 国家自然科学基金资助项目(50974059); 湖南省重点实验室专项计划项目(2009TP4038-3); 湖南省高校科技创新团队支持计划资助项目

作者简介: 赵延林(1973-), 男, 博士, 1998年毕业于湖南城市学院土木工程专业, 现任讲师, 主要从事岩体强度折减法和渗流力学方面的教学与研究。E-mail: yanlin_8@tom.com

goafs overlapping roofs in No.105 tin orebody of Gaofeng mining area, as result, except for goafs No.1 and No.2, the rest overlapping roofs are stable in the main, whose safety factors are over 1.5. Strength reduction method based on catastrophe theory provides a new research approach for stability analysis of goafs.

Key words: rock mechanics; catastrophe theory; strength reduction method; stability of goaf roof; safety factor

1 引言

采空区顶板作为采空区相对薄弱的部分, 在空区跨度、高度、承载状况发生变化时, 都可能发生坍塌, 导致上下相邻空区相互贯通, 改变原有空区结构, 诱发地应力改变, 形成局部应力集中和岩体破坏, 进而导致更大范围的空区贯通和失稳。因此, 分析不同尺寸采空区群的安全隔离层厚度对评价已有采空区(群)的稳定性有着重要的意义^[1]。本文将相邻采空区间的隔离层定义为采空区重叠顶板。

传统评价地下采空区顶板稳定性的方法基本采用半定量分析, 包括顶板厚跨比法^[2]、鲁佩涅依特理论、荷载传递线交汇法^[3]等, 该类方法对顶板的受力情况与破坏机制认识不足, 不能全面反映采空区的应力、应变分布及破坏状况, 故其计算结果的可靠性受到了很大影响, 应用范围受到一定限制^[4]。当前工程上尚没有统一的采空区顶板稳定安全系数的概念^[5]。从强度折减法理论出发, 可以认为采空区顶板稳定安全系数是顶板强度储备的安全系数, 即通过不断降低采空区顶板的强度直至顶板失稳破坏, 强度降低的倍数就是强度储备安全系数, 即采空区顶板稳定安全系数。因此, 将这种强度折减法理论引入到采空区顶板稳定性分析是一个好的思路^[6]。

近年来现代非线性理论如耗散结构理论、突变论及非线性动力学等引入岩石力学, 这些非线性理论为研究采空区稳定性提供了一种有力工具^[7]。采空区顶板岩层在外力作用下发生变形破坏过程, 是能量的积累和瞬时释放过程。在顶板岩层弯曲变形的过程中, 当顶板竖向位移或塑性屈服区增加到某一临界值时, 积累的应变能会瞬时释放, 顶板将突发失稳。采空区顶板稳定性问题本质上是一种非线性不可逆演化过程, 其失稳可以看作顶板位移从连续逐渐变化到系统状态突然变化的演化过程^[8]。而突变理论注重研究系统状态发生突变时外界的控制条件, 阐述系统中某些变量为何从连续逐渐变化导致系统状态的突然变化^[9]。不少研究者将突变理论引入岩体结构稳定性分析, 潘岳等^[10, 11]采用突变理论研究了岩爆、矿柱失稳及煤和瓦斯突出等的力学机制; 娄一青等^[9]采用有限元强度折减法进行边

坡稳定分析, 建立边坡内最大水平位移与折减系数的尖点突变模型; 付成华和陈胜宏^[12]建立了基于突变理论的地下工程洞室围岩失稳判据, 根据系统突变条件从不同方面判别洞室围岩发生失稳的可能性。许传华和任青文^[13]应用耗散结构理论、熵及突变论等非线性科学理论研究岩石非线性稳定问题, 建立了符合实际的岩体破坏分析方法和失稳判据。S. Qin 等^[14]建立了滑坡的尖点突变模型, 并用突变模型合理地解释了滑坡的全过程。

本文利用数值分析方法模拟采空区重叠顶板在不同强度条件下向极限平衡状态的演化过程, 应用尖点突变理论而建立基于突变理论的采空区重叠顶板稳定性强度折减法, 分析采空区顶板的稳定性。为研究多层采空区的顶板稳定性, 评价顶板的安全系数提供了一个新的定量研究方法。

2 基于突变理论的采空区重叠顶板稳定性强度折减法

2.1 基于尖点突变理论的强度折减法

强度折减法的基本原理是将岩土体的强度参数 c , φ 同时除以某个折减系数 F , 得到一组新的 c' , φ' 值, 将新的材料参数作为计算参数进行试算。通过不断折减岩体的强度参数, 直至岩体工程处于临界失稳状态^[15~17]。折减公式为

$$c' = \frac{c}{F} \quad (1)$$

$$\varphi' = \arctan(\tan \varphi / F) \quad (2)$$

将强度折减法引入重叠顶板稳定性分析, 通过不断降低顶板的强度直至顶板达到临界失稳状态, 得到采空区重叠顶板的安全系数^[18, 19]。采空区重叠顶板的安全系数即为破坏面上实际岩体的强度与破坏时强度的比值。

采空区重叠顶板的失稳过程既是一个顶板相应部位位移突变的过程又是顶板岩体屈服断裂突变的过程, 运用强度折减法进行重叠顶板稳定性分析时, 建立采空区顶板竖向位移 δ 与强度折减系数 F 的突变模型函数 $\delta(F)$, 结合突变模型函数 $\delta(F)$ 和顶板塑性区大小来判别采空区重叠顶板是否失稳。

随着顶板强度的折减可得出多级强度条件下的

重叠顶板中点竖向位移，可对每级强度下的采空区顶板竖向位移 δ 拟合成顶板中点竖向位移 δ 与强度折减系数 F 曲线的泰勒级数形式，截取至 4 次项构建

$$\delta(F) = a_0 + a_1 F + a_2 F^2 + a_3 F^3 + a_4 F^4 \quad (3)$$

式中： a_0, a_1, a_2, a_3, a_4 为待定系数。

令： $F \mapsto p - q, q = \frac{a_3}{4a_4}$ ，则，

$$V = c_4 p^4 + c_2 p^2 + c_1 p + c_0 \quad (4)$$

$$\begin{cases} c_0 \\ c_1 \\ c_2 \\ c_4 \end{cases} = \begin{bmatrix} q^4 & -q^3 & q^2 & -q & 1 \\ -4q^3 & 3q^2 & -2q & 1 & 0 \\ 6q^2 & -3q & 1 & 0 & 0 \\ 1 & 0 & 0 & 0 & 0 \end{bmatrix} \begin{cases} a_4 \\ a_3 \\ a_2 \\ a_1 \\ a_0 \end{cases} \quad (5)$$

