



数值分析在确定竖井保安矿柱与 回采方案中的应用

朱 浮 声

(东北工学院 沈阳 110006)

摘要 本文首先简述了矿层单元与竖井单元的理论结果,讨论了矿山开采岩体分级在选定力学模型中的作用。结合某矿山竖井保安矿柱重新圈定的实际问题,运用矿层单元与竖井单元进行了板状矿体开采对竖井影响的三维分析,充分发挥电子计算机与数值方法的长处,经过对多种可能回采方案的试算与比较,得到了矿山生产设计中急需的参考数据。

关键词: 矿层单元, 竖井单元, 位移不连续法, 三维分析。

1 引言

当前,各种工程数值方法已经成为岩石力学分析的一种不可缺少的重要手段。在分析实际问题时,由于岩体工程力学性质的多样性与复杂性,通常采用二维分析方法,并且已取得了丰硕成果,存在大量成功的范例。但是,在某些情况下,二维分析的结果可能很少实际意义,甚至是完全不可用的。例如,图1所示的矿层开采对竖井井筒的作用问题,就是一个典型三维问题,如果采用二维近似,可能出现明显错误。

但是,在此类空间问题的分析中,由于问题涉及的范围如此巨大,如果采用传统的数值方法,例如有限元法,数目巨大的单元划分要求庞大的计算机内存、极其昂贵的计算费用和十分冗长的计算时间,对于通常的工程分析,这种计算实际上是不可能的。对于三维边界元法而言,为了保证数值解的稳定性,离散单元的长度至少应近似等于矿体最

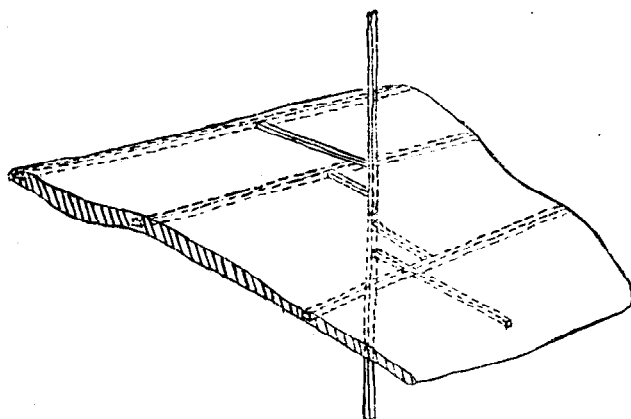


图1 矿体开采对竖井的空间影响

Fig. 1 Three-dimensional effects of mining on the shaft

小方向的尺度, 由此产生的巨大单元数目及庞大的代数方程组同样使分析成为不可能。

然而, 当矿体几何尺寸沿任意两个方向 (例如, 矿体的走向与倾向) 的尺度远大于沿另一个方向 (例如矿层厚度方向) 的尺寸时, 我们称此类矿层为板状的或脉状的。不论在金属矿山或煤矿中, 这类矿层都是大量存在的, 对它们的分析可以采用 Starfield 等提出的矿层单元与位移不连续法^[1]。方法的实质是将板状矿层处理为只具有力学性质而无厚度的上、下表面, 采用正方形或矩形单元离散该面, 每个单元将具有位移不连续量 $D_{\bar{x}}$ 、 $D_{\bar{y}}$ 和 $D_{\bar{z}}$, 它们分别表示矿层顶板和底板间的相对位移。根据实际问题的边界条件求解这些中间变量, 再由它们的线性组合得到待定应力场和位移场。

