

文章编号: 1004-0609(1999)04-0846-06

湘西金矿深部采场稳定性计算机模拟分析^①

吴爱祥 胡 华 余 健

(中南工业大学 资源环境与建筑工程学院, 长沙 410083)

摘 要: 湘西金矿缓倾斜薄矿脉开采深度大, 地质情况复杂, 存在一些未能完全解决的技术和理论难题。作者运用 RFPA'98 数值模拟软件系统, 结合湘西金矿深部开采综合技术研究课题, 计算分析了深部采场的稳定性。计算结果表明: 在断层、裂隙发育的试验采场, 当采场跨度达到 6m 以后, 顶板局部开始垮落; 当跨度达到 10mm 以后, 顶板中部发生冒顶事故。由此提出了相应的采场结构参数、顶板水压支柱支护、地压监测预报等综合地压控制措施。实际应用表明, 这些措施有效地维护了采场的稳定, 使回采作业安全、顺利地完

关键词: 深部采场; 稳定性; 地压控制; 采场跨度

中图分类号: TD863 TD679

文献标识码: A

湘西金矿沃溪矿区属中低温热液充填金、锑、钨共生的石英脉型矿床。矿体赋存于海滨相复式建造的浅变质板岩、砂质板岩等互层状岩层中。实行工业开采的有四条矿脉(V_1 , V_2 , V_3 , V_4), 其开采深度已达 850m(海拔+350~ -510m), 按中段高程划分为上、中、深三个采区。目前主要的生产采区在海拔-310m 以上的上部和中部, 使用的采矿方法主要有削壁充填采矿法、垂直走向分条间隔回采嗣后尾砂胶结充填采矿法和普通浅孔房柱采矿法等。根据矿山生产实际情况, 计划于 2000 年以前结束上部和中部采区的开采, 2000 年后大部分的出矿将集中到深部。进入深部采区后, 由于地压增大和地质条件的变化, 必将面临以下技术难题^[1~3]:

(1) 深部采区的矿岩易发生塑性变形, 炮孔易被堵塞和破坏, 造成凿岩及随后的装药爆破困难。

(2) 对充填技术和空区处理方式要求越来越高。现有的尾砂充填因其充填体自稳性差, 回采相邻矿房时难以承受剧烈地压而使顶板位

移增加, 将应力转移到正在回采的相邻矿房, 给安全生产造成极大的威胁。

(3) 原用的削壁充填采矿法的干式充填体压缩性大, 造成采场顶板围岩位移增大, 回采工作面应力集中、电耙道顶板极易冒落, 严重影响回采工作的正常进行。垂直分条间隔回采尾砂充填采矿法会因为深部地压大, 被迫将矿房跨度缩小到 4~6m(上部采区矿房跨度为 8~12m), 造成采准工作量增大、生产能力降低、矿壁损失增加, 导致经济上不合理。此外, 间柱二次回收技术难度大, 贫损指标高, 资源浪费多。

(4) 深部采区地质构造复杂, 地压活动剧烈, 地质条件比中上部采区复杂得多。矿体缓倾斜, 矿脉薄和极薄, 且分支复合现象增加, 同时还出现了节理、断层和褶皱。

湘西金矿缓倾斜薄(极薄)矿脉开采深度大, 地质情况复杂, 存在着许多当前国内外未能完全解决的技术和理论难题^[4,5], 其中安全高效的采矿方法是最复杂最主要的研究课题, 具有一定的代表性。为此, “九五”期间, 国家

