

大团山矿床采空区处理方法^①

乔春生

(北方交通大学土木建筑学院, 北京 100044)

田治友

(北京有色冶金设计研究总院, 北京 100038)

摘 要 采用岩石力学原理和方法, 通过现场初始地应力实测、室内岩石力学性质试验和矿床开采全过程的三维有限元模拟, 系统地分析了大团山矿床开采过程中采空区顶底板和矿柱的稳定性。结果表明, 矿柱宽度小于 27.5m 时, 矿柱将会发生失稳, 增加矿柱宽度对采空区顶底板稳定性的影响并不明显。据此进一步提出了一套合理的空区处理方法, 并被设计和生产所采纳。

关键词 采空区 支护 三维有限元 矿柱 加固

中图法分类号 TD853

大团山矿床为埋藏较深、品位较低的中厚~厚倾斜单铜矿床, 是狮子山铜矿即将闭坑的东、西狮子山两个矿床下部的生产接替矿床。根据矿床开采技术条件和矿山现有装备水平, 设计中拟采用分段空场法开采。如何正确评价开采过程中采空区的稳定性成了开采设计阶段的关键技术问题。80年代以来, 数值模拟方法开始应用于采矿设计^[1], 但由于软硬件的限制和计算参数的准确性差, 大都把复杂的地下采矿工程问题简化为平面问题处理, 预测结果往往与实际相差甚远。近年来地下工程三维分析开始增多^[2, 3], 但很少应用于地下采矿设计。

本文按照岩石力学原理和方法, 通过现场地质调研、初始地应力实测、岩石物理力学性质试验和矿床开采全过程的三维有限元模拟等先进手段, 系统地分析大团山矿床开采过程中采空区顶板和矿柱的稳定性, 为设计和生产部门提出合理的空区处理方法。

1 矿床开采技术条件的评价

1.1 矿床开采技术条件和方法

XI₂号矿体是主矿体, 呈似层状, 走向北

东 30°~50°, 倾角 35°~50°, 走向长 830m, 赋存标高-316m~-786m(地表标高 0~50m), 平均见矿厚度 29.21m。为了保证空场法的顺利实施, 设计中初步确定在矿体中部留一个垂直于走向的永久保安矿柱支撑顶板。回采后在矿柱两侧将形成两个分别为 16.4万 m³ 和 22.9万 m³ 的大型采空区。为保证深部回采安全, 在-470m~-490m 水平之间留一个沿走向的连续水平矿柱将开采后的上部空区与矿体下部开采区隔开。

1.2 岩体结构特征和力学性质

矿体主要由含铜矽卡岩、含铜角岩和含铜矽卡岩夹角岩组成, 顶板为大理岩与矽卡岩互层及夹层, 底板为黑云母角岩和硅质岩角岩夹矽卡岩。首采块段的岩体以层状结构为主, 由于变质作用, 使薄层状和层状结构岩体块状化, 形成了以块状与菱块状结构为主的特征。表1是根据室内试验结果整理出的上、下盘围岩和矿体的主要物理力学性能, 上、下盘围岩性质非常接近, 矿体的强度明显大于围岩。

在工程地质调查和室内力学试验的基础上, 按照 CSIR 岩体质量分类法^[4]对首采段有关岩体进行了分类, 矿体为 62 分, 属于较好岩

① 国家自然科学基金资助项目 59578026 收稿日期: 1997-07-02; 修回日期: 1998-06-22
乔春生, 男, 40岁, 教授, 博士

体，而上、下盘岩体分别为 44 分和 45 分，属于一般岩体。

1.3 初始地应力场研究

狮子山矿区经历了多期地质构造运动，不

表 1 矿岩物理力学性能

Table 1 Physical and mechanical properties of rocks and orebody

Physicomechanical properties	Rock/ ore body		
	Hanging wall	Ore body	Footwall
Compressive strength/ MPa	77. 10	189. 1	67. 87
Tensile strength/ MPa	3. 26	11. 4	4. 26
Cohesion / MPa	17. 7	30. 1	16. 4
Angle of internal friction/(°)	39. 7	49. 6	35. 3
Elastic modulus/ GPa	21. 34	45. 22	22. 17
Poisson' s ratio	0. 310	0. 249	0. 308
Longitudinal wave velocity/(m•s ⁻¹)	5 108	7 030	4 778
Bulk specific gravity/(kN•m ⁻³)	26. 8	33. 2	28. 4

