

锚杆支护巷道顶板稳定性动态可靠性分析

陈鑫源¹, 朱永建^{1,2}, 余伟健^{1,2}

(1. 湖南科技大学 能源与安全工程学院, 湖南 湘潭 411201; 2. 湖南科技大学 煤矿安全开采技术湖南省重点实验室, 湖南 湘潭 411201)

摘要:在地下巷道工程中,由于岩体的流变特性给巷道围岩控制带来困难,在锚固围岩体中,锚杆长期有效的预应力是关系到巷道能否在服务期内保持稳定的关键之一。针对巷道开挖后,围岩体的长期流变导致锚杆支护系统失效,从而影响巷道不稳定甚至是破坏的现象,基于预应力变化值不应大于锚杆设计轴向拉力值的10%的规定,首先采用流变理论推导了基于鲍埃丁-汤姆逊流变模型的微元体锚杆轴力随时间变化的关系式,然后又对某具体回采巷道锚杆支护结构的动态可靠性进行了计算分析。结果表明,在回采巷道服务期间内,预应力随时间延长而不断降低,而且减小的速度变慢,最后逐渐趋于稳定,预应力变化值在允许的变化范围10%以内,因此,可认为巷道所采用的锚杆支护参数是可靠的,巷道在其服务期内是安全可靠的,该研究工作对指导煤矿巷道锚杆支护设计具有一定的理论和实际意义。

关键词:岩体流变;锚杆支护;预应力;动态可靠性

中图分类号:TD353.6 **文献标志码:**A **文章编号:**1672-9102(2014)03-0006-05

Dynamic reliability analysis on roof stability of bolting support roadway

CHEN Xinyuan¹, ZHU Yongjian^{1,2}, YU Weijian^{1,2}

(1. School of Energy and Safety Engineering, Hunan University of Science and Technology, Xiangtan 411201, China;

2. Hunan Provincial Key Laboratory of Safe Mining Techniques of Coal Mines, Hunan University of Science and Technology, Xiangtan 411201, China)

Abstract: In the underground roadway engineering, owing to rheological properties of rock mass that have brought difficulty on surrounding rock control of roadway, among anchorage surrounding rock mass, bolting long-term effective pretension is one of the key factors related to keep stable or not in service period of roadway. In allusion to roadway excavation, long term creep of rock mass lead to failure of bolting system, moreover affecting instability or failure of roadway, based on provisions that the change value of pretension should not exceed 10% than the design axial tension value of bolting, firstly to derive the relationship that bolt axial force of small element of Poyting-Thomson rheological model along with time by using rheological theory, and then to carry on calculation and analysis of bolting bearing reliability in specific bolting support structure of roadway. Results show that, in the service period of roadway, pretension continuous decrease along with time, and decrease speed to slow down, and finally tend to be stable, pretension change value in the allowed range 10%, therefore, bolting support parameters of roadway can be considered to be reliable, the roadway can be safe and reliable in its service period, and the research work has a certain theoretical and practical significance to guide bolting support design of coal roadway.

Key words: rock mass rheology; bolting support; pretension; dynamic reliability

近年来,地下工程可靠性的研究得到了很大的进展。例如,针对煤巷锚杆支护失效的问题,王卫

军^[1]采用工程可靠性理论讨论了锚杆支护煤帮的可靠性;张大明^[2]运用改进的 Monte Carlo 法,根据

锚杆支护煤帮稳定的2个极限状态方程,对回采巷道锚杆支护的可靠度进行了建模计算;何满潮^[3]根据地压理论中的散体模型,研究了煤巷锚杆支护中支护抗力和围岩荷载的计算方法,并对某一锚杆支护煤巷的稳定可靠度进行了分析,认为锚杆支护的煤巷破坏失效概率在10%左右是可以接受的;朱川曲^[4]采用 Monte Carlo 法在 Matlab 环境下,直接产生服从相应概率分布函数的随机变量数组来计算其结构可靠度,建立了可靠度与支护参数的关系,并提出了提高煤巷锚杆支护结构可靠度的措施;张志刚^[5]运用验算点法,建立了关于 JC 法的煤矿巷道锚喷支护结构可靠度分析的计算公式;余伟健^[6]对松散、软弱围岩的可靠度进行了分析.这些研究虽然一定程度上对煤矿巷道锚杆支护设计起到了积极作用,但对于在巷道服务期内锚杆-围岩支护体强度随着时间的延长而逐渐衰减的动态可靠性研究还鲜有成果.因此,综合考虑巷道围岩强度由于流变(蠕变)而衰减、锚杆支护构件失效及围岩应力状态变化等多种因素,进行地下巷道围岩锚杆支护的动态可靠性研究具有重要的理论和实际意义.

