

传递岩梁周期裂断步距与周期来压步距差异分析

卢国志, 汤建泉, 宋振骐

(山东科技大学矿山灾害预防控制省部共建教育部重点实验室, 山东 青岛 266510)

摘要: 依据传递岩梁理论体系, 提出岩梁周期裂断步距与周期来压步距是两个性质不同的参量, 分析了影响岩梁周期裂断步距的因素为岩梁结构、力学性质等力学参量。结果表明: 影响岩梁周期来压步距的因素除岩梁周期裂断外, 还与工作面支护强度、推进速度等工程参数相关。根据岩梁周期裂断步距与周期来压步距的力学结构, 建立了各自的力学模型, 推导其运动方程。建立岩梁周期裂断步距与周期来压步距之间的力学关系与数学关系, 通过实例验证了运动方程的合理性和可行性。

关键词: 矿山压力; 传递岩梁; 周期裂断步距; 周期来压步距

中图分类号: TD313.5 **文献标识码:** A **文章编号:** 1000-4548(2010)04-0538-04

作者简介: 卢国志(1971-), 男, 山东郯城人, 博士, 从事煤矿矿山压力及数字化方面的研究。E-mail: LGZ2050@163.com。

Difference between cyclic fracturing and cyclic weighting interval of transferring rock beams

LU Guo-zhi, TANG Jian-quan, SONG Zhen-qi

(Key Laboratory of Mine Disaster Prevention and Control, Shandong University of Science and Technology, Qingdao 266510, China)

Abstract: Based on the transferring rock beam theory, it is pointed out that the cyclic fracturing length and the cyclic weighting interval of the rock beam fracture are two different parameters. The mechanical parameters, rock beam structure and mechanical properties affect the cyclic fracturing length, and besides the cyclic weighting interval, other engineering parameters such as the strength of working face support and the advancing speed can influence the fracturing of rock beam structure. According to structural mechanics of cyclic fracturing length and the cyclic weighting interval for the rock beam fracture, Mechanical models and the motion equation are established. The motion equation has been proved to be sound and feasible in practical application.

Key words: ground pressure; transferring rock beam; cyclic fracturing length; cycle weighting interval

0 引言

文献[1]提出的传递岩梁理论以及关于岩梁周期运动步距的推导算法, 实现了工程技术人员对岩梁运动状态由定性向定量的转变, 指导了矿山安全生产、预防了由矿山压力引起的部分矿山地质灾害。但文献[1]在对岩梁周期运动步距推导中, 默认岩梁的空间状态为缓倾斜, 即忽略了岩梁倾角、工作面支护状态、煤体的强度等因素对运动步距的影响。另外, 在对周期运动步距的推导及使用中, 没有明确区分周期裂断步距与周期来压步距的差异。本文从岩梁受力的角度, 明确区分了周期来压与周期裂断步距的差异, 推导了各自运动方程, 该算法能够满足工程技术需求, 使工程技术人员对顶板岩层的运动有更清晰的认识。

本文的研究成果对定量推断采场推进过程中岩梁周期裂断点与周期来压位置具有较强的指导意义。可以通过调节工作面的支护强度等因素来控制周期裂断步距的超前距离, 来达到预防与控制采煤工作面冲

击地压与瓦斯突出的目的^[2-3]。

1 传递岩梁周期运动步距

根据文献[1, 4]建立的力学平衡方程, 得

$$L_{i+1} = -\frac{1}{2}L_i + \frac{1}{2}\sqrt{L_i^2 + \frac{4M_s^2[s]}{3(M_s + M_c)g}}, \quad i \geq 1 \quad , \quad (1)$$

其中 L_{i+1} 为本次岩梁周期运动步距 (m); L_i 为岩梁前一次周期运动步距 (m); M_s 为岩梁支托层的厚度 (m); M_c 为岩梁随动层的厚度 (m); $[s]$ 为岩梁支托层的抗拉强度 (kN/m^2); g 为岩梁的平均重度 (kN/m^3)。

