

垂直分区与组合放矿在倾斜中厚矿体中的应用

谭宝会¹, 任凤玉¹, 何荣兴¹, 张志贵²
(1. 东北大学 资源与土木工程学院, 辽宁 沈阳 110819; 2. 西南科技大学 环境与资源学院, 四川 绵阳 621010)

摘 要: 针对无底柱分段崩落法应用于倾斜中厚矿体时易出现矿石贫损大的问题,提出了垂直分区与组合放矿方案. 通过物理模型进行了三组放矿实验方案,方案一采取截止品位放矿,方案二和方案三采取组合放矿. 方案二与方案三的不同之处是方案三增大了下盘区段的贫化率. 实验结果表明,方案一回收率最高($\eta = 86.3\%$),对应的岩石混入率也最高($\rho = 29.5\%$),方案二和方案三的回收率均达到了80%以上,但方案二的岩石混入率($\rho = 18.2\%$)比方案一下降了11.3%. 对三组实验结果进行经济评价,得出方案二为最优方案. 通过采区试验,进一步验证了该方案的可行性及优越性.

关 键 词: 倾斜中厚矿体;无底柱分段崩落法;垂直分区与组合放矿;回收指标;经济性评价

中图分类号: TD 853.3 **文献标志码:** A **文章编号:** 1005-3026(2018)01-0133-05

Application of Vertical Zone and Combination Ore-Drawing in Inclined Medium-Thick Orebody

TAN Bao-hui¹, REN Feng-yu¹, HE Rong-xing¹, ZHANG Zhi-gui²
(1. School of Resources & Civil Engineering, Northeastern University, Shenyang 110819, China; 2. School of Environment and Resources, Southwest University of Science and Technology, Mianyang 621010, China.
Corresponding author: HE Rong-xing, E-mail: herongxing@mail.neu.edu.cn)

Abstract: To solve the problems of poor recovery and high dilution when using the sublevel caving method for inclined medium-thick orebody, a vertical zone and combination ore-drawing scheme was proposed. Three drawing tests were experimentally conducted by 3D physical modeling, in which the complete cutoff grade drawing was used in test (1), and the combination drawing was used in test (2) and test (3), respectively. The main difference between test (2) and test (3) lied in that the dilution rate in footwall zone was increased in test (3). The tests results show that in test (1), the ore recovery rate ($\eta = 86.3\%$) and the corresponding rock dilution rate($\rho = 29.5\%$) is the highest; the recovery rates of the two combination drawing tests are both up to more than 80%, but with a decreased rock dilution rate of about 11.3% ($\rho = 18.2\%$) compared with the complete cutoff grade drawing test. The economic evaluation on the three groups of tests show that test (2) is the optimal scheme, whose feasibility and superiority are further verified in the mine.

Key words: inclined medium-thick orebody; sublevel caving; vertical zone and combination ore-drawing; ore recovery index; economic evaluation

无底柱分段崩落法主要应用于开采急倾斜厚大矿体,近年来也逐步应用于倾斜中厚矿体的开采.但在开采倾斜中厚矿体时会出现上下盘矿岩混采、覆盖层累积损失、转段矿量累积损失、下盘残留矿石难以充分回收等问题,直接影响到矿石的回收指标^[1].提高倾斜中厚矿体无底柱分段崩落法矿石回收指标的关键在于优化放矿方式及回采工艺.研究放矿的手段主要有数值模拟和物理

模拟,在数值模拟方面,胡建华等通过 PFC^{2D}对缓倾斜中厚矿体矿石流动规律及结构参数优化进行了研究,得出影响放矿效果的因素权重排序^[2].物理实验研究方面,任凤玉^[3]揭示了倾斜边壁条件下散体的移动规律,并建立了散体移动方程;国外的 Chitombo^[4], Stazhevskii^[5] 及 Castro 等^[6]先后对倾斜中厚矿体的矿石移动规律及影响因素进行了深入研究.在回采工艺方面,李元辉等^[7]以盈利最大化为目标确定了倾斜中厚矿体下盘切岩高度.

