

基于 Mathews 和 FLAC^{3D} 的采场 结构参数优化研究

李 翠, 张良兵, 陈 涛, 罗少琛

(攀钢集团矿业有限公司设计研究院, 四川 攀枝花 617063)

摘 要:以攀西某地下矿山为例, 基于 Mathews 稳定图法和经验类比法估算采场暴露面积, 推荐采场顶板允许暴露面积为 800 ~ 1 200 m², 矿体侧帮允许暴露面积为 4 000 ~ 5 000 m²。基于 FLAC^{3D} 数值模拟分析优化采场结构参数, 结果表明, 随采场长度和阶段高度增大, 采场周围的最大拉应力、最大压应力和最大剪应力都呈增加趋势。结合矿山现有开拓系统, 推荐攀西某地下矿山阶段高度为 60 m, 采场长度为 60 m。

关键词:地下矿山; 采场结构参数; Mathews 稳定图法; FLAC^{3D} 数值模拟

中图分类号: TD858

文献标志码: A

文章编号: 1004-7638(2023)05-0041-07

DOI: 10.7513/j.issn.1004-7638.2023.05.007

开放科学(资源服务)标识码(OSID):



听语音
与作者互动
聊科研

Optimization of stope structure parameters based on Mathews and FLAC^{3D}

Li Cui, Zhang Liangbing, Chen Tao, Luo Shaochen

(Design and Research Institute of Panzhihua Iron and Steel Group Mining Co., Ltd., Panzhihua 617063, Sichuan, China)

Abstract: Taking an underground mine in Panxi as an example, the exposed area of the stope was estimated based on Mathews stability diagram method and empirical analogy method. It is recommended that the allowable exposed area of the stope roof is 800 to 1 200 square meters, and the allowable exposed area of the ore body side is 4 000 to 5 000 square meters. Based on FLAC^{3D} numerical simulation analysis, the stope structure parameters were optimized. The results show that with the increase of stope length and stage height, the maximum tensile stress, maximum compressive stress and maximum shear stress around the stope increase. Combined with the existing development system of the mine, it is recommended that the stage height of an underground mine in Panxi is 60 meters and the length of the stope is 60 meters.

Key words: underground mine, stope structure parameters, Mathews stability diagram method, fast lagrangian analysis of continua in 3D numerical simulation

0 引言

攀西某地下矿山开采采用无底柱分段崩落法^[1], 但在实际开采过程中存在环保压力大和矿石损失、

贫化率大等问题^[2-3], 为尽可能回采矿石资源和满足国家环保政策要求, 企业提出采用分段凿岩阶段空场嗣后充填法进行地下开采。

采场结构参数是影响矿山安全生产、采场稳定

收稿日期: 2023-07-20

作者简介: 李翠, 1995 年出生, 女, 硕士, 采矿工程师, 主要从事采矿工艺及充填材料等研究, E-mail: 1369467558@qq.com。

性、矿石损失率和贫化率等的重要因素,其确定对地下开采至关重要。目前,常用经验类比法、Mathew 稳定图表法^[4-6]和 FLAC^{3D}数值模拟法^[7-13]优化空场嗣后充填法的采场结构参数。经验类比法简单实用,但凭借工程经验和相关手册选取,不够严谨;Mathew 稳定图表法主要用于估算采场顶板的暴露面积和充填体侧帮的暴露面积;FLAC^{3D}数值模拟法应用范围广泛,能模拟计算三维的土、岩体及其它材料受力状态下的各种力学行为,常用来优化矿房跨度、矿房长度和阶段高度等采场结构参数,但对讨论充填体侧帮暴露面积等问题时难以奏效。

因此,笔者以攀西某地下矿山采用分段凿岩阶段空场嗣后充填为例,应用 Mathews 稳定图法和经验类比法估算采场暴露面积,并基于 FLAC^{3D}数值模拟优化采场结构参数,最终推荐符合矿山实际的采场结构参数,为矿山的开采设计提供理论依据。

1 工程概况

攀西某地下矿山矿区构造比较复杂,矿区内有五个矿带,矿带内矿体呈层状、似层状产出,层状矿体中夹石及低品位矿石居多。矿体、围岩、夹层或夹石成分多为辉长岩。辉长岩体呈北东~南西向展布,长约 20 km、宽约 2 km,面积约 40 km²。岩体呈单斜层产出,倾向北西,倾角一般 50°~60°。原设计采用无底柱分段崩落采矿法进行开采,设计主要参数为进路间距 18 m、分段高度 20 m。

