# 基于修正 Mathews 稳定图法与 FLAC3D 的 采场结构参数优化研究<sup>\*</sup>

黄世顶1,刘尧2,邓红卫2,余汝海3,朱龙辉4,郁新国1

(1.广西高峰矿业有限责任公司,广西河池市 547205;
2.中南大学资源与安全工程学院,湖南长沙 410083;
3.湖南安标检验认证有限公司,湖南长沙 410118;
4.湖南煤矿安全监察局安全技术中心,湖南长沙 410119)

摘要:矿山开采深度的增加使矿山在生产过程中面临更多的 不确定因素,合理的采场结构参数将有效降低采场冒顶事故 率。为了确定出合理、统一的采场结构参数范围,采用 Mathews稳定图法和数值模拟对高峰矿深部采场结构参数 进行研究,分析不同采场结构参数下的采场极限暴露面积、 应力云图、位移云图和塑性区分布云图。结果表明,当采场 宽度取8m时,极限暴露面积为400m<sup>2</sup>;当回采方式为同时 回采,分层高度为4m和12m时,均建议采场宽度≪8m; 采用超前回采时,采场最大主应力的最大值均超过了安全警 戒线。因此,为了保证回采过程的安全性,建议采场结构参 数为:采场宽度范围为7~8m,采场长度为矿体厚度,约为 40m,分层高度为4~12m,回采方式为同时回采。

关键词:采场结构参数;修正 Mathews 稳定图法;深部矿山; 数值模拟

中图分类号:TD853 文献标识码:A 文章编号:1005-2763(2024)04-0010-09

0 引言

日益增长的金属资源消耗使国内外许多矿山逐 渐转入深部开采<sup>[1-2]</sup>。而开采深度的增加使矿山在生 产过程中面临更高频次的冲击地压以及围岩变形破 坏等灾害,严重威胁到深部资源的安全开采<sup>[3]</sup>。合理 的采场结构参数设计不仅可以提高采场结构的稳定 性,还能够控制围岩应力分布与变形特征,改善采场 应力分布状态,降低危险因素发生的概率<sup>[4-6]</sup>。

高峰矿 105<sup>#</sup> 矿体目前采用机械化上向水平分 层胶结充填法开采,该方法损失贫化率小,但存在作 业条件恶劣、矿体回采工艺复杂、生产效率低等问 题<sup>[7]</sup>。爆破次数多以及爆破参数的不合理也将导致 围岩内部损伤累积,作业安全性难以得到有效保障。 因此,在进行回采方案设计时,应该对采场的暴露面 积及采场宽度进行严格控制,否则在深部高应力环 境及开采产生的次生应力场的影响下,采场可能会 出现顶板垮落和围岩失稳的现象。例如,2015年高 峰矿-189m水平某采场上盘发生垮落,垮落面积达 100m<sup>2</sup>以上,其采场长度约为37m,宽度约为9m; 2016年高峰矿-179m水平1\*采场发生顶板冒落, 冒落长度约为10m,宽度约为4m,平均厚度为2m, 沿着采场开采方向垮落,现场冒落岩块较大。

通过总结上述两个采场垮落案例发现,高峰矿 井下采场结构参数主要存在各采场之间的结构参数 相差较大的问题。例如,-179 m 水平 1\*采场结构 参数为 37 m×15 m,-189 m 水平某采场结构参数 为 37 m×9 m,以上两个采场在回采过程中都发生 了顶板或上盘垮落的现象。因此,很难确定出合理、 统一的采场结构参数范围。为了避免采场在回采过 程中发生顶板或上盘冒落等灾害,从而实现安全、高 效回采。本文采用 Mathews 稳定图法和数值模拟 相结合的方法,对高峰矿深部采场结构参数进行研 究,从而确定出一个合理、统一的采场结构参数范 围,以供矿山参考。

- 1 基于修正 Mathews 稳定图法的采场结构 参数优化
- 1.1 工程背景

高峰矿主要开采矿体为105<sup>#</sup> 矿体,该矿体赋存 于生物礁灰岩中,埋藏在-79 m标高以下,目前主 要生产区域分布在-151~-250 m水平,属于深部