公式(1)表示了岩梁本次周期运动步距 L_{i+1} 与岩梁上一次周期运动步距 L_i 、支托层的厚度 M_s 、岩梁随动层的厚度 M_c 、岩梁支托层的抗拉强度 $[s]$ 、岩梁的

基金项目: 国家科技支撑计划课题(2006BAK03B07); 山东省信息产业厅专项发展资金项目(2008R0044)

收稿日期: 2008-12-09

平均重度 g 的关系。但没有考虑岩梁的倾角、工作面的支护强度、工作面的推进速度等因素对周期运动步距的影响, 也没有表达第一次周期运动步距与初次运动步距之间的关系。

下面将从岩梁周期裂断与周期来压步距的概念、影响因子、力学方程等几个方面进行阐述。

2 岩梁周期裂断与周期来压步距

2.1 岩梁周期裂断步距与周期来压步距的概念

所谓岩梁周期裂断, 是指某一岩梁(传递岩梁), 经历过初次裂断后, 随采场持续推进, 悬顶空间将不断增加, 岩梁在自身重力作用下, 将经历周期性的端部裂断、旋转、下沉等系列变化过程。本文把岩梁端部裂断这种现象称之为岩梁周期裂断, 把岩梁两次裂断之间的距离称之为岩梁周期裂断步距($L_i, i > 0$)。

岩梁周期裂断步距是一个力学参量, 它与岩梁的结构、力学性质有关, 与外在因素无关。即影响岩梁周期裂断的因素有岩梁支托层的厚度(M_s)、岩梁随动层的厚度(M_c)、岩梁支托层的抗拉强度($[s_x]$)、岩梁的平均重度(g)、岩梁的倾角(a)、上一次裂断距离等。所谓岩梁周期来压, 是指在采场推进过程中, 采煤工作面出现顶板下沉量明显增大、煤壁片帮、顶板有岩层裂断声、端头巷道变形量加剧等异常现象, 本文把这种矿压显现的时刻称之为岩梁来压, 把采煤工作面面临的第一次来压称岩梁初次来压, 第二次及以后的来压称周期来压。把岩梁两次来压之间采场推进的距离称岩梁周期来压步距(C_i)。

显然, 岩梁周期裂断是岩梁周期来压的前提, 岩梁周期裂断是诱发因素, 周期来压是表现形式。工程实践中, 通过岩梁周期来压步距来推断、计算岩梁周期裂断步距具有十分重要的意义。岩梁周期来压步距是一个工程参量, 除了受煤层的强度、岩梁强度等内部力学参数影响外, 还受工作面支架的工作状态、采场推进速度等外部环境因素的影响。故在工程实践中, 准确计算和推断岩梁周期来压步距具有一定的难度。

2.2 岩梁周期裂断步距的力学模型

岩梁初次裂断步距结束后, 其受力条件和支承条件发生了根本变化, 变化后的岩梁受力状态可简化成一个不等高支承的铰接岩梁。其力学模型如图1(a)。

(1) C_1 受力分析

图1的力学模型铰接由原已裂断的部分 L_1 及可以近似看成是处于悬臂梁受力状态的部分 L_2 组成, 如果不考虑岩梁的挠曲, 则 L_2 部分所受的结构力将包括(图1(c)):