进一步研究式(4)，可将其化为

$$K = p^4 + u p^2 + v p + C \quad (6)$$

式中： C 为剪切项，它对突变无意义。式(6)是 A_3 类尖点突变的标准开折，且有

$$\left. \begin{aligned} K &= \frac{V}{c_4} \\ u &= \frac{c_2}{c_4} = \frac{a_2}{a_4} - \frac{3a_3^3}{8a_4^2} \\ v &= \frac{a_1}{a_4} - \frac{a_2 a_3}{2a_4^2} + \frac{a_3^3}{8a_4^3} \end{aligned} \right\} \quad (7)$$

式(6)为采空区重叠顶板的稳态模型。对式(6)求解，得判别式为

$$\Delta = 8u^3 + 27v^2 \quad (8)$$

令 $\Delta = 0$ ，即为临界状态，满足分叉集方程：

$$\Delta = 8u^3 + 27v^2 = 0 \quad (9)$$

式(9)所决定的临界点集就是平衡曲面，其在 (r, u, v) 空间中的图形由上、中、下三叶构成，其中上、下两叶是稳定的，中叶是不稳定的。无论 u, v 沿何种途径变化，相点 (x, u, v) 都只在上叶(或下叶)平衡地变化，当它到达该叶的边缘时即发生突跳而跃过中叶，因此在平衡曲面上有竖直切线的点就构成状态的突变点集(即奇点集)。图 1 为尖点突变模型的平衡曲面和分叉集示意图。

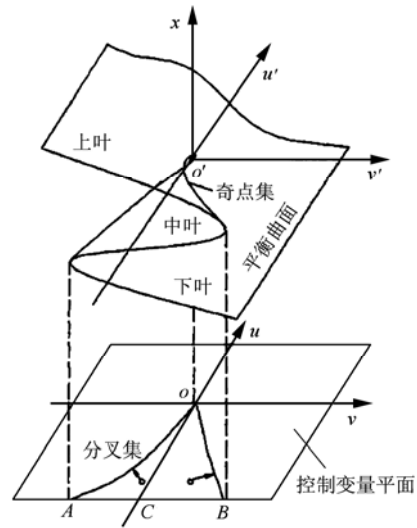


图 1 尖点突变模型的平衡曲面和分叉集

Fig.1 Balance curved surface and bifurcation set of cusp catastrophe model

基于突变理论的采空区重叠顶板稳定性强度折减法有如下判据：

- (1) $\Delta > 0$ ，采空区重叠顶板位移稳定；
- (2) $\Delta < 0$ ，采空区重叠顶板位移不稳定；
- (3) $\Delta = 0$ ，采空区重叠顶板位移处于临界状态。

2.2 基于突变理论的采空区重叠顶板稳定性强度折减法的实现过程

由于采空区重叠顶板的破坏方式主要有剪切破坏和受拉破坏。采用 FLAC^{3D} 中既能考虑剪切破坏又能考虑拉伸破坏的 Mohr-Coulomb 准则进行计算。同时 FLAC^{3D} 大变形模式通过每次循环更新坐标来再现岩体的大变形破坏。基于突变理论的采空区重叠顶板稳定性强度折减法的基本假设如下：(1) 顶板岩体相对完整；(2) 顶板符合 Mohr-Coulomb 强度准则并满足大变形假设。

Mohr-Coulomb 准则的剪切破坏判据为

$$f^s = \sigma_1 - \sigma_3 N_\varphi + 2c \sqrt{N_\varphi} = 0 \quad (10)$$

其中，

$$N_\varphi = \frac{1 + \sin \varphi}{1 - \sin \varphi} \quad (11)$$

式中： φ 为岩体内摩擦角， c 为黏聚力。

拉伸破坏判据为

$$f^t = \sigma_1 - \sigma_3 = 0 \quad (12)$$

式中： σ_1 为抗拉强度。

基于突变理论的采空区重叠顶板稳定性强度折减法的实现过程^[17]如下：

(1) 首先进行采空区建模、加载, 荷载采用最不利荷载组合。

(2) 初始强度参数按岩体本身的黏聚力 c 和内摩擦角 φ , 进行弹塑性有限元求解, 直至收敛。

(3) 采用 Mohr-Coulomb 模型, 逐渐增大折减系数 F_i , 对顶板岩体的黏聚力 c 和内摩擦角 φ 进行多次折减。则第 i 次折减后的顶板岩体强度 c'_i , φ'_i 为

$$c'_i = \frac{c}{F_i} \tag{13}$$

$$\varphi'_i = \arcsin\left(\frac{\tan \varphi}{F_i}\right) \tag{14}$$

式中: F_i 为第 i 次折减系数。

(4) 记录不同折减系数 F_i 下, 采空区重叠顶板中点的竖向位移, 对位移 δ 和折减系数 F_i 的相关数据点进行 4 次多项式拟合, 得到采空区重叠顶板中点的竖向位移和折减系数 F_i 的拟合方程 $\delta(F_i)$ 。

(5) 采用采空区重叠顶板位移演化的尖点突变模型, 根据尖点突变判据, 确定采空区重叠顶板安全系数。

基于突变理论的采空区重叠顶板稳定性强度折减法实现过程的计算流程见图 2。

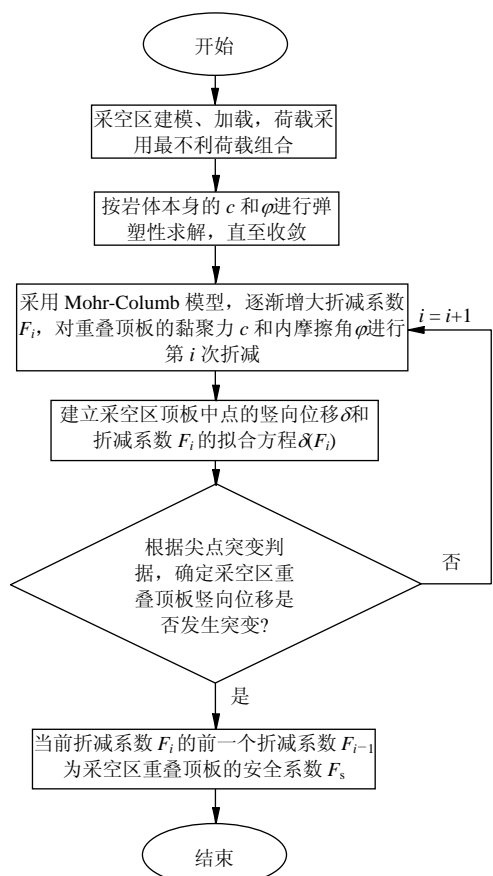


图 2 程序流程图

Fig.2 Program flow chart

3 采空区重叠顶板安全系数分析

地下采空区形状和顶板形状很不规则, 多层采空区之间的重叠方式不尽相同。上下采空区有部分重叠的和完全重叠的, 而且重叠部位也各不相同。为研究方便, 不少学者对采空区顶板进行合理简化, 采用梁模型或板模型来研究采空区顶板稳定性^[2~4]。本文从简单的长方体采空区入手, 利用基于突变理论的采空区重叠顶板稳定性强度折减法来分析双层长方体采空区重叠顶板的稳定性及安全系数。假定长方形顶板的长宽比为 2, 采空区高度为 10 m, 定义顶板的短边为顶板跨度。