<sup>\*</sup> **收稿日期:**2023-08-05

作者简介:黄世顶(1988—),男,广西百色人,采矿工程师,主要从事金属矿开采技术工作,E-mail:771534816@qq.com。

开采。矿体走向大致为 NS,倾向为 NE,倾角在 55° 左右,中间矿体厚度为 4~10 m,两端厚度为 40~50 m,主要采矿方法为机械化上向水平分层胶结充填 采矿法。矿体周边存在一条较大的破碎带,地质调 查结果显示,该破碎带长达 360 m,厚约为7~25 m, 从-151 m 水平延伸至-282 m 水平,造成其范围 内的矿岩破碎,围岩自稳能力差,采场及巷道容易产 生崩塌现象。

### 1.2 修正 Mathews 稳定图法计算原理

Mathews 稳定图法最初在 1980 年由 Mathews 等提出<sup>[8]</sup>,主要通过收集和分析大量采场实际参数 用于采场稳定性的预测。随着研究的不断深入, Mathews 稳定图法被不断修正<sup>[9-14]</sup>,并最终绘制出 了稳定区、破坏区和崩落区的等概率图。本文将主 要依据 Mawdesley 提出的修正模型来进行采场稳 定性分析。

1.2.1 稳定性指数 N 的计算

稳定性指数 N 的计算公式如下。

$$N = Q' \times A \times B \times C \tag{1}$$

式中,Q<sup>'</sup>为修正的 NGI 岩体质量指数;A 为应力系数;B 为岩体缺陷方位修正系数;C 为设计采场暴露面方位修正系数。

当其他参数不变,节理折减系数 J<sub>w</sub>和应力折减 系数 SRF 均为1时,计算岩体质量指数 Q。

$$Q = \frac{RQD}{J_{n}} \times \frac{J_{r}}{J_{a}}$$
(2)

式中,RQD为岩体质量指标;J<sub>n</sub>为节理组数;J<sub>r</sub>为 节理粗糙度系数;J<sub>a</sub>为节理蚀变系数。

1.2.2 形状系数 S 的计算

形状系数 S 可定义为面积与周长之比,见式(3)。

$$S = \frac{XY}{2(X+Y)} \tag{3}$$

式中,X 为采场宽度,m;Y 为采场长度,m。值得注意的是,当Y/X>4时,形状系数S基本保持不变,即认为此时的暴露面稳定性主要受暴露面宽度控制。

1.2.3 修正 Mathews 稳定图法

Mawdesley<sup>[14]</sup>基于 Logit 模型构建,将回归方 程式(4)和式(5)的概率作为实例数据中矿山采场稳 定、破坏和严重破坏所占的百分数,其中回归因子分 别为 S、N、A、B、C,最终得到式(6)。确保了以 S、N 指标建立的概率密度函数模型与实例概率结果一致。

$$Z = \alpha + \beta_1 x_1 + \beta_2 x_2 + \dots + \beta_n x_n \tag{4}$$

$$f(Z) = \frac{1}{1 + \exp(-Z)} \tag{5}$$

11

 $Z = 2.9603 - 1.4427 \ln S + 0.7928 \ln N$  (6) 式中,Z 为预测的对数概率值。

为了更加直观地反映采场的稳定与破坏情况, 对 Mawdesley 绘制的等概率图进行了改进,分别对 破坏-主要破坏边界以及 57%、75%、85%、90%、 95%稳定概率线进行拟合,求出稳定性指数 N 和形 状系数 S 的函数表达式,并绘制到 Mathews 稳定图 中,结果如图 1 所示。



图 1 基于对数回归分析修正的 Mathews 稳定图 Fig.1 Modified Mathews stability diagram based

## on logarithmic regression analysis

由图 1 可知, Mathews 稳定图被三条直线(稳定-破坏边界、破坏-主要破坏边界和崩落等概率线)划分成了 4 个区域,分别为稳定区、破坏区、严重破坏区和崩落区。当工程形状系数 S 与稳定性指数 N 的坐标落在对应的三条直线上时,分别对应采场稳定、破坏和崩落时的概率值。其中稳定区域、破坏区域、严重破坏区域和崩落区域发生崩落的概率分别为 0、0~46%、46%~95%和大于 95%。

