

[文章编号] 1004-0609(2001)04-0666-05

无间柱连续采矿法矿段回采的地压规律与控制技术^①

邓建¹, 李夕兵², 古德生²

(1. 同济大学 地下建筑与工程系, 上海 200092; 2. 中南大学 资源环境与建筑工程学院, 长沙 410083)

[摘要] 以某铜金属矿山为例, 简介无间柱连续采矿法的技术思路和具体方案。运用能模拟开挖与充填的三维有限单元法程序, 对无间柱连续采矿法矿段回采的实际采矿过程进行数值分析, 得出了无间柱连续采矿法的地压活动规律, 提出相应的地压控制措施, 为无间柱连续采矿法在试验矿山的应用和推广提供了依据。

[关键词] 金属矿山; 无间柱连续采矿法; 地压; 数值模拟

[中图分类号] TD 853

[文章标识码] A

80 年代以来, 国际矿业界对实现连续强化开采问题予以极大关注, 把它视为发展矿山生产, 提高经济效益最直接最有效的途径^[1, 2]。采矿连续工艺系统可分为 3 类, 即采场连续工艺系统、区域连续工艺系统和全矿连续工艺系统。在“七五”和“八五”科技攻关中, 作者在采场连续工艺系统方面做了一些理论和设备工艺的现场试验工作, 取得了一定的成果。在此基础上, 开始探索区域采矿连续工艺系统, 提出以矿段为回采单元的连续采矿这一新的科学命题, 并在安徽省某金属矿山进行现场试验。无间柱连续采矿法能否在地下金属矿山顺利实施, 矿段回采过程是否安全和高效, 是亟待解决的问题。掌握无间柱连续采矿法的地压活动规律, 就可以科学地预测和控制地压, 提高工程的安全性, 为无间柱连续采矿法在试验矿山的应用和推广提供依据。

目前, 研究矿山开采稳定性及岩层控制的方法主要有 3 种: 一是现场测量, 二是实验室物理模拟, 三是计算机模拟^[3]。其中计算机模拟中的有限单元法在处理复杂的工程结构、复杂的边界条件和荷载条件时, 显示了独特的效能。本文作者运用有限单元法, 对无间柱连续采矿法矿段回采的实际采矿过程进行数值分析。该有限元程序的特点在于能正确模拟三维初始地应力场和采矿工程中的开挖、充填、崩落和排土等动态工艺过程^[4]。数值模拟的步骤与实际的开挖与充填步骤完全一致, 得出无间柱连续采矿法的地压活动规律, 并提出相应的地压控制措施。

1 地下金属矿无间柱连续采矿法

1.1 试验矿区采矿技术条件

无间柱连续采矿法试验场地位于某铜矿 II 号主矿体。矿体赋存于石灰岩(已变质为大理岩)与花岗闪长岩体的接触带上, 沿走向矿体为弯曲的透镜状到似板状, 矿体长 500~650 m, 平均厚度为 20~25 m, 倾角 75°~85°。矿石主要是浸染状含铜磁铁矿, 其次为含铜石榴子石矽卡岩, $f = 16 \sim 26$, 矿石坚硬稳固。上盘为花岗闪长岩, 块状构造, $f = 6 \sim 8$, 含有绿泥石和高岭土。下盘为三迭系中、下统灰岩(已变质为大理岩), 呈灰白色, $f = 8 \sim 12$, 较稳固。矿石、围岩和充填体物理力学性质见表 1。

1.2 无间柱连续采矿法

传统的矿床开采方法将矿体划分为矿房和矿柱^[5], 先回采矿房, 后再回收矿柱(也称间柱)。矿柱的基本作用是控制地压活动。这种留间柱的开采方式, 存在一些无法解决的问题。为了彻底地改变这一状况, 在已实现采场连续工艺的基础上, “九五”期间提出“地下金属矿无间柱连续采矿法研究”科技攻关课题。其主要的技术思路是: 将矿体划分为阶段, 再将阶段划分为矿段; 以矿段为回采单元, 矿段间不留间柱; 采用下向平行深孔侧向崩矿(矿段中部拉切割槽), 无二次破碎水平的组合式振动机出矿的底部结构; 用分节式振动运输列车运搬矿石, 形成采场出矿、运矿连续作业线。崩矿过程中靠已充填的空区一侧留临时隔离矿壁, 待本矿段

