

地下金属矿山无间柱连续采矿可靠性分析与设计

古德生, 邓建, 李夕兵

(中南工业大学, 长沙 410083)

[摘要] 针对传统的两步骤采矿存在的一系列弊端, 提出地下金属矿无间柱连续采矿理论与新的工艺技术。根据试验矿山的采矿技术条件, 详细叙述了无间柱连续采矿的技术思路、技术要点和工业试验回采方案。方案中临时矿壁和1分区充填体的稳定性, 对管理采场地压、有效控制大量出矿时的矿石损失贫化起着决定性作用。本文建立了临时矿壁的抗倾覆条件极限状态方程和强度条件极限状态方程, 进行了临时矿壁抗倾覆稳定可靠性和强度稳定可靠性的分析与设计; 建立了1分区充填体的三维极限状态方程, 计算出1分区充填体的可靠指标和安全系数。

[关键词] 地下金矿矿山; 无间柱连续采矿; 可靠性; 临时矿壁; 充填体

21世纪的矿业将广泛吸收各学科的优秀人才和高新技术, 开拓先进的、非传统的采矿技术, 创造更高的效率、更低的成本、最少环境污染和较好安全条件的采矿模式, 促进社会经济的持续发展。

为实现上述目标, 地下金属矿采矿技术无可争议的发展方向, 就是实现采矿作业系统的连续化、自动化和集中化。20世纪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有效的途径^[1~4]。随着高效率采、装、运设备的出现和大量落矿采矿技术的发展, 井下生产正趋向于大型化、连续化, 采矿方法朝高阶段和一步回采的方向发展。采矿连续工艺系统可分为三类, 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。我们在“七五”、“八五”期间, 对采场连续工艺系统进行了理论研究和设备与工艺的现场试验, 推动了我国采矿工艺技术的发展^[1~3]。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。

1 地下金属矿无间柱连续采矿

传统的矿床开采, 其要害就是留有大量间柱。

矿柱的基本作用是控制地压活动^[5]。这种留间柱的开采方式, 存在一些无法解决的问题:

所留间柱形态一般不很规则, 而且因承压变形甚至破坏, 给后期回收带来很多的问题, 工艺复杂、安全性差、工作效率低、作业成本高;

间柱回收在技术上存在较多的困难, 因此回收率较低, 有的甚至无法回收, 造成资源大量损失;

由于间柱回收滞后, 致使阶段作业长期不能结束, 井巷工程、风水管线及设备维护工作量大, 直接影响井下开采的经济效益;

由于间柱回收滞后, 回收困难, 致使井下作业线越拉越长, 形成多阶段作业, 给矿山生产管理带来很多困难, 井下人均劳动生产率无法提高, 矿山的经济效益受到严重影响。

地下金属矿无间柱连续采矿法就是针对传统两步骤采矿法的上述弊端而提出的。实施的总体方案和技术思路是: 将阶段划分为矿段, 以矿段为回采单元, 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搬运矿石, 形成采场出矿、运矿连续作业线, 崩矿过程中靠充填空区一侧留临时隔离矿壁, 待本矿段出矿工

作行将结束时再一次崩落，强采强出，并跟随快速充填。采切、回采和充填作业在三个相邻块段间平行进行，相互衔接，分别转移，采矿工作面在阶段上连续推进，故称之为“连续采矿”。由于这里的连续采矿是以矿段为回采单元、矿段间不留矿柱为其特征，故又称为“无间柱连续采矿”。

实现无间柱连续采矿，将是金属矿地下开采技术的一个重大变革，表现在：(a) 可从根本上解决长期以来因矿柱回采滞后给生产带来一系列的被动，致使国家资源大量损失，矿山经营效益受到严重影响的问题；(b) 回采时工作面的连续推进，有利于实现井下采矿作业的合理集中，为提高采矿强度和井下工人劳动生产率创造条件；(c) 阶段连续回采时，强采、强出、强充，围岩暴露时间较短，有利于采场地区控制，对于围岩稳固性稍差，特别是地压较大的深部矿床开采，将是一种有效的开采方式；(d) 阶段连续回采将推动地下金属矿山作业机械化、工艺连续化、生产集中化和科学化的进程，促进矿山现代化。