本文基于无底柱分段崩落法矿石散体移动规律以及围岩冒落规律,针对倾斜中厚矿体无底柱分段崩落法的矿石回采及回收特点,提出了垂直分区与组合放矿方案,通过物理模拟实验及现场试验验证了该方案的可靠性及优越性.

垂直分区与组合放矿方案原理

1.1 垂直分区回采方案

图 1 为垂直分区回采方案示意图,在每一分段回采进路与矿体上、下盘界线的交点处划垂直线,相邻的两条垂直划线便可构成一组垂直分区.在倾斜中厚矿体中划分出的垂直分区一般可以包含 3 个放矿区段(典型方案),分别位于上下相邻的 3 个分段之中,从上至下依次称为上盘区段、中间区段及下盘区段,这 3 个区段在垂直方向可以实现连续放矿.

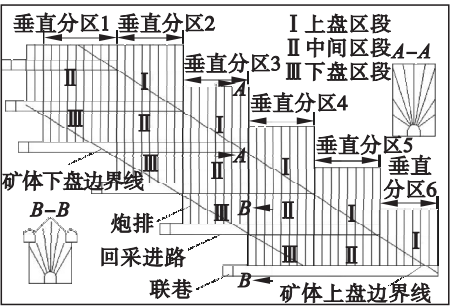


图 1 垂直分区回采方案示意图
Fig. 1 Schematic diagram of the vertical zone scheme

1.2 垂直分区与组合放矿方案

垂直分区与组合放矿方案是以垂直分区回采方案为基础,根据崩落矿岩形态、转移矿量及残留矿量的多少,对同一垂直分区内的 3 个区段分别采取不同的放矿方式.上盘区段内的步距崩矿量较少,放矿很快会达到截止品位,但此时放出量可能并不满足后续炮排爆破补偿空间的需求,则应继续放出废石,直到满足爆破要求为止,这便是松

动放矿模式.随着回采工作面的推进,上盘区段内的步距崩矿量会逐渐增加,若放出量已满足后排炮孔爆破补偿空间的需求,但放矿作业未达到截止品位,则松动放矿应转为中间区段所采取的放矿模式.中间区段下部布置有回收工程,转移矿量可在下分段得到充分回收,因此在中间区段采取低贫化放矿模式以减少废石的混入^[8-9].下盘区段的下部回收工程前移加上过高的废石层阻隔,下盘残留矿石无法有效回收,采取截止品位放矿模式可以最大限度地回收上部分段转移矿量及本分段下盘残留矿量.

物理实验研究

2.1 物理模型布置及其参数确定

本次实验以四川泸沽铁矿 1[#]矿体为研究对象,矿体平均厚度 16 m,平均倾角 40°,采场结构参数 $H \times B = 10 \text{ m} \times 10 \text{ m}$,回采进路尺寸 $h \times b = 2.5 \text{ m} \times 2.5 \text{ m}$,放矿步距 2.0 m,炮排边孔角 45°.根据矿山采场结构的实际参数,按 1:50 的比例制作模型.实验所用的模型为单分间、多分区立体组合放矿模型.模型共设 3 个垂直分区,每个垂直分区包含 7 个放矿步距、3 个回采分段,每个分段布置 1~2 条垂直于矿体走向的回采进路.实验所用矿石为矿山磁铁矿,粒度为 3~10 mm,密度 2.8 g/cm³;废石为白云石,粒度 5~15 mm,密度 1.6 g/cm³.实验所用矿石和废石粒度比例按照真实放矿环境中经爆破形成的碎矿料和碎石料粒度比例进行搭配,以满足实验的相似性要求.

2.2 实验方案

本次实验分三组方案进行,方案一为截止品位放矿方案,具体放矿方式为:上盘区段采取松动放矿模式,放出量为步距崩落矿岩量的 30%,以满足实际生产中的炮排爆破补偿空间要求;中间区段及下盘区段均采用截止品位放矿模式,截止品位设为 12%.方案二和方案三均采取组合放矿,在上盘区段采取松动放矿模式,中间区段采取低贫化放矿模式,截止品位设为 40%,下盘区段采取截止品位放矿模式,方案二下盘区段截止品位设为 12%,方案三下盘区段截止品位设为 10%.方案三在下盘区段增大了贫化,目的是为了验证通过在下盘区段增大贫化以提高回收率是否经济可行.