2 采场暴露面积估算

攀西某地下矿山矿区与采矿工程稳定性关系较为密切的矿岩为辉长岩,矿体与围岩、夹石都是辉长岩,考虑到攀西某地下矿实际情况,本研究重点采用 Mathews 稳定图法确定采场允许暴露面积值,结合经验类比法推荐合理值。

2.1 基于 Mathews 稳定图法估算

Mathews 稳定图法是加拿大 Mathews 所创,基于 Q 系统分级,通过利用若干稳定图确定形状因子,进而确定采场暴露面积值。Mathews 稳定图法的设计过程以稳定数因子 N 和形状因子(或水力半径) S 计算为基础,将两个因子绘制在划分为预测稳定区、潜在不稳定区和崩落区的图上。稳定数因子 N 代表岩体在给定应力条件下维持稳定的能力,形状因子或水力半径 S 则反映采空区尺寸和形状。

攀西某地下矿山 Q 系统分级评分结果见表 1,

岩体稳定数 N 的计算公式如式(1)所示,计算结果见表 2。

表 1 Q 值系统评分结果
Table 1 Q -value system rating results

岩体	RQD/%	J _n	J _r	J _a	J _w	SRF	Q 值	质量描述	岩体等级
辉长岩	51	6	1	1	0.66	1.0	5.61	一般	5

表 2 稳定数 N 计算结果
Table 2 Calculation results of stable number N

岩石名称		Q' 值	A	C	N	$\text{Log}N$
辉长岩	顶板帮	5.61	1.0	4.3	13.267 6	1.122 8
	侧帮	5.61	1.0	4.3	9.649 2	0.984 5

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

式中, Q' 为修正的 Q 系统分级值; A 为岩石强度因子,为在评价的采空面边界上岩石单轴抗压强度 σ_c 与诱生的压应力 σ_1 之比; B 为节理方向调整参数; C 为重力调整因子。

待分析帮壁或采空面的形状因子 S 的计算公式如式(2)所示:

$$S = \frac{\text{待分析帮壁或采空面的横截面积}}{\text{待分析帮壁的周长}} \quad (2)$$

结合攀西某地下矿山现场实际,参照图 1,按辉长岩的稳固性确定矿房宽度为 15 m,计算各类矿岩的暴露面积,计算结果见表 3。其中,对于采场顶板,当计算长度值超过宽度的 4 倍时,按长宽比为 4:1 重新进行计算。

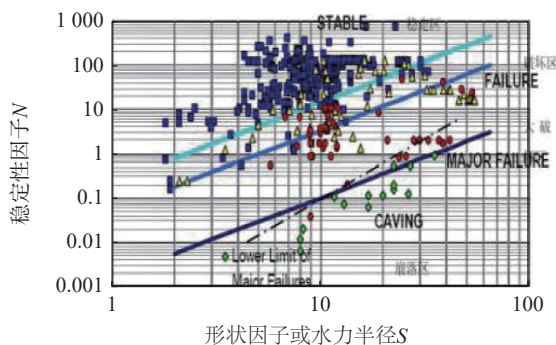


图 1 Trueman 扩展的 Mathews 稳定图(2000)^[14]
Fig. 1 Trueman extended Mathews stability graph (2000)

由表 3 可知,矿房宽度相同时,随辉长岩的 RQD 值减小,采场形状因子和顶板、侧帮暴露面积总体呈下降趋势,故岩体的力学强度对采场暴露面积影响较大。经 Mathews 稳定图法估算,攀西某地下矿山顶板允许暴露面积范围为 700~1 300 m²,侧帮允许暴露面积取值范围为 4 160~5 000 m²。

表 3 Mathews 稳定图法估算的采场暴露面积

Table 3 Estimation of exposed area of mining stope using Mathews stability map method

岩石名称	部位	形状因子 S/m	暴露面积/m ²	备注
辉长岩	顶板	7.14	1 000	近似值
	侧帮	17.03	4 600	近似值
辉长岩(RQD增加10%)	顶板	9.25	1 300	近似值
	侧帮	18.51	5 000	近似值
辉长岩(RQD减少10%)	顶板	6.07	850	近似值
	侧帮	16.29	4 400	近似值
辉长岩(RQD减少20%)	顶板	5.01	700	近似值
	侧帮	15.40	4 160	近似值