1 锚杆支护巷道顶板稳定性判别准则

工程围岩的动态可靠性^[7]可定义为在规定的服务期内,在正常使用及维护条件下,考虑围岩环境和支护结构抗力衰减等因素的影响,使支护结构完成预定功能的能力.动态可靠性考虑时效性,即认为支护后围岩的稳定性与可靠性是随时间增长而变化的.

地下巷道支护中的预应力锚杆施工完成后,由于巷道围岩强度及应力环境的变化,锚杆支护系统也会发生相应的变化.当施加的预应力较低时,锚杆支护系统的锚固能力和锚固范围有限,难以控制大范围的围岩变形,巷道围岩体会因为过大的变形发生破坏失稳;如果施加的预应力较高,锚杆支护系统会因为受力太大超过其承载极限而失效,或者是预应力太大造成巷道围岩体受压破坏,从而造成整个锚杆支护系统失效;另外,锚杆锚固力还会受到围岩体的流变(蠕变)、锚固剂的失效、锚杆杆体的松弛、地下水、地温、采动影响及现场施工质量等

多种不确定因素的影响.因此,在煤层巷道中,当选择了某一确定的预应力后,还要研究锚杆在工作状态下其锚固力的变化情况,当锚固力的变化范围超过某一定值时,将会造成锚杆支护系统锚固能力的弱化或失效,进而造成围岩体破坏失稳.根据已有的研究,大量顶板严重离层变形及巷道冒顶事故常常不是由于锚杆自身强度不够造成的,支护形成的承载结构及锚杆的预应力对巷道围岩体的稳定起到了更加关键的作用^[8].由于目前对锚杆长期承载可靠性方面的研究很少,在煤矿行业也没有具体的规范,因此,依据我国《土层锚杆设计与施工规范》中第5.5.4条的规定:预应力变化值不应大于锚杆设计轴向拉力值的10%.也就是说,在锚杆安装完成后,随着围岩体发生流变(蠕变),如果其轴向拉力值的变化范围超过10%,即可认为锚杆已经失效,需及时进行补强支护等相关措施,以便控制锚杆由于轴向力的变化而导致支护系统失效.

2 流变岩体锚固承载力可靠性的理论分析

根据不同岩体环境中的需要,锚杆支护系统的力学模型也不一样,以全长锚固为例,锚杆主要是通过锚杆与围岩体之间锚固剂的粘结力或摩擦力(总称作锚固力)来阻止巷道围岩体发生变形,王明恕^[9]提出的中性点理论指出:沿锚杆轴向长度上存在一个中性点,在此处锚杆所受剪力为零,所受轴向力为最大值.因此,由剪力的合力产生的轴向拉力沿锚杆轴向全长呈曲线变化,沿锚杆轴向的某个位置会出现应力峰值.锚杆通过锚固力来强化围岩强度,提高围岩的稳定性.锚杆长期有效的预应力对恢复自由面的压应力,改善围岩体的应力状态,提高围岩体的力学参数,限制围岩体有害变形的发展起到关键作用.

2.1 锚固微元体受力分析

基于荷载传递机理,根据围岩体与锚杆杆体微段界面的摩擦阻力与它们之间的相对位移呈线性关系的模型,建立了围岩体和锚杆相互作用的载荷传递微分方程^[10],然后结合鲍埃丁-汤姆逊流变模型蠕变方程推导了微元体锚杆轴力随时间变化的关系式.

如图1所示,取顶板围岩锚杆支护系统靠近孔

口段的一微元体来进行分析,假定注浆体与锚杆杆体为一个整体受力体(即锚固体),对微元体进行受力分析,可得式(1)。

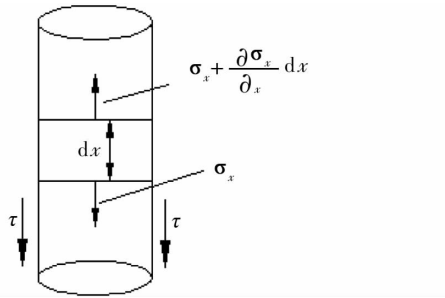


图1 锚固微元体受力模型

$$A_1 d\sigma_x = F_s dx. \quad (1)$$

经变化可得:

$$\frac{d\sigma_x}{dx} = \frac{F_s}{A_1}. \quad (2)$$

式中, σ_x : 锚杆的轴向正应力; A_1 : 锚杆的横截面面积; F_s : 单位长度上的剪应力(围岩体与锚固体界面)。

锚杆采用高强度螺纹钢材质,可认为锚杆杆体变形处于弹性范围内,可得:

