

多空区层状矿体诱导冒落机理及拉底方案优选

曹建立, 谭宝会, 刘 洋, 任凤玉

(东北大学 资源与土木工程学院, 辽宁 沈阳 110819)

摘 要: 基于诱导冒落法提出了多空区层状矿体的回采方案,使用3DEC软件对诱导冒落机理及规律进行了研究.同时设计了4种不同退采顺序的拉底方案,并对其冒落效果进行了模拟.结果表明,矿柱尺寸越小、周边空区数量越多,矿柱越容易因应力集中而产生裂纹,当其裂纹与矿体层理面贯通时矿体便会冒落;当把拉底工程布置在最易破坏的矿柱下方并以其为中心向四周不断扩大拉底面积时,能够使矿体在最短时间内发生持续、稳定的冒落,从而可实现多空区矿体的安全高效回采.

关 键 词: 多空区矿体;诱导冒落;拉底方案;空区群;3DEC模拟

中图分类号: TD 853.391⁺.2 **文献标志码:** A **文章编号:** 1005-3026(2020)01-0119-06

Induced Caving Mechanism of Multi-mined-out Areas Layered Orebody and Optimization of Undercut Schemes

CAO Jian-li, TAN Bao-hui, LIU Yang, REN Feng-yu

(School of Resources & Civil Engineering, Northeastern University, Shenyang 110819, China. Corresponding author: CAO Jian-li, E-mail: caojianli@mail.neu.edu.cn)

Abstract: A technical scheme of mining multi-mined-out areas layered orebody based on induced caving method(ICM) was proposed, and 3DEC software was used to study the mechanism and law of induced caving. Four different withdrawal sequences were designed and simulated by the 3DEC software. The results showed that the larger the number of mined-out areas around the pillar and the smaller the size of the pillar, the more easily the cracks form in the pillar due to stress concentration. Once the crack connected with the bedding plane, the falling of the orebody begins. If the undercutting project is arranged at the bottom of the most vulnerable pillar and the undercutting area is continuously expanded from the pillar to the surrounding area, the continuous caving of orebody can occur in the shortest time. In this way, the safe and efficient mining of multi-mined-out orebody can be realized.

Key words: multi-mined-out orebody; induced caving; undercut scheme; mined-out area groups; 3DEC simulation

由于历史原因,在我国矿业发展过程中不少地下矿山在浅层形成了大量的民采空区,这些民采空区数量大、规模不一、分布零散,破坏了矿体的完整性和稳定性,且随时可能冒落,严重影响了矿山生产.因此开展多空区矿体冒落机理及回采工艺研究对于提升多空区矿体采矿效率及安全性有重要意义.在机理研究方面,Wang等在考虑岩体流变特性的基础上,利用新建立的黏弹性模型,对采空区顶板岩层的蠕变破坏进行了分析,并利

用该分析方法,对邢台石膏矿顶板岩层的破坏时间进行了估算,所得结果与实测结果基本一致^[1];Sun等对弓长岭三矿区多采空区稳定性进行了分析评价,并研究了采矿过程中采空区与非采空区地层之间的相互作用关系^[2];郑磊等采用FLAC^{3D}软件对金属矿多空区的崩落放顶过程进行了数值模拟分析,模拟结果反映了采空区范围的地压活动规律及矿柱稳定性变化情况^[3].在采矿工艺方面,赵兴明采用RAMAC/GPR探地雷达

层,模型底部第 1 岩层设定为拉底水平. 模型具有 6 个自由面,对应的 6 个边界条件为:模型左右边界约束在 $X=0$ 和 $X=2\,400\text{ mm}$,限制 X 方向的速度;前后边界约束在 $Y=0$ 和 $Y=200\text{ mm}$,限制 Y 方向速度;底部边界约束在 $Z=0$ 为固定边界,顶部边界在 $Z=1\,100\text{ mm}$ 施加均布荷载,其值为 0.145 MPa ,应力相似常数 $a_\sigma=10$,模拟埋深为 50 m ,模型达到应力平衡后进行开挖. 由于空区埋深较浅,本次数值模拟只考虑上覆岩层的垂直应力,对水平构造应力不考虑. 同时为了便于后续分析,将模型中的空区按照上下重叠交错的位置关系,以及空区群与模型中轴线的空间位置关系,共划分出了 4 个空区群,如图 3 所示.