图 3 为双层长方体采空区的计算模型与网格划分, 计算模型四周及下底面采用固定法向约束; 模型计算参数取自广西高峰矿区 105#锡矿体和矿体外灰岩的岩石物理力学参数, 见表 1。

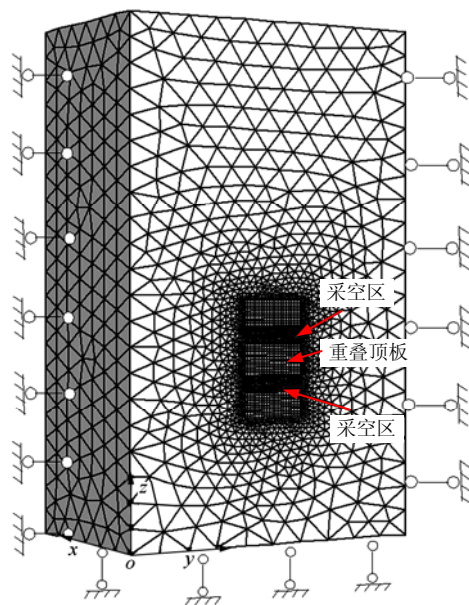


图 3 双层长方体采空区的计算模型与网格划分

Fig.3 Numerical calculation model and mesh generation

表 1 高峰矿区 105#锡矿体和灰岩的岩石物理力学参数
Table 1 Rock physico-mechanical parameters of tinorebody No.105 and limestone in Gaofeng mining area

岩性	密度 / $(\text{kg} \cdot \text{m}^{-3})$	弹性模量 /GPa	泊松比	黏聚力 /MPa	内摩擦角 / $(^\circ)$	抗拉强度 /MPa
矿体	4 100	29.95	0.25	0.30	42	1.12
围岩	2 730	23.22	0.23	0.25	40	0.83

3.1 不同跨度、不同顶板厚度的双层采空区重叠顶板安全系数分析

取长方体双层采空区重叠顶板跨度为 10, 15, 20, 25, 30 m, 重叠顶板厚度分别取 3, 5, 8, 12, 15, 20 m 研究不同跨度、不同顶板厚度的长方体双层采空区重叠顶板的安全系数。下面以顶板跨度为 10 m, 厚度为 3 m 时的双层采空区为例来说明求解重叠顶板安全系数的过程。

通过不断折减重叠顶板的强度参数, 得到顶板跨度为 10 m, 厚度为 3 m 时, 顶板中点的竖向位移 δ 随折减系数 F_i 的演化规律及竖向位移 δ 和折减系数 F_i 的泰勒级数拟合曲线(见图 4), 由图 4 可以看出: 随着折减系数 F_i 的增大, 顶板中点的竖向位移逐渐增大, 当 F_i 较小 ($F_i < 2.44$) 时, 位移增长缓慢, 当 $F_i \geq 2.44$ 时, 顶板计算单元发生大规模的整体向下的塑性流动; 将竖向位移 δ 和折减系数 F_i 的泰勒级数拟合曲线中各参数代入式(7)和突变特征方程式(8), 得到不同折减系数 F_i 下, 重叠顶板中点竖向位移突变特征值 Δ 。 Δ 随折减系数 F_i 的演化曲线见图 5。由式(8)得到当折减系数 $F_i = 2.43$ 时, $u = -0.169 94$, $v = 0.144 69$, $\Delta = 0.526 > 0$, 而当

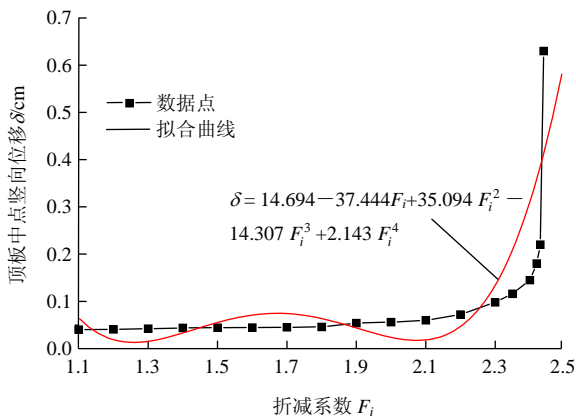


图 4 顶板中点竖向位移 δ 和折减系数 F_i 的拟合曲线
Fig.4 Fitting curve between vertical displacement δ of the midpoint of roof and reduction factor F_i

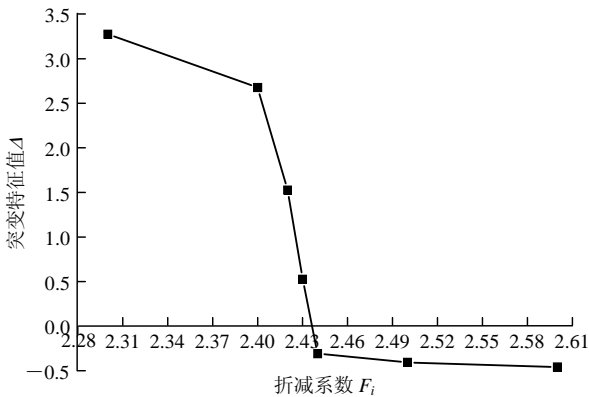
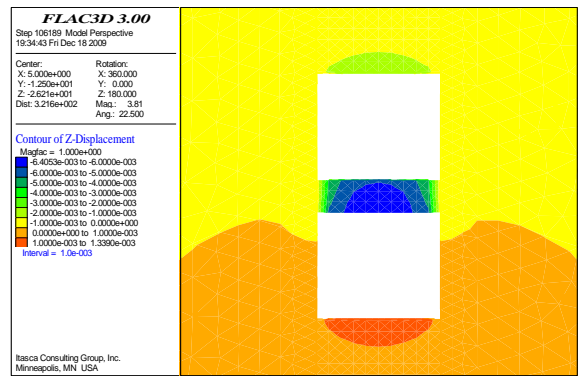


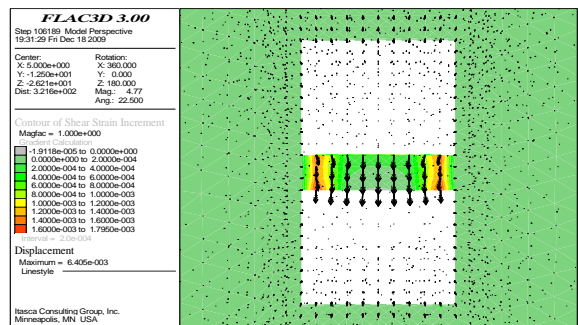
图 5 突变特征值 Δ 随折减系数 F_i 的变化曲线
Fig.5 Variation curve between catastrophic eigenvalue Δ and reduction factor F_i

