

doi: 10.13301/j.cnki.ct.2014.12.017

巷道顶板力学模型与围岩失稳机理分析*

王鲁瑀¹ 臧传伟¹ 梁爽² 马永尚³

(1. 山东科技大学 矿业与安全工程学院, 山东 青岛 266590; 2. 山东科技大学 数学与系统科学学院, 山东 青岛 266590; 3. 中国科学院 武汉岩土力学研究所, 武汉 430071)

摘要:建立了锚杆锚固因素和水平地应力因素的巷道顶板力学模型,基于此模型提出了巷道失稳宽度 B_{max} 的确定方法。首先推导出力学模型的基本方程,并通过 Maple 符号演算解算出方程的解析式,就 B_{max} 的力学意义探讨了围岩的失稳机理。最后以东滩矿 1305 轨道回风巷作为算例,得出结论:当该巷道开挖宽度超出 4.6 m 围岩将产生明显的失稳现象,此后需预防冒顶事故的发生并采取合理的加强支护措施。

关键词: 围岩失稳; 顶板力学模型; 巷道失稳宽度; 锚固作用; 水平应力

中图分类号: TD325 **文献标志码:** A **文章编号:** 1008-8725(2014)12-0047-03

Mechanics Model of Roadway Roof and Instability Mechanism Analysis of Surrounding Rock

WANG Lu-yu¹ ZANG Chuan-wei¹ LIANG Shuang² MA Yong-shang³

(1. College of Mining and Safety Engineering, Shandong University of Science and Technology, Qingdao 266590, China; 2. College of Mathematics and Systems Science, Shandong University of Science and Technology, Qingdao 266590, China; 3. Institute of Rock and Soil Mechanics, Chinese Academy of Sciences, Wuhan 430071, China)

Abstract: Established a mechanical model which considered anchorage effect and horizontal stress, putting forward a method to determine the maximum width B_{max} depended on the model. First we derived the three basic equations of the model and got the analytic expression of deflection by Maple. In addition, we discussed the mechanical mechanism of surrounding rock instability by the mechanical meaning of B_{max} . Finally we used an engineering example Dongtan mine 1035 roadway as an example of the model, conclusion are drawn that roadway surrounding rock will unstable when the width reached 4.6 m, measures should be made in the future.

Key words: surrounding rock instability; mechanical model of roadway roof; instability width; anchorage effect; horizontal stress

1 巷道顶板力学模型

深部巷道受较高水平地应力的作用,因而在深部巷道的力学模型中水平应力的因素不可忽视,同时,锚杆的锚固作用也是不可忽略的因素。现建立锚杆锚固作用与水平地应力因素的顶板力学结构模型。

1.1 锚杆锚固因素和水平地应力因素的巷道顶板力学模型

如图 1 所示, X_0 是巷道开挖引起的巷帮塑性区范围,故顶板岩梁的跨度 L 为巷道宽度与 X_0 之

和。 F_N 为煤壁处的集中载荷,且 F_N 处为岩梁的支点。煤壁 X_0 范围内的载荷与岩梁自重为 1 对作用力,即煤壁 X_0 范围内的支撑力等于岩梁上均布载荷集度 q 的值,方向与其相反, p_j 为锚杆均布作用力。

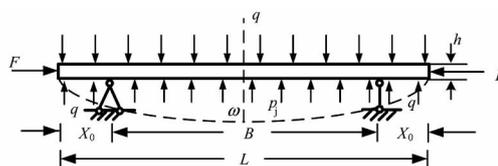


图 1 巷道顶板岩梁的力学模型

* 国家自然科学基金(51104093)

5 结语

(1) 露天矿采场溜井的降段方法,应根据各矿山自身的具体条件,采用“空井法”或采用“满井法”;

(2) 溜井是矿山的主要咽喉,所以必须加强对溜井的贮矿量、大块、粉矿、水以及降段的生产管理工作,以确保溜井的正常生产;

(3) 风井是溜井必要的构筑物,所以也要加强对风井的管理工作,以确保风井的正常工作。

参考文献:

[1] 解殿春. 露天矿溜井直接爆破降段法[J]. 金属矿山, 1980(1): 1-4.
[2] 李鼎权, 张泽荫, 郭宝昆. 露天矿平硐溜井系统的设计与实践

[J]. 国外金属矿采矿, 1981(Z1): 71-82.
[3] 罗忆, 卢文波, 陈明, 等. 爆破振动安全判据研究综述[J]. 爆破, 2010, 27(1): 14-22.
[4] 吴建华. 露天矿主溜井降段方法及防止堵塞跑矿的对策[J]. 冶金矿山设计与建设, 1995(5): 35-39.
[5] 梁晶泰. 平硐溜井在兰尖铁矿的应用[J]. 钢铁钒钛, 1982(2): 41-47.
[6] 高文远, 陈涛, 朱海云. 大断面长溜井设计中的问题探讨[J]. 现代矿业, 2011, 27(4): 79-81.

