

基于 Mathews 稳定图法的采空区稳定性评价

赵永¹, 杨天鸿¹, 王薪荣², 胡高建¹

(1. 东北大学资源与土木工程学院, 辽宁 沈阳 110819;

2. 中冶京诚(秦皇岛)工程技术有限公司, 河北 秦皇岛 066000)

摘要: 针对赤峰红岭铅锌矿多年开采遗留下的 80 个未处理的采空区问题, 通过对该矿山工程地质调查、矿岩力学试验, 获取了表征矿山岩体质量的多种指标. 依据获取的矿岩力学指标, 利用 Mathews 稳定图法计算出试验采空区的稳定数和水力半径, 并通过重新绘制的 Mathews 稳定图和等概率图的合成图, 评价出采空区的稳定性以及稳定概率. 利用 FLAC^{3D} 对试验采空区进行数值模拟, 结果与利用 Mathews 稳定图法评价的结果一致. 对不稳定采空区进行了参数优化, 并对不稳定采空区提出了支护措施. 可通过该方法对红岭铅锌矿所有采空区进行评价, 并可为类似矿山提供参考.

关键词: Mathews 稳定图; Q 系统; 采空区稳定性; FLAC^{3D}; 支护设计

中图分类号: TD 862.2; TD 862.3 **文献标志码:** A **文章编号:** 1005-3026(2016)01-0074-05

Stability Evaluation of Stope Based on Mathews Graph Method

ZHAO Yong¹, YANG Tian-hong¹, WANG Xin-rong², HU Gao-jian¹

(1. School of Resources & Civil Engineering, Northeastern University, Shenyang 110819, China; 2. MCC Capital Engineering & Research Incorporation Qinhuangdao Co., Ltd., Qinhuangdao 066000, China. Corresponding author: ZHAO Yong, E-mail: 18742435266@163.com)

Abstract: There are eighty unprocessed mined-out areas in Hongling lead-zinc ore for years of mining. In order to evaluate the stability of the goafs, several kinds of indexes representing the engineering quality of rock mass in mines were acquired by the survey of engineering geology and the ore-bearing rock mechanics experiments. According to the acquired ore and rock mechanics index, the stability number and radius of hydraulic in testing goaf were calculated using the Mathews stability graph method. And stability and probability of the testing goaf were evaluated by rendering synthetic map including the isoprobability contours and the Mathews stability graph. The testing goaf was simulated with FLAC^{3D}, and the results agreed well with the results by using the Mathews stability graph method. The parameters for unstable goaf were optimized, and some supporting measures for the unstable goaf were proposed. This method can be used to evaluate all goafs in Hongling ore and provide reference for the similar mines.

Key words: Mathews stability graph; Q system; stability of goaf; FLAC^{3D}; support design

地下矿山在长期开采过程中, 由于开采秩序混乱, 民采破坏严重, 形成了大量的大小不一、形态各异的采空区群, 成为影响矿山安全生产的主要危险源之一. 采空区稳定性是一个非常复杂的采矿工程问题, 它不仅与开采矿体的产状、地质构造、节理发育程度等有关, 还与开采方法、地压控制等密切相关^[1-2]. 对于采用空场法开采的矿山,

采空区的稳定性不仅影响着矿柱的回收还影响着下分段的矿石开采. 可见采空区稳定性的合理评价对工程应用尤为重要.

1974 年 Barton 提出了评估地下隧道的硬岩支护的岩体质量 Q 分类方法^[3]. 1976 年南非科学与工业研究委员会提出了广泛应用的 RMR (rock mass rating) 方法. 1980 年 Mathews 等^[4]提出了基

收稿日期: 2014-12-01

基金项目: 国家重点基础研究发展计划项目(2013CB227902); 国家自然科学基金资助项目(51174045, 51474051).

作者简介: 赵永(1991-), 男, 山东临沂人, 东北大学博士研究生; 杨天鸿(1968-), 男, 辽宁抚顺人, 东北大学教授, 博士生导师.

于 Q 系统的稳定图法. 2007 年 Pakalnis 等^[5]在 RMR 基础上总结出临界跨度图表法用于软弱岩体的采场设计.