2.2 力学模型和参数的选取

数值模型中岩体的力学模型采用莫尔 – 库伦

模型,节理本构模型采用库仑 – 滑移模型,数值模型包含了节理弹性刚度、摩擦特性、剪胀特性等功能,符合岩体的基本特征. 数值模型中岩体及节理的力学参数如表 1 和表 2 所示.

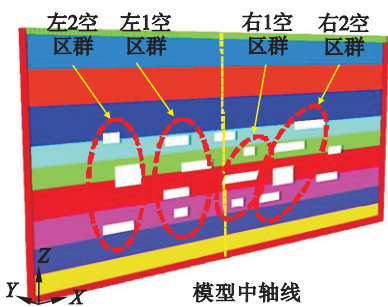


图 3 数值计算模型及空区群组划分
Fig. 3 Numerical model and groups of the multi-mined-out areas

表 1 岩体力学参数
Table 1 Mechanical parameters of rock mass

密度/($\text{g}\cdot\text{cm}^{-3}$)	体积模量/GPa	剪切模量/GPa	扩容角/($^\circ$)	内摩擦角/($^\circ$)	拉伸强度/kPa	内聚力/kPa
2.9	3.8	2.3	3	38	30	800

表 2 节理力学参数
Table 2 Mechanical parameters of joints

节理类型	法向刚度/GPa	切向刚度/GPa	抗拉强度/kPa	节理扩容角/($^\circ$)	黏聚力/kPa	内摩擦角/($^\circ$)	残余黏聚力/kPa	残余内摩擦角/($^\circ$)
水平层间节理	3.6	2.3	0.8	1.7	80	27	0.25	18
垂直层间节理	5.0	1.0	0.7	1.5	80	27	0.3	16

2.3 多空区矿体冒落机理分析

采场应力平衡后,在最底部分层由中央向两侧进行退采拉底. 矿块在拉底破坏扰动作用下应力重新调整,由于矿体受水平层面及空区间矿柱强度的限制,调整后的应力使得矿体沿层面破坏或者超过空区间矿柱的强度而发生空区失稳. 矿体破坏后又形成新的应力平衡,在不断的应力调整、矿体破坏、空区失稳的循环中,最终达到应力平衡,使整个采场中的岩体趋于稳定. 图 4 给出了模型拉底后空区间矿柱发生裂纹扩展的现象以及空区失稳后的矿体冒落现象.

数值模拟研究证明空区群的存在严重影响了矿体的完整性和冒落规律. 空区群弱面的存在使得矿体往往沿空区弱面发生冒落. 为了更好地解释多空区矿体冒落过程的应力演化及矿柱破坏的先后顺序,对矿体整个冒落过程产生的裂纹进行了编号,见图 5,图中红色线条代表裂纹,数字代表裂纹产生的先后序号.

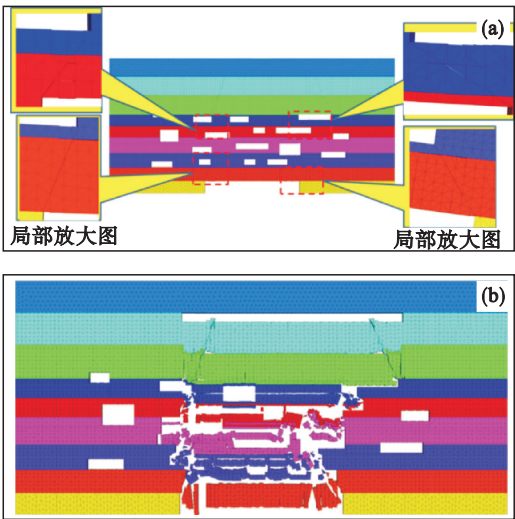


图 4 含空区群矿体裂纹扩展及矿体冒落
Fig. 4 Crack propagation in orebody with mined-out area groups and caving of the orebody
(a)—裂纹扩展;(b)—矿体冒落.