$F_i = 2.44$ 时, $\Delta = -0.308 7 < 0$, 顶板失稳。可认为 $F_i = 2.43$ 为采空区重叠顶板的临界折减系数, 即为顶板跨度为 10 m, 厚度为 3 m 时, 重叠顶板的安全系数。

图 6(a)显示了 $F_i = 2.44$ 时, $x = 0$ 截面上竖向位移云图, 双层采空区之间的重叠顶板的竖向位移远大于其他部位的围岩。此时重叠顶板表现为整体向下的塑性流动。从图 6(b)中明显可看出在顶板与围岩交界处为剪应变增量集中区域, 这也是重叠顶板的破裂面。



(a) 竖向位移云图(单位: m)



(b) 剪应变增量图

图 6 折减系数 $F_i = 2.44$ 时 $x = 0$ 截面上的计算结果

Fig.6 Calculation results of the $x = 0$ section when $F_i = 2.44$

图 7 为顶板塑性单元数目随折减系数的变化曲线, 它显示了随折减系数的增大, 顶板塑性区数目虽上下波动, 但是整体上随折减系数的增大呈非线性增长, 当 $F_i > 2.43$ 时, 顶板塑性区数目发生突变, 而后保持不变, 此时整个采空区顶板单元都处于塑性状态。处于全塑性区的采空区顶板发生剪切破坏, 顶板处于失稳状态。

将不同跨度、不同厚度的重叠顶板的安全系数列入表 2。从表 2 中可看出: 相同顶板跨度下, 顶板厚度越大, 安全系数也越大; 相同顶板厚度下, 顶板跨度越大安全系数越小; 这都与工程实际情况一致。

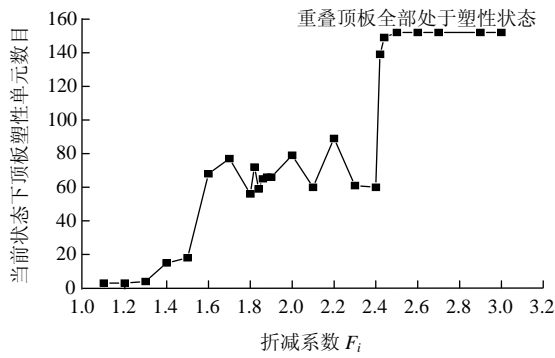


图 7 顶板塑性单元数目随折减系数的变化曲线

Fig.7 Variation curve between plastic element numbers of roof and reduction factor F_i

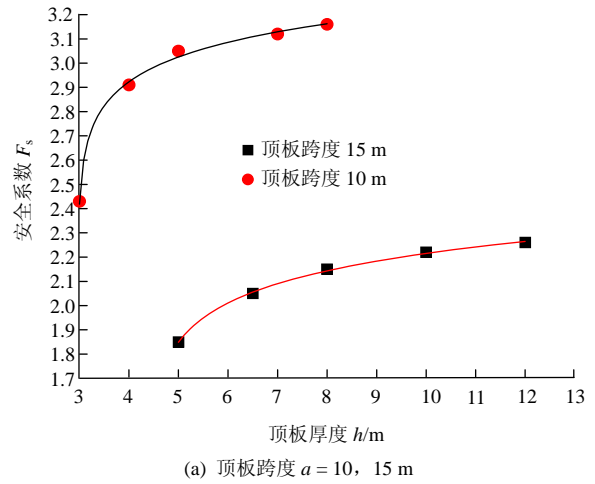
表 2 不同跨度不同厚度的重叠顶板安全系数统计表
Table 2 Safety factors of overlapping roof under different spans and thicknesses of roof

顶板跨度/m	顶板厚度/m	厚跨比	安全系数
10	3	0.30	2.43
10	5	0.50	3.05
10	8	0.80	3.16
15	5	0.33	1.85
15	8	0.53	2.15
15	10	0.67	2.22
15	12	0.80	2.26
20	5	0.25	1.43
20	8	0.40	1.65
20	10	0.50	1.71
20	12	0.60	1.74
25	5	0.20	1.24
25	8	0.32	1.36
25	10	0.40	1.41
25	12	0.48	1.44
25	14	0.56	1.47
30	8	0.27	1.15
30	10	0.33	1.21
30	12	0.40	1.25
30	14	0.47	1.29

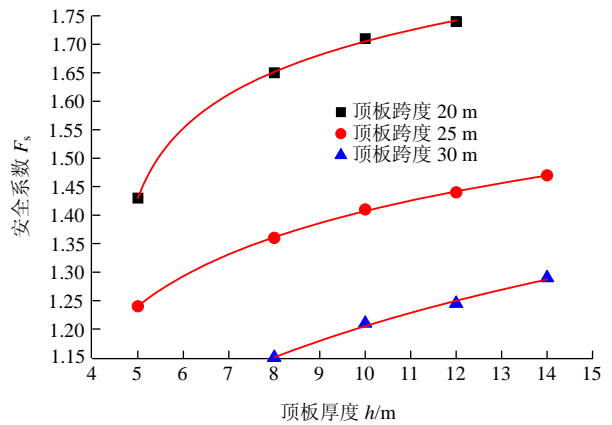
3.2 双层采空区重叠顶板安全系数和跨度、顶板厚度及厚跨比的关系

图 8 为顶板跨度为 10, 15, 20, 25, 30 m 的双层长方体采空区重叠顶板的安全系数和顶板厚度的关系曲线。图 8 显示了在相同顶板跨度下, 随着重叠顶板厚度的增大, 顶板安全系数也逐渐增大, 采用对数函数对其进行拟合:

$$F_s = A + B \ln(h + D) \quad (15)$$



(a) 顶板跨度 $a = 10, 15$ m



(b) 顶板跨度 $a = 20, 25, 30$ m

图 8 采空区重叠顶板安全系数和顶板厚度的关系曲线
Fig.8 Variation curves between safety factor of overlapping roof and roof thickness

式中: F_s 为重叠顶板安全系数; h 为重叠顶板厚度; A, B, D 均为待定系数。

由式(15)得到不同跨度下重叠顶板安全系数与顶板厚度之间关系式见表 3, 令 $F_s = 1.5$ 可得到相应安全系数下的重叠顶板厚度。

表 3 不同跨度下重叠顶板安全系数与顶板厚度之间关系式
Table 3 Relations between safety factor of overlapping roof and roof thickness under different roof spans