### 1.3 深部采场极限暴露面积确定

1.3.1 计算参数的确定

(1) 矿石和围岩的物理力学参数。开展室内岩石力学参数测试试验,获得高峰矿深部北侧矿石和 围岩的物理力学参数见表1。

表1 高峰矿深部北侧矿岩力学参数

 Table 1
 Mechanical parameters of ore rock

in the deep north of Gaofeng Mine

岩石 类型	弾性 模量/ GPa	泊松比	黏聚 力/ MPa	内摩 擦角/ (°)	单轴 抗压 强度/ MPa	单轴 抗拉 强度/ MPa	容重/ (t/m <sup>3</sup> )
矿石	40.23	0.20	19.34	39	64.95	4.33	4.12
围岩	62.87	0.24	17.59	34	85.78	3.00	2.70

(2) 岩体质量指数 Q 的确定。高峰矿北侧矿 岩的 RMR 质量评价结果见表 2。

表 2 高峰矿北侧矿岩 RMR 分类结果

Table 2 RMR classification results of ore rock

in the northern part of Gaofeng Mine

岩石 强度/MPa	<i>RQD</i> / %	节理 间距	节理 条件	地下水 条件	修正值	总得分	分级
7	13	10	10	10	— 5	45	Ш

由表 2 可知,高峰矿北侧矿石的 RMR = 45,由  $RMR = 9 \ln Q + 44$ 求得北侧矿石的 Q = 1.118,用 Q近似代替 Q'。

(3)稳定性指数 N 的确定。应力系数 A 与完整岩石单轴抗强度和采矿诱导应力有关,岩体缺陷方位修正系数 B 由现场工程地质调查情况确定,综合考虑选定矿区矿体 A 值为 0.33,矿区脉内的 B 值为 0.9。采场暴露面方位修正系数 C 可由式(7)计算得出。

$$C = 8 - 7\cos\alpha \tag{7}$$

式中,α为暴露面与水平面的夹角,(°)。本次研究 设计的矿体主要以倾斜矿体为主,针对倾斜矿体 C 值可取 1。

综合上述计算过程,仅考虑稳定系数,矿体的 N 值为 0.332。

1.3.2 基于修正 Mathews 稳定图法确定采场极限 暴露面积

根据得到的形状系数 S 和式(3)设计深部矿体 采场尺寸,结果见表 3。

表 3 深部矿体采场顶板 Mathews 稳定图评价结果

Table 3 Evaluation results of Mathews stability

diagram of stone root in deen	OPO P	hody
unagram of stope roor in ucep	ULC I	ooug

	采场	采场	采场暴露	形状系数	顶板
刀禾	宽度/m	长度/m	面积/m <sup>2</sup>	S	稳定性
方案1	8	15	120	2.61	稳定区
方案2	8	20	160	2.86	稳定区
方案3	8	25	200	3.03	稳定区
方案4	8	30	240	3.16	稳定区
方案5	8	35	280	3.26	稳定区
方案6	8	40	320	3.33	稳定区
方案7	8	45	360	3.40	稳定区
方案 8	8	50	400	3.45	稳定区
方案 9	8	55	440	3.49	稳定-破坏边界
方案 10	8	60	480	3.53	破坏区
方案 11	9	15	135	2.81	稳定区
方案 12	9	20	180	3.10	稳定区
方案 13	9	25	225	3.31	稳定区
方案 14	9	30	270	3.46	稳定区
方案 15	9	35	315	3.58	破坏区
方案 16	10	15	150	3.00	稳定区
方案 17	10	20	200	3.33	稳定区
方案 18	10	25	250	3.57	破坏区
方案 19	10	30	300	3.75	破坏区