在采场拉底形成后,裂纹发展及冒落过程如下:①在右 1 空区群弱面位置,裂纹 1 和裂纹 2

开始萌生、扩展;② 在裂纹 1 和裂纹 2 扩展过程中,拉底扰动产生的应力场在不断地调整,重叠交错的左 1 空区群和右 2 空区群中的裂纹 3、裂纹 4、裂纹 5、裂纹 6 开始萌生、扩展;③ 随后左 1 空区群中的裂纹 7 和裂纹 8 在应力调整过程中也开始萌生;④ 待裂纹 1~8 贯通后,底部开始形成一个整体,最后在底部第 5 层岩层面张开,从而产生了底部第 2 层到第 5 层矿体冒落;⑤ 底部第 2 层到第 5 层矿体冒落后,底部第 6 层的矿体受到瞬间卸荷作用,矿体受到强烈的扰动作用,在应力调整的过程中,以及第 7 层岩体层面张开下,最后第 6 层和第 7 层岩体开始冒落;⑥ 在第 6 层岩体垮落后,第 7 层岩体和第 8 层岩体受到强烈的瞬间卸荷作用,在垮落后的两帮位置,岩体产生应力集中,内部开始萌生出新生裂纹 9 和裂纹 10,然后扩展贯通,该岩层层面在岩层岩体的重力作用下张开,最终垮落,见图 4b.

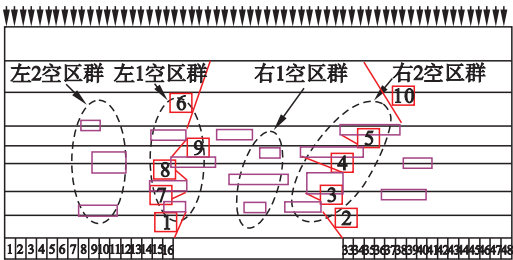


图 5 多空区矿体冒落过程中裂纹的发展过程
Fig. 5 Crack development during caving of the multi-mined-out area orebody

数值模拟结果表明,空区群的存在打破了无空区矿体的应力均匀分布的状态,拉底后空区间的矿柱上产生了较大的应力集中,矿柱尺寸越小、周围空区越多,则应力集中程度越大,在集中应力作用下矿柱很容易产生裂隙而破坏. 根据产生裂隙的两空区相对位置不同,裂隙产生机理分为剪切破坏和剪切-拉伸破坏,如图 6 所示,当上下层空区边界位于(或接近)同一竖直平面内时,矿柱受到剪切破坏产生裂隙;当上下层空区部分重叠且边界拉开一定距离时,矿柱受到拉伸-剪切破坏产生裂隙. 当矿柱间产生的裂隙与矿体层面或破坏面贯通后,矿体便发生垮塌冒落.

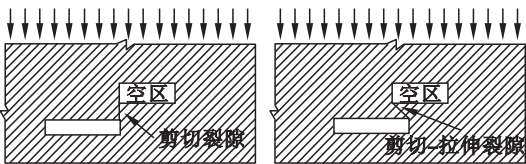


图 6 空区间裂隙产生的力学机理
Fig. 6 Mechanical mechanism of crack initiation between the mined-out area groups

3 多空区矿体诱导冒落拉底方案优选

3.1 拉底方案设计

由于在拉底过程中,各空区群所受的应力状态各不一样,空区间矿柱裂纹贯通的时间也不一样,因此不同的拉底顺序将会导致不同的冒落时间和形态. 此处设定了 4 种不同的拉底方案进行数值模拟计算,最后,通过比较冒落的先后顺序、冒落过程的平稳度来确定最优拉底方案,原则上最先发生冒落且冒落过程平缓持续进行者为最优方案. 4 种拉底方案如图 7 所示. 其中,方案 1 以左 1 空区群为中心向左拉底;方案 2 以左 1 空区群为中心向两侧拉底;方案 3 以右 2 空区群为中心向左拉底;方案 4 以右 2 空区群为中心向两侧拉底. 4 个方案中均以每次扩展 0.2 m 进行拉底.

