

缓倾斜厚石膏矿低贫化放矿实验研究

贾海波, 任凤玉, 何荣兴, 丁航行

(东北大学 资源与土木工程学院, 辽宁 沈阳 110819)

摘 要: 为解决石膏矿贫损问题, 采用物理模拟实验方法, 研究优化了采场放矿底部结构. 主要研究了端部放矿时石膏矿石散体流动迹线和覆岩下放矿时矿石厚度、堑沟间距及出矿横穿间距对矿石回收率的影响. 分析和实验结果表明: 矿石散体厚度超过 20 m 时, 宜采用平底堑沟诱导冒落, 矿石回收率随堑沟间距变大而增加, 且在堑沟间距取 18 m 时最大; 散体厚度小于 20 m 时, 宜采用串联堑沟诱导冒落法, 回收率随堑沟间距增大而减小, 为提高回收率, 堑沟间距取 10 m, 出矿横穿间距取 8 m.

关 键 词: 低贫化放矿; 散体流动规律; 堑沟间距; 出矿横穿间距; 诱导冒落法

中图分类号: TD 876⁺.1

文献标志码: A

文章编号: 1005-3026(2019)11-1617-06

Experimental Study of Low Dilution Drawing in Gently Inclined Thick Gypsum Deposit

JIA Hai-bo, REN Feng-yu, HE Rong-xing, DING Hang-xing

(School of Resources & Civil Engineering, Northeastern University, Shenyang 110819, China. Corresponding author: JIA Hai-bo, E-mail: yantaijiahaiibo@163.com)

Abstract: The physical experiment on optimization of the stope structure parameters in induced caving method was performed to reduce ore losing and degrading. The mineral particles and the effects of thickness of mineral grain, spacing of trenches and spacing of alleyways on the recovery rate were investigated. The results showed that when the thickness of mineral grain is more than 20 m, induced caving method with double trench is applied, and the distance between trenches should be 18 m. Induced caving method with tandem trenches is suitable for conditions when the thickness of mineral grain is less than 20 m, and the distance between trenches should be 10 m, and the distance between alleyways should be 8 m.

Key words: low dilution drawing; flowing law of ore-rock bulk; distance between trenches; distance between alleyways; induced caving method

无底柱分段崩落法具有开采强度大、作业效率高、成本低和安全条件好等优点, 广泛应用于开采倾斜或急倾斜矿体, 近年来也被应用到石膏矿山, 以解决回采中地压管理及空区危害等问题^[1-2]. 但因崩落法回采矿石的贫化及损失较大(矿石损失率一般为 15% ~ 20%, 贫化率为 20% ~ 30%), 一直未能在石膏矿山得到推广. 研究表明, 贫化损失大的主要原因是覆盖层下的放矿方式及其相应的采场结构不适应崩落矿岩的移动规律, 损失主要发生在矿体下盘, 由下盘残留体

构成, 贫化主要发生在放矿口处的矿岩掺杂. 为降低矿石贫化损失, 可采用优化采场结构与放矿方式的方法, 无底柱分段崩落法也因此成为更高效的采矿方法^[3]. 为优化采场结构参数, 降低放矿过程中的矿石贫化损失, 国内外学者进行过许多研究^[4-11], 成功解决了各种复杂地质条件下的矿体开采问题, 使得无底柱分段崩落法的应用范围不断扩大.

本文以山东兰陵石膏矿为研究背景, 针对缓倾斜厚层石膏矿的赋存条件, 采用物理实验的方

法研究了端部放矿时石膏矿石散体流动迹线和矿石回收率与矿体厚度、堑沟间距及横穿间距的关系,提出平底堑沟诱导冒落和串联堑沟诱导冒落采矿法,通过优化采场结构,研究降低回采中矿石贫化损失的方法.