① 国家“九五”重点科技攻关项目 96-521-02-01-01 和国家教委跨世纪人才计划基金项目

收稿日期: 1998-12-15; 修回日期: 1999-07-27 吴爱祥(1963-), 男, 教授, 博士

专门开设“湘西金矿深部缓倾斜复杂矿体采矿综合技术及设备研究”专题，由中南工业大学采矿专题组负责研究。

1 开采技术条件

试验地段位于深部 26 中段 V₃ 西的复式褶皱轴部矿段。由于矿床受西部断层影响加剧，该地区为一向斜褶皱，其内小规模复式褶皱较为发育，地质构造复杂，地压活动剧烈。矿体平均倾角 23°，脉厚 0.85~ 1.5 m，矿石地质储量 5 000 t。矿体中的金、钨、锑三种金属分别以自然金、辉锑矿、白钨矿等矿物出现，赋存于板溪群马底驿组的上部紫红色绢云母板岩和含碳质较高的黑色板岩中，普氏系数 $f = 6 \sim 8$ 。矿石品位 Au: 21.55 g/t, Sb: 8.75%, WO₃: 0.17%。围岩以紫红色绢云母板岩和黑色板岩为主，金锑矿化强烈时黄铁矿分布较普遍。顶板的蚀变岩层较厚，比较破碎，普氏系数 $f = 6 \sim 8$ ，不稳至中等稳固。该地段处于整个深部矿体采矿技术条件最复杂的区域。

2 采矿方法

结合湘西金矿深部开采的特点，经过反复比较论证，最终选定无间柱连续推进长壁式回

采嗣后尾砂胶结充填采矿法。这种方法具有以下特点^[6,7]：

- (1) 不分矿块，以矿脉为回采单元。沿走向上既可单工作面一步回采推进，也可多工作面同时回采推进，布置方式灵活。
- (2) 采用浅孔崩矿，炮孔直径 42 mm，棱形布孔，炸药单耗 0.46 kg/t，装药系数 0.75。炮孔方向与采矿推进的边界垂直，炮孔的倾角与矿脉的倾角相同。崩矿呈阶梯工作面推进，采用抛掷爆破。
- (3) 采用电耙出矿，可以充分利用抛掷爆破的能量。电耙绞车型号为 2DPJ—30 型，耙斗容积为 0.4 m³。
- (4) 不留间柱(本中段底柱由下中段回收)，既避免了矿柱的二次回采，又保证了高品位贵重金属的高效率回收。
- (5) 出矿结束后，立即用尾砂胶结法充填采空区，既保证了相邻采场回采作业的安全，又实现了充填与采矿连续作业。采矿方案见图 1。

3 采场稳定性计算机模拟分析

采场的稳定性直接关系到试验的成败，尤其在地压活动频繁的深部采场，更应加强地压的控制和预测预防措施。运用较先进的 RF-

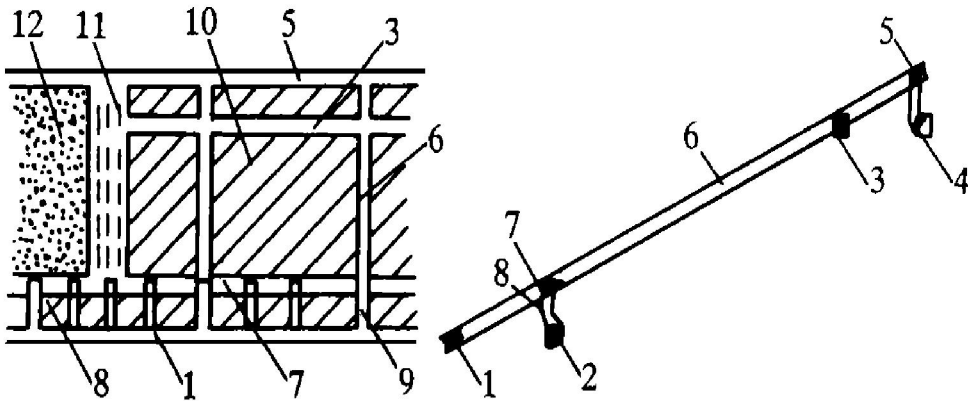


图 1 湘西金矿采矿方法纵投影图

Fig. 1 Vertical sectional projection of mining method in XiangXi gold mine

- 1—Bottom level strike drift; 2—Outside vein transport drift; 3—Upper level strike drift;
- 4—Upper level outside vein transport drift; 5—Upper level cut gallery; 6—Raise; 7—Bottom level cut gallery;
- 8—Hopper; 9—Passage raise; 10—Ore vein; 11—Hydraulic prop; 12—Stabilized tailings filler