① [基金项目] 国家“九五”科技攻关计划资助项目(95-116-01-01-03)

[收稿日期] 2000-04-04; [修订日期] 2000-09-18

[作者简介] 邓建(1972-), 男, 博士。

表 1 矿岩体物理力学性质参数

Table 1 Physical and mechanical properties of rocks and orebody

Rocks and orebody	Compressive strength/MPa	Tensile strength /MPa	Elastic modulus /GPa	Poisson's ratio	Cohesion /MPa	Angle of internal friction/(°)	Bulk volumic mass / (kg•m ⁻³)
Hanging wall	38.00	1.20	8	0.16	0.60	53	2.80
Foot wall	28.50	2.30	21	0.26	2.16	50	2.80
Orebody	60.00	5.60	65	0.31	4.30	51	4.04
Backfilling	3.50	0.50	1	0.30	0.65	35	2.21

出矿工作行将结束时再行一次崩落，强采强出，并跟随快速充填。采切、回采和充填作业在 3 个相邻块段间平行进行，采矿工作面在阶段上连续推进。故称之为“连续采矿”。显然，采用爆破落矿技术的连续采矿，有别于采用硬岩连续切割机的连续采矿。由于这种连续采矿是以矿段为回采单元、矿段间不留矿柱为其主要特征的采矿，故又称为“无间柱连续采矿”。

无间柱连续采矿法工业试验矿段回采方案见图 1 所示。对于任一矿段，在回采作业时将其进一步划分为 1, 2 两个分区，并且在 2 分区回采过程中，在紧邻 1 分区一端设置宽度为 5~6 m 的临时矿壁。在凿岩硐室设点柱，以支撑硐室顶板。矿段回采顺序为：首先崩落 1 分区内的矿石，出矿后随即用尾砂胶结充填 1 分区的空区；继而，崩落并放出 2 分区内的矿石，待大量出矿工作快要结束时，最后一次性崩落临时矿壁，放出 2 分区的矿石，用尾砂充填空区，结束该矿段的回采作业。

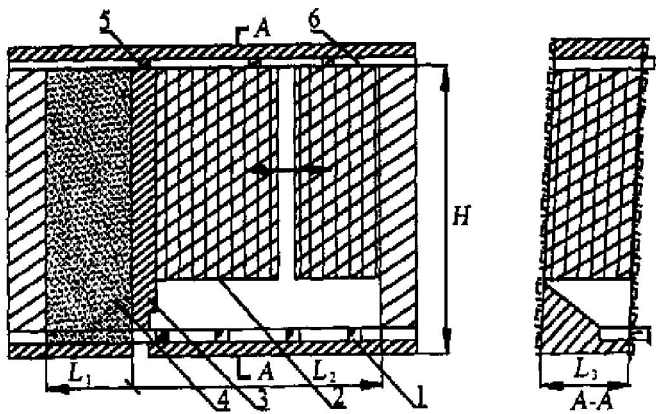


图 1 无间柱连续回采试验方案剖面图

Fig. 1 Profile of experimental scheme of NPCM

- 1—Basement structure; 2—Vertical deep blasthole;
- 3—Temporary ore wall; 4—Backfilling in stope;
- 5—Temporary pillar; 6—Drilling room
- L_1 —Length of stope I; L_2 —Length of stope II;
- L_3 —Width of orebody; H —Height of level

2 矿段回采的地压活动规律

岩体的力学状态即应力和位移是有限单元数值分析输出的主要结果，它们构成了识别工程岩体稳定性的依据^[6~8]。作者应用采矿工程开挖与充填有限元程序，对无间柱连续回采单个矿段的回采步骤进行模拟。整个模型分 9 步开挖和充填，模拟步骤如下：