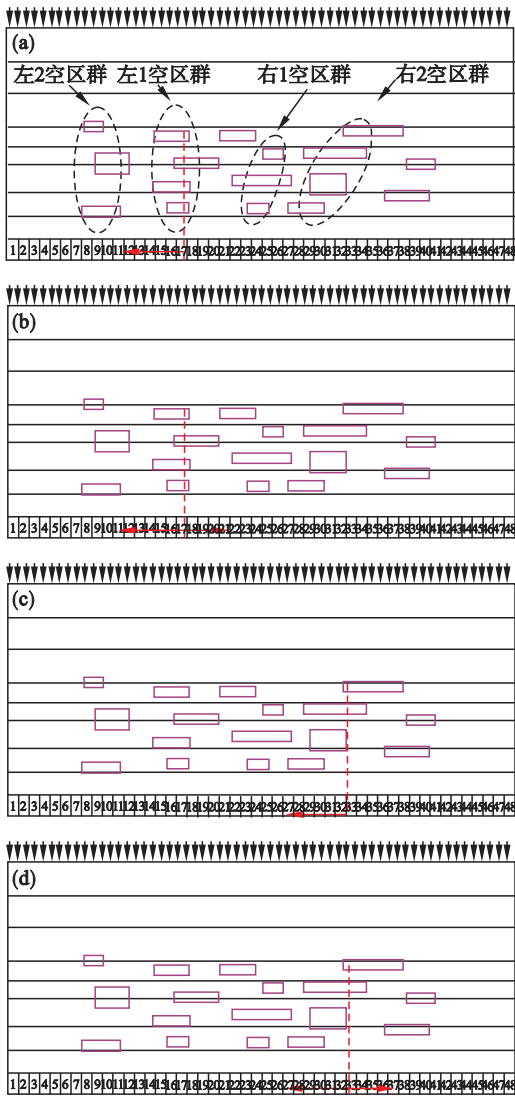


图 7 四种不同退采顺序的拉底方案
Fig. 7 Four undercut schemes with different extraction sequences

(a) — 方案 1; (b) — 方案 2; (c) — 方案 3; (d) — 方案 4.

3.2 模拟结果及方案优选

图 8 给出了四种拉底方案分别在拉底长度为 0.4 m 和 0.8 m 时的数值模拟计算结果。

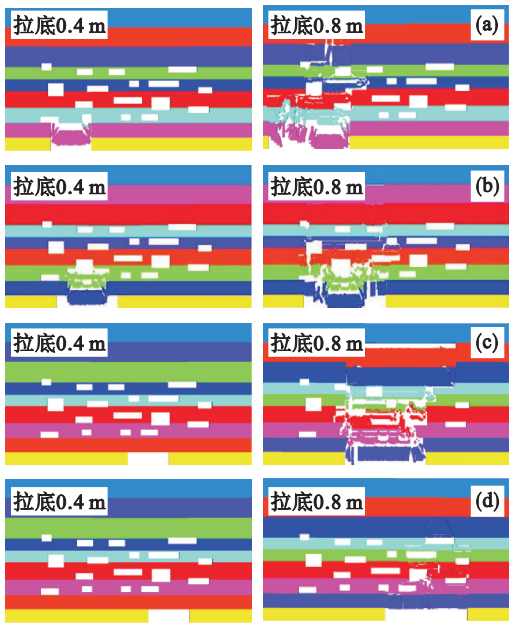


图 8 四种拉底方案数值模拟结果

Fig. 8 Numerical simulation results of the four undercut schemes

(a)—方案 1；(b)—方案 2；(c)—方案 3；(d)—方案 4。

由图 8a 可知,当拉底长度为 0.4 m 时,第 2 层开始冒落;当拉底长度达到 0.8 m 时,冒落高度达到第 8 层矿体。冒落范围涉及到左 1 空区群和左 2 空区群,且随着冒落向上发展,冒落范围有向右侧右 1 空区群发展的趋势。主要原因是因为左 1 空区群左侧为完整矿体,未受空区破坏,而右侧为多个空区群,矿体强度降低较多,拉底造成顶板能量聚集导致的矿体破坏通常会朝强度较低一侧发展。