本文在对红岭铅锌矿采空区群的稳定性分析中, 采用在国外空场法中广为应用的 Mathews 稳定图法, 并借助 FLAC^{3D} 模拟软件进行验证, 并提出合理的矿房参数以及支护设计. 所应用的 Mathews 稳定图为基于对数回归分析改进后的稳定图, 改进后的稳定图可以最小化主观不确定性以及量化采空区的稳定概率^[6]. Mathews 稳定图法的准确与否与矿山实例的数据量有关.

1 Mathews 稳定图法及改进

Mathews 稳定图法最初是基于 50 个工程实例建立起来的, 要求矿体埋深大、急倾斜、岩体质量中等稳固以上^[4]. 1980 年以后大量的研究人员通过收集更多的深部采矿 (大部分小于 1 000 m) 现场数据, 对该方法进行了验证, 并不断进行修正^[5-10].

Mathews 稳定图方法的设计过程是以稳定数 N 和形状因子 S 这两个因子为基础进行的. 其中, 稳定数 N 代表岩体在给定应力条件下维持稳定的能力, 形状因子 S 反映了采空区尺寸和形状.

1.1 稳定数 N 与形状因子 S

稳定数 N 的计算方法如下^[4-10]:

$$N = Q' \times A \times B \times C. \quad (1)$$

式中: Q' 为假设节理水和应力折减系数均为 1, 即取 $J_w/\text{SRF} = 1$ 时计算出的 Q 值就是 Q' 值^[4]; A 为岩石应力系数, 由完整岩石单轴抗压强度与采场中线的诱导应力的比值确定, 取值参照文献^[7]; B 为节理产状调整系数, 其值由采场面倾角与主要节理组的倾角之差来度量, 参数取值参照文献^[7]; C 为重力调整系数, 反映重力对采场矿岩稳定性的影响, 可由 Stewart 给出的公式进行求解^[8].

在本文研究中, 利用 Barton 给出的考虑节理方位的 Q 和 RMR 的转换公式⁽²⁾^[3], 将调查的地质力学分类评价评分 RMR 转化为 Q 值, 进而求解 Q' .

$$\text{RMR} = 15 \lg Q + 50. \quad (2)$$

形状因子 S 按下式计算:

$$S = a/L. \quad (3)$$

式中: a 为待分析采场帮壁或采空面的横截面积; L 为待分析帮壁的周长.

1.2 Mathews 稳定图的改进

Mawdesley^[10]采用 Logit 模型以稳定、破坏与严重破坏矿山实例所占的百分数为回归方程 (4), 方程 (5) 的概率, 分别以 S, N, A, B, C 系数为回归分析的因子进行分析. 分析得出公式 (6), 以 S, N 指标所建概率密度函数模型与实例概率的结果一致, 基于此结果给出了文献^[6]中图 5 所示的稳定图^[10].

$$z = \alpha + \beta_1 X_1 + \beta_2 X_2 + \cdots + \beta_k X_k, \quad (4)$$

$$f(z) = 1 / (1 + \exp(-z)), \quad (5)$$

$$z = 2.9603 - 1.4427 \ln S + 0.7928 \ln R. \quad (6)$$

式中: $f(z)$ 为预测的对数概率值; z 为预测的对数几率值; α 为常数; β 为回归系数.

尽管通过对数回归分析大大减小了预测的主观性, 但是在应用中还是会出现与真实情况不相符现象. Mawdesley 等^[6]给出了稳定区、破坏区与严重破坏区等概率图, 可直观地获取具体概率值.

为了更加直观地反映采场的稳定情况, 本文对文献^[6]中图 5 进行了改进, 将稳定、严重破坏等概率图绘制进去, 可直观反映采场的具体稳定性以及破坏概率值.