结合泸沽铁矿矿石实际品位及其他地质资料,设定参数实验见表 1.

表 1 各实验方案放矿参数表
Table 1 Drawing parameter design for physical model tests

实验方案	放矿区段	截止品位/%	瞬时贫化率/%	截止废石与矿石体积比
方案一	中间区段	12	76.50	80:20
	下盘区段	12	76.50	80:20
方案二	中间区段	40	21.57	30:70
	下盘区段	12	76.50	80:20
方案三	中间区段	40	21.57	30:70
	下盘区段	10	80.39	90:10

2.3 实验过程

放矿实验过程如图 2 所示,按照矿体实际倾角及模拟厚度完成矿石及废石的填装作业后,根据各实验方案的放矿控制参数从上至下对每一条进路进行单步距出矿,放出矿石筛分称重后分别

记录矿石、废石量.方案二与方案三中下盘区段截止品位差别较小,为了严格区分,在放矿操作时须严格控制出矿量及出矿速度,并采用高精度的称重设备进行计量.

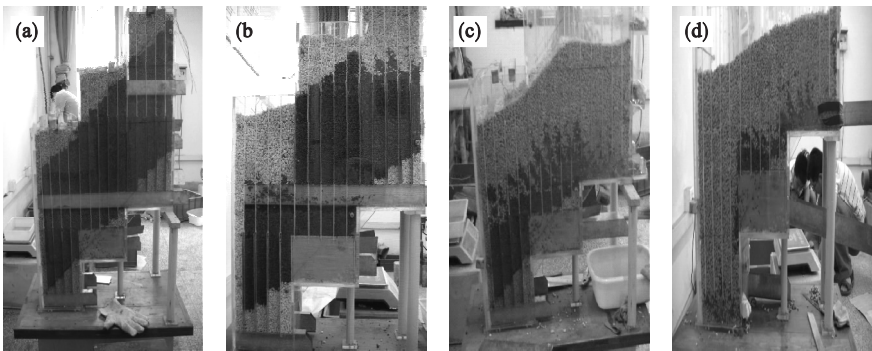


图 2 物理模拟放矿实验过程
Fig. 2 Process of physical model test

(a)—装料完成;(b)—第一分段放矿结束;(c)—第四分段放矿结束;(d)—放矿完全结束.

2.4 实验结果

三组放矿方案实验结果如表 2 所示.

表 2 放矿实验结果
Table 2 Results of physical model tests

回收指标	方案一	方案二	方案三
矿石回收率/%	86.3	81.1	84.2
岩石混入率/%	29.5	18.2	25.7

2.5 实验结果经济性分析

分析各方案实验结果可知,矿石回收率高,对应的岩石混入率也高,无法直接判断各方案的优劣,为此可根据矿石损失贫化指标改变引起的经济价值改变来判断实验方案的优劣^[10],计算公式为

$$\left. \begin{aligned} M_s &= Q_0 m_s x, \\ M_p &= \left(\frac{\rho}{1-\rho} x + \frac{\eta}{(1-\rho)^2} y \right) Q_0 m_p, \\ M_0 &= M_s + M_p. \end{aligned} \right\} \quad (1)$$

式中: M_s 为回收率改变带来的经济价值; M_p 为岩石混入率改变带来的经济价值; M_0 为回收指标

改变后的综合经济价值; m_s 为每损失一吨工业矿石造成的经济损失,根据矿山实际资料,取 $m_s = 219$ 元; m_p 为每多放出一吨无品位岩石造成的经济损失,取 $m_p = 456.7$ 元; x 为回收率的改变量; y 为岩石混入率的改变量; Q_0 为崩落工业矿量; η 为矿石回收率; ρ 为岩石混入率.