作者简介: 丁建勇(1990-), 江西丰城人, 硕士研究生在读, 研究方向: 露天开采矿, 电子信箱: 784642621@qq.com.

责任编辑: 王秀丽 收稿日期: 2014-07-18

现依据弹性梁的变形理论,推导模型的基本方程。解除约束后岩梁的力学计算模型如图 2 所示。

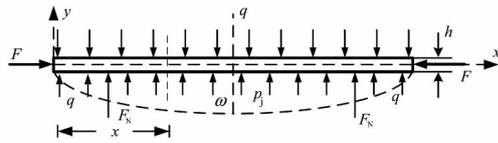


图 2 顶板岩梁的计算模型

根据梁的弹性弯曲理论,经推导得挠度方程

$$\omega(x)'' + a\omega(x) = bx^2 + c \quad (1)$$

上式为二阶常系数非齐次常微分方程,其中,

$$a = \frac{F}{EI_z}, b = \frac{p_j - q}{2EI_z}, c = \frac{p_j - q}{2EI_z} X_0^2 - \frac{F_N}{EI_z} X_0$$

- 式中 E ——弹性模量, GPa;
 X_0 ——塑性区宽度, m;
 F_N ——支撑力, kN/m;
 F ——顶板岩梁所受水平载荷, kN;
 I_z ——岩梁截面惯性矩, m^4 ;
 p_j ——锚杆均布作用力, kN/m;
 q ——岩梁上的均布载荷集度, kN/m;
 $\omega(x)$ ——任一位置的挠度, mm。

经 Maple 符号演算,解上述挠度方程(1),得岩梁任意位置 x 的挠度解析表达式

$$\omega(x) = C_1 \cos(\sqrt{a}x) + C_2 \sin(\sqrt{a}x) + \frac{b}{a}x^2 + \frac{ax - 2b}{a^2} \quad (2)$$

由边界条件, $0 = \omega|_{x=X_0}$, $\rho = \omega|_{x=L-X_0}$, 经 Maple 符号演算即可解得方程系数的解析式。

当取 x 为岩梁中点时,可由方程(2)求得岩梁的最大挠度 δ_{max} ,由此判断岩梁变形情况。因方程待定参数的表达式较复杂,可编写相应程序求解,这里采用 Maple 程序。

1.2 模型参数的确定

1.2.1 几何参数

(1) 岩梁的跨度 L 顶板岩梁的两端深入两帮的塑性区,根据围岩松动圈理论,塑性区的半径

$$R_p = R' \left(\frac{(p_0 + C \cot \varphi)(1 - \sin \varphi)}{p_j + C \cot \varphi} \right)^{\frac{1 - \sin \varphi}{2 \sin \varphi}}, R' = \frac{1}{2} \sqrt{B^2 + h_0^2} \quad (3)$$

- 式中 R' ——非圆形硐室的当量半径, m;
 p_0 ——上覆岩层自重应力, MPa;
 C ——两帮煤体黏聚力, MPa;
 φ ——岩体内摩擦角, $(^\circ)$;
 h_0, B ——巷道高度和巷道宽度, m。

岩梁跨度

$$L = B + 2X_0, X_0 = R_p - R' \quad (4)$$

(2) 岩梁高度 h 可认为是锚固区内各个岩层的厚度之和,其值等于锚杆的有效锚固长度。

(3) 截面惯性矩 I_z 取单位宽度的梁宽(令 b

=1) 梁高为锚杆的锚固区长度,岩梁的截面是矩形,截面惯性矩

$$I_z = \frac{bh^3}{12} \quad (5)$$

式中 h ——岩梁高度, m。

1.2.2 力学参数

力学参数以现场实测以及工程经验确定的数据为准,主要包括岩体弹性模量 E 、岩石内摩擦角 φ 、岩石的内聚力 C 、侧压系数 λ 、岩层平均重力密度 γ 、顶板岩梁的均布载荷集度 q 。

2 顶板力学模型的巷道失稳宽度确定方法

为了现场计算的方便,在不失精度的前提下取 $R' \approx B_{max}/2$,此时顶板岩梁的极限跨度由巷道失稳宽度 B_{max} 和塑性区的最大半径 R_p 确定。最大挠度发生的位置在梁的中点(即 $L_m/2$) 将 $x = L_m/2$ 代入上述模型中的挠度方程(2),得岩梁最大挠度

$$\delta_{max} = C_1 \cos\left(\frac{\sqrt{a}L_m}{2}\right) + C_2 \sin\left(\frac{\sqrt{a}L_m}{2}\right) + \frac{abL_m^2 + 2aL_m - 8b}{4a^2} \quad (6)$$