同时期产生的构造相互迭加，使得矿区构造应力场既受大区域构造活动的影响，又与小范围的构造活动直接关联，随构造活动的深浅不同而有不同的表征。在该区浅部将以北北西向的主压应力为主，而在其深部，其方向将以北东~ 南西向为主。表 2 是在- 460m 和- 730m 中段巷道内采用钻孔应力解除法实测的初始地应力分布，表中 σ_1 ， σ_2 和 σ_3 指每个测点的主应力， α_1 ， α_2 和 α_3 是三个主应力的倾角， β_1 ， β_2 和 β_3 是三个主应力的倾向。实测结果与构造应力场的分析结果基本吻合，可见矿区初始地应力场以水平向的构造应力为主。

2 回采过程的三维有限元模拟

由于矿体回采过程属于典型的空间力学问题，为此，本文采用作者开发的岩石地下工程

表 2 初始地应力实测结果

Table 2 Measured results of in situ stress

Physicomechanical properties	Measuring points			
	1	2	3	4
Depth/ m	560	560	830	830
σ_1 / MPa	26. 08	22. 44	32. 75	34. 33
σ_2 / MPa	9. 92	12. 91	12. 23	16. 47
σ_3 / MPa	9. 72	10. 99	8. 69	13. 84
α_1 / (°)	6. 13	3. 08	2. 25	6. 37
α_2 / (°)	5. 22	83. 56	25. 81	44. 39
α_3 / (°)	81. 81	- 5. 68	- 64. 08	- 44. 9
β_1 / (°)	241. 2	53. 81	48. 31	248. 4
β_2 / (°)	150. 6	172. 2	317. 2	152. 1
β_3 / (°)	20. 47	143. 5	323. 0	164. 8

三维有限元分析程序对主矿体回采全过程进行了三维仿真计算。

2.1 计算方案和回采步骤

计算中分别假设竖直永久保安矿柱宽度为 22m，27.5m 及 33m。当矿柱宽度大于 33m 或小于 22m 时，从经济角度和生产合理性的角度看都不可行。计算模型由 8 775 个单元和 8 170个节点组成。考虑到矿体上下盘围岩性质十分接近，把二者视为同一种岩体处理。

按照设计要求，矿体的回采顺序为由上往下，为减小计算量，把矿体的回采过程简化成五个阶段(见图 1)，回采结束后，在竖直矿柱两侧和- 495 m 以下将形成三个大型采空区。

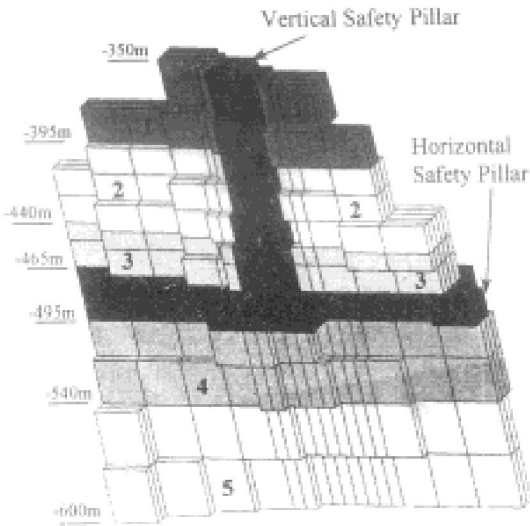


图 1 计算中采用的矿体回采顺序

Fig. 1 Mining sequences used in simulation

图 1 所示的是第二方案, 其它两个方案的回采顺序与此完全相同。

2.2 岩体强度准则

因尺寸效应和不连续面的影响, 现场岩体的强度往往小于岩块的强度, 仿真计算中, 不宜直接采用表 1 的结果。Hoek 和 Brown 提出的下列强度准则^[4]是一个经验型准则。

$$\sigma_1 = \sigma_3 + \sqrt{m \sigma_c \sigma_3 + s \sigma_c^2}$$

(1)