无间柱连续采矿有许多问题需要研究。限于篇幅，本文将结合试验矿区的采矿技术条件和矿山开

采现状，提出无间柱连续采矿的具体实施方案。然后，运用可靠性分析理论和程序，对无间柱连续采矿法的关键结构（即临时矿壁和1分区充填体）进行可靠性分析和设计。

2 地下金属矿无间柱连续回采方案

2.1 试验矿区采矿技术条件

某铜矿Ⅱ号主矿体赋存于石灰岩（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，其次为石榴子石砂卡岩含铜， $f=16\sim 26$ 。矿石坚硬稳固，局部地段因节理发育稳固性有所降低。顶盘为花岗闪长岩，近接触带为蚀变花岗闪长岩，呈灰色，块状构造， $f=6\sim 8$ ，含有绿泥石和高岭土，吸湿变软，极易成土，稳固性差。底盘为三迭系中、下统灰岩（已变质为大理岩），呈灰白色， $f=8\sim 12$ ，矿物成分为方解石，不易风化，较稳固。矿石围岩和充填体的物理力学性质见表1。

表1 岩（矿）体物理力学参数

Table 1 Physical and mechanical parameters of rock mass and ores

名称	抗压强度/MPa	抗拉强度/MPa	弹性模量/MPa	泊松比/ μ	内聚力/MPa	摩擦角/ $(^\circ)$	单位质量/ $10^3 \cdot \text{kg} \cdot \text{m}^{-3}$
花岗闪长石	38.00	1.20	8 000	0.16	0.6	53	2.80
大理岩	28.50	2.30	21 000	0.26	2.16	50	2.80
磁赤铁矿含铜	60.00	5.60	65 000	0.31	4.3	51	4.04
石榴子石含铜	53.00	5.20	63 000	0.23	3.2	50	3.28
充填体	3.50	0.50	1 000	0.30	0.65	35	2.21

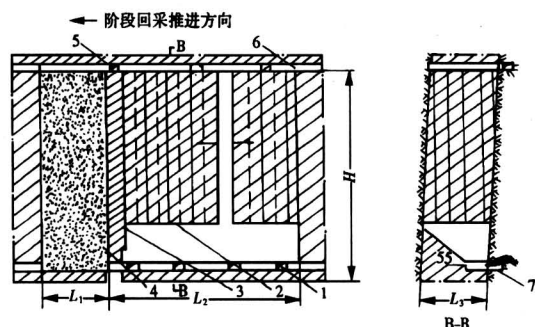


图1 无间柱连续回采试验方案剖面图

Fig.1 Profile of experimental scheme of NPCM
 1—无二次破碎水平振动出矿底部结构；2— $\phi 165$ 垂直深孔；3—临时矿壁；4—分区充填体；5—临时点柱；6—凿岩峒室；7—振动出矿机与分节式振动运输列车；
 L_1 —1分区长度； L_2 —2分区长度；
 L_3 —矿体厚度； H —阶段高度

2.2 无间柱连续回采技术方案

无间柱连续采矿工业试验方案如图1。

由图1知，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分区的一端留临时矿壁。在凿岩峒室设临时点柱，以支撑峒室顶板。“临时”是指临时存在一段时间。在矿段回采过程中，2分区回采后期，矿壁和点柱将被回收。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；接下来，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。采场下向深孔的凿

岩工作是用 CD-360 型高压潜孔钻机在凿岩洞室完成的，孔径为 $\phi 120 \sim \phi 165$ mm，孔深 30~48 m。为了提高临时矿壁的稳定性，接近临时矿壁的炮孔，采用预裂爆破。

3 无间柱连续采矿可靠性分析与设计

临时矿壁和 1 分区充填体的稳定性，在管理采场地区，有效控制大量出矿时的矿石贫化方面起着重要作用：第一，平整、铅直的临时矿壁，为第 1 分区的快速充填创造了有利的条件；第二，临时矿壁对第 1 分区充填体自立性非常重要，它对充填体起着保护性作用；第三，在第 2 分区大量出矿期间，1 分区充填体的稳定性，直接影响贫化损失指标；第四，临时矿壁上端的临时点柱将决定凿岩洞室的稳定性。