式中 L_m ——梁的极限跨度, m。

根据生产现场的实际情况,给定一个顶板岩梁离层量的最大值 δ_{max} ,代入(6)式。因此,在确定的开采条件下,(6)式中只有梁的极限跨度 L_m 为未知参数,其余都为已知参数,即可反解出岩梁的最大跨度 L_m 。求得岩梁的最大跨度 L_m 后,代入关系式(3),解以下未知量为 B_{max} 的一元方程组,即可得巷道的失稳宽度

$$L_m = B_{max} \left(\frac{(p_0 + C \cot \varphi)(1 - \sin \varphi)}{C \cot \varphi} \right)^{\frac{1 - \sin \varphi}{2 \sin \varphi}} \quad (7)$$

式(7)除了巷道宽度为未知参数,其余都为已知参数,由此可反解求得巷道的失稳宽度 B_{max} 。

当取 $R' = B_{max}/2$ 时联立方程(3)和方程(7),可发现岩梁的最大跨度 L_m

$$L_m = 2R_p \quad (8)$$

这大大简化了计算过程,在满足精度要求的前提下,只需根据式(7)求得巷道的极限跨度 L_m ,即可得到巷道的塑性区半径

$$R_p = \frac{B_{max}}{2} \left(\frac{(p_0 + C \cot \varphi)(1 - \sin \varphi)}{C \cot \varphi} \right)^{\frac{1 - \sin \varphi}{2 \sin \varphi}} \quad (9)$$

将 R_p 代入方程(9)即可得巷道失稳宽度 B_{max} ,而不必进行繁琐的联立求解过程。

如前所述,当巷道的开挖宽度超过极限宽度 B_{max} 时将会发生失稳,因此在巷道断面施工时,应在巷道开挖宽度超出 B_{max} 时注意预防冒顶事故的发生,并进行合理的加强支护。

3 基于巷道失稳宽度的围岩失稳分析

围岩变形的过程中存在 3 种状态(稳定状态、过渡状态、失稳状态)和 3 个力学变形阶段(弹性阶段、塑性阶段、破坏阶段)如图 3 所示。

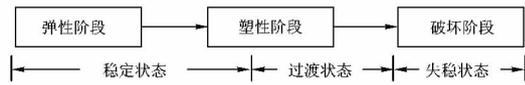


图3 围岩失稳过程

巷道失稳宽度 B_{\max} 是标定巷道围岩稳定性的指标,当巷道宽度小于 B_{\max} 时巷道围岩保持稳定状态,大于 B_{\max} 时巷道将发生失稳。同时,巷道宽度极限值 B_{\max} 将围岩的变形划分为弹性阶段和塑性阶段,围岩变形处于弹性阶段时巷道保持稳定,可通过合理的支护方式将围岩变形控制在合理的范围内;围岩变形处于塑性阶段时,岩石裂隙急剧拓展,围岩的强度和承载能力急剧下降。

从另一个角度考虑,巷道失稳宽度 B_{\max} 是标明应力状态变化的指标。当巷道开挖宽度超出巷道失稳宽度 B_{\max} 时,平衡结构被打破,围岩原本稳定的力学结构将产生变化,支护与围岩的相互作用效果减弱,围岩的强度急剧下降,围岩结构由稳定向不稳定转变,在这个过程中,巷道围岩的受力情况在每一阶段都处于不同的状态,围岩的应力分布状态也不同,这种现象在巷道宽度超出 B_{\max} 后更为明显。

4 工程实例

4.1 工程概况

实验巷道为东滩矿 1305 轨道回风巷,该巷道位于一水平一采区,井下标高 $-550.7 \sim -587.5$ m,地面标高 $+47.80 \sim +46.31$ m,南邻 1304 采空区,北邻 1305 工作面(未采)。1305 轨道回风巷布置在 3 煤,巷道自 1305 中间运输巷以 $S41^{\circ}44'W$ 方向沿 3_上 煤与 3_下 煤夹矸上平面掘进。该区段 3 煤层总厚度 $8.30 \sim 8.60$ m,3 煤直接顶板主要为粉砂岩,厚度 $4.20 \sim 5.70$ m;3 煤底板上方 $3.05 \sim 3.40$ m 处含 1 层厚 $0.5 \sim 0.35$ m 的泥岩夹矸;3 煤直接底板主要为粉砂岩,厚 $3.15 \sim 5.50$ m。巷道围岩性质和支护参数如表 1 所示,表中的最大离层值 δ (mm) 根据《缓倾斜煤层、倾斜煤层回采巷道围岩稳定性方案》和《采准巷道支护技术方案》确定。经矿压观测,基本顶各岩层之间在巷道开挖后有较明显的离层现象。现根据上述建立的力学模型,并利用 Maple 的数值计算功能,计算该开采条件下的巷道的失稳宽度 B_{\max} 。