1 矿体赋存条件及采矿方法

1.1 矿体赋存条件

山东兰陵石膏矿为韩庄—四户断陷盆地沉积而成,矿层长 3.8 km,宽 2.76 km,厚度为 10.69 ~ 24.90 m,总体产状 $27^{\circ} \angle 3^{\circ} \sim 9^{\circ}$,埋深 264.20 ~ 284.10 m.多年来,矿山采用留永久连续矿柱的房柱采矿法回采,矿层回采率 22.5%,同时空场法回采形成空区面积大,矿柱因风化剥蚀和侵蚀易失稳引起空区塌冒,造成空区灾害事故.

1.2 诱导冒落采矿法

石膏矿体矿层厚大,层状特征明显,为避免回采产生采空区,提出平底堑沟诱导冒落采矿法,结构见图 1,利用相邻堑沟连续回采扩大诱导空间平面面积,诱导顶板逐层冒落,充填回采空区部分.在堑沟内崩落矿体时,可回收部分矿石,其他大部分矿石散体主要通过出矿横穿进行回收.采场出矿完成后,采场上部覆盖足够厚度的冒落围岩散体,堑沟之间脊部残留矿量可酌情进行回收.

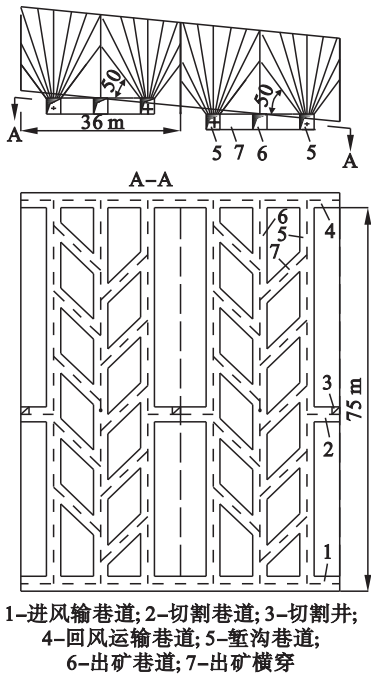


图 1 平底堑沟联合诱导冒落法

Fig. 1 Induced caving method with double trench

该平底出矿结构根据堑沟巷道出矿特点,在相邻两条堑沟巷道中间矿柱内掘进出矿巷道,先

崩落堑沟巷道上方矿体,保留出矿巷道上方矿体,利用出矿巷道及出矿横穿回收堑沟巷道内的矿石.底部出矿结构布置对矿石的损失率和贫化率影响比较大,为提高矿石回收率,采用物理模拟实验,优化巷道间距和布置方式.

2 物理实验研究

2.1 散体流动轨迹测定

采场出矿过程中,崩落矿块放矿体的流体形态决定了采场结构参数值.当采场结构参数符合放矿体流动形态时,能提高矿体回收率,降低回收贫化率,因此应根据矿石性质测定放矿体流动轨迹,放出体形态可通过端部放矿物理模型实验取得.

放出体形态主要通过达孔量法实验数据进行描绘.达孔量法是在实验矿石散体内预先埋设一系列标志颗粒,放矿实验时,记录标志颗粒到达漏口时对应的放出量值,根据其所在散体堆中的空间位置关系,确定出放出体边界.

取足够石膏矿石,破碎成块度不大于 8 mm 的散体,按矿山标定的块度组成,按 1/100 相似比配置实验物料,并制备出实验标志颗粒.

将矿石散体装入放矿模型,如图 2 所示,模型尺寸:长 \times 宽 \times 高=45 cm \times 45 cm \times 100 cm,底部侧壁设一放矿口.模型内壁每隔 5 cm 利用定位盘摆放一层标志颗粒,放矿时,依据标记特点对每一个标志颗粒进行空间定位.标志颗粒共摆放八层,上方覆盖层保持 20 cm 的散体厚度.放矿口设在模型边壁的中央,可尽量消除侧壁对散体流动的影响.根据出矿口的有效流动宽度,端部放矿口宽度取 4 cm.

放矿结束,根据记录的标志颗粒达孔量数据,在达孔量(Q)(纵坐标)与径向距离(r)(横坐标)坐标系中,绘制标志颗粒的达孔量曲线,并确定纵剖面上对应的点,将这些点用光滑曲线连接起来,即是放出体的纵剖面形态图.由各层标志颗粒的达孔量数据,绘出达孔量曲线,见图 3,由此确定的放出体形态如图 4 所示.