a) 岩梁自身所受的重力

$$G_2 = (M_s + M_c)g \cdot L_2, \quad (2)$$

其中, G_2 为岩梁 L_2 所受的重力(kN), L_2 为岩梁的

长度(m)。

- b) L_1 部分通过铰接点 O 推压力 P 。
- c) L_1 部分通过铰接点 O 的摩擦 $F = P \cdot f$; 其中: f 为摩擦系数。

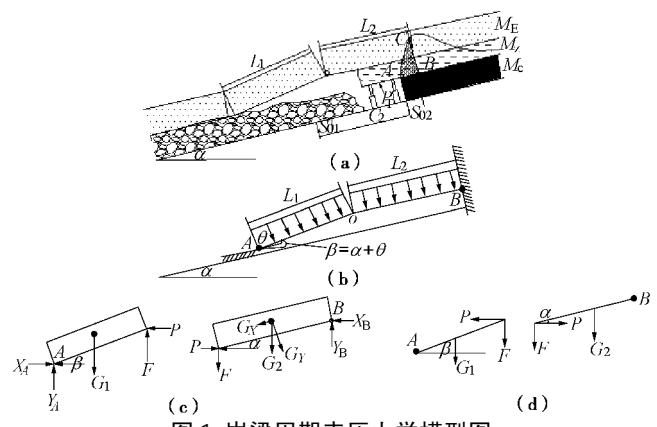


图1 岩梁周期来压力学模型图

Fig. 1 Mechanical model for cyclic fracturing of rock beams

根据图1(b), 铰接岩梁中 L_1 部分的平衡条件如图1(c), 令:

$$\sum M_A = 0, \quad (3)$$

$$G_1 \frac{L_1}{2} \cos b = -PL_1 \sin b + FL_1 \cos b, \quad (4)$$

即

$$G_1 = -2P \tan b + 2F.$$

在极限条件下 $F = Pf$,

$$P = \frac{G_1}{2f - 2 \tan b}, \quad (5)$$

$$F = \frac{G_1 f}{2f - 2 \tan b}. \quad (6)$$

式中 G_1 为岩梁 L_1 所受的重力, $G_1 = (M_s + M_c)g \cdot L_1$; b 为岩梁 L_1 的倾角, $\beta = a + \theta$; θ 为岩梁 L_1 回转下沉角度; a 为岩梁倾角。

$$q = \arcsin\left(\frac{S_A}{L_1}\right), \quad (7)$$

S_A 为岩梁 L_1 在 A 点处下沉值。当岩梁沉降值 S_A 在较小的情况下, $\sin q \approx \tan q = \frac{S_A}{L_1}$, 由于一般情况下 L_1 比 S_A 大得多, 可以假设 $q = 0$ 。

(2) L_2 受力分析

如图1所示, 采场周期来压的前提为: 岩梁在结构力的作用下端部 B 处裂开, 其力学条件为^[3]

$$s_x = [s_x], \quad (8)$$

式中 s_x 为岩梁的实际拉应力; $[s_x]$ 为岩梁支托层允许的拉应力。

L_2 的受力图为图1(c),

$$M_B = M_q + M_F + M_P \\ = G_2 \frac{L_2}{2} \cos a + FL_2 \cos a - PL_2 \sin a, \quad (9)$$

梁端实际拉应力可表示为

$$s_x = M_B / W, \quad (10)$$

式(10)中, $W = \frac{M_s^2}{6}$ 表示梁断截面模量。

联立式(5)、(6)、(8)、(9)、(10), 令

$$B = \frac{f - \tan a}{f - \tan b} ,$$

得

$$L_2^2 + BL_1L_2 - [S_x] \frac{M_s^2}{3g(M_s + M_c)\cos a} = 0 , \quad (11)$$

解式(11)得

$$L_2 = -\frac{1}{2}BL_1 \pm \frac{1}{2}\sqrt{B^2L_1^2 + \frac{4M_s^2[S_x]}{3g(M_s + M_c)\cos a}} ,$$

舍去无意义的负根,

$$L_2 = -\frac{1}{2}BL_1 + \frac{1}{2}\sqrt{B^2L_1^2 + \frac{4M_s^2[S_x]}{3g(M_s + M_c)\cos a}} , \quad (12)$$

式(12)中, 若令 $q = 0$, 则 $a = b$, $B = 1$, 得

$$L_2 = -\frac{1}{2}L_1 + \frac{1}{2}\sqrt{L_1^2 + \frac{4M_s^2[S_x]}{3g(M_s + M_c)\cos a}} , \quad (13)$$