$$\sigma_x = E_1 \frac{du_x}{dx}. \quad (3)$$

把式(3)代入式(2),可得:

$$\frac{d^2 u_x}{dx^2} = \frac{F_s}{A_1 E_1}. \quad (4)$$

根据 Yu&Xian^[11] 的研究成果,假定锚杆微元体上的摩擦阻力与锚杆和围岩体的相对位移呈正比. 即:

$$F_s = k(u_r - u_x). \quad (5)$$

式中, k : 单位长度上的剪切刚度, N/mm^2 ; u_r, u_x : 锚杆安装完成后,围岩体的径向位移和锚杆的轴向位移。

把式(5)代入式(4),可得:

$$\frac{d^2 u_x}{dx^2} = \frac{k u_r}{A_1 E_1} - \frac{k u_x}{A_1 E_1}. \quad (6)$$

则锚杆的轴向力为

$$T(x) = A_1 \sigma_x = A_1 E_1 \varepsilon_x = A_1 E_1 \frac{du_x}{dx}. \quad (7)$$

变化上式,然后求导可得:

$$\frac{d^2 T(x)}{dx^2} = \frac{1}{A_1 E_1} \frac{dT(x)}{dx}. \quad (8)$$

联立式(6)和式(8),可得:

$$\frac{dT(x)}{dx} = k(u_r - u_x). \quad (9)$$

求二阶导,得到:

$$\frac{d^2 T(x)}{dx^2} = k(\varepsilon_r - \frac{T(x)}{E_1 A_1}). \quad (10)$$

式中, T : 锚杆轴向力; ε_r : 安装锚杆后围岩体的径向应变,当考虑围岩体的流变时,它是与时间有关的函数。

根据何思明^[12]等的观点,在巷道顶板围岩安装锚杆前,认为其初始变形 ε_0 包括2部分,分别是锚杆支护系统完成后的围岩体变形 ε_r 和因锚杆加固作用产生的附加变形 $\Delta\varepsilon_r$. 即:

$$\varepsilon_0 = \varepsilon_r + \Delta\varepsilon_r; \quad (11)$$

$$\Delta\varepsilon_r = \sigma_x / E_2 = \frac{T(x)}{SE_2}. \quad (12)$$

联立式(10),式(11),式(12),可得:

$$\frac{d^2 T(x)}{dx^2} = k[\varepsilon_0 - (\frac{T(x)}{E_1 A_1} + \frac{T(x)}{SE_2})] = k[\frac{du_0}{dx} - (\frac{T(x)}{E_1 A_1} + \frac{T(x)}{SE_2})]. \quad (13)$$

式中, E_2 : 围岩体的弹性模量; u_0 : 巷道顶板安装锚杆前围岩体的径向位移; S : 锚杆的作用面积。

$$\text{令 } a^2 = k(\frac{T(x)}{E_1 A_1} + \frac{T(x)}{SE_2}). \quad (14)$$

则上式可变换为

$$\frac{d^2 T(x)}{dx^2} - a^2 T(x) - k \frac{du_0}{dx} = 0. \quad (15)$$

于是得到了关于锚杆轴力与围岩体径向位移的基本微分方程. 这样,根据围岩体的径向位移(任意位置)关于距巷道表面距离 x 的关系式,就可以计算出该位置的锚杆轴力值大小。

2.2 锚杆轴力与时间的关系式

在煤矿巷道开挖并安装支护系统的初期围岩-支护体是稳定的,但随着时间的延长,由于围岩体的流变(蠕变)影响及支护构件本身的失效,从而使围岩体经常发生变形失稳甚至冒顶事故的发生. 通常,我们将围岩应力低于岩体屈服极限时应力-应变-时间的关系称为粘弹性问题,把围岩应力高于岩体屈服极限时的应力-应变-时间的关系称为粘塑性问题^[13]. 为了维护巷道围岩体的稳定,要力求使围岩体应力小于屈服极限. 在实际工程中采用流变模型来研究粘弹性围岩体是非常复杂的,为了便于研究,仍采用鲍埃丁-汤姆逊流