由实验可以看出,端部放矿放出体呈上、下部细,中部较宽的棱形,最宽处位于放出体中部靠下.当矿石散体厚度小于 15 m 时,放出体水平宽度小于 12 m;矿石散体厚度小于 30 m 时,放出体水平宽度小于 20 m.当矿石散体厚度大于 20 m 时,放出体最宽处相差较小,最宽处以上放出体外缘在不同高度、不同角度均不相同.



图2 端部颗粒的摆放及实验模型
Fig. 2 Placement of particulate at the end and the model

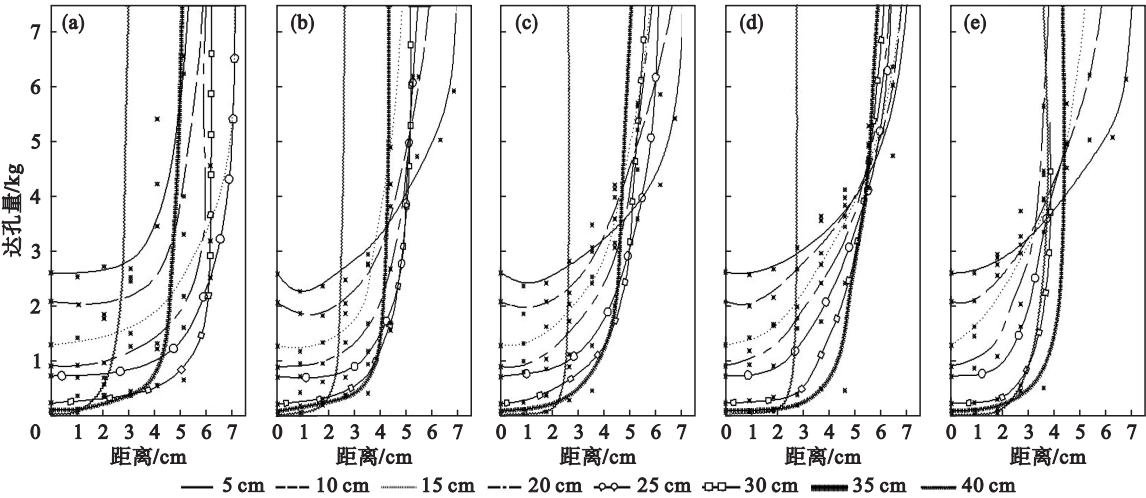


图3 端部放矿达孔量曲线图
Fig. 3 Experimental curves on hole quantity by solid wall

(a) — $\theta = 0^\circ$; (b) — $\theta = 45^\circ$; (c) — $\theta = 90^\circ$; (d) — $\theta = 135^\circ$; (e) — $\theta = 180^\circ$.