扩展得

$$L_{i+1} = -\frac{1}{2}L_i + \frac{1}{2}\sqrt{L_i^2 + \frac{4M_s^2[S_x]}{3g(M_s + M_c)\cos a}} . \quad (14)$$

式(14)中, 当 $i = 0$ 时, 则表示岩梁的第一次周期来压步距, 通过图2可以看出, 对 C 段有影响的是 B 段, 不包括 A 段, 则式(14)变为

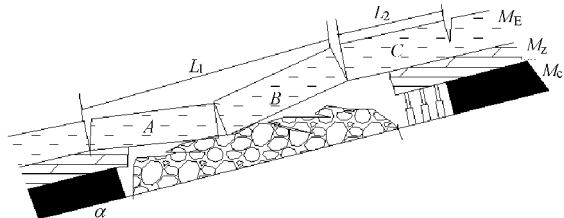


图2 岩梁第一次周期裂断示意图

Fig. 2 First cyclic fracturing of rock beams

$$L_1 = -\frac{1}{4}L_0 + \frac{1}{2}\sqrt{\frac{1}{4}L_0^2 + \frac{4M_s^2[S_x]}{3g(M_s + M_c)\cos a}} , \quad (15)$$

联立(14)、(15), 得岩梁周期裂断方程

$$L_{i+1} = \begin{cases} -\frac{1}{4}L_i + \frac{1}{2}\sqrt{\frac{1}{4}L_i^2 + \frac{4M_s^2[S_x]}{3g(M_s + M_c)\cos a}} , & i = 0 , \\ -\frac{1}{2}L_i + \frac{1}{2}\sqrt{L_i^2 + \frac{4M_s^2[S_x]}{3g(M_s + M_c)\cos a}} , & i > 0 . \end{cases} \quad (16)$$

式(16)表明, 岩梁周期裂断步距与上一次周期裂断步距、岩梁的平均重度 γ 成反方向变动, 与岩梁支托层的厚度 M_s 、支托层抗拉强度 $[S_x]$ 、岩梁的倾角 a 成正方向变动。式(1)为式(16)的特殊情况。

2.3 岩梁周期来压步距

通过图1(a), 可以得到如下关系

$$C_{i+1} = L_{i+1} - S_{0i+1} + S_{0i} , \quad (i \geq 0) , \quad (17)$$

其中, S_0 是指由于煤壁上方岩梁暴露空间的增加, 将导致煤壁达到其压力极限, 丧失其弹性支承能力, 促使岩梁着力点向煤壁内侧转移。 S_{0i} 是指岩梁第 i 周期裂断步距着力点向工作面前方煤壁延展的距离。煤体强度的大小将影响 S_{0i} 的形成与大小, 工作面支架工作状态对其也有影响。关于推进速度对岩梁初次来压步距的影响, 难于量化, 本文不做探讨。

3 S_{0i} 的形成及其力学方程

3.1 岩梁着力点向煤壁内侧转移的条件(即 S_{0i} 的形成条件)

岩梁着力点是否向煤壁内侧转移, 除取决于煤体强度、岩梁强度、岩梁暴露长度、煤层埋藏深度等内因外, 支架的工作状态等外因也对其有一定的影响。

煤壁丧失其弹性支承能力的前提是应力达到其支承极限^[3], 力学方程为

$$s_y = [s_y] , \quad (18)$$

式中, s_y 为煤壁实际应力, $[s_y]$ 为煤壁允许应力。

如图3所示, 由工作面进入第一岩梁(C(1))周期来压阶段, 煤壁上的力不仅来自于 C(1), C(1) 岩梁上方的岩层对其也有作用力。根据工程实践得知, 在不考虑相邻采场叠加的情况下, 采场推进 C_x 距离后, 在上覆岩层内会形成一个类拱的结构^[1, 5], 得

$$H_g = \begin{cases} (0.5 \sim 0.7)C_x , & C_x < L_0 , \\ (0.5 \sim 0.7)L_0 , & C_x \geq L_0 . \end{cases} \quad (19)$$