变模型^[14]对粘弹性围岩体中的锚杆的受力进行分析。

该模型由弹簧元件与黏性元件串联后再与弹簧元件并联而成,如图2和图3所示。

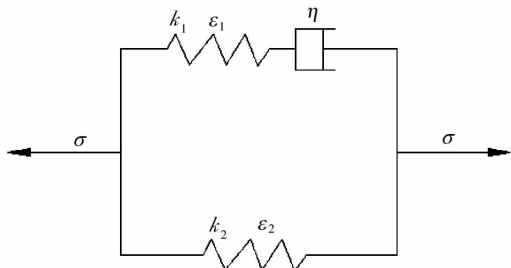


图2 鲍埃丁-汤姆逊体力学模型

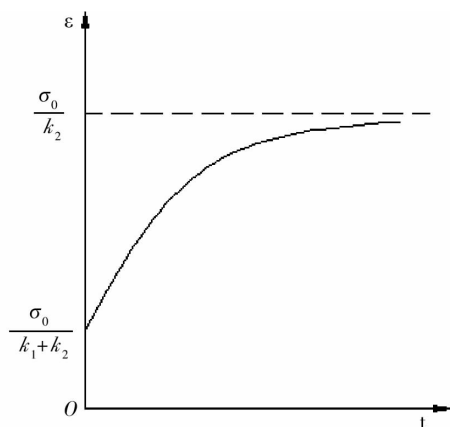


图3 鲍埃丁-汤姆逊体蠕变曲线

其本构方程为

$$\frac{\eta}{k_1} \dot{\sigma} + \sigma = \frac{\eta}{k_1} (k_1 + k_2) \dot{\varepsilon} + k_2 \varepsilon. \quad (16)$$

式中, σ :模型所受应力; $\dot{\sigma}$:模型应力对时间的导数; k_1, k_2 :弹性元件的弹性系数; η :黏性元件的黏性系数; $\dot{\varepsilon}$:模型应变对时间的导数。

对于在恒定荷载下的鲍埃丁-汤姆逊流变围岩体,其流变值为

$$\varepsilon = \frac{\sigma_0}{k_2} \left[1 - \frac{k_1}{(k_1 + k_2)} \exp\left(-\frac{k_1 k_2 t}{(k_1 + k_2) \eta}\right) \right]. \quad (17)$$

式中, σ_0 :模型所受初始载荷。

将式(17)代入式(15),计算后得到:

$$\frac{d^2 T(x)}{dx^2} - a^2 T(x) + k \left[\frac{\sigma_0}{k_2} - \frac{k_1 \sigma_0}{k_2 (k_1 + k_2)} \exp\left(-\frac{k_1 k_2 t}{(k_1 + k_2) \eta}\right) \right] = 0. \quad (18)$$

式(18)即为关于距巷道表面距离 x , 时间 t 的常系数非线性微分方程,求解可得:

$$T(x) = c_1 e^{ax} + c_2 e^{-ax} - \frac{k}{a^2} \left[\frac{\sigma_0}{k_2} - \frac{k_1 \sigma_0}{k_2 (k_1 + k_2)} \exp\left(-\frac{k_1 k_2 t}{(k_1 + k_2) \eta}\right) \right]. \quad (19)$$

这样就得到了锚杆轴力关于距巷道表面距离 x , 时间 t 的表达式。

3 工程实例分析

贵州凹子冲矿一回采巷道采深400 m,上覆岩层平均容重为25 kN/m³,煤的普氏系数 $f=2$ 。煤巷锚杆支护设计参数:锚杆类型为HRB400左旋无纵筋高强螺纹钢,屈服强度为400 MPa,破断力在100 kN以上,锚固方式为全长灌浆锚固,锚杆直径 $d_0=22$ mm,钻孔直径 $d_1=30$ mm,锚杆长度 $l=2.0$ m,锚杆间排距为0.9 m×0.9 m,锚杆弹性模量 $E_1=2.1 \times 10^4$ MPa,预应力 F_0 为50 kN,煤体弹性模量 $E_2=1.2$ GPa, $\mu=0.3$,单位长度上的剪切刚度 $K_s=30$ MPa。根据此矿相关资料,此采区范围内采动影响引起的二次应力峰值为原岩应力的2~6倍,因此微元体受恒定载荷取 $\sigma_0=40$ MPa,煤岩体流变参数: $k_1=100$ MPa, $k_2=100$ MPa, $\mu=0.3$, $\eta=8 \times 10^3$ MPa·d。此回采巷道服务时间约为350 d,因此流变时间取为1 a。

在预应力锚杆托板处: $t=0$ 时,

$$T(x) |_{x=0} = F_0.$$

带入以上所给的数据,得到:

$$a^2 = k \left(\frac{1}{A_1 E_1} + \frac{1}{S E_2} \right) = 30 \times \left(\frac{1}{0.71 \times 10^{-3} \times 2.1 \times 10^4} + \frac{1}{0.81 \times 1.2 \times 10^3} \right) = 2.040.$$