2.2 基于经验类比法推荐合理值

参照国内外空场回采嗣后充填法矿山^[15],采场顶板暴露面积一般都控制在 1 500 m²之内。通常顶板暴露面积超过 1 500 m²时,采场岩体的稳定性较好;《有色金属矿山生产技术规程》中阐明,仅极稳固的岩体回采时允许的暴露面积才可大于 1 000 m²,这一看法较为保守。从矿石自身强度来看,攀西某地下矿山的铁矿石单轴抗压强度平均为 100 MPa,但其节理裂隙略为发育,且仅在节理裂隙不发育处采场顶板暴露面积才可达到 1 600 m²。故推荐攀西某地下矿山合理的采场顶板暴露面积为 800 ~ 1 200 m²。

矿体侧帮暴露面积一般不超过 8 000 m²,一般控制在 6 000 m²之内^[15]。湖南郴州柿竹园铅锌矿^[16]的空场高度达 90 m,长 67 m,矿石单轴抗压强度平均为 150 MPa,侧帮暴露面积为 6 030 m²,空区的稳定性较好,开采 10 余年仅小部分跨塌。当侧帮暴露面积达到 8 000 m²时,岩体的稳定性较好。李

楼—吴集铁矿^[17]采用两步骤嗣后充填采矿法,阶段高度 100 m,矿房和矿柱宽度均为 20 m,侧向暴露面积达到 4 000 ~ 6 000 m²,仅在节理裂隙不发育处,矿体侧帮暴露面积才可达到 8 000 m²。故推荐攀西某地下矿山合理的采场侧帮暴露面积为 4 000 ~ 5 000 m²。

综上所述,根据攀西某地下矿山岩体的节理裂隙发育程度,推荐不同岩性或充填体的暴露面积值,详见表 4。

表 4 不同节理裂隙程度的辉长岩暴露面积值

Table 4 Exposed area values of gabbro with different joint fissure degrees

岩性	部位	节理不发育 (或充填质量较好)	节理中等发育 (或充填质量中等)	节理较发育 (或充填质量较差)
辉长岩	顶板	1 200	1 000	800
	侧帮	5 000	4 600	4 000

3 基于 FLAC^{3D} 数值模拟分析

FLAC^{3D}(Fast Lagrangian Analysis of Continua in Three—Dimensions)是由美国 Itasca consulting Group Inc 开发的三维显式有限差分计算程序,能模拟计算三维的土、岩体及其它材料受力状态下的各种力学行为。

本研究结合攀西某地下矿山现场实际,选取矿房宽度 15 m,重点采用 FLAC^{3D} 数值模拟分析矿房长度和阶段高度,推荐合理值。

3.1 基于 FLAC^{3D} 数值模拟分析

3.1.1 岩体力学参数选取

攀西某地下矿山与采矿工程稳定性关系较为密切的矿岩为辉长岩,相关岩体力学参数见表 5。

表 5 数值模拟计算所用的材料物理力学参数

Table 5 Physical and mechanical parameters of materials used in numerical simulation

名称	块体密度/(g·cm ⁻³)	变形模量/GPa	泊松比	单轴抗压/MPa	抗拉强度/MPa	内聚力/MPa	内摩擦角/(°)
矿体	3.50	15.94	0.20	26.9	0.81	1.6	40.0
上盘	3.09	14.96	0.22	25.5	0.60	1.75	40.5
下盘	2.93	14.12	0.23	26.6	0.60	1.50	42.0

3.1.2 FLAC^{3D} 数值模型建立

为提高采场生产能力,采用大采场开采。国内矿山的阶段高度通常在 50 m 左右,国外矿山的阶段高度有的超过了 200 m。基于国内矿山实际情况,本研究遵循 Mohr-Coulomb 屈服准则、采用 FLAC^{3D}

软件建立模型,分别对矿房宽度 15 m,阶段高度 60、70 m 和 80 m,采场长度 40、60 m 和 80 m 的矿房进行数值模拟分析。计算模型如图 2 所示,计算方案见表 6。

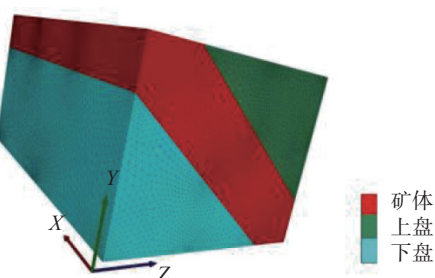


图2 采场计算模型

Fig. 2 Stope calculation model diagram

3.2 FLAC^{3D} 数值模拟结果分析

3.2.1 采场长度模拟结果分析

空场状态下,应力极值常位于采场周边。采场顶板、两帮及上下盘容易产生拉应力,最大压应力和最大剪应力通常位于2个或3个面的交叉处。

采场长度优化方案见表6中方案一~方案三,矿房宽度15 m、阶段高度70 m,采场长度分别为40、60 m和80 m,采场长度优化模拟计算见表7,对应云图如图3、4所示。