从表 3 可以看出,当宽度取 8 m,采场长度取 50 m 时,极限暴露面积为 400 m<sup>2</sup>,采场顶板处于稳定 区域;当宽度取 9 m,采场长度取 30 m 时,极限暴露 面积为 270 m<sup>2</sup>,采场顶板处于稳定区域;当宽度取 10 m,采场长度取 20 m 时,极限暴露面积为 200 m<sup>2</sup>,采场顶板处于稳定区域。综上可知,当采场长 度与宽度之比大于 4 : 1 时,采场暴露面的稳定性主 要受宽度影响。因此,针对高峰矿深部倾斜厚大矿 体,综合考虑建议采场宽度可取 7~9 m,长度取矿 体厚度,约为 40 m。

2 采场结构参数的数值仿真模拟

采用 FLAC3D 有限差分法对采场结构参数进 行模拟研究,验证参数的合理性,优选结构参数。本 次模拟将矿体和围岩视为理想的弹塑性材料,选用 摩尔-库仑模型进行非线性分析。只考虑原岩应力 的作用,忽略断层、节理裂隙等不连续面以及地震 波、爆炸冲击波、地下水等因素对采场稳定性的影 响<sup>[15-16]</sup>。当围岩所受应力超过极限强度、周边围岩 中的塑性区相互贯通连接成片、顶板下沉量或底板 底鼓量超过 50 mm 时,判定岩体工程结构被破坏。

### 2.1 数值计算模型

### 2.1.1 模型网格构建

为保证模拟回采的准确性,根据现场实际情况 确定模型相关参数,长为 1160 m,宽为 1130 m,高 为 504 m,数值计算模型如图 2 所示。



采用工程数值模拟软件 Madis GTS NX 建立 几何模型与划分网格,利用转换接口程序 Midas GTS NX To FLAC3D 5.0\_64bit 进行数据转换,最 后将转换的网格模型导入 FLAC3D<sup>[17-18]</sup>。

2.1.2 模型物理参数选取

由于岩芯的岩石力学参数与原位力学性能存在 一定差异,需要对岩石力学参数进行一定折减。结 合高峰矿岩体质量评价的情况,得出折减后矿岩物 理力学参数,见表4。

# 表 4 折减后的矿岩物理力学参数

 Table 4
 Physical and mechanical parameters

of ore rock after reduction								
岩石 类型	体积 模量/ GPa	剪切 模量/ GPa	泊松比	黏聚 力/ MPa	内摩 擦角/ (°)	单轴 抗拉 强度/ MPa	容重/ (t・m <sup>-3</sup> )	
矿石	15.64	11.70	0.20	5.80	35.10	1.73	4.12	
围岩	24.18	15.21	0.24	3.52	28.90	1.05	2.70	

2.1.3 数值模拟方案

根据高峰矿矿体赋存条件,选取采场的布置方 式为沿矿体走向布置,垂直矿体方向上的采场数量 依据矿体厚度和采场宽度进行合理确定。共布置了 5个采场,采场回采方式为中间间隔回采,分层高度



逐步回采,即先回采 2<sup>\*</sup>和 4<sup>\*</sup>采场,再回采 1<sup>\*</sup>、3<sup>\*</sup>和 5<sup>\*</sup>采场。采场回采方案设计参数主要包括采场宽度、采场高度以及超前回采分层数,数值模拟方案见表 5。

表 5 数值模拟方案 Table 5 Numerical simulation schemes

方案	采场宽度/m	分层高度/m	超前回采分层数
方案 1	8	4	0
方案 2	8	4	1
方案 3	10	12	0
方案 4	10	12	1

### 2.2 数值模拟结果分析

### 2.2.1 数值云图分析

根据回采设计方案,采用 FLAC3D 数值软件对 不同采场结构参数下的采场进行数值模拟计算,以 确定合理的采场宽度。模拟过程中考虑了整个采场 的回采过程,由于云图数量较多且受限于文章篇幅, 这里仅展示分层高度为4m和采场宽度为8m时, 同时和超前回采2\*和4\*采场第一分层与回采1\*、 3\*和5\*采场第一分层时的最大主应力云图、最小 主应力云图、下沉位移云图和塑性区分布云图,如图 3 至图 10 所示。