本文对稳定区 - 破坏边界以及 95% 稳定概率线进行拟合, 分别求出稳定数 N 与水力半径 R 的函数表达式, 如式 (7), 式 (8) 所示:

$$\ln N = 1.8850 \ln R - 1.2106, \quad (7)$$

$$\ln N = 1.9146 \ln R - 0.2484. \quad (8)$$

根据公式可以求出从稳定到破坏的允许水力半径, 以及工程要达到 95% 稳定概率所对应的水力半径. 概率值的具体选取由矿山设计人员给定. 通过水力半径的求解可以确定稳定阈值, 可为采矿工程师设计时提供数据参考.

2 红岭铅锌矿采空区稳定性评价

红岭铅锌矿位于内蒙古赤峰市, 属于矽卡岩型多金属矿. 矿化带走向 $55^\circ \sim 59^\circ$, 倾角为 $65^\circ \sim 85^\circ$. 矿体赋存在矽卡岩带之中, 矿体的直接围岩为矽卡岩. 矿体中夹石有板岩、大理岩和矽卡岩.

2010 年之前, 矿区开采 1, 2, 3 中段, 因技术、管理以及民采等原因, 导致 3 中段及其以上矿体残留量较大, 严重浪费了矿产资源. 另外十几年的矿山开采使采空区大量存在, 863 m 中段 (5 中段) 以上采空的矿房有 80 个. 现阶段该矿需要对遗留的矿柱进行回采, 同时开采下中段矿体, 故亟需对采空区稳定性进行合理评价并给出合理的采场尺寸.

2.1 试验采场

根据现场地质调查以及矿山提供的资料,分析围岩分布及矿房形态,定出具有代表性的 3 个不同围岩岩性的试验采场,分别为三中段 3108 采场,四中段 4100,4102 采场. 试验采场分布情况见图 1.

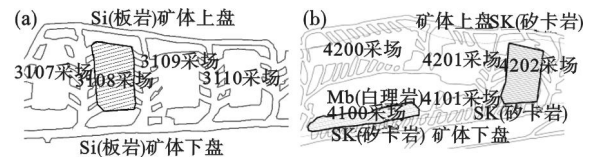


图 1 试验采场位置图

Fig. 1 The position of test stope

(a)—三中段试验采场;(b)—四中段试验采场.

通过对试验采场进行现场工程地质调查,得出表 1 所示采场几何信息及围岩岩性表.

表 1 采场几何信息及围岩岩性

Table 1 The geometry information and surrounding rock lithology of testing stope

采场 序号	采场 高度/m	围岩 岩性	采场上盘围岩			采场顶 板跨度/m
			长度 m	斜长 m	倾角 (°)	
3108	30	板岩	19	30	85	18
4100	40	大理岩	82	41	77	6
4102	40	砂卡岩	28	42	73	46

2.2 试验采场岩石力学参数获取

借助于 ShapeMetrix^{3D} 数字测量系统对试验采场进行了岩体结构面调查. 通过对获取的图像依据相同点像素匹配、视距判断等技术,合成出岩体结构面(见图 2),进而获得岩体节理、裂隙几何信息,将结果列入表 2.

根据现场工程地质调查结果以及室内岩石力学试验,对岩体的地质力学分类评价 RMR 进行求解,进而利用式(2)计算得到 Q 值. RMR 与 Q 值见表 3. 在室内力学试验的基础上,利用 Hoek – Brown 准则获得岩体力学参数,结果见表 4.

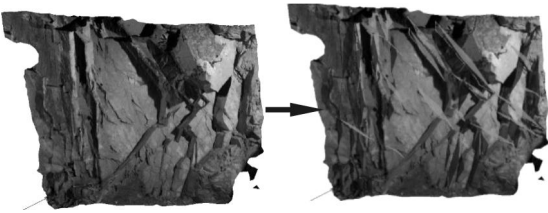


图 2 岩体结构面扫描图

Fig. 2 The scanning map of rock mass structural plane

表 2 采场结构面信息

Table 2 The stope structural information

采场 序号	主要节 理间距	主要节 理迹长	主要节 理倾向	主要节 理倾角
	cm	cm	(°)	(°)
3108	62	70	300	80
4100	61	32	229	65
4102	74	65	2	32