以方案二的 η, ρ 值作为参照值,分别与方案一和方案三的 η, ρ 值做差值运算,便可得到方案一与方案三回收指标的改变量 x 及 y ,进而通过式(1)计算出方案二和方案三的 M_0 值,计算结果见表 3.

表 3 三组放矿方案经济性分析结果
Table 3 Results of economic analysis for physical tests

实验方案	回收指标		回收指标改变量		M_0 值
	η /%	ρ /%	x /%	y /%	
方案二	81.1	18.2	—	—	—
方案一	86.3	29.5	5.2	11.3	$-56.4Q_0$
方案三	84.2	25.7	3.1	6.2	$-30.7Q_0$

注: Q_0 为崩落工业矿量,视为常数.

根据表 3 的计算结果可知,三组实验方案的经济性优劣排序为方案二>方案三>方案一.两组组合放矿方案的回收率均达到了 80% 以上,但岩石混入率较截止品位放矿方案最多可降低 11.3%,表明组合放矿方案在取得较优回收率的同时,较大幅度地降低了岩石混入率,使方案的整体经济效益处于较优水平;实验方案二的经济性优于方案三,是因为下盘区段在放矿后期废石混入速率远大于矿石增加速率,在当前的经济成本下,通过在下盘区段增加贫化率以获取更大的回收率的做法是不够经济合理的.需要强调的是,当采矿成本随着市场行情发生变化后,各方案的经济优劣性就需要重新评估和调整.

在实际生产中,矿体的形态、厚度及倾角变化很大,当矿体厚度较大或分段高度较小时,垂直分区内的分段数可能是 3~5 个,甚至更多,此时,可实行低贫化放矿的中间区段数目明显增加,垂直分区与组合放矿方案降低贫化的效果会更为显著.

3 现场应用

四川泸沽铁矿以 1#矿体为主要开采对象,矿体平均厚度 15.8 m,平均倾角 39°,采用无底柱分段崩落法开采,年产铁矿石 50 万 t,下盘围岩中等稳固,上盘围岩不稳固.由于缺乏合理的回采工艺及放矿方式,矿山在 2011 年之前贫化率和损失率均达到了 30%~50%.为降低损失贫化,矿山自 2011 年 7 月起,在 1#矿体 2 570 m 水平实行了垂直分区与组合放矿方案的采区试验.矿山垂直分区与组合放矿方案设计实例见图 3.

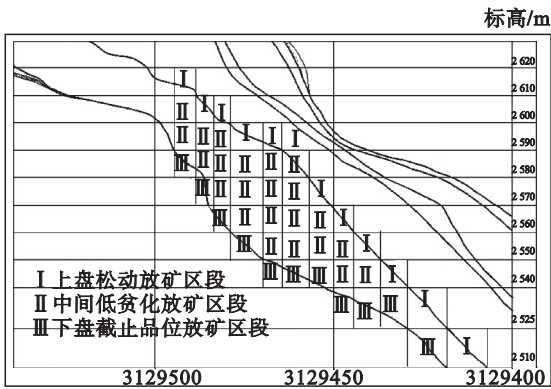


图 3 泸沽铁矿 1#矿体垂直分区与组合放矿方案设计实例

Fig. 3 Design pattern of vertical zone and combination ore-drawing scheme for the Lugu iron mine

采区试验具体实施措施为:在上盘区段采取

松动放矿,每个步距放出量不低于崩落总量的 30%,炮排边孔角取 30°,以减小崩落矿岩对顶板的支撑作用,便于顶板围岩及时冒落释放地压并形成覆盖层;在中间区段采用低贫化放矿,截止出矿时出矿口废石体积所占比例控制在 30%~50%之间,同时边孔角提高到 45°;在下盘区段采用截止品位放矿,截止出矿时出矿口废石体积比例占 70%~90%,边孔角增加到 60°,崩矿步距增加到 2.0~2.2 m,以增大矿石放出量并减少不必要的贫化.同时,在回采下盘区段时,利用上分段回采进路与矿体下盘界线交点作为本分段退采界限,不用逐一计算每分段下盘的切岩高度,简化作业工序的同时也可最大限度地回收下盘残留矿石.