由图 8b 可知,当拉底长度为 0.4 m 时,第 3 层岩层冒落;当拉底长度达到 0.8 m 时,底部第 2 层矿体开始发生冒落,同时带动其上大范围冒落,冒落高度达到了第 8 层,拉底空间左侧的冒落范围基本与拉底范围在同一竖直平面内,而在右侧则超出拉底范围竖直面较多。主要原因是以左 1 空区群为中心同时向左右两侧拉底时,拉底范围同时包含了左 2 空区群和右 1 空区群,且右 1 空区群向右侧延伸较大,由此造成冒落范围超出拉底范围较大。

由图 8c 计算结果可知,当拉底长度为 0.4 m 时岩层未发生冒落;当拉底长度为 0.8 m 时,突然发生较大规模冒落。主要原因是由于初始拉底位置上方是右 2 空区群的中心,上部载荷被转移到空区两侧矿柱上,拉底空间上方属于卸压区,此

时施加在拉底空间上方完整岩层上的应力较低,无法使岩层破坏;当拉底长度超过 0.8 m 时,拉底范围超过了空区两侧矿柱,此时底部第 2 层岩层受到上部矿柱集中应力的作用而发生破坏,一旦两个矿柱失稳,则其上部和中部的空区均失稳破坏,发生较大规模的瞬间冒落,形成冒落危害。

由图 8d 可知,当拉底长度为 0.4 m 时,未发生冒落,此时拉底空间上部存在一个梯形矿柱,该矿柱下部尺寸较大,应力集中程度低,因此即使矿柱完全位于拉底空间上方时仍未发生冒落;当拉底长度达到 0.8 m 时,虽然拉底空间上部岩体发生大面积破坏,但依旧没有发生冒落,可以推测,若继续增大拉底面积,则极有可能突然发生大规模冒落。

对比 4 个方案可知,方案 1 和方案 2 冒落较早,方案 3 次之,方案 4 最难冒落。虽然方案 1 和方案 2 均能实现早冒落、持续冒落的目标,但方案 2 所需的时间更短,考虑到拉底作业应尽快撤出空区下方,尽可能减小冒落冲击伤害的发生,因此选择方案 2 作为最优方案。数值模拟实验表明,对于多空区矿体而言,应尽可能地将拉底工程布置在最易破坏的矿柱下方,并以其为中心向四周不断扩大拉底面积,从而实现上部多空区矿体的持续、平稳冒落。

4 大岭西山菱镁矿诱导冒落拉底方案

根据数值模拟研究结果,将大岭西山菱镁矿拉底初始位置设定在 +120 m 水平 4 号进路与 2 号联巷的交叉点,如图 9 所示。在此处拉切割槽,

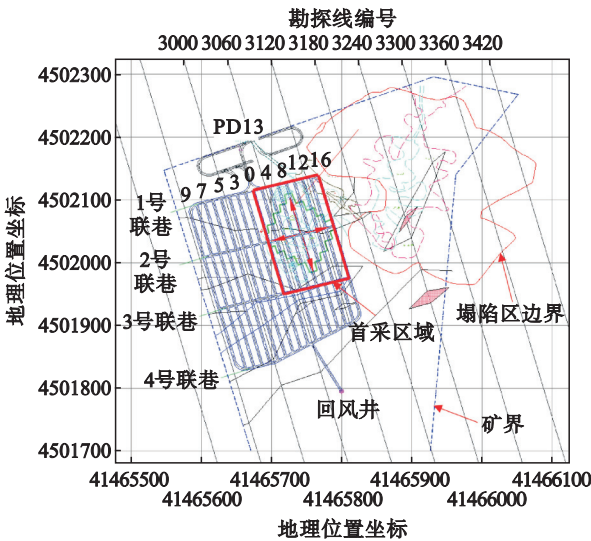


图 9 大岭西山菱镁矿诱导冒落拉底方案

Fig. 9 Undercut scheme of induced caving for Daling Xishan Magnesite Mine

向四周退采,形成阶梯状退采形态,彼此保持 10 m 左右的超前距离,当各条进路退采接近 1 号和 3 号联巷时,与联巷保持约 5 m 长度即停止回采,以便于最边界处的 16 号进路运输畅通.此时,拉底空间足以使首采区域上部采空区冒落,由于多条进路与冒落空区联通,即使有冒落气浪产生,也会被多条进路分流,从而降低了气浪冲击的可能性.