- 第 1 步 模拟原岩应力场;
- 第 2 步 开挖一分区上部凿岩硐室;
- 第 3 步 开挖二分区上部凿岩硐室;
- 第 4 和 5 步 开挖一分区;
- 第 6 步 充填一分区;
- 第 7 步 开挖二分区;
- 第 8 步 开挖临时矿壁;
- 第 9 步 充填二分区及临时矿壁。

此模拟步骤与实际的开挖步骤基本一致，并留有一定的安全贮备。其中第 3 步表示凿岩硐室已开挖完毕，第 7 步为开挖二分区和第 8 步开挖临时矿壁都是无间柱连续采矿法单个矿段回采时最重要的步骤，以下只分析该 3 步完成时的地压活动规律。

2.1 采场的应力状态及其变化

2.1.1 最大主应力分布特征

1) (第 3 步) 当第 3 步一分区硐室开挖完毕，从沿走向最大主应力等值线图(见图 2)可见，硐室的开挖明显扰动了原岩应力场。但影响仅限于硐室周围局部区域，硐室角隅处出现应力集中现象，顶板中央应力降低，但并没有拉应力。在硐室中间的临时点柱上出现了应力集中，垂直应力达 31.1 MPa。底板中间的应力低于两侧的应力，有可能出现底鼓现象。

2) (第 7 步) 在一分区充填完毕二分区开始大规模开采和出矿时，临时矿壁各单元应力有较大幅度的增长，最大垂直应力达 33.4 MPa(第 6 步时

为 31.3 MPa)。点柱中应力反而减少,这可能是由于一分区充填接顶充填体吸收和支撑了部分应力,而由于充填体自重及上覆压力等因素,临时矿壁中的应力有增加。一分区充填体中应力较周围岩石中的应力小1~2个数量级,这证明了充填体的应

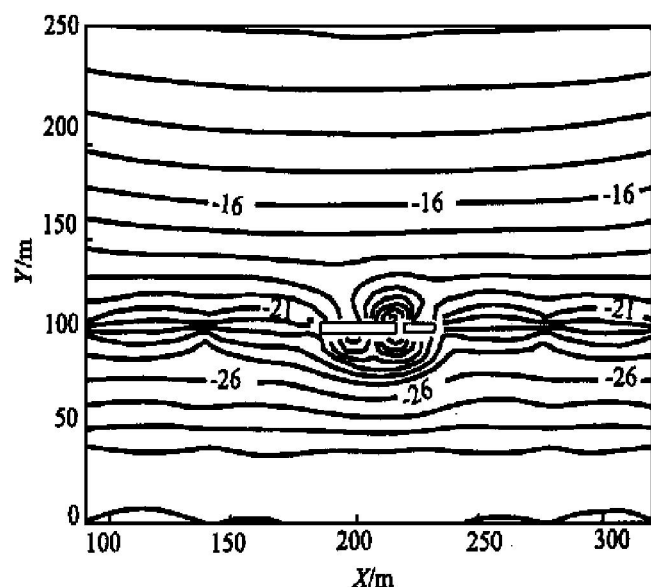


图2 第3步最大主应力沿走向分布图

Fig. 2 Maximum principal stress distribution in excavation simulation 3

力隔离作用。临时矿壁上部应力为 1.0 MPa, 下部达 35.0 MPa, 因此要注意临时矿壁下部因强度不够而造成的破坏。充填体中心应力值更小(0.50 MPa 左右), 靠近围岩应力绝对值逐渐变大, 观察应力等值线(图3)可见充填体和围岩的分界线明显。