采区试验自实施以来,矿山开采水平由 2 570 m 分段下降至 2 540 m 分段,矿石回收指标逐年改善.矿山 2010~2014 年矿石回收指标见图 4 所示.

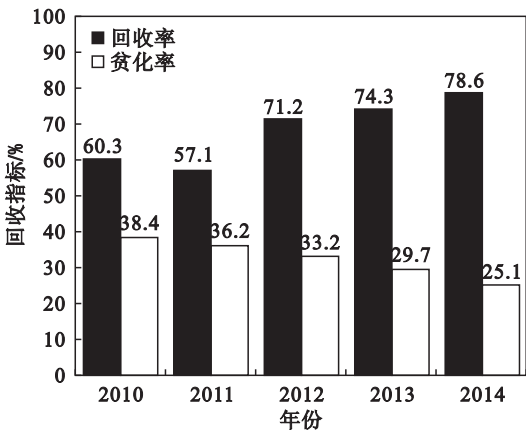


图 4 泸沽铁矿 2010~2014 年矿石回收指标

Fig. 4 Ore recovery indexes in Lugu Iron mine from 2010 to 2014

4 结 论

1) 垂直分区与组合放矿方案是针对倾斜中厚矿体无底柱分段崩落法的矿石回采及回收特点而提出的,其内容为根据矿体形态及厚度划分垂直分区,在垂直分区的上盘区段、中间区段及下盘区段分别采取松动放矿、低贫化放矿及截止品位放矿.

2) 物理实验及采区试验均证明,当垂直分区与组合放矿方案应用于倾斜中厚矿体时,既保证了矿石的充分回收,又大幅度地降低了岩石混入率,使矿石回收的综合经济指标处于较优状态,垂直分区内能够实现连续低贫化放矿的分段数越

多,矿石回收效果就越好。

3) 对于倾斜中厚矿体而言,下盘区段在放矿后期矿石贫化速率远大于矿石回收速率,根据当前经济成本分析可知,在下盘区段内以放出较多的废石量作为代价换取较少的矿石量在经济上是不合理的。

参考文献:

[1] 谭宝会,张志贵. 某铁矿无底柱分段崩落法矿石回采方式优化研究[J]. 金属矿山,2013,42(11):21-24.
(Tan Bao-hui, Zhang Zhi-gui. Optimization research of ore recovery with sublevel caving method in an iron mine[J]. *Metal Mine*,2013,42(11):21-24.)

[2] 胡建华,郭福钟,罗先伟,等. 缓倾斜中厚矿体崩落开采矿石流动规律仿真与放矿参数优化[J]. 中南大学学报(自然科学版),2015,46(5):1772-1777.
(Hu Jian-hua, Guo Fu-zhong, Luo Xian-wei, et al. Simulation of ore flow behavior and optimization of discharge parameters for caving method in gently inclined medium thickness orebody [J]. *Journal of Central South University (Natural Science)*,2015,46(5):1772-1777.)

[3] 任凤玉. 随机介质放矿理论及其应用[M]. 北京:冶金工业出版社,1994:35-37.
(Ren Feng-yu. Stochastic medium theory for ore drawing and its application [M]. Beijing: Metallurgical Industry Press, 1994:35-37.)

[4] Chitombo G P. Cave mining;16 years after Laubscher's 1994 paper 'cave mining—state of the art' [J]. *Mining*

Technology,2010,119(3):132-141.

[5] Stazhevskii S B. Feature of flow of broken rock in extraction of ores with sublevel caving[J]. *Journal of Mining Science*, 1996,32(5):403-416.

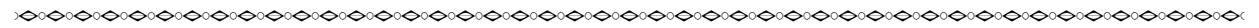
[6] Castro R,Trueman R, Halim A. A study of isolated draw zones in block caving mines by means of a large 3D physical model [J]. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*,2007,44(6):860-870.