表6 矿房及矿柱合理参数研究计算方案

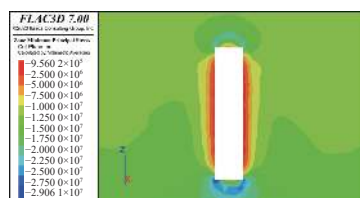
Table 6 Research and calculation scheme of reasonable parameters of room and pillar

计算方案	特征说明			备注
	采场长度/m	矿房宽度/m	阶段高度/m	
方案一	40	15	70	采场长度优化
方案二	60	15	70	
方案三	80	15	70	
方案四	60	15	60	阶段高度优化
方案五	60	15	70	
方案六	60	15	80	

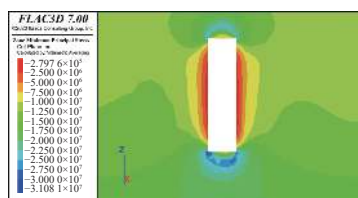
表7 采场长度优化模拟计算结果

Table 7 Simulation calculation results of stope length optimization

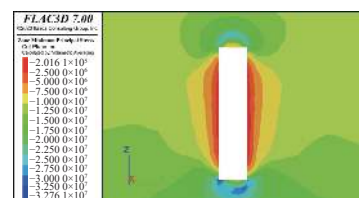
编号	采场长度/m	采场顶板				两帮				上下盘		
		最大拉应力/MPa	最大压应力/MPa	最大剪应力/MPa	最大位移/mm	最大拉应力/MPa	最大压应力/MPa	最大剪应力/MPa	最大位移/mm	最大拉应力/MPa	最大压应力/MPa	最大剪应力/MPa
方案一	40	0	20.27	8.21	12	0.28	13.06	4.86	31	0	15.19	1.61
方案二	60	0	24.88	9.35	15	0.62	11.32	4.49	39	0	15.15	1.55
方案三	80	0	25.49	9.73	42	0.71	12.71	5.26	45	0	14.49	1.74



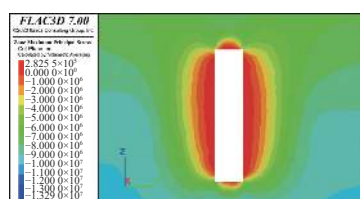
(a) 采场长度 40 m 压应力云图



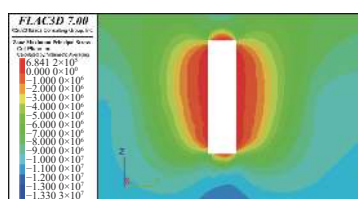
(b) 采场长度 60 m 压应力云图



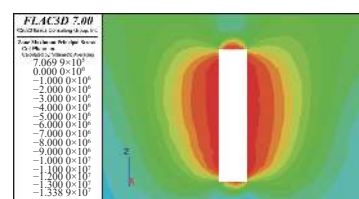
(c) 采场长度 80 m 压应力云图



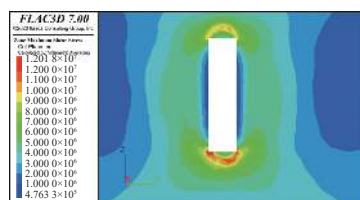
(d) 采场长度 40 m 拉应力云图



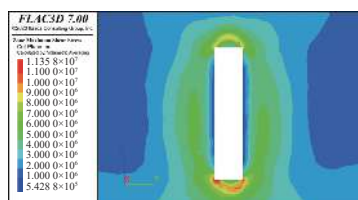
(e) 采场长度 60 m 拉应力云图



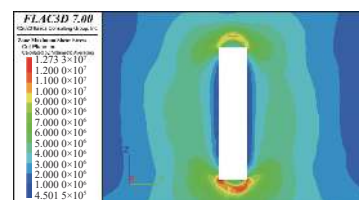
(f) 采场长度 80 m 拉应力云图



(g) 采场长度 40 m 剪应力云图



(h) 采场长度 60 m 剪应力云图



(i) 采场长度 80 m 剪应力云图

图3 方案一~方案三压应力、拉应力和剪应力云图

Fig. 3 Cloud charts of compressive stress, tensile stress and shear stress for scheme I to scheme III