5 结 论

1) 空区群的存在破坏了矿体的完整性和稳定性,难以利用常规采矿方法实现多空区矿体的安全高效开采,利用诱导冒落法回采多空区矿体时,合理布置拉底位置和顺序可利用地压快捷地使多空区矿体发生自然冒落,再通过底部结构回收矿石,从而实现多空区矿体的安全高效回采.

2) 数值模拟实验结果表明,对多空区层状矿体实施诱导冒落时,拉底后空区之间的矿柱上容易产生较大的应力集中,而且矿柱尺寸越小、周围空区越多,则应力集中程度越大,在集中应力作用下矿柱很容易产生破坏裂隙,随着裂隙的产生,应力也在不断调整,直至裂隙与层状矿体的层理面贯通时,矿体便会发生冒落.

3) 通过对 4 种不同退采顺序的拉底方案进行数值模拟研究,结果表明对于多空区矿体实施诱导冒落时,应尽可能地将拉底工程布置在最易破坏的矿柱下方,并以其为中心向四周不断扩大拉底面积,更有利于实现上部多空区矿体的持续、平稳冒落.

参考文献:

[1] Wang J A, Li D Z, Shang X C. Creep failure of roof stratum

above mined-out area [J]. *Rock Mechanics and Rock Engineering*, 2012, 45(4): 533 – 546.

[2] Sun Y H, Zhang X D, Mao W F, et al. Mechanism and stability evaluation of goaf ground subsidence in the third mining area in Gongchangling District, China [J]. *Arabian Journal of Geosciences*, 2015, 8(2): 639 – 646.

[3] 郑磊,高玉宝. 多空区条件下崩落放顶过程的地压显现与矿柱稳定性研究[J]. 有色金属(矿山部分), 2010, 62(4): 11 – 14.

(Zheng Lei, Gao Yu-bao. Study of ground pressure appearance and pillars stability in caving mining with multi-mined-out areas [J]. *Nonferrous Metals (Mining Section)*, 2010, 62(4): 11 – 14.)

[4] 赵兴明. 复杂多空区下低贫损安全开采工艺技术研究[D]. 长沙:中南大学, 2004.

(Zhao Xing-ming. Study on safe mining technology with low lean loss under complex multi-gobs area [D]. Changsha: Central South University, 2004.)

[5] 李兴尚,宋长江. 充填采矿法在民采滞留多空区矿床中的应用[J]. 有色金属(矿山部分), 2014, 66(4): 5 – 7.

(Li Xing-shang, Song Chang-jiang. Application of filling stoping method in residual deposit with irregular goafs [J]. *Nonferrous Metals (Mining Section)*, 2014, 66(4): 5 – 7.)

[6] Tan B H, Ren F Y, Ning Y J, et al. A new mining scheme for hanging-wall ore-body during the transition from open pit to underground mining: a numerical study [EB/OL]. (2018 – 10 – 17) [2018 – 12 – 20]. <https://www.hindawi.com/journals/ace/2018/7465672>.

[7] Ren F Y, Sow T A M, He R X, et al. Optimization and application of blasting parameters based on the “pushing-wall” mechanism [J]. *International Journal of Minerals Metallurgy and Materials*, 2012, 19(10): 879 – 885.

[8] Wu J H, Lin W K, Hu H T. Post-failure simulations of a large slope failure using 3DEC: the Hsien-du-shan slope [J]. *Engineering Geology*, 2018(242): 92 – 107.

[9] Yao J R, Ma C D, Li X B, et al. Numerical simulation of optimum mining design for high stress hard-rock deposit based on inducing fracturing mechanism [J]. *Transactions of Nonferrous Metals Society of China*, 2012, 22(9): 2241 – 2247.

[10] Ni W D, Tang H M, Liu X, et al. Dynamic stability analysis of wedge in rock slope based on kinetic vector method [J]. *Journal of Earth Science*, 2014, 25(4): 749 – 756.