3) (第8步) 崩临时矿壁和二分区硐室底板

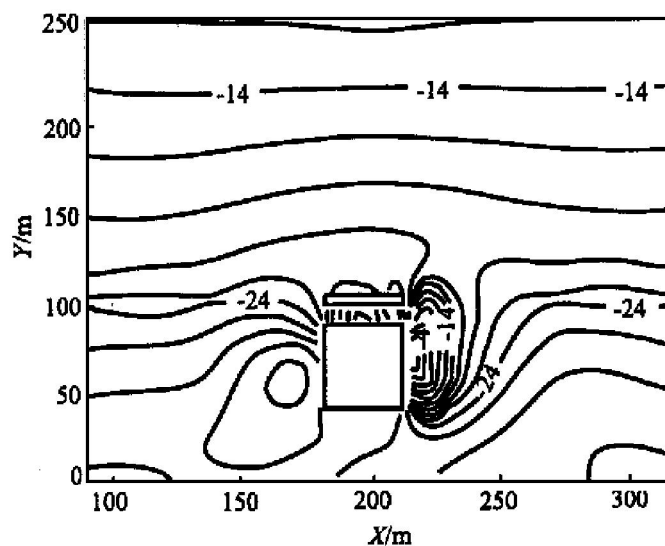


图3 第7步最大主应力沿走向分布图

Fig. 3 Maximum principal stress distribution in excavation simulation 7

并大规模出矿时(如图4所示), 充填体中应力有提高, 在第8步开挖时, 二分区下部侧壁出现应力集中, 不过此处破坏的影响不大。在一分区充填体中上部, 出现较小的拉应力(0.3 MPa 左右), 因此在临时矿壁崩落时, 对一分区充填体的稳定性应密切关注, 防止垮落。

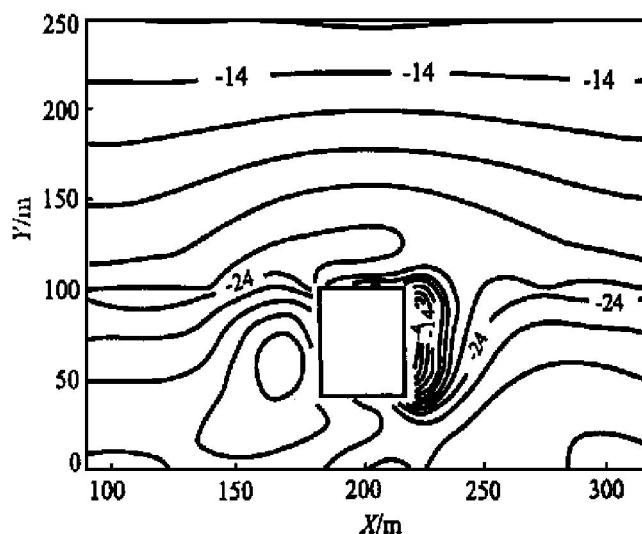


图4 第8步最大主应力沿走向分布图

Fig. 4 Maximum principal stress distribution in excavation simulation 8

2.1.2 最小主应力分布特征

1) (第3步) 从沿走向剖面最小主应力等值线可见, 硐室开挖明显扰动了原岩应力的分布。在硐室顶板出现的应力降低区, 几乎成对称状态。在硐室的两侧上角隅, 则出现应力集中, 其值高于原始应力; 在底板, 则应力松弛, 两端值大, 呈对称分布, 很容易出现底鼓。

2) (第7步) 一分区充填体的应力明显低于附近围岩, 最低只有 4.0 MPa。而附近围岩则有 20.0 MPa 左右。左右围岩与临时矿壁之间形成应力松弛圈, 而临时矿壁中的应力值则明显大于充填体中的应力值, 其分布规律是上小下大, 这可能与矿壁竖向夹持、受充填体侧压及自重应力有关。二分区开挖远离一分区一侧则出现不同程度的应力集中, 尤其是上部角隅处。

3) (第8步) 一分区充填体内的应力进一步降低, 在靠近二分区的暴露面上部出现局部拉应力, 且向内部逐渐升高。充填体下部压应力达 18.0 MPa。由此可见, 充填体被破坏有可能是因下部强度不够, 同时也应注意充填体的破坏有可能从中上部临空面开始, 所以必须防止爆破的扰动影响。