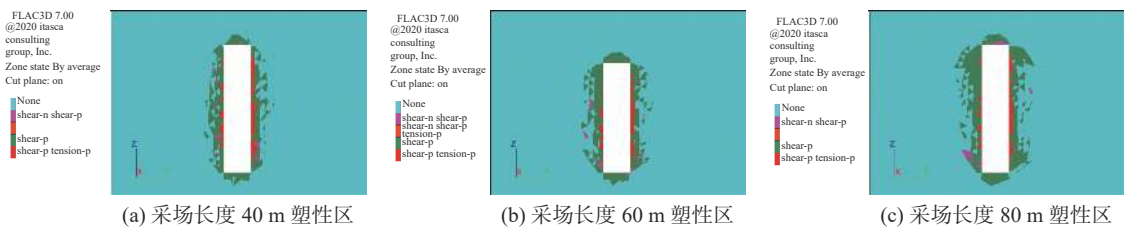


图 4 方案一~方案三塑性区图
Fig. 4 Plastic zone maps for scheme I to scheme III

由表 7 可知,随采场长度变化,采场顶板的压应力和剪应力均大于采场两帮和上下盘,说明压应力和剪应力集中于顶板处,需加强顶板管理。其中因采场顶板的暴露面积大于两帮,因此最大拉应力集中于采场两帮矿柱中,且随采场长度加大而逐渐增长,增长率分别为 54.8% 和 12.7%。采场长度小于 80 m 时,采场周围的最大拉应力值小于 0.71 MPa,小于铁矿体的抗拉强度(0.81 MPa)。故通过拉应力不能准确得出攀西某地下矿山的采场长度。

由图 3 可知,随采场长度加大,采场周围应力峰值逐渐增大,采场稳定性将受到破坏。尽管采场顶板、两帮及上下盘围岩中的拉应力值迅速增大,但仍未超出矿体的极限抗拉强度和极限抗压强度,因此为准确得出合理采场长度,还需从采场周围最大位移和塑性区范围加以确定。采场开挖结束后塑性区分布情况如图 4 所示,图中红色为采场围岩已经发生塑性剪切和张拉变形区域,绿色为采场围岩已经发生塑性剪切变形区域,粉色为采场围岩正在发

生塑性剪切变形和已经发生塑性剪切变形区域。

另外,由表 7 可知,采场顶板和两帮的最大位移随采场长度加大而增大。其中,采场顶板受采场长度的影响更大,当采场长度由 40 m 增大至 60 m 时,采场顶板最大位移增长率为 25%;而当采场长度由 60 m 增大至 80 m 时,采场顶板最大位移增长率为 180%。故采场长度不宜大于 60 m。

由图 4 可知,采场围岩张拉变形主要集中在采场两帮,侧向证明采场两帮拉应力比较集中。采场长度为 60 m 时,采场顶板没有发生正在进行的剪切变形,直到采场长度大于 60 m 后,采场顶板开始发生正在进行的剪切变形,导致采场内顶板稳定性较差。故采场长度为 60 m 最为适宜。

3.2.2 阶段高度模拟结果分析

阶段高度优化方案见表 6 中方案四~方案六,采场长度 60 m、矿房宽度 15 m,阶段高度分别为 60、70 m 和 80 m,采场阶段高度优化模拟计算结果见表 8,对应云图如图 5 所示。

表 8 采场阶段高度优化模拟计算结果
Table 8 Optimization simulation results of stope stage height

编号	阶段高度/m	采场顶板				采场两帮				上下盘		
		最大拉应力/MPa	最大压应力/MPa	最大剪应力/MPa	最大位移/mm	最大拉应力/MPa	最大压应力/MPa	最大剪应力/MPa	最大位移/mm	最大拉应力/MPa	最大压应力/MPa	最大剪应力/MPa
方案四	60	0	23.51	9.31	9	0.58	10.12	4.28	37	0	15.77	1.34
方案五	70	0	24.88	9.35	15	0.62	11.32	4.49	39	0	15.15	1.55
方案六	80	0	25.36	9.44	48	0.68	12.83	4.74	41	0	14.78	1.67