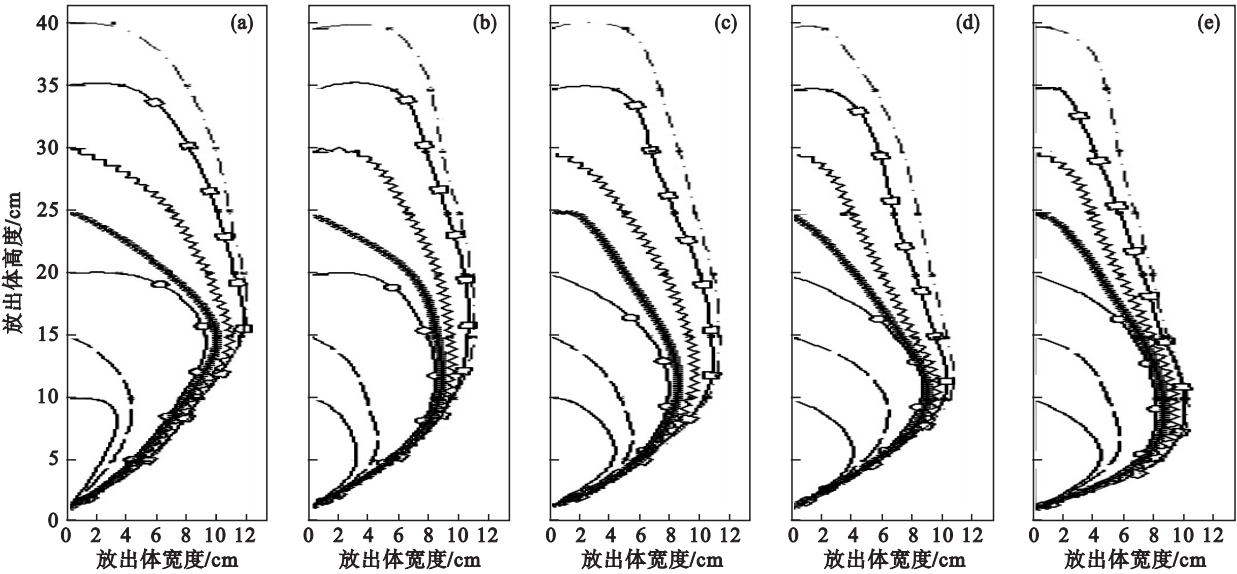


图4 端部放矿放出体剖面图
Fig. 4 Section of draw body by solid wall

(a) — $\theta = 0^\circ$; (b) — $\theta = 45^\circ$; (c) — $\theta = 90^\circ$; (d) — $\theta = 135^\circ$; (e) — $\theta = 180^\circ$.

山东兰陵石膏矿矿层厚 10.69 ~ 19.90 m, 矿石松散系数为 1.2, 崩落后散体厚度为 12.83 ~ 29.88 m. 根据放出体形态, 放出体宽度为 10 ~ 20 m. 为优化铗沟巷道与出矿横穿的布置, 根据采场结构, 需进一步做实验研究.

2.2 放矿结构优化

兰陵石膏矿的矿层顶板中含多层泥质软岩, 极不稳固, 往往随着石膏层的冒落而冒落, 且冒落后的块度小于石膏矿石的块度. 在放矿过程中, 放出散体的块度越小, 运动越快, 因此废石冒落后容易钻入矿石, 引起矿石贫化.

根据矿石散体流动轨迹及放出体形态, 放出

体呈梭形, 中间最宽处 10 ~ 20 m, 最宽处以上放出体外部边缘在不同高度、不同角度不尽相同, 而在废石覆盖下, 矿石散体流动会受到影响而改变放出体的形态, 引起矿石回收率和贫化率的变化. 为了优化采场的底部出矿结构, 降低矿石贫损, 在实验室内采用物理模拟实验的方法, 研究了不同矿石覆盖层厚度、铗沟间距和不同出矿巷间距对矿石回收率的影响.

根据现场情况, 按照 1:100 的相似比制作放矿物理模型. 由于矿岩冒落块度相差不大, 筛选块度小于 8 mm 的石膏矿石颗粒, 用颜色对矿岩进行区分, 以分析实验效果. 实验模型及典型结果见图 5.