重叠顶板跨度/m	顶板安全系数 F_s 与顶板厚度 h 之间关系式	$F_s = 1.5$ 的重叠顶板厚度/m
10	$F_s = 2.9177 + 0.15143 \ln(h - 2.963)$	2.96
15	$F_s = 1.936 + 0.1623 \ln(h - 4.415)$	4.48
20	$F_s = 1.499 + 0.12 \ln(h - 4.438)$	5.44
25	$F_s = 1.128 + 0.141 \ln(h - 2.785)$	16.68
30	$F_s = 0.667 + 0.237 \ln(h - 0.31)$	33.80

下面研究厚跨比对重叠顶板安全系数的影响, 将跨度为 10, 15, 20, 25 和 30 m 的重叠顶板安全

系数和顶板厚跨比 h/a 的关系曲线绘于图 9。图 9 显示了随厚跨比的增加，顶板安全系数增大，相同厚跨比下，跨度较大的顶板，安全系数较少，跨度较小的顶板，安全系数较大，如当厚跨比 $h/a=0.4$ 时，顶板跨度 $a=20, 25$ 和 30 m 时，安全系数分别为 1.58, 1.41, 1.27。

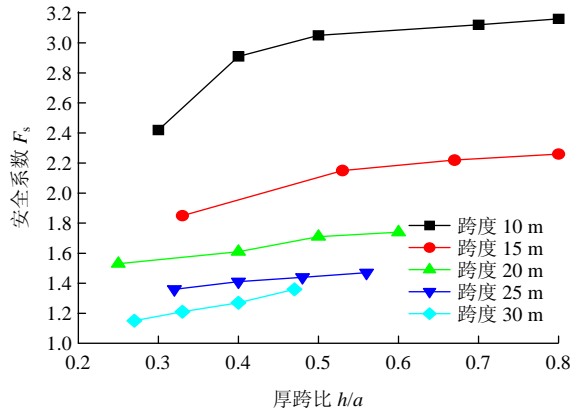


图 9 重叠顶板安全系数和厚跨比关系曲线

Fig.9 Variation curves between safety factor of overlapping roof and thickness to span ratio

在评价重叠顶板的安全性时应综合考虑顶板厚跨比和顶板跨度 2 个因素。鲁佩涅依特理论、荷载传递线交汇法和厚跨比法基本上是从结构力学角度来研究顶板的稳定性，很大程度上是定性研究。荷载传递线交汇法和厚跨比法在确定顶板的安全性和安全系数时，只考虑了顶板厚跨比的影响。基于突变理论的采空区重叠顶板稳定性强度折减法是一种从应力 - 应变角度出发的新的定量研究方法。

4 上层采空区的稳定性对下层采空区的影响分析

矿井开采往往导致采空区上下重叠，上层采空区顶板稳定性会对下层采空区产生影响，为探讨上层采空区对下层采空区的影响，建立图 10 所示的计算模型：采空区跨度 $a=25$ m，上层采空区重叠顶板厚度 h 分别取 3, 5, 10 和 17 m 四种情况，下层采空区重叠顶板厚度取 10 m。

当上层采空区重叠顶板厚度 $h=3, 5, 10$ 和 17 m 时，用基于突变理论的强度折减法分析得到上层采空区重叠顶板安全系数 F_i 分别为 0.920, 1.240, 1.410 和 1.502。用强度折减法对下层采空区重叠顶板进行稳定性分析，得到上层采空区不同顶板厚度条件下，下层采空区重叠顶板的竖向位移 δ 随折减

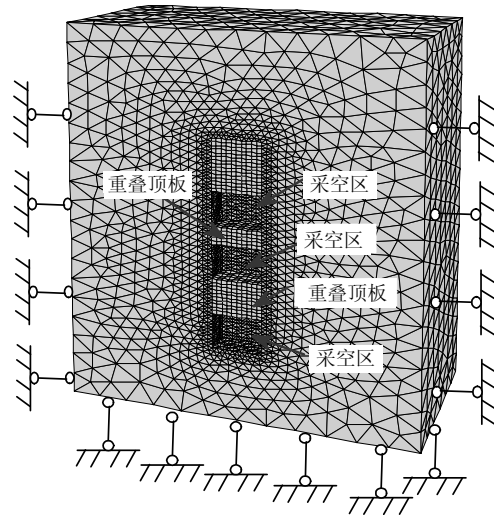


图 10 多层采空区数值计算模型

Fig.10 Numerical calculation model of multi-layer goafs

系数 F_i 的关系曲线见图 11。从图 11 可以发现：上层采空区重叠顶板厚 $h=3$ m，下层采空区 10 m 厚的重叠顶板安全系数 $F_s=1.290$ ，而上层采空区重叠顶板厚 $h=5, 10$ 和 17 m 时，此时上层采空区重叠顶板稳定，下层采空区重叠顶板安全系数 F_s 均在 1.410 左右。这说明上层采空区重叠顶板不稳定会促使下层采空区重叠顶板向不稳定演化。如果上层顶板稳定，增加上层采空区顶板厚度，不会提高下层采空区重叠顶板的安全系数。

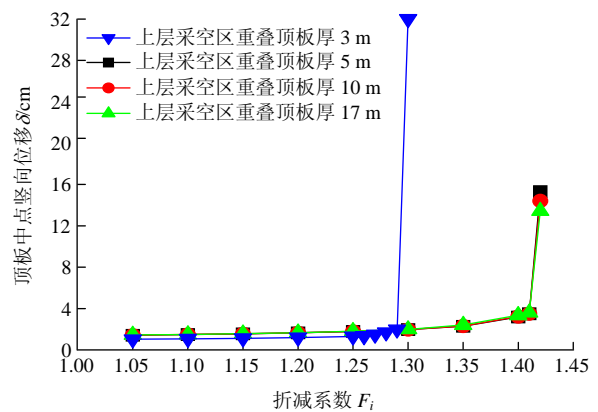
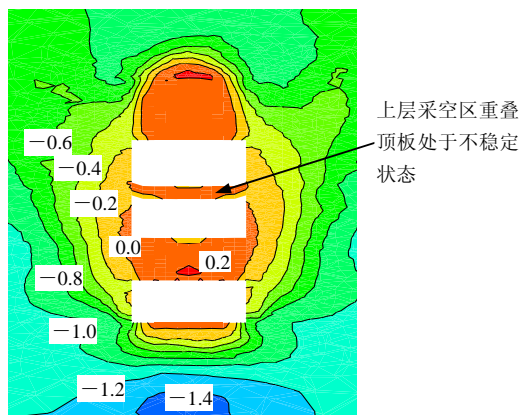


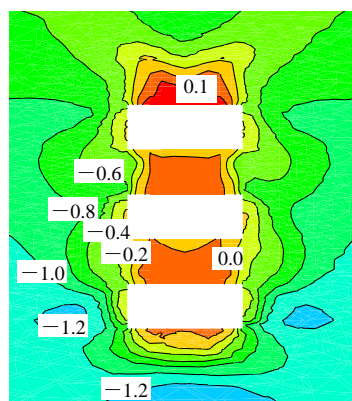
图 11 下层采空区顶板中点竖向位移 δ 随折减系数 F_i 的关系曲线

Fig.11 Curves of the lower goaf overlapping roof between vertical displacement δ of the midpoint of roof and reduction factor F_i