式中 σ_1 和 σ_3 分别是峰值强度时的最大和最小主应力, σ_c 是完整岩石的单轴抗压强度, m 和 s 是材料常数。对于节理岩体 $s < 1$, Hoek 和 Brown 还给出了几种主要岩体的强度准则与 CSIR 分类指标的关系表, 这种粗略估算足以满足设计要求。根据岩体的 CSIR 指标和岩石的单轴抗压强度查得矿体的 m, s 分别为 2.5, 0.04, 围岩的 m, s 分别为 1.5, 0.04。

2.3 模拟方法

表 3 是通过应力的坐标变换得出的-460 m 水平和-730 m 水平的初始地应力分量, 假设初始地应力在 y 轴方向为线形分布, 在 $x-z$ 平面内为均匀分布。首先根据-460 m 水平和-730 m 水平的实测应力计算各个单元的初始地应力, 然后再按照图 1 所示回采步骤模拟主矿体的回采。

表 3 计算中采用的初始地应力

Table 3 In-situ stress components used in simulation

Elevation	- 460 m	- 730 m
σ_x / MPa	12.54	16.76
σ_y / MPa	11.41	12.39
σ_z / MPa	22.10	30.01
τ_{xy} / MPa	- 0.1968	- 0.6055
τ_{yz} / MPa	- 0.5765	- 0.6407
τ_{zx} / MPa	- 4.818	- 6.661

把式(1)作为岩体的破坏准则, 用 σ'_c 代替式(1)中的 σ_c 。如图 2 所示, $f = \sigma'_c / \sigma_c$, $f = 1$ 表示岩体应力正好满足式(1)所示的破坏准则, $f < 1$ 表示岩体处于弹性状态, 因此, f 表示某点的应力状态接近破坏的相对程度, 称为破坏应力接近系数, 可表示为

$$f = \frac{1}{2s\sigma_c}(\sqrt{(m\sigma_3)^2 + 4s\sigma_1^2} - m\sigma_3)$$

破坏应力接近系数能充分反映岩体的稳定程度。

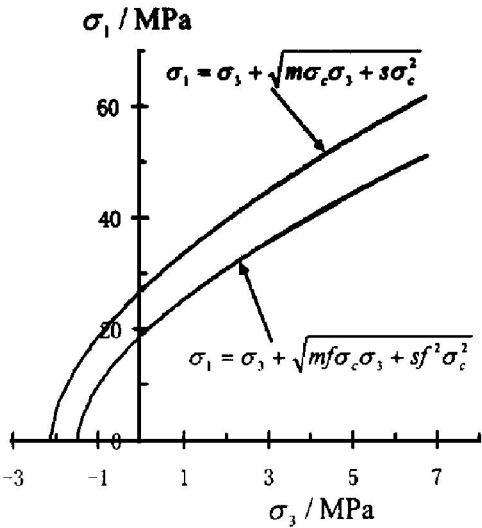


图 2 破坏应力接近系数示意图

Fig. 2 Schematic illustration of stress severity

3 计算结果及分析

如图 1 所示, 竖直永久保安矿柱位于矿体中部的-350 m~-495 m 水平之间, 是一个垂直于矿体走向的倾斜条带状矿柱, 其作用是支撑采空区顶板, 减小顶板暴露面积。在矿体由上往下回采过程中, 矿柱被逐渐暴露出来, 其内部的应力状态也会随之发生变化, 矿柱表面附近变为双向或单向应力状态, 部分区域内甚至产生了拉应力。计算结果表明由于矿柱两侧的采空区都是上窄下宽, 所以矿柱内的拉应力基本上都集中分布在矿柱中下部, 即-430 m~-455 m 水平之间, 矿柱越窄, 拉应力区和拉应力值越大(见图 3)。当矿柱宽度为 22 m 和 27.5 m 时, 矿柱中心部位也产生了拉应力, 矿柱内最大拉应力达到 5.0 MPa。这说明增加矿柱宽度可改善矿柱受力状态, 减小拉应力大小和分布范围。