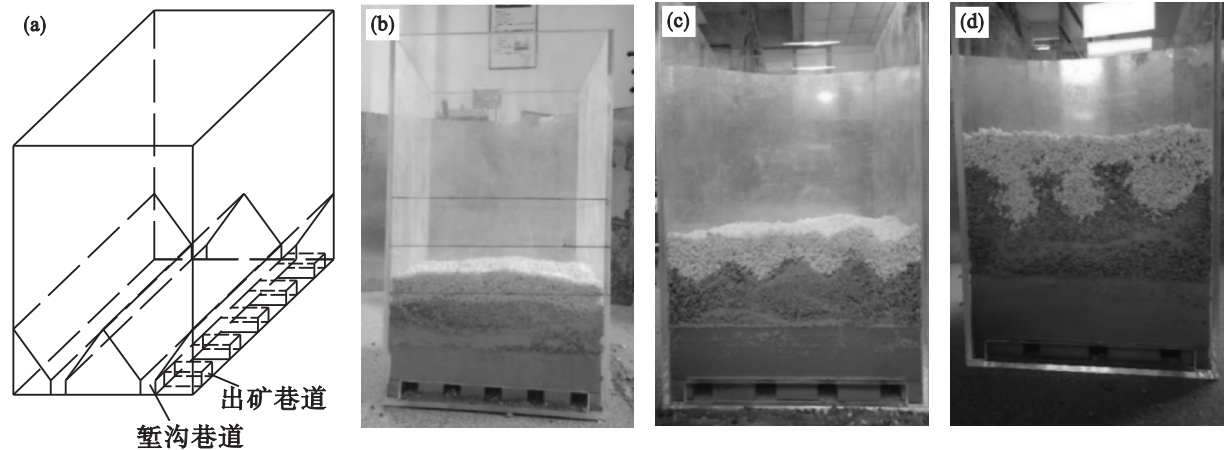


图 5 实验模型和实验结果
Fig. 5 Experiment model and the result

(a)—设计模型; (b)— $h=15\text{ m}, D=10\text{ m}, d=8\text{ m}$; (c)— $h=22.5\text{ m}, D=14\text{ m}, d=10\text{ m}$; (d)— $h=30\text{ m}, D=18\text{ m}, d=12\text{ m}$.

按照回归正交方法, 设计三因素两水平正交实验, 分析三种因素对回收率的影响. 崩落后矿石厚度为 12.83 ~ 29.88 m, 模拟实验矿石矿石厚度取 15 m, 30 m, 模拟试验中铗沟间距值为 10 m, 18 m, 出矿横穿间距取值为 8 m, 12 m. 矿石上面铺 10 cm 废石散体. 从各出矿横穿均匀放矿, 采用截至品位放矿, 并计算矿石回收率. 矿石厚度、铗沟间距和出矿穿间距计算时分别用 X_1, X_2, X_3 代替, 采用正交表计算时各因素编码见表 1.

表 1 因素水平编码表
Table 1 Coding of factor levels

因素	矿石厚度 h/m	铗沟巷道间距 D/m	出矿穿间距 d/m
上水平	30	18	12
下水平	15	10	8
零水平	22.5	14	10
变化区间	7.5	4	2
编码公式	$Z_1 = (X_1 - 22.5)/7.5$	$Z_2 = (X_2 - 14)/4$	$Z_3 = (X_3 - 10)/2$

考虑物理模拟实验中的交互项(矿体厚度与铗沟间距、铗沟间距与出矿穿间距), 选用正交表 $L_8(2^7)$ 计算时, Z_1, Z_2, Z_3 分别安排在第 1, 2, 4 列, 并设 3 组零水平, 总实验次数为 11. 实验方案及计算见表 2.

对回归方程进行显著性检验, 方差分析结果见表 3.