目前，地下金属矿山工程稳定性分析包括充填体稳定性分析，几乎都是建立在以安全系数为度量指标的传统定值分析方法的基础之上^[6~8]。这种定值分析方法经过长期的工程实践，证明是一种有效的实用分析方法。但是，这种方法存在的一个最大缺陷，就是没有考虑实际存在的不确定性的影响。事实上，由于岩体是一种天然地质体，本身存在节理裂隙，是不连续介质；又处在地应力和地下水的作用之下，而且受人类工程活动的影响，因此其力学性质非常复杂，具有随机性、模糊性和不确定性。传统的确定性模型不足以概括复杂的岩石力学特性。用确定性的解析和数值方法来分析与设计带有不确定性的事物及工程，使目前许多岩石力学的有关理论与实际有很大距离。因此，采用解决不确定性问题的分析方法，从理论上讲更符合客观实际^[9~15]。可靠性理论就是建立在概率统计的基础上，以随机变量和随机过程为研究对象，考虑了设计变量的不确定性，并用严格的概率来度量工程结构的安全度。

以下运用可靠性分析理论和程序，对无间柱连续采矿法的关键结构（即临时矿壁和 1 分区充填体）进行可靠性分析和设计。

3.1 临时矿壁可靠性分析与设计

图 2 为临时矿壁受力示意图。其中 F_1 表示 1 分区充填体所施加的力，它随深度线性增加； F_2 表示临时点柱作用的力； G 为临时矿壁的重力。

通过对临时矿壁的力学分析，可分别建立抗倾

覆条件和强度条件的极限状态方程，然后进行相应的可靠性分析与设计。



图 2 临时矿壁力学分析示意图

Fig.2 Mechanical analysis of temporary ore wall

3.1.1 临时矿壁抗倾覆可靠性分析 临时矿壁抗倾覆条件极限状态方程 $g_1(x)$ 为：

$$g_1(x) = G \times \frac{W}{2} + F_2 \times \frac{W}{2} - F_1 \times \frac{H}{3} \\ = (\gamma_b HW + \sigma_y A) \times \frac{W}{2} - \frac{1}{2} \gamma H^2 K_a \times \frac{H}{3} \quad (1)$$

抗倾覆安全系数 K_1 为

$$K_1 = (G \times \frac{W}{2} + F_2 \times \frac{W}{2}) / (F_1 \times \frac{H}{3}), \quad (2)$$

式中： G —临时矿壁所受重力

σ_y —临时点柱内的垂直应力

A —临时点柱水平截面积

K_a —充填体总主动侧压力系数

γ —充填体的单位体重

γ_b —临时矿壁矿石的单位体重

H —临时矿壁的垂直高度

W —临时矿壁的宽度

在进行临时矿壁抗倾覆可靠性分析时，把矿石的 γ_b 、 σ_c 和 1 分区充填体的 γ 等视为随机变量，在给定随机变量的分布（均视为正态分布）、均值（ $\gamma_b = 0.0404$ MN/m³， $\sigma_c = 60$ MPa， $\gamma = 0.0221$ MN/m³）和变差系数（ $V_{\gamma_b} = 0.1$ ， $V_{\sigma_c} = 0.1$ ， $V_{\gamma} = 0.1$ ）条件下，运用自编的可靠性分析计算程序，可计算抗倾覆极限状态方程的可靠指标 β ，如表 2 所示，可得出如下结论：

1) 抗倾覆可靠指标和抗倾覆安全系数都与临时矿壁宽度有相同的变化趋势：随着矿壁宽度的增加，抗倾覆可靠指标和抗倾覆安全系数均呈近似的线性增长。但在宽度大于 5.5 m 以后，抗倾覆可靠指标随宽度的增加迅速增加。

2) 因目前采矿工程中可靠性研究的文献很少，

更谈不上统一的采矿结构设计可靠指标。这里借用建筑结构构件承载能力极限状态的设计可靠指标，脆性破坏三级标准至少3.2以上^[15]。故从表2看出，临时矿壁的设计宽度至少在5 m。这也与挡土墙理论非常吻合。按照挡土墙理论^[16]，抗倾覆的安全系数应大于1.5，从表2看出，临时矿壁的设计宽度也至少应大于5 m。

表2 矿壁宽度与抗倾覆安全系数和可靠指标的关系

Table 2 Relationship between width of temporary ore wall and index of Anti-overturning

临时矿壁宽度/m	3.0	3.5	4.0	4.5	5.0	5.5	6.0	6.5
安全系数 (K ₁)	0.957	1.127	1.300	1.476	1.656	1.838	2.023	2.212
可靠指标 (β)	0.229	0.685	1.663	2.718	3.870	5.142	6.563	8.173