PA' 98 数值模拟软件对采场的稳定性进行了模拟计算分析, 并提出了相应的地压控制措施^[8]。

RFPA' 98 (Rock Failure Process Analysis) 软件系统是一种岩石破裂过程分析方法。这种方法是在有限元理论的基础上充分考虑了岩石破裂过程中伴随的非线性、非均匀性等特点发展而成的可视化数值模拟的计算方法。该软件系统从赋值、计算、显示、编辑、结果分析等方面的设计到具体实现过程都实现了可视化。只需输入与研究对象有关的几何参数、力学参数、边界条件和控制信息, 就可以用几何作图方式构造力学模型, 程序运行计算结束后, 系统自动在工作平台内产生模型的剪应力分布 (伴随模型单元破坏变化图)、载荷与加载步关系曲线、声发射次数、声发射能量等计算结果。

3.1 数值模拟计算模型

采场跨度是影响采场稳定性的关键参数, 也是地压控制的核心问题。沿采场跨度方向模拟计算采场的稳定性。选择试验地段的 2644 号采场模拟计算, 由中南工业大学测试中心对采场取样进行了有关力学参数测试。该采场顶板裂隙发育, 有一条倾角 60° 左右的断层穿过采场, 地质条件较复杂, 具有一定的代表性。采场的一侧为相邻矿房回采后的充填体。为使计算机能准确模拟采场在实际分步回采过程中稳定性的变化情况, 模型的建立、采场的回采

步和有关的计算力学参数全部按实际情况选取。根据采场结构参数、回采工艺和模拟计算的要求, 计算范围选取 $40\text{ m} \times 20\text{ m}$ (宽 $\times$ 高) 的矩形, 计算单元为正方形单元。模型内部分 6 步开挖, 采场截面面积为 $12\text{ m} \times 2\text{ m}$ (宽 $\times$ 高)。计算模型见图 2, 有关模型及计算的参数如下。

(1) 网格划分及计算参数:

模型大小, $40\text{ m} \times 20\text{ m}$ (宽 $\times$ 高);

计算单元, $500\text{ mm} \times 500\text{ mm}$;

弹性模量, 70 GPa ; 抗压强度, 45 MPa ;

泊松比, 0.24 ; 抗拉强度, 4.5 MPa

(2) 边界条件:

加载方向, Y 方向; 侧压约束为无约束;

围岩自重, 2.3 t/m^3

(3) 强度判断:

强度准则为摩尔库仑准则; 内摩擦角, 14° ;

破坏后泊松系数比, 1.2% ; 残留强度比, 0.1%

(4) 控制信息

加载总步, 6 步; 加载类型为平面应变;

重力方向为垂直向下; 计算过程; 显示步中步

3.2 计算结果

计算结果含载荷与加载步关系、模型单元破坏及剪应力分布、声发射与加载步关系等。计算结果显示以后, 将其存到图形文件中, 再利用 Screen Thief 95 抓图软件分别输出结果。图 3 为载荷与加载步关系曲线 (载荷与位移曲线), 图 4 为声发射次数与加载步的关系曲线, 图 5 为第 5 步加载后模型的剪应力分布图和模