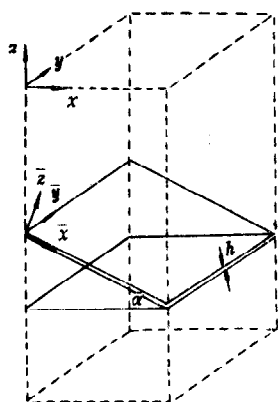


图2 板状矿层和坐标系

Fig. 2 A tabular ore body and the coordinate systems

法和工程实例。

本文作者结合某生产矿山重新圈定竖井保安矿柱的问题, 运用矿层单元和竖井单元成功地进行了开采对竖井影响的三维分析, 为此类问题的解决提供了有用的方法

2 矿层单元

依照矿体赋存条件选取总体坐标系 $(\bar{x}, \bar{y}, \bar{z})$ 和矿层局部坐标系 $(\bar{x}, \bar{y}, \bar{z})$, 其中, $\bar{z}$ 向上为正, 而 $\bar{z}$ 轴垂直于矿层层面, 如图 2 所示。

设矿层厚度为 h , 它与水平面夹 α 角。令矿层单元尺寸为 $a \times b$, 其所在位置由单元的上角标记来表示, 例如 (i, j) 表示局部坐标系中 $\bar{y}$ 方向为 i 和 $\bar{x}$ 方向为 j 的单元。在单元 (i, j) 中点处, 有位移不连续量 $\bar{D}_{\bar{x}}^{i,j}$ 、 $\bar{D}_{\bar{y}}^{i,j}$ 和 $\bar{D}_{\bar{z}}^{i,j}$, 它的诱发面力由全部矿层单元的总作用

效果叠加得到, 可以表示为

$$\left. \begin{aligned} \sigma_{\bar{x}\bar{z}}^{i,j} &= \sum_{k=1}^M \sum_{l=1}^N ({}^{i,j;k,l}A_{\bar{x}\bar{x}} {}^{k,l}D_{\bar{x}} + {}^{i,j;k,l}A_{\bar{x}\bar{y}} {}^{k,l}D_{\bar{y}}) \\ \sigma_{\bar{y}\bar{z}}^{i,j} &= \sum_{k=1}^M \sum_{l=1}^N ({}^{i,j;k,l}A_{\bar{x}\bar{y}} {}^{k,l}D_{\bar{x}} + {}^{i,j;k,l}A_{\bar{y}\bar{y}} {}^{k,l}D_{\bar{y}}) \\ \sigma_{\bar{z}\bar{z}}^{i,j} &= \sum_{k=1}^M \sum_{l=1}^N {}^{i,j;k,l}A_{\bar{z}\bar{z}} {}^{k,l}D_{\bar{z}} \end{aligned} \right\} \quad (1)$$

式中的 M 和 N 为沿行与列的单元总数目, 上标 (k, l) 表示某矿层单元, ${}^{i,j;k,l}A_{\bar{x}\bar{x}}$ 等是单元 (k, l) 对单元 (i, j) 的影响系数矩阵, 它们分别是

$$\left. \begin{aligned} {}^{i,j;k,l}A_{\bar{x}\bar{x}} &= \frac{G}{4\pi(1-\nu)} \left(\frac{\partial^2 I}{\partial \bar{z}^2} + \nu \frac{\partial^2 I}{\partial \bar{y}^2} \right) \\ {}^{i,j;k,l}A_{\bar{x}\bar{y}} &= {}^{i,j;k,l}A_{\bar{y}\bar{x}} = -\frac{G\nu}{4\pi(1-\nu)} \frac{\partial^2 I}{\partial \bar{x} \partial \bar{y}} \\ {}^{i,j;k,l}A_{\bar{y}\bar{y}} &= \frac{G}{4\pi(1-\nu)} \left(\frac{\partial^2 I}{\partial \bar{z}^2} + \nu \frac{\partial^2 I}{\partial \bar{x}^2} \right) \end{aligned} \right\} \quad (2)$$

式中函数 $\partial^2 I / \partial \bar{x} \partial \bar{y}$ 等的值由Salamon给出^[2], 它们是函数 $I(\bar{x}, \bar{y}, \bar{z})$ 在 $\bar{z} = 0$ 处的相应微分. 函数 $I(\bar{x}, \bar{y}, \bar{z})$ 为

$$I(\bar{x}, \bar{y}, \bar{z}) = \int_{-a}^a \int_{-b}^b [(\bar{x} - \xi_1)^2 + (\bar{y} - \xi_2)^2 + \bar{z}^2]^{-1/2} d\xi_1 d\xi_2 \quad (3)$$