表 3 岩体质量评价数据

Table 3 The data of rock quality evaluation

采场 序号	RMR		Q		岩体质量	
	上盘围岩	顶板	上盘围岩	顶板	上盘围岩	顶板
3108	69	69	18.48	18.48	好	好
4100	60	65	4.68	10	一般	好
4102	63	67	7.36	13.59	好	好

表 4 岩石、岩体强度参数

Table 4 The strength parameters of rock and rock mass

岩样	岩石		岩体	
	抗压强度	抗拉强度	抗压强度	抗拉强度
大理岩	70.64	3.69	5.54	0.34
板岩	124.35	14.48	9.72	0.53
矿体	139.02	7.30	10.90	0.59
砂卡岩	87.05	5.64	9.15	0.54

2.3 稳定数 N 与水力半径 R 的参数确定

A 取值时,根据岩石力学试验和 FIAC^{3D} 模拟得出不同采场岩石的单轴抗压强度和上覆岩层的地应力,参照文献[7]进行求解,得出 A (见表 5).

B 取值时,通过赤平极射投影中的采场暴露面与表 2 中主要节理夹角进行计算,按照文献[8]中 B 的图解得出参数 B (见表 5).

C 取值时,主要是由文献[8]给出的求解公式: $C = 8 - 6\cos\alpha$ 确定. 求出的 C 值列入表 5.

表 5 各采场稳定数 N 的计算

Table 5 Calculation of stability number N in each stope

采场序号	Q'	A	B	C	N	R
3108 采场上盘围岩	18.48	1	0.82	7.50	113.65	5.87
3108 采场顶板	18.48	1	0.5	2	18.48	4.62
4100 采场上盘围岩	4.68	1	0.58	6.68	18.13	13.68
4100 采场顶板	10	1	0.5	2	10	2.80
4102 采场上盘围岩	7.36	1	0.76	6.27	35.07	8.46
4102 采场顶板	13.59	1	0.5	2	13.59	8.70

将表 5 中计算得到的 3108,4100,4102 采场上盘围岩以及顶板的稳定数 N 与水力半径 R 绘制到稳定图中,得出图 3 所示稳定图.

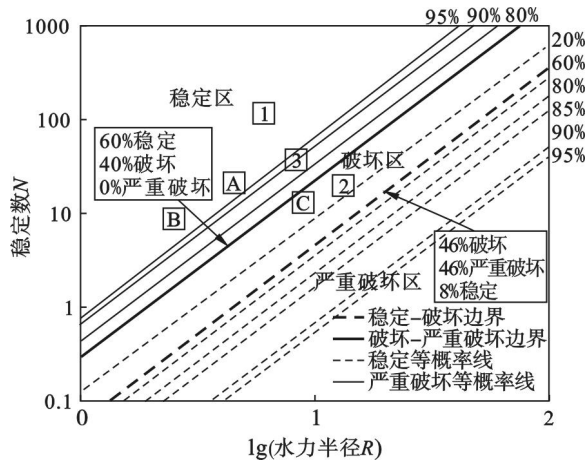


图 3 Mathews 稳定图

Fig. 3 The Mathews stability graph

注:图中 1,2,3 分别对应 3108,4100,4102 采场上盘围岩; A,B,C 分别对应 3108,4100,4102 采场顶板.

2.4 基于 FLAC^{3D} 数值模拟的预测结果验证

利用三维数值分析软件 FLAC^{3D},对红岭铅锌矿进行数值计算,模拟具体过程不予以表述.

由图 4a 可以看出,3108 采场顶板出现较小程度拉应力集中,顶板较安全.从图 4b 中可以看出,顶板以及上盘围岩无剪切、拉伸等破坏,对应 Mathews 稳定图 3 中的 1 和 A,稳定性结果一致.

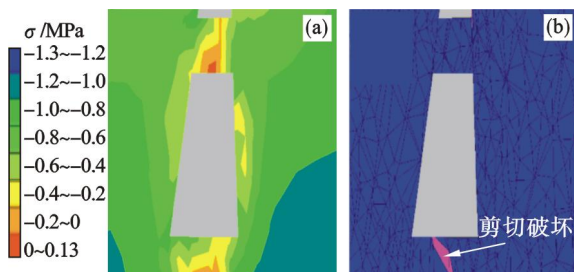


图 4 3108 采场应力场、塑性区云图

Fig. 4 The stress field and plastic zone of 3108 stope

(a)—最小主应力云图; (b)—塑性区云图.