2.2 开挖引起的位移特征及其变化

从无间柱连续采矿法一分区顶板沿倾向剖面垂直位移图(图 5)看出, 开采的推进顶板位移逐渐加大, 即从第 5 开挖步最大达 8.1 mm 到第 8 步开挖达 10.3 mm。从曲线趋势可见, 靠近上盘的顶板垂直位移大于靠近下盘的垂直位移, 故顶板管理的重点在靠近上盘的地段。因为一分区充填对顶板位移几乎没有影响, 所以第 5 步和第 6 步位移相差无几, 这也与实际观测相符。

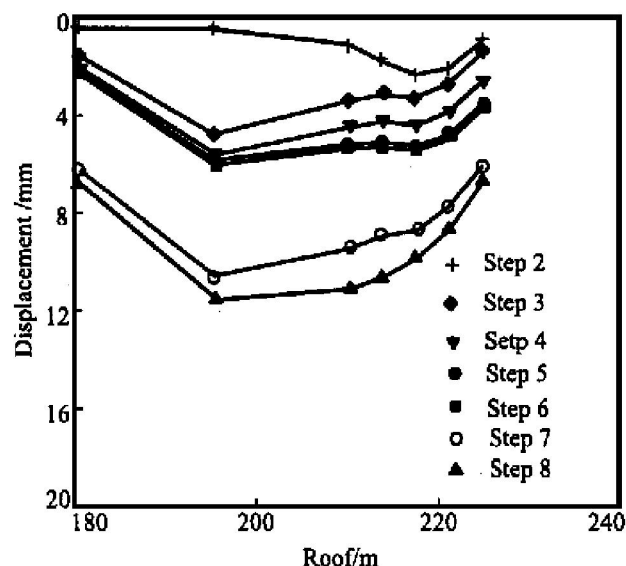


图 5 无间柱连续采矿顶板沿走向垂直位移图

Fig. 5 Strike vertical displacement of stope's roof in NPCM

第 7 步以前各步顶板下沉较均匀, 每步平均为 1.5 mm。从大规模开挖二分区开始, 一分区顶板下沉严重, 每步近 2.0 mm。此时虽有充填体的承载, 但从计算结果表明, 其作用是较弱的。

从二分区顶板沿倾向垂直位移图看, 一分区的第 2 步开采对二分区几乎无影响, 第 3 步开挖二分区凿岩硐室, 顶板下沉 4.2 mm。第 4, 5, 6 步是对一分区的开挖与充填, 对二分区影响较小, 3 步总的影 响大小为 1.5 mm。同一分区顶板一样, 二分区的 大规模开采对二分区顶板位移影响巨大, 第 7 步 达到 4.0 mm, 二分区顶板位移量也较一分区大, 最 大位移值达 11.6 mm。

沿走向剖面垂直位移图如图 5 所示, 除第二步 外, 二分区顶板垂直位移均较一分区大。故在二分 区大规模开采时, 尤其是要注意顶板的管理。另外 可从第 3, 4, 5, 6 步开挖的曲线明显看出: 凿岩硐 室中临时点柱对顶板有重大支撑作用, 使得点柱两 边呈两个凹形曲线。

无间柱连续采矿法成功的关键在于二分区采完 出矿时, 一分区充填体的稳定。充填体前沿沿走向

剖面水平位移很小, 且受二分区开采的影响反而向 一分区内有极其微小的移动。在第 8 步崩落矿壁以 后, 充填体发生较大的横向位移, 其特点是从上到 下逐渐加大, 尤以靠近底部的充填体位移最大, 达 34.9 mm。同时, 底部充填体由于受上部充填体的 作用, 因而强度和刚度方面均应比上部的充填体高 为宜。

3 矿段回采的地压控制技术

通过以上无间柱连续采矿法单个矿段回采的地 压规律研究, 可得出以下地压控制措施:

1) 无间柱连续采矿法凿岩硐室的顶板管理重 点在此硐室顶板靠近上盘的部位, 二区顶板位移较 一区大。所以, 在顶板较易破碎的地方, 需用锚杆 加固, 也可用喷锚支护, 并加强管理。