如果任意矿层单元 (i, j) 已被采出, 且采场的顶、底板彼此未接触, 则矿层边界上垂直向的面力为零. 因此有

$$\left. \begin{aligned} -(\sigma_{\bar{x}\bar{z}}^{i,j})_0 &= \sum_{k=1}^M \sum_{l=1}^N ({}^{i,j;k,l}A_{\bar{x}\bar{x}} {}^{k,l}D_{\bar{x}} + {}^{i,j;k,l}A_{\bar{x}\bar{y}} {}^{k,l}D_{\bar{y}}) \\ -(\sigma_{\bar{y}\bar{z}}^{i,j})_0 &= \sum_{k=1}^M \sum_{l=1}^N ({}^{i,j;k,l}A_{\bar{x}\bar{y}} {}^{k,l}D_{\bar{x}} + {}^{i,j;k,l}A_{\bar{y}\bar{y}} {}^{k,l}D_{\bar{y}}) \\ -(\sigma_{\bar{z}\bar{z}}^{i,j})_0 &= \sum_{k=1}^M \sum_{l=1}^N {}^{i,j;k,l}A_{\bar{z}\bar{z}} {}^{k,l}D_{\bar{z}} \end{aligned} \right\} \quad (4)$$

如果矿层较薄, 则 (i, j) 单元采出后可能出现该处顶、底板相接触的情况. 当顶、底板完全闭合时, (4)式中的第三个方程可以用

$${}^{k,l}D_{\bar{z}} = h \quad (5)$$

取代. 然而, 此时, 沿 $\bar{x}$ 和 $\bar{y}$ 方向的边界条件却难以确定. 如果认为顶、底板相接触的瞬时剪切位移不连续量保持它在该瞬间的值, 则应采用增量法逐步逼近该值, 为此, 必

须考虑矿层的回采顺序。作为一种近似,假定当顶、底板相互接触时,它们沿矿面方向是可以彼此错动的,则采用(4)式的第一、二两方程与(5)式构成一组新的代数方程组,通过迭代求解可以得到中间变量 $\ddot{D}_x^i$ 、 $\ddot{D}_y^i$ 和 $\ddot{D}_z^i$,并进而得到岩体内任一点处的应力分量与位移分量,这不难由叠加原理得到。

3 竖井单元

在进行竖井井筒分析时,一般可以按轴对称空间问题处理。当考虑矿体回采对竖井的影响时,轴对称情况往往并不存在。为了处理这样一个复杂的超静定结构,在数值分析中引入了竖井单元,它们应能反映井筒砌壁的主要力学特征,即沿两个正交方向的径向刚度 K_r 与轴向刚度 K_a ,并能满足井壁与岩体接触面上的变形协调条件与应力连续条件。

由井筒任取一单元体如图3所示。根据静力平衡条件,不难得到微分方程式

$$\frac{d\sigma}{dy} + \alpha\sigma = 0 \quad (6)$$

式中

$$\alpha = -\frac{8d_2K_r}{(d_2^2 - d_1^2)E_r} \quad (7)$$

此处的 E_r 是井壁径向弹性模量。 K_r 是径向刚度, d_1 与 d_2 分别为井筒砌壁内径与外径。

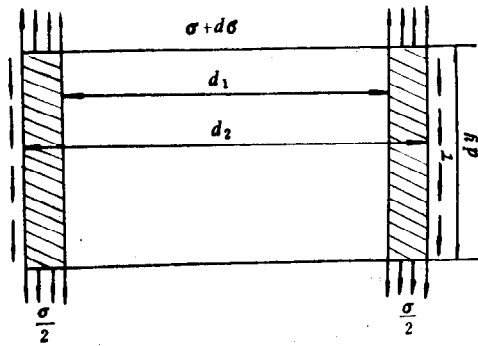


图3 竖井单元简图

Fig. 3 The shaft element

设井壁的剪切位移为

$$V = \frac{2V_0 e^{-\alpha y}}{d_2 - d_1} \left(r - \frac{d_1}{2} \right), \frac{d_1}{2} \leq r \leq \frac{d_2}{2} \quad (8)$$