随机变量变差系数与临时矿壁的稳定状况有密切关系。临时矿壁抗倾覆可靠性分析综合图是在给定随机变量变差系数的变化范围下，根据变差系数 $V_{\gamma_b} = 0 \sim 0.30$, $V_{\gamma} = 0 \sim 0.30$ 中数值的各种组合，作出的可靠性分析综合图，如图3所示。

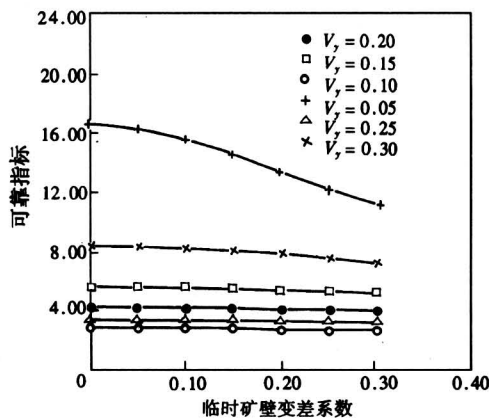


图3 临时矿壁抗倾覆可靠性分析综合图

Fig.3 General diagram of anti-overturning reliability analysis of temporary ore wall

从图3可以看出：

1) 在临时矿壁矿石变差系数 V_{γ_b} 较小时，临时矿壁可靠指标 β 随充填体容重变差系数 V_{γ} 的变化相当敏感。例如 $V_{\gamma_b} = 0$ 时， $2.7 \leq \beta \leq 16.7$ 。而当 V_{γ_b} 较大时 β 随 V_{γ} 的只在较小范围内变化。说明 V_{γ} 和 V_{γ_b} 小时，其值变化对 β 的影响显著。

2) 在试验矿山地质采矿条件下，临时矿壁抗倾覆可靠指标 β 可能在 2.64~16.7 之间，而脆性破坏三级标准至少在 3.2 以上。因此，如果变差系数控制不好，比如 1 分区充填体容重变差系数 V_{γ} 在 0.3 以上，或者临时矿壁刚好留在矿石变差系数 V_{γ_b} 较大处，临时矿壁就可能出现破坏情况。

3.1.2 临时矿壁强度条件可靠性分析 临时矿壁强度条件极限状态方程 $g_2(x)$ 为：

$$g_2(x) = [\sigma_c] - [\sigma_y A / A_1 + \frac{2\gamma}{W^3} x^3 y + \frac{\gamma}{W^3} (\frac{3}{5} W^3 - 4y^2) xy - \gamma_b x], \quad (3)$$

强度安全系数 K_2 为

$$K_2 = [\sigma_c] / [\sigma_y A / A_1 + \frac{2\gamma}{W^3} x^3 y + \frac{\gamma}{W^3} (\frac{3}{5} W^3 - 4y^2) xy - \gamma_b x], \quad (4)$$

式中： σ_c —临时矿壁材料的单轴抗压强度极限；

A_1 —临时矿壁水平截面积；

其余符号同前。

临时矿壁强度稳定可靠性分析是在不同的矿壁宽度条件下，用安全系数法可计算强度安全系数；同时，把矿石的单位体重 γ_b 和 1 分区充填体的单位体重 γ 等视为随机变量，在给定随机变量的分布（均视为正态分布）、均值 ($\gamma_b = 0.0404 \text{ MN/m}^3$, $\gamma = 0.0221 \text{ MN/m}^3$) 和变差系数 ($V_{\gamma_b} = 0.1$, $V_{\gamma} = 0.1$) 条件下，可计算强度极限状态方程的可靠指标，如表3所示，可得出如下结论：

表3 矿壁宽度与强度安全系数和可靠指标的关系

Table 3 Relationship between width of temporary ore wall and index of strength condition

临时矿壁宽度/m	3.0	3.5	4.0	4.5	5.0	5.5	6.0	6.5
安全系数 (K ₂)	0.831	1.007	1.126	1.370	1.554	1.621	1.823	1.912
可靠指标 (β)	0.121	0.523	1.439	2.498	3.076	3.840	5.325	7.187

1) 临时矿壁强度可靠指标和强度安全系数都与临时矿壁宽度有相同的变化趋势，随着矿壁宽度的增加，可靠指标和安全系数均呈近似的线性增长。这与矿壁宽度与抗倾覆安全系数和可靠指标的关系相类似。