图 12 为上层采空区重叠顶板厚 $h=3, 10$ m，下层采空区重叠顶板折减系数 $F_i=1.30$ 时，各采空区围岩的第三主应力分布，从图中可发现：上层采



(a) 上层重叠顶板厚 3 m(单位: MPa)



(b) 上层重叠顶板厚 10 m(单位: MPa)

图 12 折减系数 $F_i = 1.30$ 时第三主应力分布图($x = 0$ 截面)
Fig.12 Distribution of minor principal stress when $F_i = 1.30$ at $x = 0$ section

空区重叠顶板厚 $h = 3$ m 时, 下层采空区重叠顶板的拉应力在范围和量值要远大于上层采空区重叠顶板厚 $h = 10$ m 的情况。上层采空区 3 m 厚的顶板不具备安全储备, 安全系数 $F_s = 0.92$, 3 m 厚的顶板下沉位移高达 0.32 m, 顶板过大的下沉量导致上层采空区的受力状态发生显著改变, 使聚集在该采空区周围的拉应力增加, 下层采空区重叠顶板(即为上层采空区底板)塑性区和拉应力区扩展, 而诱发下层采空区重叠顶板向不稳定演化。

5 高峰矿区 105[#]矿体复杂多层采空区重叠顶板安全系数研究

高峰矿区位于广西南丹县城附近, 地层以中泥盆统为主, 主要分布于矿区的中部背斜核部, 次为上泥盆统地层, 分布在矿区四周, 高峰 105[#]锡矿体品位极高, 但由于非法民采在抢采 105[#]矿体后所留下

的巨大采空区。这些采空区, 均为非正规开采留下的采场和坑道式空区, 它不但使大量的资源遭到破坏, 而且安全状况较差, 为 105[#]矿体合理开发留下了重大的事故隐患。图 13 为 105[#]矿体内 1[#], 2[#]采空区间重叠顶板冒落情形。



图 13 105[#]矿体内 1[#], 2[#]采空区间重叠顶板冒落情形
Fig.13 Caving state of overlapping roof between goafs #1 and #2 in orebody #105

为研究 105[#]矿体复杂多层采空区重叠顶板的稳定性, 根据采空区勘察的 CAD 资料, 确定 105[#]矿体多层采空区三维分布, 并给采空区编号, 将三维 CAD 信息导入 ANSYS 软件划分网格, 再将结点、单元信息导入 FLAC^{3D}, 在 FLAC^{3D} 进行各重叠顶板的安全系数分析。图 14 为 105[#]矿体复杂多层采空区计算模型简图, 计算模型四周及下底面采用固定法向约束。数值实验部分的计算参数见表 1, 表 4 为 105[#]矿体采空区重叠顶板厚度小于 30 m 的采空区分布统计表。

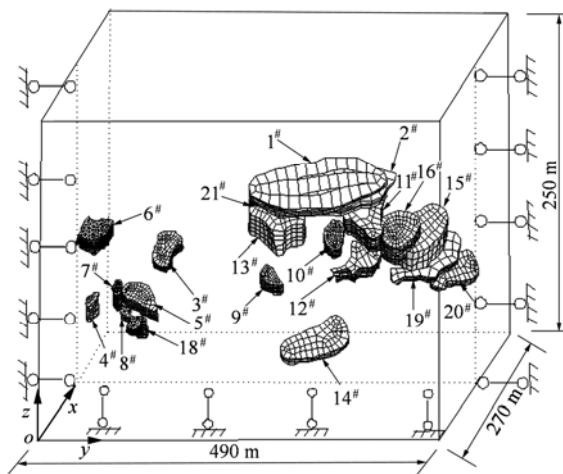


图 14 105[#]矿体复杂多层采空区计算模型简图
Fig.14 Calculation model diagram in complex multiple level goafs of orebody #105

表 4 105#矿体采空区重叠顶板厚度小于 30 m 的采空区分布统计表

Table 4 Statistical table of overlapping roofs of orebody #105 whose thickness is less than 30 m

采空区编号	水平标高/m	重叠顶板厚度/m	采空区重叠情况
1#, 2#	-101~-103	2.0	完全叠置
15#, 16#	-134~-152	互通	-
5#, 8#	-114~-124	互通	-
15#, 19#	-140~-165	13.0	部分叠置
13#, 21#	-115~-131	11.0	部分叠置
19#, 20#	-165~-181	9.5	部分叠置
21#, 2#	-103~-115	11.0	部分叠置

利用基于突变理论的采空区重叠顶板稳定性强度折减法研究复杂多层采空区重叠顶板的安全系数的计算过程如下:

(1) 进行自重应力场的计算, 生成采空区的初始应力场环境;

(2) 采用 Mohr-Coulomb 模型作为屈服准则, 从上至下分步开挖各采空区, 在 FLAC^{3D} 中将各采空区设置为 Null 模型, 得到复杂采空区群的应力和位移状态;

(3) 采用基于突变理论的采空区重叠顶板稳定性强度折减法, 从上至下依次对各采空区重叠顶板进行安全系数分析, 得到各采空区重叠顶板安全系数。

在这里截取计算模型中 1#, 2#, 21#及 13#采空区为例, 来说明利用基于突变理论的采空区顶板稳定性强度折减法研究复杂多层采空区稳定性及求解重叠顶板安全系数的过程。图 15 为 1#, 2#, 21#及 13#采空区及重叠顶板的相对位置图。

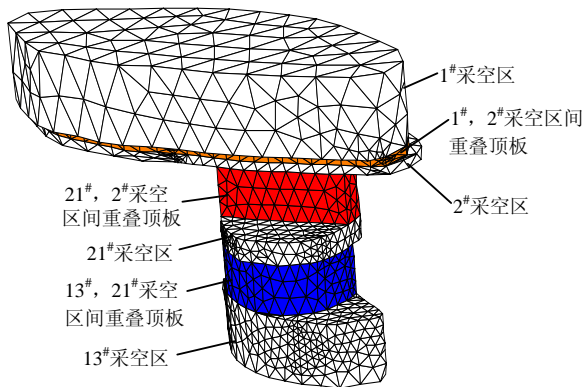
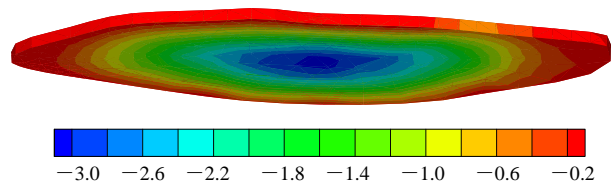
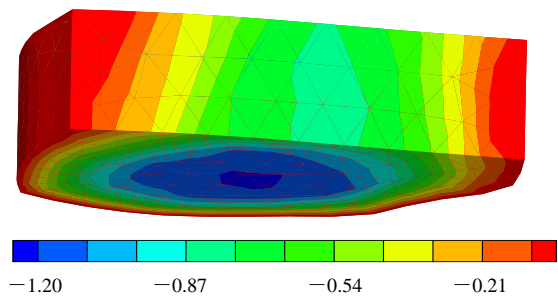