则,剪应变 γ 为

$$\gamma = \frac{dV}{dr} = \frac{2V_0 e^{-ay}}{d_2 - d_1} \quad (9)$$

考虑到剪应力与剪应变关系并利用 (7)、(9) 两式, 可得到径向刚度 K_r 为

$$K_r = \frac{1}{2} \sqrt{G_r E_r (1 + \frac{d_1}{d_2})} \quad (10)$$

上式中, G_r 是井壁径向剪切弹性模量,

关于轴向刚度 K_a , 不难得到

$$K_a = -\frac{P}{V_0} = -\frac{\pi \sigma_0 (d_2^2 - d_1^2)}{AV_0} = 2\pi K_r d_2 \quad (11)$$

4 本方法在确定竖井保安矿柱中的应用

4.1 矿区概况

辽宁某铜锌矿为矽卡岩型多金属矿床, 矿体主要赋存在寒武系灰岩与燕山期中性闪长岩的接触带中, 矿体极不连续, 分枝复合现象较多, 变化比较复杂。竖井穿过的矿体沿走向长 1500m, 沿倾向长 850m, 埋深 -600m 以上, 平均厚度 3—7m, 中间多为岩脉隔断, 倾角由上而下从急变缓, 上部倾角约 55°, 下部约 40°。矿体上盘为灰岩, 下盘为闪长岩, 北北东向构造为成矿后岩脉侵入通道, 岩脉分为酸性、中性和基性三种, 以酸性岩脉稳定性较差。

井田上部为平洞开拓, 下部为平洞和中央盲竖井开拓, 主井为箕斗井, 副井为罐笼井。为了保护竖井, 原设计按 75° 崩落角预留了角锥台形保安矿柱, 使 58 万余吨可采矿量处于竖井保安矿柱内。目前, 该矿三级矿量严重失调, A 级与 B 级矿量主要在竖井保安矿柱内。为了维持稳定生产, 矿山提出重新圈定竖井保安矿柱的可能性研究, 并希望得到矿柱部分回采时采场合理结构参数的参考数据。为此, 进行了以矿层单元和竖井单元为工具的三维数值分析。

4.2 力学模型的确定

力学模型的选取是一个十分重要而复杂的问题, 它既依赖于良好的理论素养, 又要求丰富的实践经验, 而模型选取的结果直接影响到数值分析的精确性与可信性。为此, 曾进行了如下几方面工作:

4.2.1 岩体分级

通过现场调查研究与实验室试验, 掌握了矿山岩体有关的岩块强度、RQD 值、节理间距及节理条件与地下水的全面资料, 据此进行了矿山开采岩体分级^[3], 具体分级级数 MRMR 分别为:

矿体 MRMR=85

上盘灰岩 MRMR=89

下盘闪长岩 $MRMR=97$

总之, 矿岩均属于完整性和稳定性都极好的岩体, 采用以弹性理论为基础的位移不连续法是可行的。

值得指出的是, 岩体分级结果不仅为选择力学模型提供了参考依据, 而且, 有关参数还可直接用于数值分析并对计算结果加以解释, 同时也是支护设计的经验准则。

4.2.2 空区稳定性分析

矿山主要采用浅孔留矿法与全面法采矿。根据对某坑口采空区的调查, 空区体积已达到 $2\,730\,000\text{m}^3$, 暴露面积约 $180\,000\text{m}^2$, 除近地表的几处局部垮陷外, 从未出现大面积冒落现象。采场调查表明, 采空区顶板数十年维持稳定, 其中最大暴露面积多达 $1\,600\text{m}^2$ 。个别采场出现薄岩脉间柱的崩塌情况, 但采空区顶板仍维持稳定。