2) 比较表2和表3，临时矿壁强度可靠指标

和强度安全系数都比相应的抗倾覆可靠指标和安全系数小。根据建筑结构构件承载能力极限状态的设计可靠指标，脆性破坏三级标准至少在 3.2 以上。从表 3 看出，临时矿壁的设计宽度至少为 5.5 m，最好是 6.0 m。这要大于抗倾覆条件的设计宽度。说明临时矿壁的破坏是由于临时矿壁矿石强度条件引起的，其次才是临时矿壁的倾覆破坏。也可以说临时矿壁的破坏首先是由于其矿石强度不够引起，紧接着是倾覆破坏。

3.2 1 分区充填体的可靠性分析与设计

无间柱连续采矿 1 分区充填体的三维楔体模型如图 4 所示。既考虑充填体的实际三维几何形状和充填体与岩壁间的作用力，又考虑爆破地震和渗流的作用，尤其重要的是考虑充填体性质参数的随机性，而不是采用传统的定值分析方法。

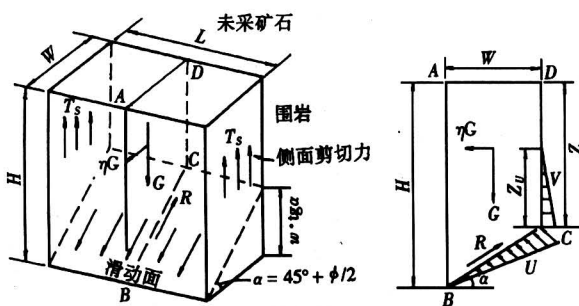


图 4 1 分区充填体的三维模型

Fig.4 Three dimensional model of back-filling in sub-step of NPCM

图 4 及以下各式符号（均用国际单位制）如下：

- T_s —岩墙与充填体间的剪切阻力
- T_b —滑动面抗力
- N_s —岩墙对充填体的侧压力合力
- N_b —滑动面以下充填体对滑动体的支承力
- G —充填体重力
- γ_f —充填体的体重
- γ_w —水的容重
- A_b, A_s —充填体滑动面及侧面面积
- H, L, W —充填体的高，宽，长
- α —滑动角， $\alpha = 45^\circ + \phi/2$
- C, ϕ —充填体的粘聚力和内摩擦角
- C_j, ϕ_j —岩墙与充填体间的粘聚力和内摩擦角
- Z_w —岩墙与充填体间水的深度

η —爆破地震力系数

R —充填体抗滑力

S —充填体滑动力

1 分区充填体稳定性的安全系数 f 为

$$f = R/S, \quad (5)$$

安全余量 SM 为

$$SM = R - S, \quad (6)$$

令 $f=1$ 或 $SM=0$ ，便得充填体可靠性分析的极限状态方程

$$R - S = 0, \quad (7)$$

式中，抗滑力 R 为：

$$R = CLW/\cos \alpha + \left[\frac{1}{2} \gamma_f (2H - W \operatorname{tg} \alpha) WL (\cos \alpha - \eta \sin \alpha) - \frac{1}{2} \gamma_w Z_w LW / \cos \alpha - \frac{1}{2} \gamma_w Z_w^2 \sin \alpha \right] \operatorname{tg} \phi, \quad (8)$$

滑动力 S ：

$$S = \frac{1}{2} \gamma_f (2H - W \operatorname{tg} \alpha) WL (\sin \alpha - \eta \cos \alpha) + \frac{1}{2} \gamma_w Z_w^2 \cos \alpha - 2 \{ C_j [H - (W \operatorname{tg} \alpha) / 2] W + \frac{WHaC(1 - \sin \phi_j)}{\sin \phi_j} \operatorname{tg} \phi_j \}, \quad (9)$$

若充填体中含水量很少以至于可以不考虑水的作用，抗滑力 R 和滑动力 S 可简化为

$$R = CLW/\cos \alpha + \left[\frac{1}{2} \gamma_f (2H - W \operatorname{tg} \alpha) \times WL (\cos \alpha - \eta \sin \alpha) \right] \operatorname{tg} \phi, \quad (10)$$

$$S = \frac{1}{2} \gamma_f (2H - W \operatorname{tg} \alpha) WL (\sin \alpha - \eta \cos \alpha) - 2 \{ C_j [H - (W \operatorname{tg} \alpha) / 2] W + \frac{WHaC(1 - \sin \phi_j)}{\sin \phi_j} \operatorname{tg} \phi_j \}. \quad (11)$$