(b) 1#、3#和 5#采场

图 3 同时回采时的最大主应力云图







Fig.4 Cloud diagram of minimum principal stress during simultaneous mining



(a) 2#和 4#采场







由图 3 至图 6 可知,同时回采 2<sup>#</sup>和 4<sup>#</sup>采场与 同时回采 1<sup>#</sup>、3<sup>#</sup>和 5<sup>#</sup>采场后的顶底板及附近围岩 的最大主应力分别在-16.891~-0.047 MPa、 -18.145~1.463 MPa之间,最小主应力分别在 -56.365~-0.355 MPa、-60.509~-0.036 MPa之 间。最大拉应力均低于矿体抗拉强度的警戒值1.57 MPa。同时回采 2<sup>#</sup>和 4<sup>#</sup>采场后,顶板最大下沉位移



为11.773 mm,底板最大上鼓位移为12.572 mm,同时 回采1<sup>#</sup>、3<sup>#</sup>和5<sup>#</sup>采场后,顶板最大下沉位移为 28.472 mm,底板最大上鼓位移为28.931 mm。塑性 区均主要分布在采场两侧矿体中,以剪切变形为主, 未发生贯通,顶板及两侧矿体完整性好。结合以上分 析可得,采场宽度为8 m时,同时回采2<sup>#</sup>和4<sup>#</sup>采场 与同时回采1<sup>#</sup>、3<sup>#</sup>和5<sup>#</sup>采场的安全性均有保障。



(b)1#、3#和 5# 采场







图 8 超前回采时的最小主应力云图 Fig.8 Cloud diagram of minimum principal stress during advanced mining



图 9 超前回采时的下沉位移云图







由图 7 至图 10 可知, 超前回采 2<sup>#</sup> 和 4<sup>#</sup> 采场 与超前回采1<sup>#</sup>、3<sup>#</sup>和5<sup>#</sup>采场后的顶底板及附近围 岩的最大主应力分别在-23.940~1.224 MPa、 -18.145~1.647 MPa 之间,最小主应力分别在  $-81.695 \sim -0.226$  MPa,  $-57.015 \sim -0.010$  MPa 之间。最大拉应力均低于矿体抗拉强度的警戒值 1.57 MPa。超前回采 2<sup>#</sup>和 4<sup>#</sup>采场后,最大下沉位 移为 12.884 mm,底板最大上鼓位移为 13.316 mm, 超前回采1<sup>#</sup>、3<sup>#</sup>和5<sup>#</sup>采场后,顶板最大下沉位移为 34.277 mm,底板最大上鼓位移为 29.772 mm。回 采后塑性区均主要分布在采场两侧矿体中,以剪切 变形为主。回采 2#和 4#采场塑性区发生贯通,两 侧矿体完整性差,而回采1<sup>#</sup>、3<sup>#</sup>和5<sup>#</sup>采场顶板出现 片状拉伸塑性区,但塑性区未发生贯通,顶板及两侧 矿体完整性好。结合以上分析可得,采场宽度为8 m时,超前回采2<sup>#</sup>和4<sup>#</sup>采场与超前回采1<sup>#</sup>、3<sup>#</sup>和 5<sup>#</sup>采场的安全性均没有保障。

3.2.2 计算数值

根据模拟云图显示,当分层高度为4m时,两 种采场宽度下的最小主应力、下沉位移与底鼓位移 均在安全范围之内。采场回采后的塑性区主要以剪 切塑性区为主,剪切塑性区主要分布在采场两端的 围岩和两侧的矿体中,采场宽度为8m时,未发生 贯通,采场宽度为10m时,发生贯通。二步回采过 程中,两种采场宽度下的充填体出现了几处零散的 拉伸塑性区,也未形成贯通的塑性区。但采场回采 后,两种采场宽度下的最大主应力变化明显,超出了 采场稳定的安全范围。因此,在分析采场稳定性时 只需要考虑最大主应力(出现在顶板)的变化情况。 由于采场回采过程中的回采步数较多,现将两种采 场宽度下每回采一个分层时的最大主应力结果进行 统计,见表 6。