4.2.3 矿体形态

在井筒附近, 除孤立矿体外, 原保安矿柱内存在连续板状矿体, 沿走向与倾向的长度均超过 150m , 厚度约为 $1.5\text{--}4.5\text{m}$, 倾角 38° (图4b)。

根据对以上情况的分析, 认为基于矿层单元与竖井单元的位移不连续法可以用来研究矿层开采对竖井的影响。

4.3 主要计算结果与讨论

4.3.1 保安矿柱尺寸

以保安矿柱应能保证井筒轴线最大偏斜值小于允许值及矿柱强度值满足安全要求为前提, 通过反复试算, 最后确定以井筒横断面中点为中心, 按半径 35m 划定竖井保安矿柱 (见图4)。

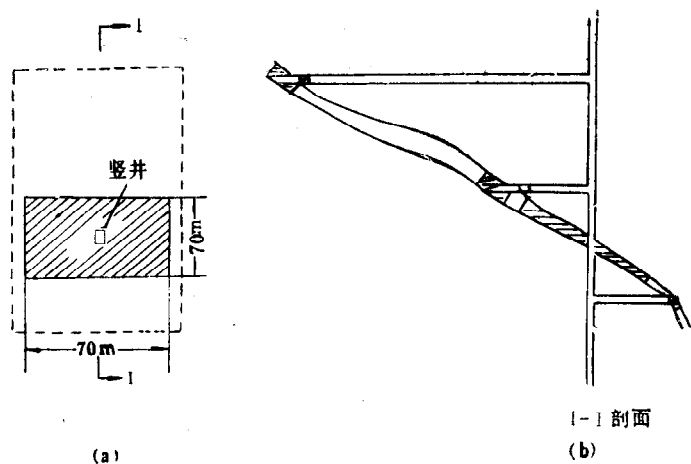


图4 竖井保安矿柱尺寸(a)及矿体典型剖面(b)

Fig. 4 Size of safety pillar of the shaft(a) and a typical cross-section of the tabular ore(b)

结果表明, 此时竖井轴线的最大倾斜值为 0.21mm/m , 远小于允许值 3mm/m , 井筒受开采影响最明显的一段变形值如图5所示。

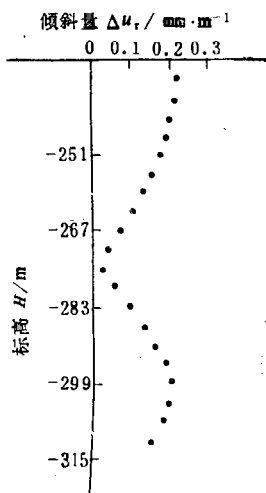


图5 矿层开采引起的竖井轴线倾斜

Fig. 5 The tilt of shaft axis induced by mining

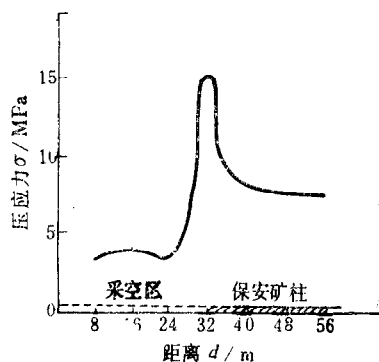


图6 保安矿柱附近采动应力分布

Fig. 6 Stress distribution around the safety pillar

图6是此时保安矿柱附近的应力分布曲线。可以看到,由采场到保安矿柱边界存在一个免压带,此后是一个宽约15m的承压带,峰值压应力出现在矿柱内距边界1—3m之间,最大压应力值15.3MPa,远小于根据岩体分级得到的岩体设计强度值 $DRMR=28.8$ MPa。此后,压应力值逐渐降低,直到与原岩应力值近似相同。

4.3.2 采场构成要素

考虑到矿山一直采用浅孔留矿法与全面法等房式采矿法,分析中对不同矿房构成要素时的顶板及间柱稳定性进行了反复试算。图7给出的间柱最危险断面的应力分布曲线表明,当矿房长度为54m,连续间柱宽度为8m时,间柱最大压应力值为14.4MPa,满足稳定性要求。由此,确定矿房构成要素参考值为