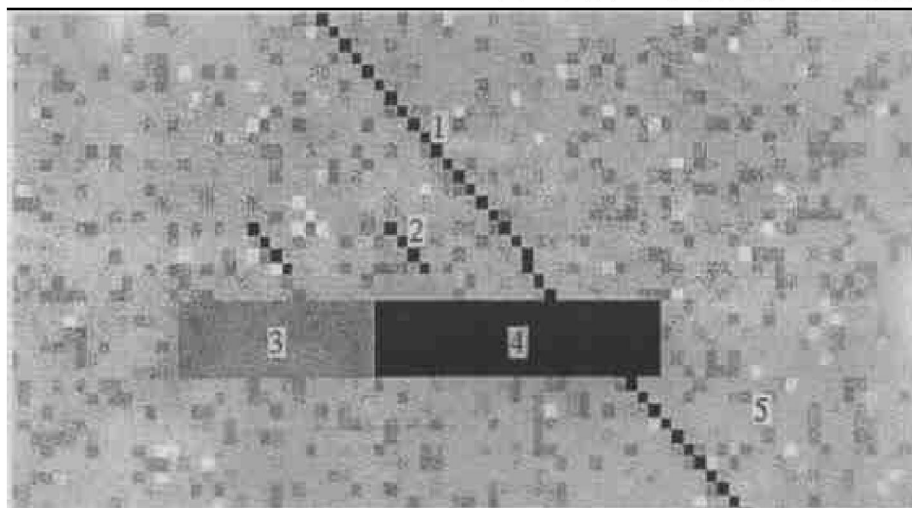


图 2 采场稳定性计算机模拟模型

Fig. 2 Model of stopes stability simulated by computer

1—Fault; 2—Crack; 3—Filler; 4—Emptied stope; 5—Calculation units

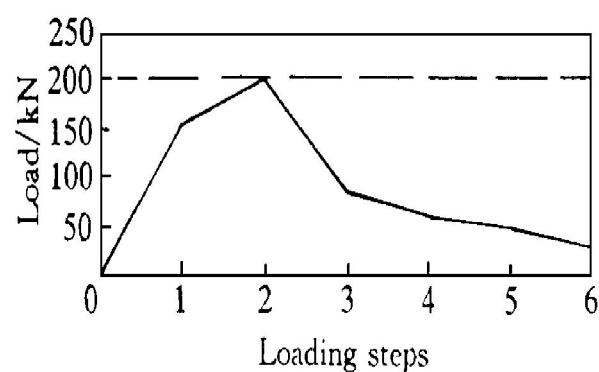


图 3 载荷与加载步关系曲线

Fig. 3 Relation curve of load and loading steps
型单元的破坏情况。

3.3 计算结果分析

图 3 为载荷与加载步关系曲线(载荷与位移曲线), 显示采场模型在载荷作用下变形和破坏全过程的载荷与变形曲线。可以看出: 第 2 步开挖后加载达到最大值, 因此, 第 2 步和第 3 步成为地压活动最剧烈、最频繁的回采步。第 4, 5, 6 步开挖后载荷值较小, 变化相对平稳。可见采场的主要位移和变化发生在第 2 步和第 3 步。

图 4 为岩石声发射次数与加载步关系曲线图。岩石受到外载荷时, 其内部由于颗粒间的相对位移, 产生微小裂隙, 原有裂隙的发展以及残余应力释放, 会发射出一系列断续的短脉冲群的声波, 使变形能转化为弹性振动, 这种

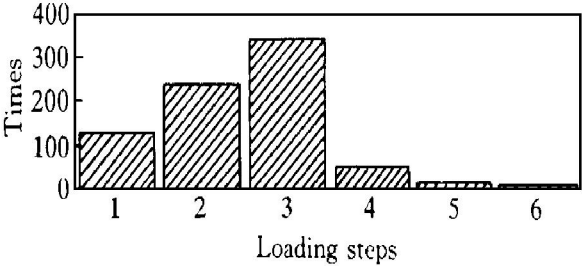


图 4 声发射次数与加载步关系曲线

Fig. 4 Relation curve of sound launch times and loading steps

现象称为声发射。声发射曲线显示采场加载步与岩石声发射次数、声发射能量的关系。声发射能量和次数越多, 表明地压活动越剧烈, 岩石的变形和破坏越大。从图 4 中可以看出: 在第 2 步加载过程后, 地压活动逐渐加强, 岩石的破坏逐步加剧, 声发射次数逐步增大, 声发射能量亦相应增加。在第 3 步达到最大值。在最后三步开挖过程中, 由于采场已有较大的变形破坏, 能量得到释放, 地压活动有所减弱。整个加载过程累计声发射次数达 783 次, 声发射次数所反映的采场稳定性变化情况同前面的分析相一致。

图 5 为第 5 步加载后模型的剪应力分布和单元破坏情况。在模拟计算的过程中, 程序自动绘出了每步加载过程中模型的剪切应力分布图和模型单元的破坏情况。由于篇幅所限, 仅