图 4 是回采结束后矿柱内破坏应力接近系数大于 1 的区域, 表示回采后可能出现的破坏

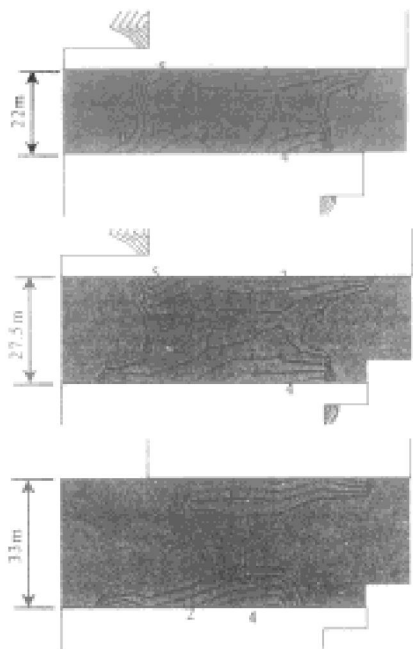


图 3 - 445 m 水平剖面矿柱内拉应力分布

Fig. 3 Tensile stress contour lines of the vertical pillar at - 445 m level

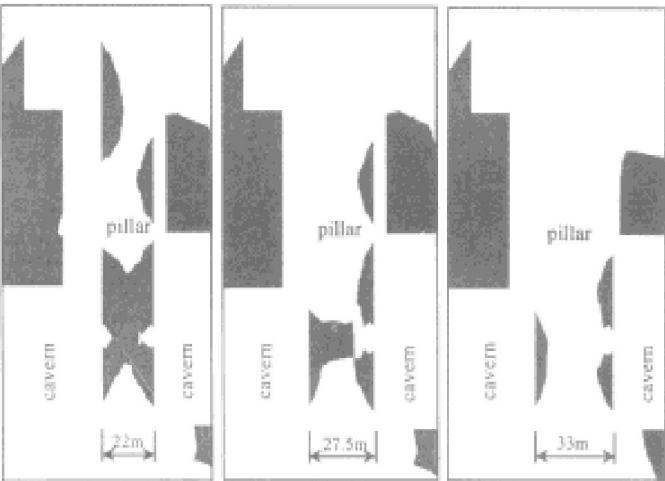


图 4 矿柱倾斜面内破坏区分布

Fig. 4 Distribution of fractured zone in the inclined direction section of the vertical pillar

区范围，这是沿着矿体倾斜方向切割的剖面。矿柱的破坏形式以拉剪破坏和剪切破坏为主，拉应力引起的张拉破坏仅限于矿柱表面，将引起片帮和剥落，使矿柱有效断面面积逐渐减小。若矿柱宽度为 22 m 和 27.5 m 时，破坏区会发展到矿柱中心，其中矿柱宽度为 22 m 和

33 m 时破坏区分别为最大和最小。因此，增加矿柱宽度对于提高其稳定性的作用非常明显。

显然，矿柱宽度为 33 m 时最安全，但考虑到天然资源的有限性，应在经济技术条件和工艺水平允许的前提下，尽可能地提高回采率，减小矿柱宽度。如果在 - 440 m ~ - 450 m 水平之间用长锚索或长锚杆对矿柱进行局部加固处理或者进行局部加宽，则应采用 27.5 m 方案。

永久保安矿柱两侧的两个大型空区围岩的稳定性好坏关系到主矿体能否顺利回采，其中顶板围岩暴露时间长、面积大，处于最不利的受力状态。空区顶板中部是顶板中受力状态最不利的部位，图 5 是两个空区中部横断面上破坏应力大于 1 的区域，剖面位置见图 6。不论采用何种宽度的矿柱，顶板中都将产生大片破