#### 表 6 不同采场宽度在不同分层高度时的最大主应力

Table 6Maximum principal stress of differentstope widths at different layering heightsMPa

	回采 - 步数	同时	回采	超前回采		
分层 高度		采场宽度 10 m	采场宽度 8 m	采场宽度 10 m	采场宽度 8 m	
4 m	3	0.665 56	0.045 14	0.177 57	0.293 14	
	6	0.503 82	0.017 00	1.478 30	1.351 00	
	9	0.743 26	0.042 54	1.687 40	1.436 60	
	12	1.178 10	1.242 70	1.703 50	1.444 10	
	15	1.668 60	1.538 10	1.671 70	1.607 80	
	18	1.665 40	1.523 60	1.687 70	1.436 60	
	21	1.624 80	1.531 00	1.702 80	1.677 50	
	24	1.100 90	1.113 20	1.651 40	1.639 50	
12 m	1	0.700 89	0.424 22	0.335 44	0.436 69	
	2	0.665 88	0.365 21	1.636 30	1.162 70	
	3	0.821 03	0.309 06	1.678 90	1.354 80	
	4	1.184 10	1.195 40	1.681 00	1.349 80	
	5	1.683 80	1.491 90	1.653 70	1.600 30	
	6	1.640 20	1.458 70	1.698 30	1.600 60	
	7	1.529 00	1.504 20	1.709 40	1.588 10	
	8	1.021 20	1.162 80	1.618 50	1.570 60	

为了对比两种采场宽度下的最大主应力随回采 步数的变化情况,将分层高度为4 m 和 12 m 下的





图 11 回采过程中的最大主应力变化曲线 Fig.11 Variation curve of maximum principal stress during mining process

由图 11 可知,随着回采步数的增加(自下往上 回采),分层高度为4m和12m下的两种采场宽度 的最大主应力均呈现出先增加、再保持稳定、后降低 的趋势。当回采方式为同时回采时,采场宽度为8 m,最大主应力的最大值在安全警戒线之下,顶板发 生冒落的可能性很小。而采场宽度为 10 m 时,最 大主应力的最大值已经超过安全警戒线,顶板发生 冒落的可能性较大。所以为了保证回采过程中顶板 的安全性,当回采方式为同时回采时,分层高度为4 m和分层高度为12m均建议采场宽度小于或等于 8 m。当回采方式为超前回采时,分层高度为 4 m 和分层高度为12m下的两种采场宽度的最大主应 力的最大值均已超过安全警戒线,顶板发生冒落的 可能性较大,因此不建议使用超前回采。根据数值 分析结果,建议采场结构参数为:采场跨度小于或等 于8m,采场长度为矿体厚度,分层高度为4~12 m,回采方式为同时回采。

综合修正 Mathews 稳定图法与数值模拟分析, 为了保证回采过程的安全性,建议采场结构参数为: 采场宽度范围为 7~8 m,采场长度为矿体厚度,约 为 40m,分层高度为 4~12 m,回采方式为同时 回采。

## 4 结论

本文采用修正 Mathews 稳定性图法与数值模 拟方法,对高峰矿深部北侧矿体的采场结构参数进 行优化研究,得到的主要结论如下。

(1) 根据 Mawdesley 修正的 Mathews 稳定图

法对顶板稳定性的分析,当采场宽度取 8 m 时,极限暴露面积为 400 m<sup>2</sup>,采场宽度取 9 m 时,采场极限暴露面积为 270 m<sup>2</sup>;采场宽度取 10 m 时,极限暴露面积为 200 m<sup>2</sup>。

(2)通过对不同模拟方案的数值结果进行分析, 当回采方式为同时回采,分层高度为4m和12m时, 均建议采场宽度≪8m;当回采方式为超前回采时,不同分层高度下的两种采场宽度的最大主应力的最大值均已超过安全警戒线,因此不推荐采用超前开采。