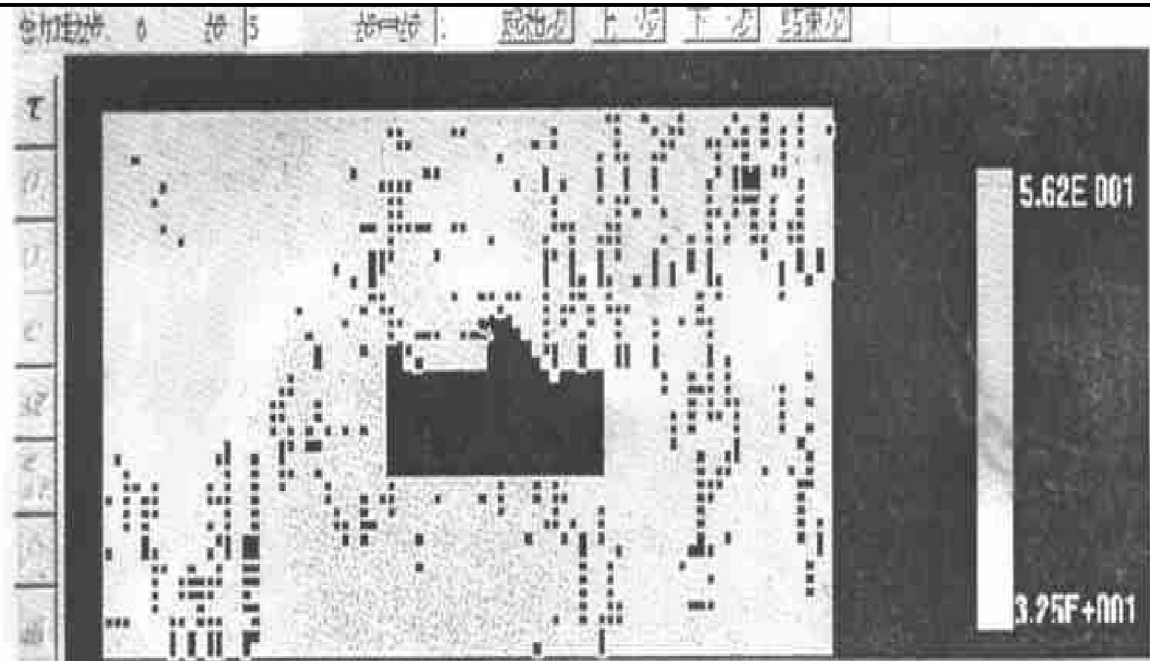


图 5 第 5 步加载后模型的剪应力分布和单元的破坏图

Fig. 5 Distribution of shear stress and destruction of model units after the fifth step loading

给出第5步加载后剪切应力分布及单元破坏情况,图中颜色变黑的单元表明已发生破坏,此时采场顶板中部已发生冒顶事故。

4 地压控制措施

既要采场具备一定的生产能力,又要确保采场的安全回采,根据计算结果,提出并实施了以下地压控制和预测预报措施。

4.1 采场结构及结构参数

将试验矿块分为三个竖分条,每一分条为一回采单元。各矿房采用空场法回采嗣后尾砂胶结充填。设计采场长度为40~50 m,矿房跨度由10~17 m调整为8~12 m,在矿岩稳定性稍好地段矿房跨度可适当增大。采场分4~6个回采循环步距回采推进,每步距进尺1.5~2.0 m左右。首先应将充填体附近的矿石出完,并立即架设水压支柱,其布置形式为条带状,与工作面平行。设计最小采幅为1.4 m,如果局部矿脉超过1.4 m,采幅可取脉厚,采场的最大高度为2.0 m。

4.2 采场顶板水压支柱支护

采场顶板临时支护采用自行研制的水压支柱。水压支柱具有快速让压和缓慢让压性能,因此可预防岩爆,可控制采场顶板位移。这种设备还具有重量轻、架设容易、抗爆破冲击、抗腐蚀等优点。设计支护网度为2.0 m×2.0 m,安装角度与矿脉直接顶板垂直。设计水压支柱初撑力为140 kN,安装支柱应紧跟出矿作业进行,以便尽快对采空区顶板提供支护。局部节理、裂隙发育,有断层穿过的地方应加锚杆支护。

4.3 及时充填采空区

采场出矿完成后,立即充填空区,给采场顶板及周边围岩及时有效的充填,改善应力分布,阻止顶板发生大的位移和变形。为保证作业安全,采用后退式充填,即从空区的下部开始边拆支柱边充填。为避免充填料浆对帷幕隔离带的过大压强,应分三次充满,即先充三分