矿房长45—55m;

矿房宽为现存两中段之间矿体倾向长;

矿柱宽度为6—8m。

但是,由于矿层的大面积连续开采,将引起采场顶、底板的较大变形,最大垂直位移值可能达到4mm,最大顶板拉应变为 4×10^{-4} 。最危险断面顶、底板垂直位移值在图8中绘出。不难明白,这种可能的变形将引起采场顶板的片落及拉裂纹等,并进而导致严重后果。因此,建议在采矿设计中应根据实际情况增加间柱密度,或减小矿房跨度,并应考虑实行局部甚至全部充填的可能性。

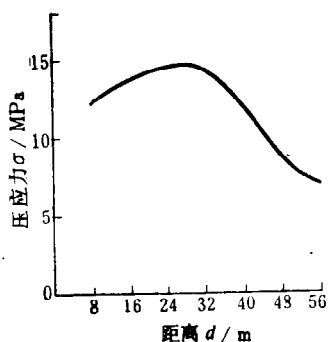


图7 最危险断面间柱压应力分布

Fig. 7 Stress distribution in intermediate pillar of the most dangerous cross-section

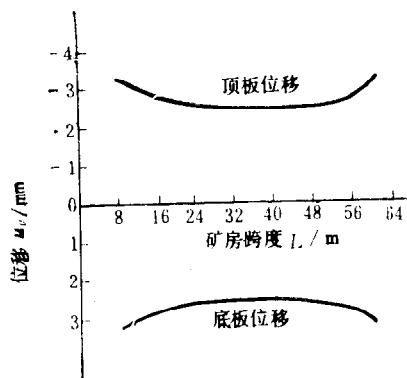


图8 典型剖面采场顶、底板垂直位移曲线

Fig. 8 Vertical displacements of the roof and floor of a typical working face

5 结束语

5.1 地下开采对竖井的作用和影响是一个空间问题，应该采用三维分析方法。当考虑地下工程的相互作用或它们对岩体特定位置的影响时，顶、底板的相对位置往往起着最主要作用。因此，对层状或脉状矿层，矿层单元、竖井单元与位移不连续法是三维分析的有力工具。

5.2 矿山开采岩体分级与数值分析法相结合是矿山开采设计与分析的行之有效的办法。

5.3 某矿山根据本研究结果及其它研究成果重新划定了竖井保安矿柱，进行了局部回收的方案设计，可以及时回收矿石约70万吨，金属总价值近亿元。同时，解决了矿山存在的三级矿量严重失调问题，保证了矿山持续稳定生产。

最后，作者要感谢东北工学院李锡泊老师，本文中引用了他的部分实测与实验数据。

6 参考文献

- 1 Starfield AM, Crouch SL, Elastic analysis of single seam extraction, in: Hardy HR Jr, Stefanko R. (eds.), New Horizons in Rock Mechanics, New York: Am. Soc. Civil Engrs., 1973, 421—439.
- 2 Salamon MDG, Elastic analysis of displacements and stresses induced by the mining of seam or reef deposits, Part I, J. S. Afr. Inst. Min. Metall, 1964, 64: 3190—38.
- 3 Laubscher DH, Design aspects and effectiveness of support systems in different mining conditions, Trans. Inst. Min. Metall, Section A, 1984, 93: A70—A81.

USING THE DISPLACEMENT DISCONTINUITY METHOD TO DETERMINE THE SAFETY PILLAR SIZE OF A SHAFT AND THE STOPE LAYOUT

Zhu Fusheng

(*Northeast University of Technology, Shenyang 110006*)

Abstract

The seam elements and shaft elements have been adopted to analyze the influence of mining on distributions of the stresses and displacements around a shaft of a copper and zinc mine. The size of a safety pillar has been determined using the mining rock mass classification and the displacement discontinuity method. Different layout of the stopes can be compared because of use of the numerical method for a three-dimensional analysis.

Key words: seam element, shaft element, displacement discontinuity method, 3-dimensional analysis.