式中 H_g 为裂断拱拱高 (m); C_x 为采场推进距离 (m); L_0 为采场倾斜方向长度 (m)。

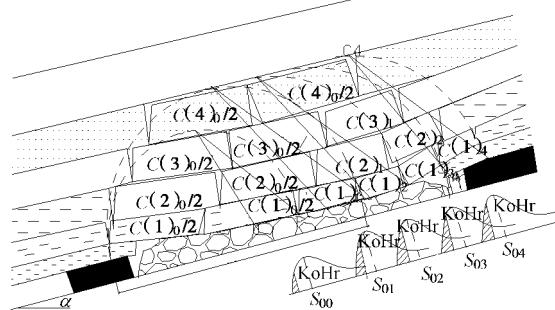


图3 岩梁周期裂断示意图

Fig. 3 Cyclic fracturing of rock beams

煤壁实际承受的压应力表示为

$$s_y = (H - H_g)g + \frac{1}{2}H_g \frac{1}{2}C_i g - P_T . \quad (20)$$

式中 H 为煤层的埋藏深度 (即开采深度); C_i 为岩梁周期裂断步距 (m); P_T 为工作面支架的阻抗力。

联立式(18)、(20)得煤壁丧失其弹性支承能力前裂断拱的拱高为

$$H' = \frac{[s_y] - Hg + P_T}{(0.25C_i - 1)g} . \quad (21)$$

S_{0i} 的形成条件为采场推进距离

$$C_x \geq (1.42 \sim 2)H'_g \quad , \quad (22)$$

式中, $H'_g = \frac{[s_y] - H\gamma + P_t}{(0.25C_i - 1)\gamma}$, $[s_y]$ 取煤体单轴抗压强度。

3.2 S_{0i} 的力学方程

由于进入了 C(I) 周期来压阶段, 可以近似的认为 S_{0i} 空间的压力增值是由 $A_i B_i C_i$ 这个结构产生的, 在 C(I) 的初次来压阶段, 形不成三角结构, 令 $i > 0$ 。可列出下列平衡方程:

$$P_t + \frac{1}{2}S_{0i}K_i g H = (H - H_g)g + \frac{1}{2}H_g \frac{1}{2}L_i g \quad ,$$

整理得

$$S_{0i} = \frac{2}{K_i} + \frac{H_g}{K_i H} \left(\frac{1}{2}L_i - 2 \right) - \frac{2P_t}{K_i g H} \quad , \quad i > 0 \quad , \quad (23)$$

联立式 (22)、(23) 得

$$S_{0i} = \begin{cases} 0 \quad , & C_x < H'_g \quad , \\ \frac{2}{K_i} + \frac{H_g}{K_i H} \left(\frac{1}{2}L_i - 2 \right) - \frac{2P_t}{K_i g H} \quad , & C_x \geq H'_g \quad , \end{cases} \quad (i > 0) \quad (24)$$

4 实例验证

有一采煤工作面, 柱状如表 1 所示, 工作面仰斜推进, 倾角为 15° , 工作面为单体支柱支护, 控顶距 4 m, 支护阻抗力 250 kN/m 2 , 悬顶系数为 1.5 , 埋藏深度 550 m, 倾斜长度为 100 m。

对表 1 分析知, 6.16 m 厚的细砂岩与 2.13 m 厚的粉砂岩共同组成老顶下位岩梁, 其中细砂岩为支托层, 粉砂岩为随动层。按照岩梁初次裂断步距计算公式推算得^[1]: $L_0 = 38$ m; 由式 (21) 知, $H'_g = 26$ m。

表 1 工作面钻孔

Table 1 Face drilling

岩石名称	层厚 m	抗压强度 /(kN·m $^{-2}$)	抗拉强度 /(kN·m $^{-2}$)	重度 /(kN·m $^{-3}$)
细砂岩	6.97	50000	4000	25
粉砂岩	2.13	50000	5000	25
细砂岩	6.16	60000	4000	25
中细砂岩	2.00	50000	4000	25
煤	0.80	15000	1500	15
细砂岩	1.00	50000	4000	25