之一,待绝大多数水分脱去后再充,直到充满为止。

4.4 地压监测

采用了多种地压监测技术,以便对地压活动作出及时、准确的预测和预报,防止重大事故的发生。

(1) 岩体声发射监听。数值模拟计算结果表明,岩体在破坏过程中伴随着声发射,同时释放一定的能量,在第三步加载过程中声发射能量释放最大。用DYF-2型智能声波监测仪监听回采过程中矿块周围及顶板岩体声发射次数。次数越多,表明地压活动越频繁,声发射能量越大,表明地压活动程度越剧烈。

(2) 用YYZ液压枕量测回采过程中采场围岩及底柱的压力变化。

(3) 水压支柱承压特性监测。为了解水压支柱在矿块回采过程中对顶板的支撑作用,需量测以下参数:用液压枕量测支柱承压的变化过程;用测杆量测顶底板的移近量;测量活柱下缩量,即柱帽下端与底柱上端之间的缩减量;量测底板被压入的深度,即底柱上端与底部基点之间的距离。

实际结果表明,由于计算分析准确,地压控制措施合理,使试验采场得以安全顺利回采,获得了较理想的技术经济指标。

5 结论

(1) 湘西金矿深部缓倾斜薄矿脉无矿柱连续推进嗣后充填采矿法的理论研究和实践探索具有十分重要的意义。试验的成功将解决我国黄金矿山走向深部开采、转向复杂难采矿体的开采面临的系列技术难题。

(2) RFPA'98计算软件系统的应用,模拟计算出采场回采过程中应力分布及位移变化;准确地分析了采场顶板及围岩的稳定性;模拟计算出采场回采过程中伴随的声发射能量的变化情况,为地压控制和管理决策提供了充分的理论依据。

(3) 模拟结果表明:在湘西金矿深部复杂地质条件下,采场的跨度应设计为6~12 m,矿岩条件较好时取大值,跨度超过6 m以后,顶板必须支护。

(4) 模型建立、模拟计算过程、计算参数符合采场实际情况,采场结构参数选择正确、顶板支护网度选定、地压监测等地压控制和管理措施正确,确保了采场的安全回采。

(5) 模拟计算模型选择湘西金矿深部特定的地质情况复杂、开采技术条件差的试验采场,计算结果的适用范围存在局限性。预计其它地段采场的稳定性情况会有所改善。

REFERENCES

1 Fu Helin(傅和林). Journal of Rock Mechanics and Engineering(岩石力学与工程学报). 1996, 15(2):

109~114.

2 Yao Baokuei(姚宝魁). Stability Research of Underground Mining(矿山地下开采的稳定性研究). Beijing: China Science and Technology Press. 1994: 50~58.

3 Jiang Jinquan(蒋金泉). 采场围岩应力与运动. Beijing: Coal Industry Press, 1993: 135~143.

4 Luo Shengyun(罗生运). Mining Research and Development(矿冶研究与开发), 1996, 16(3): 27~30.

5 Wang Zhifang(王志方). Nonferrous Metals(有色金属), 1992, (1): 24~28.

6 Yu Jian(余健). Journal of Central South University of Technology(中南工业大学学报). 1996, 27(4): 396~400.

7 Yan Conggao(杨崇高). Mining Research and Development(矿冶研究与开发). 1995, 15(4): 11~14.

8 Northeastern University(东北大学). Handbook of RFPA'98(RFPA'98用户手册). Shenyang: Northeastern University Press, 1997.

Computer simulation and analysis of stope stability for deep mining in Xiangxi gold mine

Wu Aixiang, Hu Hua and Yu Jian

College of Resource, Environment and Civil Engineering,

Central South University of Technology, Changsha 410083, P. R. China

Abstract: Utilizing the RFPA'98 software system of numerical simulation, combining the research of mining technology in deep mining of Xiangxi gold mine, the stability of the experiment stope has been calculated and analysed. The results of calculation indicate that a parts of ceiling, where there are some faults and cracks, are about to collapse when the stope span reaches to 6m; and the middle parts of ceiling starts to collapse when the stope span is 10m. According to these results, some synthetical measures of pressure control have been proposed, such as optimizing the stope structure dimensions, supporting the ceiling with hydraulic pressure pillars, determining and forecasting the underground pressure. Those measures used maintained effectually the stability of the stope and made mining work finished safely, and the ideal results have been gained.

Key words: deep mining; stability; pressure control; stope span

(编辑 何学锋)