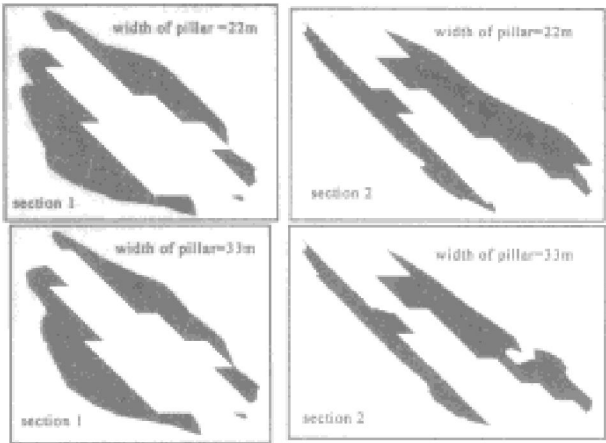


图 5 采空区顶底板中破坏区分布

Fig. 5 Distribution of fractured zones in the rocks around mined excavation caverns

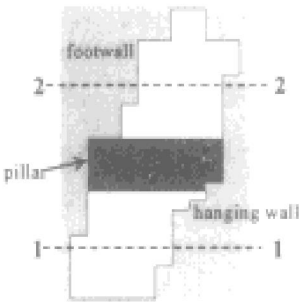


图 6 剖面位置示意图

Fig. 6 Illustration of positions of cross section

坏区,个别部位的破坏区延深到顶板上方 20 m ~ 30 m 深处。增加矿柱宽度并不能明显减小顶板中的破坏区范围,这主要是由于空区过大所致。下盘围岩中也出现了大片破坏区,这与矿体倾角较大有关。如果继续增加矿柱宽度,将会严重影响回采率,使设计中拟采用的分段空场法失去其意义,即使选用 33 m 宽的竖直矿柱,上部矿体回采时 also 存在着发生大范围冒落的可能,所以,必须对空区顶底板进行局部加固。加固方法可采用长锚索或长锚杆。

- 495 m 以下部分矿体回采时,无论上部空区顶底板围岩,还是竖直永久保安矿柱中的应力状态、破坏区大小都没有出现明显变化,说明深部开采对上部空区的影响不大。这主要是由于在 - 465 m ~ - 495 m 水平之间留有一个 30 m 厚的永久水平隔离矿柱所致。然而,由于上部空区顶板存在大范围冒落的可能,建议上部回采结束后,尽可能地用废石或其它材料充填采空区,以减缓顶板冒落时造成的冲击。另外,采空区上盘围岩的破坏区和位移都大于下盘,所以在上盘岩体中不宜布置重要工程。

4 结论

设计中拟采用的开采方法基本可行,竖直保安矿柱宽度取 27.5 m 较为合理,但必须对矿柱和空区顶底板进行局部加固,并在上部回采结束后尽可能地用废石或其它材料充填采空区,以减缓顶板冒落时造成的冲击。

REFERENCES

- 1 Zhang Yujun(张玉军), Bai Shiwei(白世伟) and Zhu Weishen(朱维申). China Journal Rock Mechanics & Engineering(岩石力学与工程学报), 1996, 15(2): 115.
- 2 Hiroyuki Tada, Yoshio Ishizika *et al.* Journal Geotechnical Engineering (in Japanese), 1995, 511 (3): 47.
- 3 Lu M, Broch E and Yuan Jianxin. Computer Methods and Advances in Geomechanics: Vol 2. Rotterdam: Balkema A A, 1997: 1489- 1494.
- 4 Hoek E and Brown E T. Underground Excavations in Rock. London: Institution of Mining and Metallurgy, 1980.

SUPPORT METHODS OF MINED CAVERNS FOR DATUANSHAN DEPOSIT

Qiao Chunsheng

Northern Jiaotong University, Beijing 100044, P. R. China

Tian Zhiyou

Beijing Central Engineering and research Institute

for Nonferrous Metallurgical Industries, Beijing 100038, P. R. China

ABSTRACT The stability of rock around mined caverns and safety pillar was analyzed with the measurement of in-situ stresses and laboratory tests of mechanical properties of rocks as well as 3D FEM simulation of the whole course of mining based on rock mechanics principle. It was clarified that vertical safety pillar would become unstable when its width is less than 27.5 m and enlarging the width of the pillar can not improve the stability of hanging wall and footwall significantly. A rational support method was proposed based on the simulation results. The conclusions have been adopted by mining design and production of the deposit.

Key words mined cavern support 3D-finite element method pillar reinforcement

(编辑 何学锋)