(3)综合修正 Mathews 稳定图法与数值模拟 分析结果,为了保证回采过程的安全性,建议采场结 构参数为:采场宽度范围为 7~8 m,采场长度为矿 体厚度,约为 40 m,分层高度为 4~12 m,回采方式 为同时回采。

参考文献(References):

- [1] 吴爱祥,王勇,张敏哲,等.金属矿山地下开采关键技术新进展与展望[J].金属矿山,2021(1):1-13.
  WU Aixiang, WANG Yong, ZHANG Minzhe, et al. New development and prospect of key technology in underground mining of metal mines[J]. Metal Mine,2021(1):1-13.
- [2] 李夕兵,宫凤强.基于动静组合加载力学试验的深部开采岩石力学研究进展与展望[J].煤炭学报,2021,46(3):846-866.
   LI Xibing, GONG Fengqiang. Research progress and prospect of deep mining rock mechanics based on coupled static-dynamic loading testing[J]. Journal of Coal science, 2021,46(3):846-866.
- [3] 刘欣.深部开采采场围岩稳定性研究[D].重庆:重庆大学,2009.

LIU Xin. Study on stability of surrounding rock in deep mining[D]. Chongqing:Chongqing University,2009.

[4] 曹英莉.基于 CRITIC 赋权法的采场结构参数优选模拟研究 [J].矿业研究与开发,2021,41(3):5-9. CAO Yingli. Simulation study on optimization of stope structure parameters based on CRITIC weighting method [J]. Mining Research and Development,2021,41(3):5-9.

[5] 黄德镛,贾子月,吕世玮,等.基于正交设计试验方案的云南
 某铜矿采场结构参数优化研究[J].有色金属工程,2023,13
 (4):111-119.

HUANG Deyong, JIA Ziyue, LYU Shiwei, et al. Study on optimization of stope structure parameters of a copper mine in Yunnan based on orthogonal design test scheme[J]. Non-Ferrous Metal Engineering, 2023, 13(4):111-119.

- [6] 刘嘉伟,黄明清,谭伟.基于拓展的 Mathews 稳定图法的采场结构参数优化[J].有色金属工程,2023,13(1):106-113.
   LIU Jiawei, HUANG Mingqing, TAN Wei. Parameter optimization of stope structure based on extended mathews stability graph method[J]. Non-Ferrous Metal Engineering, 2023,13(1):106-113.
- [7] 马生徽,王文杰,邓金灿,等.基于数值模拟的高峰矿深部采场结构参数优化研究[J].中国矿业,2013,22(8):98-102.
  MA Shenghui, WANG Wenjie, DENG Jinchan, et al. Study on optimization of structural parameters for deep stope in Gaofeng mine based on numerica simulation[J]. Chinese Mining Industry,2013,22(8):98-102.
- [8] MATHEWS K E, HOEK E, WYLLIE D C, et al. Prediction of stable excavation spans for mining at depths below 1,000 meters in hard rock [J]. Golder Associates Report to Canada Centre for Mining and Energy Technology (CAANMET), Department of Energy and Resources, Ottawa, Canada, 1980.
- [9] PAKALNIS R, BRADY T M, HUGHES P, et al. Weak rock mass design for underground mining operations [C]// Proceedings of the International Workshop on Rock Mass Classification in Underground Mining. Deptartment of Health and Human Services, Centers for Disease Control and Prevention, National Institute for Occupational Safety and Health, Pittsburgh Research Laboratory,2007(9498):119.
- [10] MAWDESLEY C, TRUEMAN R, WHITEN W J. Extending the Mathews stability graph for open-stope design [J]. Mining Technology, 2001, 110(1):27-39.
- [11] POTVIN Y. Empirical open stope design in Canada [D]. Vancourer: University of British Columbia, 1988.