图 15 1#, 2#, 21#及 13#采空区及重叠顶板的相对位置图
Fig.15 Relative positions of goafs No.1, 2, 21, 13 and overlapping roofs

计算过程中发现 1#和 2#采空区间重叠顶板在不进行折减的情况下, 就处于计算不收敛状态, 这说明此重叠顶板不具备有安全储备, 是极不稳定顶板。而事实上现场勘察发现 105#矿体内 1#和 2#采空区间重叠顶板大部分已经塌落。对 1#和 2#采空区重叠顶板的强度逐级增加, 直至迭代计算收敛, 得到 1#和 2#采空区间重叠顶板的剪切安全系数 $F_s = 0.21$ 。图 16(a)为折减系数 $F_i = 0.22$ 时, 1#和 2#采空区间重叠顶板竖向位移分布, 此时重叠顶板竖向位移下沉量最大值达 3.0 m, 重叠顶板失稳。



(a) 1#, 2#采空区重叠顶板 ($F_i = 0.22$)



(b) 2#, 21#采空区重叠顶板 ($F_i = 1.55$)

图 16 1#和 2#, 2#和 21#重叠顶板的竖向位移分布(单位: m)
Fig.16 Vertical displacement diagrams of the overlapping roofs #1 and #2, #2 and #21(unit: m)

2#和 21#及 13#和 21#之间的重叠顶板进行强度折减的计算过程中, 令 1#和 2#采空区间重叠顶板的内摩擦角和黏聚力均取原值的 5.0 倍, 这样保证了整个迭代计算能进行下去。图 17, 18 分别为 21#和 2#采空区重叠顶板中点竖向位移、突变特征值 Δ 随折减系数 F_i 的演化曲线。图中显示了 21#和 2#采空区重叠顶板的安全系数 $F_s = 1.54$ 。折减系数 $F_i = 1.55$ 时, 由 2#和 21#采空区重叠顶板的竖向位移分布图(见图 16(b))看出: $F_i = 1.55$ 时, 2#和 21#采空区重叠顶板的竖向位移达 1.2 m, 此时 2#和 21#采空区重叠顶板已经突变失稳。

类似地, 利用基于突变理论的采空区重叠顶板稳定性强度折减法得到 105#矿体内各重叠顶板的安全系数。将研究分析得到的 105#矿体复杂多层采空区各重叠顶板的安全系数排序列于表 5。

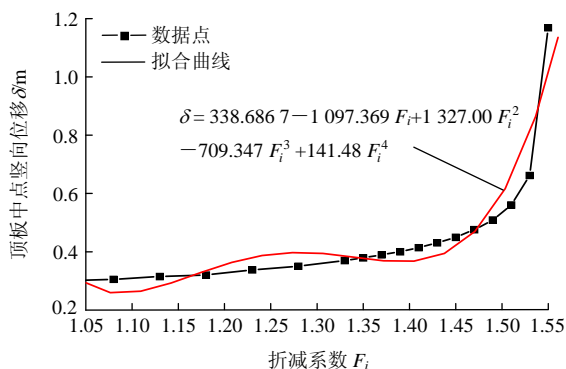


图 17 21[#]和 2[#]采空区顶板中点竖向位移 δ 与折减系数 F_i 的拟合曲线

Fig.17 Fitting curve between vertical displacement δ of the midpoint of roof and reduction factor F_i for goaf No.21 and goaf No.2

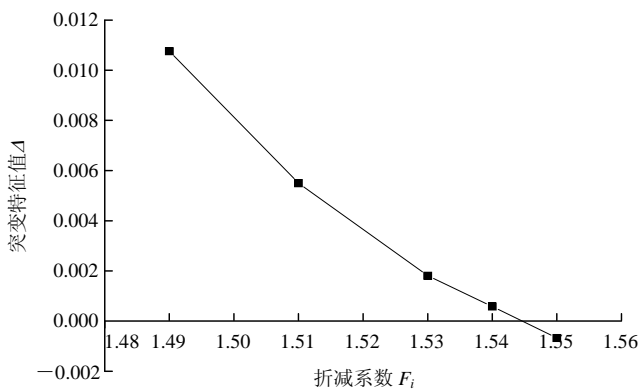


图 18 21[#]和 2[#]采空区重叠顶板突变特征值 λ 随折减系数 F_i 的变化曲线

Fig.18 Variation relation curve between catastrophic eigenvalue λ of the overlapping roof between No.21 and No.2 goaf and reduction factor F_i

表 5 105[#]矿体复杂多层采空区重叠顶板的安全系数
Table 5 Factors of overlapping roof of complex multiple levels goafs in orebody #105

重叠顶板编号	安全系数	安全系数排序(由大到小)
1 [#] , 2 [#]	0.21	5
15 [#] , 19 [#]	1.51	4
13 [#] , 21 [#]	1.64	1
19 [#] , 20 [#]	1.56	2
21 [#] , 2 [#]	1.54	3

表 5 显示了 105[#]矿体复杂多层采空区重叠顶板中除 1[#], 2[#]采空区重叠顶板外, 其余各重叠顶板的安全系数在 1.50 以上, 可以认为在保持现有空区跨度、高度、承载状况下, 除 1[#], 2[#]采空区重叠顶板

外 105[#]矿体复杂多层采空区重叠顶板基本稳定。

6 结 论

(1) 基于突变理论的采空区重叠顶板稳定性强度折减法, 为研究采空区的顶板稳定性提供了一种新的定量研究方法。

(2) 提出采空区重叠顶板安全系数的新概念。并得到了重叠顶板安全系数和厚跨比之间的对数拟合关系, 指出在评价重叠顶板的安全性时应综合考虑顶板厚跨比和顶板跨度 2 个因素。

(3) 多层采空区之间相互影响, 上层采空区重叠顶板不稳定会促使下层采空区重叠顶板向不稳定演化。

(4) 高峰矿区 105[#]矿体复杂多层采空区重叠顶板安全系数研究得出: 除 1[#], 2[#]采空区重叠顶板外, 其余各顶板的安全系数在 1.50 以上, 可以认为在保持现有空区跨度、高度、承载状况下, 除 1[#], 2[#]采空区重叠顶板外 105[#]矿体复杂多层采空区重叠顶板基本稳定。

参考文献(References):

[1] 彭 欣. 复杂采空区稳定性及近区开采安全性研究[博士学位论文][D]. 长沙: 中南大学, 2008.(PENG Xin. Study of stability of complex cavity and safety in near-cavity excavation[Ph. D. Thesis][D]. Changsha: Central South University, 2008.(in Chinese))

[2] SWIFT G M, REDDISH D J. Stability problems associated with an abandoned ironstone mine[J]. Bulletin of Engineering Geology and the Environment, 2002, 61(3): 227 - 239.