由表 8 可知,随阶段高度增大,采场周围的最大拉应力、最大压应力和最大剪应力均呈增长趋势。其中,各阶段高度采场顶板的压应力和剪应力均大于采场两帮和上下盘,说明压应力和剪应力集中于顶板处,需加强顶板管理。其中因采场顶板的暴露面积大于两帮,因此最大拉应力集中于采场两帮矿柱中,并随阶段高度增加而逐渐增大,增长率分别为 6.8% 和 9.6%。阶段高度小于 80 m 时,采场周围

的最大拉应力值小于 0.68 MPa,小于铁矿体的抗拉强度(0.81 MPa)。故通过拉应力不能准确得出攀西某地下矿山的阶段高度。

由图 5 可知,随阶段高度增大,采场周围应力峰值逐渐增大,采场稳定性将受到破坏。尽管采场顶板、两帮及上下盘围岩中的拉应力值迅速增大,但仍未超出矿体的极限抗拉强度和极限抗压强度,因此为准确得出合理阶段高度,还需从采场周围最大

位移和塑性区范围加以确定,如图 6 所示。

另外,由表 8 可知,采场顶板和两帮的最大位移随阶段高度增加而增大。其中,采场顶板受阶段高度的影响更大,当阶段高度由 60 m 增加至 70 m 时,采场顶板最大位移增长率为 66.6%;而当阶段高度由 70 m 增加至 80 m 时,采场顶板最大位移增长率为 220%。故阶段高度不宜大于 70 m。

由图 6 可知,采场围岩张拉变形主要集中在采

场两帮,侧向证明采场两帮拉应力比较集中。阶段高度为 60 m 时,采场顶板没有发生正在进行的剪切变形,直到阶段高度大于 60 m 后,采场顶板开始发生正在进行的剪切变形,导致采场内顶板稳定性较差。故阶段高度为 60 m 最为适宜。