图 5 为不同变异系数 [0.1, 0.4] 下，而 ϕ, η 均值一定 ($\phi = 38^\circ, \eta = 0.1$)， C 在 [0.35, 0.60] MPa 区间时可靠指标 β 和安全系数 F_s 的关系曲线。显然，在相同 F_s 下，因变异系数不同可靠指标差别较大。规律是变异系数增大时可靠指标减小。特别是在 V 小于 0.3 时 β 变化很敏感。

在 C, ϕ 和 η 的变异系数取相同的数值且在区间 [0.1, 0.5] 变化时，随机变量分布类型都取正态分布，或者都取对数正态分布，随机变量分布类型和变异系数对可靠指标 β 的影响如图 6 所示。

由图 6 可见，可靠指标对随机变量的变异系数比较敏感，尤其是在变异系数小于 0.3 时。可靠指

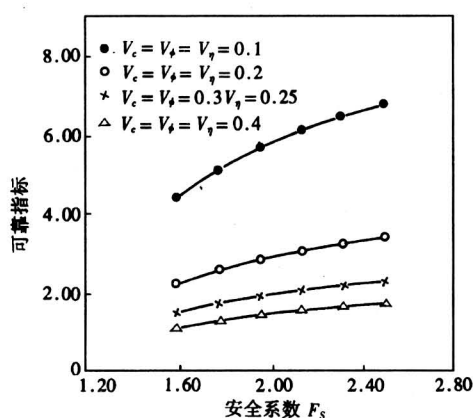


图5 不同变异系数下 $\beta - F_s$ 关系曲线

Fig.5 Relational curves between β and F_s on various coefficients of variation

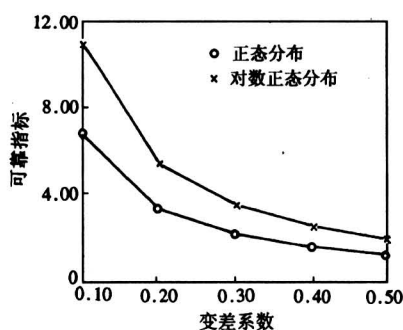


图6 可靠指标与变异系数和分布类型关系曲线

Fig.6 Relational curves between reliability index, coefficient of variation and distribution types

标 β 随变量分布类型变化而变化, 而且变量对数正态分布时的值大于正态分布时 β 的值。但二者随变异系数的变化趋势是相同的。

可靠性分析的结果表明, 在假设参数均服从正态分布且不考虑变量间的相关性时, 随机变量 C 、 ϕ 和 η 的变异系数均取 0.1 时可靠指标为 5.79, 取 0.2 时可靠指标为 2.98, 取 0.25 时可靠指标为 1.91, 取 0.4 时可靠指标为 1.32。在试验矿山地质采矿条件下, 1 分区充填体的安全系数为 2.17。

从以上分析可以得出结论, 按传统的定值法计算无间柱连续开采 1 分区充填体的稳定状况时, 即使安全系数相同, 但由于影响稳定性的变量为随机变量, 它们的均值、变异系数、分布类型等数理统

计参数不同, 将导致充填体的可靠指标完全不同, 失效概率也就不同。传统的安全系数不能准确地反映充填体稳定的安全度。因此, 在设计 1 分区充填体时, 应该采用可靠度设计方法, 在准确测定各随机变量统计参数的基础上, 计算稳定可靠指标和失效概率, 才能得出符合实际的结论。

4 结论

针对传统两步骤回采存在的一系列弊端, 提出地下金属矿无间柱连续采矿的理论与工艺技术。运用可靠性分析理论和程序, 对无间柱连续采矿法的关键结构(即临时矿壁和 1 分区充填体)进行可靠性分析和设计, 得出了以下几点结论:

1) 随着矿壁宽度的增加, 临时矿壁可靠指标和安全系数均呈近似的线性增长。这对抗倾覆条件和强度条件都适用。

2) 临时矿壁强度可靠指标和强度安全系数都比相应的抗倾覆可靠指标和安全系数小, 临时矿壁的破坏是由于临时矿壁矿石强度条件引起的, 其次才是临时矿壁的倾覆破坏。也可以说临时矿壁的破坏首先是由于其矿石强度不够引起的, 紧接着是倾覆破坏。这一结论对于无间柱连续采矿的临时矿壁设计具有重要意义。它表明临时矿壁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的稳定性的。