[3] NOMIKOS P P, SOFIANOS A I, TSOUTRELIS C E. Structural response of vertically multi-jointed roof rock beams[J]. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 2002, 39(1): 79 - 94.

[4] 林 杭, 曹 平, 李江腾, 等. 采空区临界安全顶板预测的厚度折减法[J]. 煤炭学报, 2009, 34(1): 53 - 57.(LIN Hang, CAO Ping, LI Jiangteng, et al. The thickness reduction method in forecasting the critical safety roof thickness of gob area[J]. Journal of China Coal Society, 2009, 34(1): 53 - 57.(in Chinese))

[5] 张黎明, 郑颖人, 王在泉, 等. 有限元强度折减法在公路隧道中的应用探讨[J]. 岩土力学, 2007, 28(1): 97 - 101.(ZHANG Liming, ZHENG Yingren, WANG Zaiquan, et al. Application of strength

- reduction finite element method to road tunnels[J]. Rock and Soil Mechanics, 2007, 28(1): 97 - 101.(in Chinese))
- [6] 黄润秋, 许强. 开挖过程的非线性理论分析[J]. 工程地质学报, 1999, 7(1): 9 - 14.(HUANG Runqiu, XU Qiang. Nonlinear theory analysis of rock mass movement in excavation[J]. Journal of Engineering Geology, 1999, 7(1): 9 - 14.(in Chinese))
- [7] 秦四清. 斜坡失稳的突变模型与混沌机制[J]. 岩石力学与工程学报, 2000, 19(4): 486 - 492.(QIN Siqing. Nonlinear catastrophe model of slope instability and chaotic dynamics mechanism of slope evolution process[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2000, 19(4): 486 - 492.(in Chinese))
- [8] 高峰, 周科平, 胡建华, 等. 充填体下矿体开采安全顶板厚度数学预测模型[J]. 岩土力学, 2008, 29(1): 177 - 181.(GAO Feng, ZHOU Keping, HU Jianhua, et al. Mathematical forecasting model of safety thickness of roof for mining orebody under the complicated backfilling[J]. Rock and Soil Mechanics, 2008, 29(1): 177 - 181.(in Chinese))
- [9] 娄一青, 顾冲时, 李君. 基于突变理论的有限元强度折减法边坡失稳判据探讨[J]. 西安建筑科技大学学报(自然科学版), 2008, 40(3): 361 - 366.(LOU Yiqing, GU Chongshi, LI Jun. Study of the slope failure criterion in strength reduction finite element method based on catastrophe theory[J]. Xi'an University of Architecture and Technology(Natural Science), 2008, 40(3): 361 - 366.(in Chinese))
- [10] 潘岳, 王志强. 圆形硐室岩爆的折迭突变模型[J]. 岩土力学, 2005, 26(2): 175 - 181.(PAN Yue, WANG Zhiqiang. Fold catastrophe model of circular tunnel rockburst[J]. Rock and Soil Mechanics, 2005, 26(2): 175 - 181.(in Chinese))
- [11] 潘岳, 张勇, 王志强. 煤与瓦斯突出中单个煤壳解体突出的突变理论分析[J]. 岩土力学, 2009, 30(3): 595 - 612.(PAN Yue, ZHANG Yong, WANG Zhiqiang. Catastrophe theoretical analysis of disintegrated outburst of a single coal shell in coal-gas outburst[J]. Rock and Soil Mechanics, 2009, 30(3): 595 - 612.(in Chinese))
- [12] 付成华, 陈胜宏. 基于突变理论的地下工程洞室围岩失稳判据研究[J]. 岩土力学, 2008, 29(1): 167 - 172.(FU Chenghua, CHEN Shenghong. Study of instability criteria of surrounding rock of underground engineering cavern based on catastrophe theory[J]. Rock and Soil Mechanics, 2008, 29(1): 167 - 172.(in Chinese))
- [13] 许传华, 任青文. 围岩稳定分析的熵突变准则研究[J]. 岩土力学, 2004, 25(3): 437 - 440.(XU Chuanhua, REN Qingwen. Criterion of entropy catastrophe of stability of surrounding rock[J]. Rock and Soil Mechanics, 2004, 25(3): 437 - 440.(in Chinese))
- [14] QIN S, JIAO J J, WANG S. A cusp catastrophe model of instability of slip-buckling slope[J]. Rock Mechanics and Rock Engineering, 2001, 34(2): 119 - 134.
- [15] 栾茂田, 武亚军, 年廷凯. 强度折减有限元法中边坡失稳的塑性区判据及其应用[J]. 防灾减灾工程学报, 2003, 23(3): 1 - 8.(LUAN Maotian, WU Yajun, NIAN Tingkai. A criterion for evaluating slope stability based on development of plastic zone by shear strength reduction FEM[J]. Journal of Disaster Prevention and Mitigation Engineering, 2003, 23(3): 1 - 8.(in Chinese))
- [16] 赵尚毅, 郑颖人, 邓卫东. 用有限元强度折减法进行节理岩质边坡稳定性分析[J]. 岩石力学与工程学报, 2003, 22(2): 254 - 260.(ZHAO Shangyi, ZHENG Yingren, DENG Weidong. Stability analysis of jointed rock slope by strength reduction FEM[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2003, 22(2): 254 - 260.(in Chinese))
- [17] 赵延林, 张英, 万文. 层状盐岩力学特性及蠕变破坏模型[J]. 矿业工程研究, 2010, 25(1): 16 - 20.(ZHAO Yanlin, ZHANG Ying, WAN Wen. Mechanical properties of bedded rock salt and creep failure model[J]. Mineral Engineering and Research, 2010, 25(1): 16 - 20.(in Chinese))
- [18] 郑宏, 李春光, 李焯芬, 等. 求解安全系数的有限元法[J]. 岩土工程学报, 2002, 24(5): 626 - 628.(ZHENG Hong, LI Chunguang, LEE C F, et al. Finite element method for solving the factor of safety[J]. Chinese Journal of Geotechnical Engineering, 2002, 24(5): 626 - 628.(in Chinese))
- [19] 郑颖人, 邱陈瑜, 张红, 等. 关于土体隧洞围岩稳定性分析方法的探索[J]. 岩石力学与工程学报, 2008, 27(10): 1 968 - 1 980.(ZHENG Yingren, QIU Chenyu, ZHANG Hong. Exploration of stability analysis methods for surrounding rocks of soil tunnel[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2008, 27(10): 1 968 - 1 980.(in Chinese))