从图 5 可以看出,上盘围岩所受的压应力最大值达到了 5 MPa,已接近大理岩 5.54 MPa 的抗压强度.与此同时,从塑性区中可以看出,围岩上盘出现大范围的塑性破坏.4100 采场顶板稳定,上盘围岩不稳定,与 Mathews 稳定图中结果一致.

从图 6 中可以看出,4102 采场顶板出现了 1.2 MPa 的拉应力集中值,超过了其岩体抗拉强度,采场顶板出现贯通塑性破坏.而上盘围岩较稳固,既未出现较大拉应力,也未出现塑性破坏,故 4102 采场顶板不稳定、上盘围岩稳定.结果与 Mathews 稳定图 3 中的 3 和 C 结果一致.

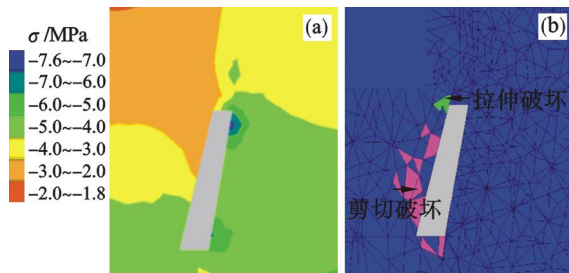


图 5 4100 采场应力场、塑性区云图

Fig. 5 The stress field and plastic zone of 4100 stope

(a)—最大主应力云图; (b)—塑性区云图.

数值结果表明,Mathews 稳定图法可用于对本矿山进行采空区的稳定性评价.

2.5 采空区稳定性分析与支护建议

2.5.1 顶板稳定性分析

从图 3 中可以看出,3108,4100 采场顶板处于稳定区,且稳定概率在 95% 以上,与其暴露面积较小且矿体岩性条件好有关,故在保证安全的基础上,可加大采场长度以获取更多的经济价值.而 4102 采场顶板暴露面积较大,处在破坏区,稳定概率在 60% 以下,破坏概率在 40% 以上.结合图 6 分析出,4102 采场顶板是不稳定的.

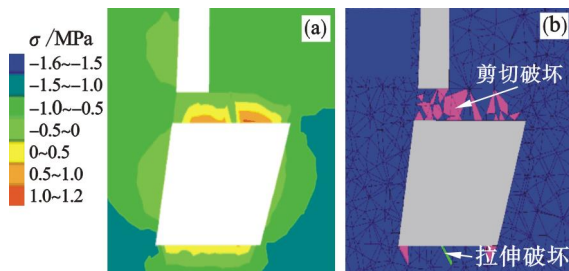


图 6 4102 采场应力场、塑性区云图

Fig. 6 The stress field and plastic zone of 4102 stope

(a)—最小主应力云图; (b)—塑性区云图.

利用文献[3]各类岩体与地下支护当量尺寸间的关系图,得出采场 4102 顶板需进行锚杆支护和喷射素混凝土 4 ~ 10 cm. 锚杆长度计算公式^[11]为

$$L = 2 + 0.15B/Q_{\text{ESR}} \quad (9)$$

式中: L 为锚杆长度; B 为顶板跨度; Q_{ESR} 为支护率.

将 4102 采场的 Q 值代入式(9),求出支护锚杆长度为 3.4 m. 由文献[3]中图 1,可得出锚杆排距 2.3 ~ 2.4 m.