去掉不显著项, 回归方程为

$$y = 0.311 + 0.085Z_1 - 0.026Z_2 + 0.037 Z_1Z_2 - 0.021Z_3. \tag{1}$$

将 $Z_1 = (X_1 - 22.5)/7.5, Z_2 = (X_2 - 14)/4, Z_3 = (X_3 - 10)/2$ 代入式(1), 得到

$$y = 0.282 + 0.017X_1 - 0.012X_2 - 0.002X_3 + 0.006X_1X_2. \tag{2}$$

整理得

$$y = 0.282 + 0.017X_1 + 0.006(X_1 - 20)X_2 - 0.002X_3. \tag{3}$$

由回收率回归方程可以得到, 根据矿山实际

表 2 回归正交设计计算表
Table 2 Calculating table of regression-orthogonal design

实验组号	Z_0	Z_1	Z_2	Z_1Z_2	Z_3	Z_2Z_3	回收率 y	实验矿石量/kg	回收量/kg
1	1	1	1	1	1	1	0.447	48.235	21.561
2	1	1	1	1	-1	-1	0.428	52.725	22.566
3	1	1	-1	-1	1	-1	0.386	56.143	21.671
4	1	1	-1	-1	-1	1	0.353	61.268	21.628
5	1	-1	1	-1	1	1	0.182	20.144	3.666
6	1	-1	1	-1	-1	-1	0.208	22.439	4.667
7	1	-1	-1	1	1	-1	0.252	24.222	6.104
8	1	-1	-1	1	-1	1	0.295	21.326	6.291
9	1	0	0	0	0	0	0.228	30.81	7.025
10	1	0	0	0	0	0	0.33	37.674	12.432
11	1	0	0	0	0	0	0.307	34.844	10.697
$B_j = Z_i \times y$	3.416	0.677	-0.21	0.293	-0.17	0.03		$SS_T = 0.077\ 8$;	
$d_j = \sum Z_i^2$	11	8	8	8	8	8		$SS_R = 0.077\ 3$;	
$b_j = B_j/d_j$	0.311	0.085	-0.026	0.037	-0.021	0.003\ 75		$SS_e = SS_T - SS_R = 0.000\ 6$	
$SS_j = b_j \times B_j$	—	0.057	0.005\ 5	0.011	0.003\ 61	0.000\ 113		—	

表 3 方差分析表

Table 3 Analysis of variance of the test data

差异源	SS	df	MS	F 比	显著性
Z_1	0.057	1	0.057	507.02	显著
Z_2	0.005\ 5	1	0.005	48.79	显著
Z_1Z_2	0.011	1	0.011	94.97	显著
Z_3	0.004	1	0.004	31.970	显著
Z_2Z_3	0.000\ 1	1	0.000\ 1	0.996	不显著
回归	0.077\ 3	5	0.015	$F = 57.136$	
剩余	0.000\ 6	5	0.000\ 1	$F_{0.01}(5,5) = 10.97$	
总计	0.094	10		—	

注： $F_{0.05}(5,5) = 5.05$ ； $F_{0.01}(5,5) = 10.97$ 。

情况,矿石厚度越大,出矿横穿间距越小,矿石回收率越大.当矿石厚度超过 20 m 时,铎沟间距越大,回收率越大,矿石厚度小于 20 m 时,铎沟间距越小,回收率越大.

当矿体厚大时,铎沟间距取 18 m;矿石厚度小于 15 m 时,铎沟间距过小会引起出矿结构的不稳定,影响安全.因此,当矿体厚度小于 15 m 时,采用串联铎沟诱导冒落法,即相邻铎沟之间掘进出矿横穿,相邻铎沟作为出矿巷道进行出矿,一个个矿块依次进行,本矿块的出矿巷道,作为下一采场的铎沟巷道.底部出矿结构如图 6 所示,出矿穿间距取 8 m.

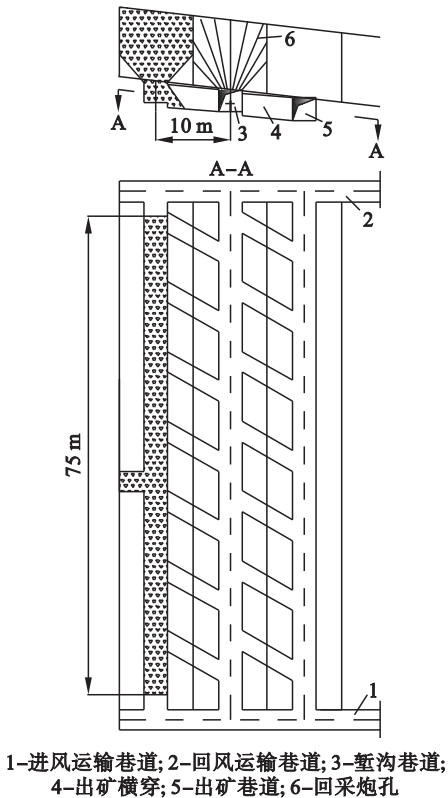


Fig. 6 Induced caving method with tandem trenches

3 结 论

1) 本文通过实验得到端部放矿放出体形态

和低贫化放矿中矿石散体厚度、堑沟间距及出矿横穿间距对矿石回收率影响关系式,并由此对平底堑沟诱导冒落和平底堑沟诱导冒落采矿法进行优化,通过改进采场底部结构,能够降低矿石贫化率,提高回收率.