- [12] STEWART S B V, FORSYTH W W. The Mathew's method for open stope design[J]. CIM Bulletin, 1995, 88 (992):45-53.
- [13] TRUEMAN R, MIKULA P, MAWDESLEY C A, et al. Experience in Australia with the application of the Mathew's method for open stope design[J]. The CIM Bulletin, 2000, 93(1036):162-167.
- [14] MAWDESLEY C A. Using logistic regression to investigate and improve an empirical design method [J]. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 2004, 41: 756-761.
- [15] 叶琼瑶,韦立德,邵羽,等.某排土场 Geostutio 邓肯张模型和 FLAC3D 摩尔库伦模型计算结果对比[J].金属矿山,2023 (4):186-191.

YE Qiongyao, WEI Lide, SHAO Yu, et al. Comparison between the stability analysis results of a dumping site by geostudio with Duncan-Chang model and those by FLAC3D with Mohr-Colomb model [J]. Metal Mine, 2023 (4): 186-191.

- [16] 王凯,刁心宏,赖建英,等.FLAC3D 应变软化与摩尔库伦模型工程应用对比[J].中国科技论文,2015,10(1):55-59+63.
  WANG Kai, DIAO Xinhong, LAI Jianying, et al. Engineering application comparison of strain softening model and Mohr-Columb model in FLAC3D[J]. Chinese Scientific and Technological Papers,2015,10(1):55-59+63.
- [17] 徐荃,吴志波,陈小伟,等.基于修正 Mathews 图表法与 FLAC3D 对某金矿回采方案的优化研究[J].中国矿山工程, 2021,50(1):29-35.
  XU Quan, WU Zhibo, CHEN Xiaowei, et al. Ore recovery

optimization study based on FLAC3D software and modified Mathews stability graph method in a gold mine[J]. Mining Engineering in China,2021,50(1):29-35.

[18] 黄聪,魏超城,丘永富.基于修正 Mathews 稳定图法与 FLAC3D的阿舍勒铜矿深部回采方案优化研究[J].中国矿 业,2023,32(11):168-177.

> HUANG Cong, WEI Chaocheng, QIU Yongfu. Optimization of deep stoping scheme in Ashele Copper Mine based on modified Mathews stability graph method and FLAC3D[J]. Chinese Mining Industry, 2023, 32 (11): 168-177.

#### Optimization of Stope Structure Parameters Based on Modified Mathews Stability Diagram Method and FLAC3D

HUANG Shiding<sup>1</sup>, LIU Yao<sup>2</sup>, DENG Hongwei<sup>2</sup>, YU Ruhai<sup>3</sup>, ZHU Longhui<sup>4</sup>, YU Xinguo<sup>1</sup>

(1. Huaxi Group Guangxi Gaofeng Mining Co., Ltd., Hechi, Guangxi 547205, China;

2. School of Resources and Safety Engineering, Central South University, Changsha, Hunan 410083, China;

3. Hunan Standard Inspection and Certification Co., Ltd., Changsha, Hunan 410118, China;

4. Safety Technology Center of Hunan Coal Mine Safety Supervision Bureau, Changsha, Hunan 410119, China)

Abstract: The increase of mining depth makes the mine face more uncertain factors in the production process. Reasonable stope structure parameters will effectively reduce the stope roof fall accidents rate. In order to determine reasonable and unified range of stope structure parameters, modified Mathews stability diagram method and numerical simulation were used to study the

deep stope structure parameters of Gaofeng Mine, and the limit exposure area, stress cloud map, displacement cloud map and plastic zone distribution cloud map of stope under different stope structure parameters were analyzed. The results show that when the stope width is 8 m, the limit exposure area is 400 m<sup>2</sup>. When the mining method is simultaneous mining, and the height of the layer are 4 m and 12 m, it is recommended that the stope width should be less than or equal to 8 m. When advanced mining is adopted, the maximum principal stress of stope exceeds the safety warning line. Therefore, in order to ensure the safety of the mining process, it is recommended that the stope structure parameters are: the stope width is 7 – 8 m, the stope length is the thickness of the ore body, about 40 m, the stratification height is 4 – 12 m, and the mining method is simultaneous mining.

Key words: Stope structure parameters, Modified Mathews stability diagram method, Deep mine, Numerical simulation