根据表 2 中采场顶板的结构参数以及式(7),4102 采场允许水力半径为 7.59,继而求出 4102 采场稳定时的极限长度为 22.65 m. 需要注意,当允许水力半径大于 0.5 倍的采场宽度时,需

寻求其他方法进行求解,这与水力半径的极限值有关。

2.5.2 上盘围岩稳定性分析

从图 3 中可以看出,3108 采场上盘、4102 采场上盘对应的 1,3 点处于稳定区,稳定概率在 80% 以上;而 4100 采场上盘(对应 2 点)稳定性较差。原因是 4100 采场上盘围岩暴露面积达到了 $3\,362\text{ m}^2$,且其围岩大理岩的岩性较弱,故需对其进行支护设计。查看文献[3]中的图 1 得知,需进行锚杆支护并喷射 $9\sim 12\text{ cm}$ 纤维混凝土。所需支护锚杆长度为 6.1 m ,排距为 $2.1\sim 2.3\text{ m}$ 。

根据表 2 中采场上盘暴露面的结构参数以及拟合的公式(7),得出 4100 采场上盘围岩允许水力半径为 8.85 m 。通过水力半径可得到 4100 采场稳定时的极限长度为 31.14 m 。

3 结 论

1) 通过详实的工程地质调查、岩体结构面测试、物理力学试验等确定了该矿的岩体质量。大理岩岩体质量一般,矿体、砂卡岩、板岩岩体质量好。

2) 改进了 Mathews 稳定图,计算得出 4100 采场上盘围岩稳定性差,采场长度应小于 31.14 m ;4102 采场顶板稳定性较差,顶板跨度应小于 22.65 m 。

3) 通过数值模拟,得出了与稳定图法一致的结果。4100 采场上盘出现区域塑性破坏,围岩上盘出现较大压应力集中;4102 采场顶板出现贯通剪切破坏,顶板下沉位移量较大,拉应力集中明显。

4) 对不稳定区段提出了支护措施,4100 采场上盘围岩锚杆支护长度为 6.1 m ,排距为 $2.1\sim 2.3\text{ m}$ 的锚杆支护并喷射 $9\sim 12\text{ cm}$ 纤维混凝土;4102 采场顶板采用锚杆长度为 3.4 m ,排距 $2.3\sim 2.4\text{ m}$,喷射素混凝土 $4\sim 10\text{ cm}$ 的支护措

施。

参考文献:

- [1] Feng X T, Hudson J. Rock engineering design[M]. Leiden: CRC Press/Balkema, 2011.
- [2] Brown E T. Block caving geomechanics[M]. Queensland: Julius Kruttschnitt Mineral Centre, 2003.
- [3] Barton N. Some new Q -value correlation to assist in site characterisation and tunnel design[J]. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 2002, 39(2): 185 – 216.
- [4] Mathews K, Hoek E, Wyllie D, et al. Prediction of stable excavations for mining at depths below 1000 metres in hardrock[R]. Ottawa: Canada Centre for Mining and Energy Technology, Department of Energy and Resources, 1980.
- [5] Pakalnis R, Brady T, Hughes P, et al. Weak rock mass design for underground mining operation[C]//Proceedings of the 53rd Annual Conference. Ottawa: Canadian Geotechnical Society, 2000.
- [6] Mawdesley C, Trueman R, Whiten W J. Extending the Mathews stability graph for open-stope design[J]. *Transactions of the Institution of Mining & Metallurgy*, 2001, 10(1): 27 – 39.
- [7] Potvin Y. EMPirical open stope design in Canada[D]. New York: University of British Columbia, 1988.
- [8] Stewart S B V, Forsyth W W. The Mathews method for open stope design[J]. *CIM Bulletin*, 1995, 88(1): 45 – 53.
- [9] Trueman R, Mikula P, Mawdesley C, et al. Experience in Australia with the application of the Mathews method for open stope design[J]. *CIM Bulletin*, 2000, 93(2): 162 – 167.
- [10] Mawdesley C. Using logistic regression to investigate and improve an empirical design method[J]. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 2004, 41(sup1): 756 – 761.
- [11] 尹红梅, 张宜虎, 周火明, 等. 工程岩体分级研究综述[J]. 长江科学院院报, 2011, 28(8): 59 – 66.
(Yin Hong-mei, Zhang Yi-hu, Zhou Huo-ming, et al. Review on the classification of engineering rock mass[J]. *Journal of Yangtze River Scientific Research Institute*, 2011, 28(8): 59 – 66.)