表 1 巷道围岩岩性及支护参数

巷道埋深 H/m	弹性模量 E/GPa	内聚力 C/MPa	内摩擦角 $\varphi/(^{\circ})$	容重 $\gamma/kN \cdot m^{-3}$	锚杆锚固 长度 h/m	锚杆锚固 力/kN	最大离层值 δ /mm	侧压系数 λ
630	2	3	30	25	2.2	250	35	0.4

4.2 巷道失稳宽度分析

由式(6)得顶板岩梁极限跨度 $L_m = 13.7$ m;由式(8)得塑性区半径 $R_p = 4.4$ m;由式(9)反解得巷道失稳宽度 $B_{\max} = 4.6$ m。

由上述理论分析可知,当巷道开挖宽度未达到

失稳宽度 4.6 m 时,仅靠自身的平衡能力及支护与围岩的相互作用即可保持稳定;当巷道开挖宽度超过 4.6 m 后围岩将失去自平衡能力而失稳,此后必须采取合理的加强支护措施,并且应注意预防冒顶事故的发生。

4.3 支护方案及效果分析

根据现场施工及观测情况,在掘进东滩矿 1305 轨道回风巷时,断面施工的实际宽度为 5.0 m,超过了上述计算得到的 4.6 m,此巷道在施工时有明显的片帮、局部冒顶现象,较难支护,且需加强支护。巷道掘进至交岔口处时,宽度为 $5.0 \sim 8.0$ m,超出计算得到的临界宽度 4.6 m,难于支护,围岩流变现象严重,需要加强支护,甚至需要二次支护。

最后,结合现场的分析情况,实际工程中 1305 轨道回风巷采用锚网带、锚索联合支护方式。巷道顶部使用长 4800 mm 的梯型钢带,钢带排距为 (800 ± 50) mm。巷道顶部巷中左右 650 mm 位置各布置 1 排锚索,间距 2.40 m,锚索外露 ≤ 0.26 m。巷道沿底板掘进时使用 $\phi 18.2$ mm $\times 8500$ mm 的锚索,沿顶板掘进时使用 $\phi 18.2$ mm $\times 5000$ mm 的锚索。顶、帮网均采用 $10^{\#}$ 镀锌铁丝制作的(网格为长 \times 宽 = 50 mm $\times 50$ mm) 菱形网。如遇特殊情况,可采取缩小排距、加密锚(索)、打设点柱、以及架设工字钢套棚等强化支护措施。

5 结语

(1) 建立了考虑锚杆锚固因素和水平地应力因素的顶板力学模型,推导出了力学模型的基本方程,并运用 Maple 的符号推演功能得到了挠度方程的解析式;

(2) 由建立的力学模型提出确定巷道失稳宽度 B_{\max} 的计算方法,并就 B_{\max} 的力学意义探讨了围岩的失稳机理,描述了巷道围岩稳定性以及围岩应力状态的变化过程;

(3) 以东滩矿 1305 轨道回风巷作为算例,得出结论,当该巷道开挖宽度超出 4.6 m 围岩将产生明显的失稳现象,并结合理论分析与现场实际情况提出了支护方案。

参考文献:

- [1] 勾攀峰,韦四江,张盛.不同水平应力对巷道稳定性的模拟研究[J].采矿与安全工程学报,2010,27(2):143-148.
- [2] 黄达,康天合,段康廉.水平应力对巷道软弱互层顶板岩体破坏的数值模拟研究[J].太原理工大学学报,2004,35(3):299-303.
- [3] 宋振骐.实用矿山压力控制[M].北京:中国矿业大学出版社,1988.
- [4] 谢和平,陈忠辉.岩石力学[M].北京:科学出版社,2004.
- [5] 孔恒,马念杰,王梦恕,等.基于围岩动态监测与反馈的锚固巷道稳定控制[J].岩土工程学报,2002,24(4):475-478.

作者简介:王鲁瑀(1992-),山东邹城人,现为山东科技大学采矿工程专业学生,研究方向:矿山压力与岩层控制,电子邮箱:sustwly@163.com;通讯作者:臧传伟(1976-),山东高密人,副教授,硕士生导师,研究方向:矿山压力与岩层控制。

责任编辑:王秀丽 收稿日期:2014-08-14