综上所述,为更好与攀西某地下矿山现有开拓系统良好衔接,推荐采场长度为 60 m、阶段高度为 60 m。

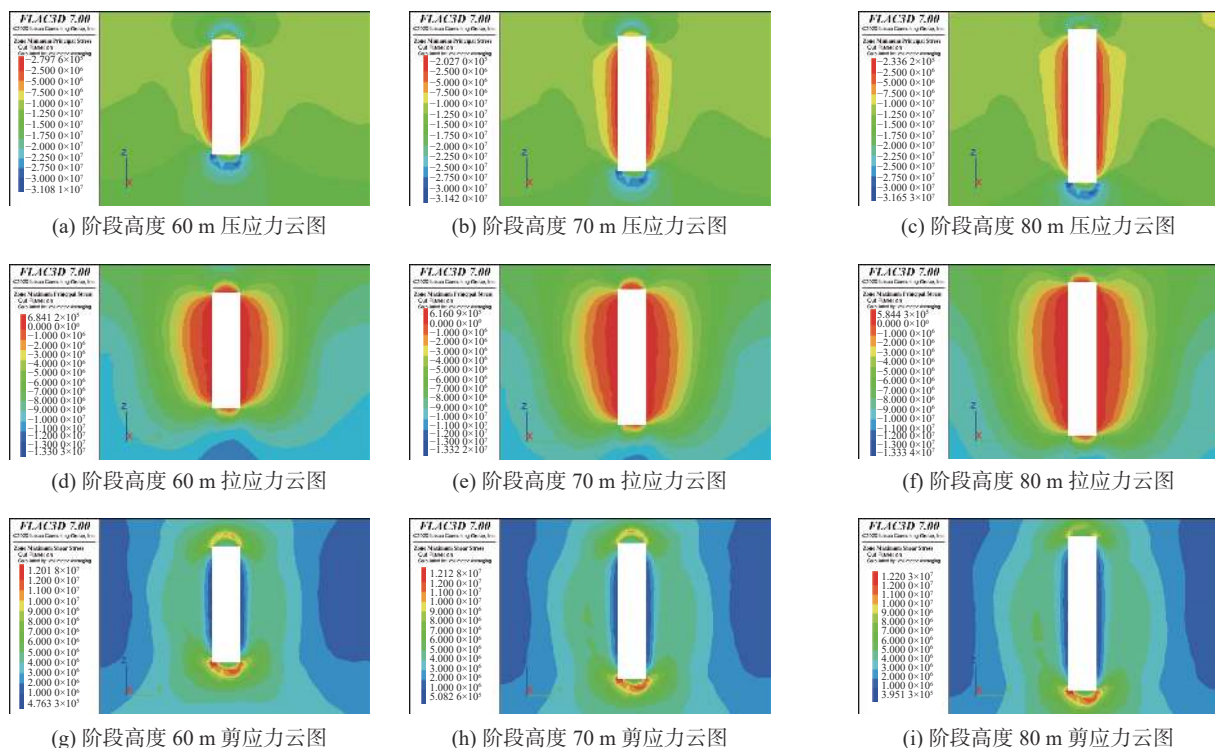


图 5 方案四~方案六压应力、拉应力和剪应力云图

Fig. 5 Cloud charts of compressive stress, tensile stress and shear stress for scheme IV to scheme VI

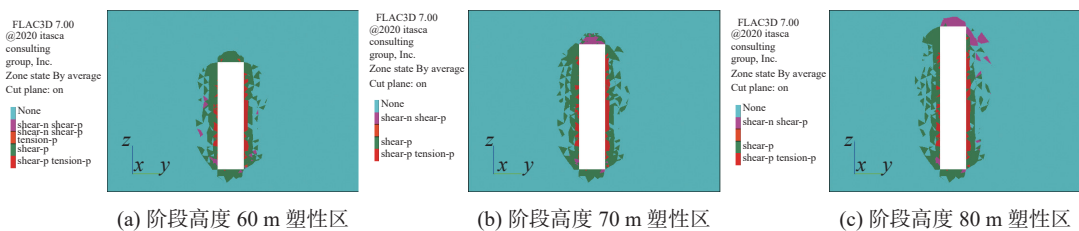


图 6 方案四~方案六塑性区图

Fig. 6 Plastic zone maps for scheme IV to scheme VI

4 结论

1) 采用 Mathews 稳定图法和经验类比法对攀西某地下矿山暴露面积值进行估算,最终推荐采场顶板允许暴露面积为 800 ~ 1 200 m²,矿体侧帮允许暴露面积为 4 000 ~ 5 000 m²。

2) 采用 FLAC^{3D} 对攀西某地下矿山结构参数进行数值模拟分析,发现随采场长度和阶段高度增大,采场周围的最大拉应力、最大压应力和最大剪应力都呈增加趋势。结合矿山现有开拓系统,攀西某地下矿山阶段高度为 60 m,采场长度为 60 m 最为适宜。