2) 通过散体流动实验看出,端部放矿放出体呈上、下部细,中部较宽的梭形,最宽处位于放出体中部靠下.崩落后散体厚度为 12.83 ~ 29.88 m,根据放出体形态,堑沟间距在 10 ~ 20 m 之间时,回收率较大.

3) 通过底部放矿物理模拟实验得到,矿石厚度越大,出矿穿间距越小,矿石回收率越大;当矿石厚度大于 20 m 时,堑沟间距越大,回收率越大;当矿石厚度小于 20m 时,堑沟间距越大,回收率越小.

4) 根据兰陵石膏矿实际情况,为提高矿石回收率,当矿石,厚度大于 20 m 时,堑沟间距取 18 m;矿石厚度小于 20 m 时,堑沟间距取 10 m.出矿穿间距取 8 m.

参考文献:

- [1] 王官宝.石膏矿冒顶引发冲击地压机理及防治措施研究[D].武汉:武汉理工大学,2006.
(Wang Guan-bao. Study on rock burst induced by roof falling and its control methods in gypsum mine[D]. Wuhan: Wuhan University of Technology, 2006.)
- [2] 李勇.河北邢隆石膏矿开采沉陷环境影响评价研究[D].武汉理工大学,2007.
(Li Yong. Environment assessment of mine caving of Xinglong gypsum mine in Hebei [D]. Wuhan: Wuhan University of Technology, 2007.)
- [3] 周宗红.倾斜中厚矿体损失贫化控制理论与实践[M].北

京:冶金工业出版社,2011.

(Zhou Zong-hong. Theory and practice of loss and dilution control for inclined middle-thick ore body [M]. Beijing: Metallurgical Industry Press, 2011.)

- [4] 陶干强,杨士教,任凤玉,等.崩落矿岩散粒体流动性能实验研究[J].岩土工程,2009,30(10):2950 – 2954.
(Tao Gan-qiang, Yang Shi-jiao, Ren Feng-yu, et al. Experimental research on granular flow characters of caved ore and rock[J]. *Rock and Soil Mechanics*, 2009, 30(10): 2950 – 2954.)
- [5] Brunton I D, Fraser S J, Hodgkinson J H, et al. Parameters influencing full scalesubl evelcaving material recovery at the Ridge way gold mine [J]. *International Journalof Rock Mechanics & Mining Sciences*, 2010, 47: 647 – 656.
- [6] Vivanco F, Francisco M H. The effect of rock decompaction on the interaction of movement zones in underground mining [J]. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Science*, 2013, 60(6): 381 – 388.
- [7] 陶干强,刘振东,任凤玉,等.无底柱分段崩落法采场结构参数优化研究[J].煤炭学报,2010,35(8):1269 – 1272.
(Tao Gan-qiang, Liu Zhen-dong, Ren Feng-yu, et al. Optimization research of stope structural parameters in sublevel caving with non-pillar[J]. *Journal of China Coal Society*, 2010, 35(8): 1269 – 1272.)
- [8] Katherine S K, Steve M, Mark S D. Block geometry and rockmass characterization for prediction of dilution potential into sub-level cave mine voids [J]. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Science*, 2008, 45 (6): 929 – 940.
- [9] Malakhov G M. Theoretical principles of ore drawing and factors influencing index of yield [J]. *Powder Technology*, 1970, 3(1): 364 – 366.
- [10] John G H, Hani S M. Numerical modelling of ore dilution in blast hole stoping [J]. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Science*, 2007, 44(4): 692 – 703.
- [11] Jerzy L. Application of the equation of stochastic processes to mechanics of loose bodies [J]. *Archives of Mechanics*, 1956, 8: 393 – 411.