2) 无间柱连续采矿法一分区的下部充填体的 强度和刚度均应比上部充填体的更高, 而且二分区 大量崩矿应该在一分区充填体充分固结之后。

3) 由于临时矿壁和临时点柱在开采过程中存 在应力集中, 因此临时矿壁和临时点柱绝对不能设 计在有软弱夹层的矿石中, 因为软弱夹层的强度很 低, 会严重影响临时矿壁和临时点柱的稳定性, 从 而影响一分区充填体的稳定性和矿石的损失贫化。 在有辉绿岩脉穿过的矿段, 需加大临时点柱直径、 加宽临时矿壁的宽度, 或选择矿石均匀处设计临时 点柱和临时矿壁。

4) 临时矿壁形成时一面是一分区充填体, 一 面临空, 为保持其稳定性, 应该采用深孔定向致裂 控制爆破技术(含预裂和光面爆破技术), 以减少一 分区和二分区爆破对临时矿壁的震动危害。

5) 在回收临时矿壁时, 应采用小抵抗线宽孔 距的爆破崩矿技术, 以防止爆破作用导致一分区充 填体大范围垮落情况。

[REFERENCES]

- [1] WANG Weide(王维德). 地下矿山连续采矿的发展前 景 [J]. Foreign Metal Mine(国外金属矿山), 1992, 200(9): 37- 40.
- [2] GU Desheng(古德生), XU Lurwu(许伦武), LUO Diarping(罗典平), et al. 地下金属矿山采矿连续工 艺 [J]. China Mining Magazine(中国矿业), 1992, 1 (2): 49- 52.
- [3] Brown E T. Analytical and Computational Methods in Engineering Rock mechanics [M]. London: George

- Allen & Unwin Ltd, 1987. 1– 3.
- [4] GU De-sheng, DENG Jian, LI Xi-bing, et al. Three dimensional numerical simulation of excavation and backfilling in mining engineering [J]. Trans Nonferrous Met Soc China, 1999, 9(2): 417– 421.
- [5] Edition Committee of Mining Manual (《采矿手册》编辑委员会). Mining Manual, Part 1(采矿手册, 第 1 卷) [M]. Beijing: Metallurgical Industry Press, 1988. 5– 10.
- [6] YAO Bao-kui(姚宝魁). Study on Mining Stability in Underground Mine(矿山地下开采稳定性研究) [M]. Beijing: China Science and Technology Press, 1994. 1– 10.
- [7] YU Xue-fu(于学馥). Rock and Soil Mechanics and Mining Simulation in Information Times (信息时代岩土力学与采矿计算初步) [M]. Beijing: Science Press, 1991. 1– 7.
- [8] Brady B H G, Brown E T. Rock Mechanics for Underground Mining [M]. London: George Allen & Unwin Ltd, 1985. 1– 20.

Ground pressure and control techniques in non-pillar continuous mining method

DENG Jian¹, LI Xi-bing², GU De-sheng²

- (1. Department of Geotechnical Engineering, Tongji University, Shanghai 200092, P. R. China;
2. College of Resource, Environment and Civil Engineering, Central South University, Changsha 410083, P. R. China)

[Abstract] There is a general tendency to use continuous mining in underground metal mine. Non-pillar continuous mining (NPCM) was briefly introduced as an example of a new continuous mining method in a copper mine. Its technological concept and its excavation plan were outlined. Three-dimensional finite element numerical method was employed to simulate the practical excavation and backfilling mining activities. Stability status (including stress and displacement) was analyzed and proper measures to control the ground pressure were presented. These measures are as follows: 1) attention to manage the stope's roof should be focused on the roof near the hanging wall; 2) the strength and stiffness of backfilling in the lower part of stope should be greater than that of backfilling in the upper part; 3) there exists localized stress concentration in the temporary pillar and temporary ore wall during the whole process of excavation; 4) control blast technique should be employed to excavate the temporary ore wall and the ore body near the temporary ore wall.

[Key words] metal mine; non-pillar continuous mining (NPCM); numerical simulation

(编辑 吴家泉)