3) 临时矿壁的设计宽度至少在 5.5 m, 此时强度可靠指标为 3.840, 抗倾覆可靠指标为 5.142。

4) 在试验矿山地质采矿条件下, 1 分区充填体的安全系数为 2.17, 可靠指标为 5.79。

5) 1 分区充填体的可靠指标与随机变量变异系数和分布类型有密切关系, 其规律是变异系数增大时可靠指标减小, 特别是 V 小于 0.3 时 β 变化很敏感; 变量对数正态分布时的可靠指标大于正态分布时 β 的值, 二者随变异系数的变化趋势相同。

参考文献

- [1] 古德生, 王惠英, 李觉新. 振动出矿技术 [M]. 长沙: 中南工业大学出版社, 1988
- [2] 古德生. 地下金属矿山采矿连续工艺 [J]. 中国矿业, 1992, 1 (2): 13~16
- [3] 黄存绍, 王惠英, 李觉新. 连续开采译文集 [M]. 长沙: 中南工业大学出版社, 1989
- [4] 约芬 CJI. 地下矿山连续采矿的发展前景 [J]. 王维德译. 国外金属矿山, 1992, 200 (9): 37~40

- [5] 《采矿手册》编辑委员会. 采矿手册 (第一卷) [M]. 北京: 冶金工业出版社, 1988
- [6] Jaeger J C, Cook N G W. Fundamentals of rock mechanics [M], 3rd Edition: Chapman and Hall, 1979
- [7] Brown E T. Analytical and computational methods in engineering rock mechanics [M], London: Allen and Unwin, 1987
- [8] 杰里米克 M L. 岩体力学在硬岩开采中的应用 [M]. 赵玉学译. 北京: 冶金工业出版社, 1990
- [9] 参加 1994 年国际岩石力学学会年会的情况 [J]. 岩石力学与工程学报, 1994, 13 (2): 190~191
- [10] 肖树芳, 李广杰, 汪发武. 岩体工程中非确定性问题的理论 [J]. 岩石力学与工程学报, 1992, 11 (3): 314~316
- [11] 徐小荷. 采矿工程中力学问题的特点 [J]. 中国矿业, 1995, 4 (1): 24~25
- [12] Ang A. H-S, Wilson H. Tang Probability concepts in engineering planning and design (Vol II), Decision, risk and reliability [M]. John Wiley and Sons, Inc., New York, 1984
- [13] Whittlestone A P, Johnson J D, Rogers M E et al. Probabilistic risk analysis of slope stability [J]. Trans Instn Min Metall (Sect A: Min industry), 1995, 104: A19~A24
- [14] Pine R J. Risk analysis design applications in mining geomechanics [J]. Trans Instn Min Metall. (Sect A: Min. industry), 1992, 101: A149~158
- [15] 祝玉学. 边坡可靠性分析 [M]. 北京: 冶金工业出版社, 1993

Reliability Analysis and Design of Non-pillar Continuous Mining in Underground Metal Mines

Gu Desheng, Deng Jian, Li Xibing

(Central South University, Changsha 410083, China)

[Abstract] A high-efficient one-step mining method, Non-pillar continuous mining (NPCM), was originally put forward and carried out in a copper mine in Anhui Province, southeast of China. Reliability theory was employed to analyze the stability of the critical structures, including temporary ore wall and backfilling in sub-stope of NPCM, which was completely different from the traditional analysis method; the deterministic value analysis method. Anti-overturning and strength limit state equations for temporary ore wall in NPCM were derived, and reliability index (β) and safety factor were calculated. The relationship between the reliability index and width of the temporary ore wall were shown. Further, this paper established a 3-D limit state equation of back-filling in sub-stope of NPCM. Using the 3-D limit state equation the safety factor of backfilling in substop and its reliability index were obtained.

[Key words] underground metal mine; non-pillar continuous mining (NPCM); reliability; backfilling; temporary ore wall

作者·编者

敬告作者

为适应我国信息化建设需要, 扩大作者的学术交流渠道, 本刊已加入《中国学术期刊(光盘版)》和中国期刊网, 其相应的作者文章著作权使用费交中国版权保护中心统一处理。如作者不同意将文章编入上述数据库, 请在来稿时声明, 本刊将作适当处理。