托板处受力为

$$T(0) = c_1 + c_2 - \frac{k}{a^2} \left[\frac{\sigma_0}{k_2} - \frac{k_1 \sigma_0}{k_2 (k_1 + k_2)} \right] = c_1 + c_2 - 2.941 = 50 \Rightarrow c_1 + c_2 = 52.941.$$

令 $t=0, 1, 10, 20, 30, 60, 120, 180, 270, 360$ d, 代入式(19)得到不同时刻托板位置处锚杆的轴力分别为 50.0, 49.982, 49.820, 49.656, 49.497, 49.079, 48.447, 48.015, 47.603, 47.367 kN。

托盘处锚杆轴力(即预应力)随时间的变化趋势见图4。

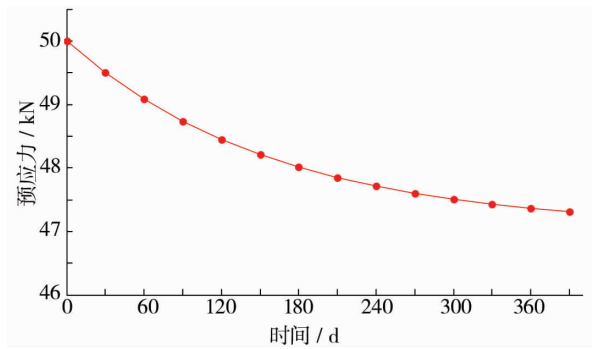


图4 托盘处锚杆轴力(预应力)随时间的变化趋势

从上述计算结果分析可得出,托盘处锚杆轴力(即预应力)随围岩体流变时间增加不断地减小,而且随着时间的不断增长,预应力减小的速度变慢,逐渐趋于稳定.锚杆预应力的变化值在允许变化范围10%内,说明该回采巷道锚杆支护结构能满足工程可靠性的要求,巷道在服务期间内是安全可靠的.

4 结论

1) 基于荷载传递机理和鲍埃丁-汤姆逊流变模型可以推导出锚杆的预应力随时间变化的关系式.

2) 计算得出锚杆的预应力变化值在允许的变化范围10%内,表明该回采巷道在其服务期内是安全可靠的,为锚杆支护巷道的安全性预测提供了一种方法.

3) 计算结果可以作为一个参考,还要根据现场实际监测结果及时进行修复和加强支护,保证锚杆支护的巷道在其整个服务期内都是安全可靠的.

参考文献:

- [1] 王卫军,侯朝炯.回采巷道煤帮锚杆支护可靠性分析[J].岩石力学与工程学报,2001,20(6):813-816.
- [2] 张大明,马云东.回采巷道煤帮锚杆支护可靠度研究[J].有色矿冶,2004,20(6):7-9.
- [3] 何满潮,苏永华,孙晓明,等.锚杆支护煤巷稳定性可靠度分析[J].岩石力学与工程学报,2002,21(12):1810-1814.
- [4] 朱川曲,施式亮,王卫军.煤巷锚杆支护结构的可靠性分析[J].中国安全科学学报,2004,14(9):95-98.
- [5] 张志刚.基于验算点法的煤矿巷道锚喷支护结构可靠度研究[J].煤矿安全,2012,44(4):52-54.
- [6] 余伟健,高谦,余良晖.松散围岩强化支护技术研究及其可靠性分析[J].金属矿山,2006(6):23-26.
- [7] 余伟健,高谦.高应力构造带巷道围岩控制机理及工程实践[M].徐州:中国矿业大学出版社,2012.
- [8] 张农,高明仕.煤巷高强预应力锚杆支护技术与应用[J].中国矿业大学学报,2004,33(5):524-527.
- [9] 王明恕.全长锚杆锚固机理的探讨[J].煤炭学报,1983(1):40-47.
- [10] 朱训国,王大国.基于荷载传递机理的注浆岩石锚杆锚固模型(I)[J].辽宁工程技术大学(自然科学版),2008,27(6):813-816.
- [11] Yu T Z, Xian C J. Behavior of rock blasting as tunneling support[J]. Proceeding of the International Symposium on Rock Bolting, 1983,20(2):143-152.
- [12] 何思明,田金昌,周建庭.胶结式预应力锚索锚固段荷载传递特性研究[J].岩石力学与工程学报,2006,25(1):117-121.
- [13] 张玉军,孙均.锚固岩体的流变模型及计算方法[J].岩土工程学报,1994,16(3):33-45.
- [14] 陈占清,李树才,浦海,等.采动岩体蠕变与渗流耦合动力学[M].北京:科学出版社,2010.