参考文献

- [1] Wang Qing, Ren Fengyu, Gu Xiaowei, *et al.* Mining [M]. Beijing: Metallurgical Industry Press, 2011.
(王青, 任凤玉, 顾晓薇, 等. 采矿学[M]. 北京: 冶金工业出版社, 2011.)
- [2] Guo Lei, Xiong Lianghui. Application and development trend of pillarless sublevel caving[J]. China Mine Engineering, 2010, 39, (6): 44-48.
(郭雷, 熊靓辉. 无底柱分段崩落法现状及发展趋势[J]. 中国矿山工程, 2010, 39, (6): 44-48.)
- [3] He Rongxing, Chen Liyuan, Ren Fengyu. Study status and development direction of loss and dilution of non-pillar sublevel caving method in China[J]. Metal Mines, 2022, (11): 1-9.
(何荣兴, 陈丽媛, 任凤玉. 我国无底柱分段崩落法损失贫化研究现状及发展方向[J]. 金属矿山, 2022, (11): 1-9.)
- [4] Wei Chaocheng, Zhang Ming, Luo Rui, *et al.* Optimization of structure parameters of empty field subsequent filling stope based on Mathews graphical method[J]. China Mining Magazine, 2022, 31(7): 137-142.
(魏超城, 张明, 罗瑞, 等. 基于Mathews图解法的空场嗣后充填采场结构参数优化研究[J]. 中国矿业, 2022, 31(7): 137-142.)
- [5] Chen Lin, Huang Mingqing, Tang Shaohui, *et al.* Optimization and stability analysis of stope structure parameters of large-diameter deep-hole open stoping with subsequent filling[J]. Metal Mines, 2022, (11): 44-51.
(陈霖, 黄明清, 唐绍辉, 等. 大直径深孔空场嗣后充填法采场结构参数优化及稳定性分析[J]. 金属矿山, 2022, (11): 44-51.)
- [6] Ma Junsheng, Ren Gaofeng, Zhang Congrui, *et al.* Research on the optimization of stope span based on stability chart method and numerical simulation[J]. China Mine Engineering, 2017, 46(6): 7-14.
(马俊生, 任高峰, 张聪瑞, 等. 基于稳定性图表法和数值模拟的采场跨度优化研究[J]. 中国矿山工程, 2017, 46(6): 7-14.)
- [7] Yu Haihua, Song Weidong, Tang Yanan, *et al.* Optimization of stope structure parameters and filling blending ratio for stage open stoping with subsequent filling[J]. Mining Research and Development, 2012, (6): 10-14.
(余海华, 宋卫东, 唐亚男, 等. 阶段空场嗣后充填法采场结构参数及充填配比优化[J]. 矿业研究与开发, 2012, (6): 10-14.)
- [8] Tang Lizhong, Deng Lifan, Jian Yinghua. Optimization of stope structure parameters of sublevel open stoping with subsequent filling mining[J]. Gold Science and Technology, 2016, 24(2): 8-13.
(唐礼忠, 邓丽凡, 翦英骅. 分段空场嗣后充填采矿法采场结构参数优化研究[J]. 黄金科学技术, 2016, 24(2): 8-13.)
- [9] Liu Jiandong, Xie Lianku, Cao Hui. Study on structural parameters optimization and stability of stope for large-scale backfill mining[J]. Metal Mine, 2018, (12): 10-13.
(刘建东, 解联库, 曹辉. 大规模充填采矿采场稳定性研究与结构参数优化[J]. 金属矿山, 2018, (12): 10-13.)
- [10] Shao Yaping, Cui Song, Chen Yin, *et al.* Study on optimization of stope structural parameters of downward medium deep hole open stoping with subsequent filling[J]. China Mining Magazine, 2020, 29(S02): 329-335.
(邵亚平, 崔松, 陈寅, 等. 下行中深孔空场嗣后充填法采场结构参数优化研究[J]. 中国矿业, 2020, 29(S02): 329-335.)
- [11] Hao Yimin, Song Weidong, Zhang Kai, *et al.* Optimization study on stope structural parameters of sublevel open stoping method with backfill[J]. Mining Research and Development, 2020, 40(3): 15-19.
(郝益民, 宋卫东, 张凯, 等. 阶段空场嗣后充填法采场结构参数优化研究[J]. 矿业研究与开发, 2020, 40(3): 15-19.)
- [12] Jia Xueyuan, Qiao Dengpan, He Mingsheng, *et al.* Study on structural parameters of stope with sublevel open stope and subsequent filling in Luodang mine[J]. Nonferrous Metals (Mine Part), 2021, 73(6): 93-98.
(贾学元, 乔登攀, 何名声, 等. 落钼矿分段空场嗣后充填法采场结构参数研究[J]. 有色金属(矿山部分), 2021, 73(6): 93-98.)
- [13] Ma Jinya, Liao Jiubo, Wang Xiaotian. Research on stope structure parameters of stage open stoping with subsequent filling in Huangshaping mine[J]. Mining Technology, 2022, 22(4): 1-3.
(马金亚, 廖九波, 王筱添. 黄沙坪矿区阶段空场嗣后充填法采场结构参数研究[J]. 采矿技术, 2022, 22(4): 1-3.)
- [14] Xiao Jun. Application of Mathews stability diagram method in determining the exposed area of mine stope[J]. Xinjiang Nonferrous Metals, 2013, 36(2): 19-20.
(肖军. Mathews稳定图法在确定矿山采场暴露面积中的应用[J]. 新疆有色金属, 2013, 36(2): 19-20.)
- [15] Yin Tubing, Zhang Minglu. Determination on the exposure area in stope based on Mathews stability graphic method[J]. Modern Mining, 2015, (6): 8-10, 14.
(尹土兵, 张鸣鲁. 基于Mathews稳定图法的采场暴露面积确定[J]. 现代矿业, 2015, (6): 8-10, 14.)
- [16] Tao Xuefen. Study on ground pressure monitoring system of Shizhuyuan polymetallic ore in Hunan province[D]. Wuhan: Wuhan University of Technology, 2010.
(陶雪芬. 湖南柿竹园多金属矿地压监测系统研究[D]. 武汉: 武汉理工大学, 2010.)
- [17] Zhou Xiaolong. Study on dynamic evolution rule of ground pressure and optimization of stope structure in high-level two-step mining [D]. Beijing: University of Science and Technology Beijing, 2020.
(周小龙. 高阶阶段两步回采采场地压动态演化规律及其结构优化研究[D]. 北京: 北京科技大学, 2020.)