[7] 李元辉,孙豁然,刘炜,等. 矿体下盘岩石最佳开掘高度的确定[J]. 东北大学学报(自然科学版),2004,25(12):1187-1190.
(Li Yuan-hui, Sun Huo-ran, Liu Wei, et al. Determination of optimum rock excavating height of orebody footwall during sub-level caving [J]. *Journal of Northeastern University (Natural and Science)*,2004,25(12):1187-1190.)

[8] Trueman R,Castro R, Halim A. Study of multiple draw-zone interaction in block caving mines by means of a large 3D physical model[J]. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*,2008,45(7):1044-1051.

[9] Newman T,Hustrulid W,Quinteiro C. Sub-level caving trial-monitoring effects from blasting an ore slice against caved rock at LKAB's Kiruna mine[C]// Proceedings of the 5th International Conference & Exhibition on Mass Mining. Luleå,2008:705-712.

[10] 张志贵. 矿石损失贫化的经济评价与分析[J]. 中国矿业, 1992,1(3):30-35.
(Zhang Zhi-gui. Economic evaluation and analysis of ore loss and dilution [J]. *China Mining Magazine*, 1992,1(3):30-35.)



(上接第 122 页)

参考文献:

[1] 葛世荣. 智能化采煤装备的关键技术[J]. 煤炭科学技术, 2014,42(9):7-11.
(Ge Shi-rong. Key technology of intelligent coal mining equipment[J]. *Coal Science and Technology*,2014,42(9):7-11.)

[2] Li G,Shang R X,Yu Y J,et al. Influence of coal dust on the ignition of methane/air mixtures by friction sparks from rubbing of titanium against steel [J]. *Fuel*, 2013, 113: 448-453.

[3] Petavratzi E, Kingman S, Lowndes I. Particulates from mining operations;a review of sources,effects and regulations [J]. *Minerals Engineering*,2005,18(12):1183-1199.

[4] Wang Z,Qin D. Study on multi-objective optimization of movement parameters of shearer[C]// The 7th International Conference on Mining Science and Technology. Xuzhou, 2015:26-29.

[5] Hu J J,Pang T,Sun C J,et al. Experimental investigation on electromechanical characteristics of cutting transmission system of long-wall shearer during variable speed process [C]//The International Conference on Power Transmissions. Chongqing,2016:27-30.

[6] 桓希传,曹广海,王涛. 采煤机截割电机变频调速控制的探讨[J]. 山东煤炭科技,2009(1):99-100.

(Huan Xi-chuan, Cao Guang-hai, Wang Tao. Discusses on variable frequency speed control for cutting motor of shearer [J]. *Shandong Coal Science and Technology*,2009(1):99-100.)

[7] 马正兰,杜长龙,刘送永. 高煤块率采煤机变速截割的理论研究[J]. 煤炭工程,2009,12:91-92.
(Ma Zheng-lan, Du Chang-long, Liu Song-yong. Study on high lump coal rate shearer with variable speed [J]. *Coal Engineering*,2009,12:91-92.)

[8] 刘送永,杜长龙,崔新霞,等. 采煤机滚筒运动参数的分析研究[J]. 煤炭科学技术,2008,36(8):62-64.
(Liu Song-yong, Du Chang-long, Cui Xin-xia, et al. Analysis and research on cutting drum movement parameters of coal drum shearer [J]. *Coal Science and Technology*, 2008, 36 (8):62-64.)

[9] Zhang W,Zhang D S,Chen J B. Study on mining techniques for improving lump coal rate of anthracite [J]. *Advanced Materials Research*,2012,361:232-235.

[10] Venkataraman M,Khair A W,Peng S S Y,et al. Effect of rate of sumping on fragmentation process in laboratory rotary cutting simulator [D]. West Virginia: West Virginia University,2003.

[11] Bakhtavar E,Shahriar K. Selection of a practicable shearer loader based on mechanical properties of coal for Parvadeh 1 Mine[J]. *Archives of Mining Sciences*, 2013, 58 (1): 146-157.