4.1 岩梁周期裂断步距分析

该岩梁有两层岩层组成, 6.16 m 厚的细砂岩为支托层, 2.13 m 厚的粉砂岩为随动层。根据式 (16), 考虑随动层的加载作用, 周期裂断步距收敛于 11.5 m, 如果不考虑随动层加载作用, 周期裂断步距收敛于 13 m。

4.2 岩梁周期来压步距分析

根据式 (24), 取 $K = 1.5$, $S_{01} = 1.58$, $S_{02} = 1.65$, $S_{03} = 1.72$, $S_{04} = 1.8$, $S_{05} = 1.87$, $S_{06} = 1.94$ 。

通过对该岩梁周期裂断步距与周期来压步距分析, 在推进距离小于工作面倾斜长度时, 周期来压步

距小于周期裂断步距, 当推进距离大于或等于倾斜长度时, 周期裂断步距等于周期来压步距, 但是在空间位置上, 周期裂断步距超前周期来压步距 2 m 左右。

通过计算也得知, 如果增大支架的支护强度, 将减少周期裂断步距与周期来压步距的超前距离, 此结论与现场实测吻合。

5 结语

本文通过对传递岩梁理论的分析, 提出了岩梁周期裂断步距与周期来压步距是两个不同参量的概念, 岩梁周期裂断步距为力学参量, 周期来压步距是工程参量。由于两者性质不同, 所以影响因素也有较大的差异。本文提出的运动方程通过实例验证是可行的, 能够满足工程实践的要求。本文在工作面推进速度对岩梁来压步距影响方面阐述不足, 在对 S_{0i} 的计算求解中, 没有考虑煤层开采高度的影响。今后将继续加强这方面的研究。

参考文献:

- [1] 宋振骐. 实用矿山压力与控制[M]. 北京: 中国矿业大学出版社, 1988. (SONG Zhen-qi. Practical ground pressure and control[M]. Beijing: China University of Mining and Technology Press, 1988. (in Chinese))
- [2] 姜福兴. 采场顶板控制设计及其专家系统[M]. 徐州: 中国矿业大学出版社, 2000: 24 - 26. (JIANG Fu-xing. Stope roof control design and its expert system[M]. Xuzhou: China University of Mining and Technology Press, 2000: 24 - 26. (in Chinese))
- [3] 单辉祖. 工程力学(静力学与材料力学) [M]. 北京: 高等教育出版社, 2007. (SHAN Hui-zu. Engineering mechanics (Statics and mechanic of materials)[M]. Beijing: Higher Education Press, 2007. (in Chinese))
- [4] 戴兴国, 钱鸣高. 极限分析老顶初次来压步距[J]. 中国矿业大学学报, 1993(1): 5 - 8. (DAI Xing-guo, QIAN Ming-gao. Limit analysis and calculation of first weighting interval of main roof[J]. Journal of China University of Mining and Technology, 1993(1): 5 - 8. (in Chinese))
- [5] 蒋金泉. 倾斜煤层采场老顶初步来压步距的计算[J]. 矿山压力与顶板管理, 1992(1): 68 - 72. (JIANG Jin-quan. Calculation of the first weighting rate on longwall faces in gently inclined seam[J]. Ground Pressure and Strata Control, 1992(1): 68 - 72. (in Chinese))
- [6] 陈永文, 苏引昌, 张国栋, 等. 晋城放顶煤采场支承压力分布规律研究[J]. 煤炭科学技术, 1997(5): 38 - 40. (CHEN Yong-wen, SU Yin-chang, ZHANG Guo-dong, et al. Study on the distribution laws of abutment pressure in Jincheng top coal caving stope[J]. Coal Science and Technology, 1997(5): 38 - 40. (in Chinese))