

文章编号: 1673-3363-(2014)03-0354-05

巷道围岩支护的极限自稳平衡拱理论

黄庆享, 刘玉卫

(西安科技大学能源学院, 陕西 西安 710054)

摘要 根据巷道围岩垮落过程的自稳平衡现象, 提出了巷道围岩极限自稳平衡拱概念, 按照顶板围岩冒落区的拉破坏原则和无拉应力条件, 给出了极限自稳平衡拱的椭圆曲线方程。考虑巷道两帮破坏区对顶板稳定性的影响, 提出了巷道围岩的极限自稳平衡拱理论, 揭示了巷道围岩的控制对象为自稳平衡拱内的岩体。基于巷道“底板-两帮-顶板”相互影响, 巷道支护应当按照极限自稳平衡圈进行设计。结合大量的实践总结, 提出了巷道支护要重视两帮和底板的原则, 为软岩巷道支护理论与实践提供了新的借鉴。

关键词 巷道; 极限自稳平衡拱; 底板-两帮-顶板; 支护原则

中图分类号 TD 353

文献标志码 A

Ultimate self-stable arch theory in roadway support

HUANG Qingxiang, LIU Yuwei

(School of Energy Engineering, Xi'an University of Science & Technology, Xi'an, Shaanxi 710054, China)

Abstract Based on the homeostatic phenomenon in roof caving process of roadway, the concept of ultimate self-stable arch of roadway is put forward. In accordance with the principles of roof rock destruction pull caving area and no tensile stress conditions, the limits of homeostasis arch elliptic curve equation is set up. Considering the impact of roadway ribs damaged areas on the roof stability, the ultimate self-stable arch theory in roadway control is proposed. Based on the interaction of “floor-rib-roof”, the roadway support should be designed according to the whole ultimate self-stable circle. Combining plenty of practical work experiences, the roadway support principles are renewed to pay attention to the ribs and floor support, and the key points of bolting quality are presented. This research will provide a new scientific basis for the theory and practice of roadway support.

Key words roadway; ultimate self-stable arch; floor-rib-roof; support principles

随着采矿活动日益向着地质条件复杂的区域推进, 破碎带围岩、大变形松软围岩和三软煤层等软岩巷道支护问题日益突出。在长期的地下巷道支护实践中, 人们发现巷道支护对象只是巷道周围一定范围内的围岩, 还发现围岩具有自稳性。科学的支护方法就是合理的确定支护对象, 最大限度利用围岩的自承能力和自稳性降低人工支护费用。因

此, 根据围岩特点确定支护对象并促成“支护—围岩”稳定结构, 成为巷道岩层控制的核心。

在巷道围岩控制的历程中, 支护方式得到不断的发展。由最初的仅考虑冒落拱内岩石重量的普氏压力拱假说(1907)和考虑极限平衡拱的太基公式(1942), 发展到考虑极限平衡围岩支护的卡斯特纳计算公式(1948)^[1]。随着“支架—围岩”相互作用

收稿日期: 2013-03-31

基金项目: 国家自然科学基金项目(51174156, 51174278); 陕西省科技统筹创新工程计划项目(2011KTCQ01-41)

作者简介: 黄庆享(1966-), 男, 新疆维吾尔自治区沙湾县人, 博士, 教授, 博士生导师, 主要从事矿山压力与岩层控制方面的研究。

E-mail: huangqx@xust.sn.cn

Tel: 13088957981

观念的提出, 出现了具有主动式支护和充分利用围岩自承能力的锚杆支护方式。锚杆支护理论由最初的悬吊理论逐渐发展到了组合梁理论和挤压加固理论^[2], 还提出了比较实用的围岩松动圈理论^[3-4], 促进了巷道支护理论和技术的发展。由于大多软岩巷道都存在底鼓或片帮现象, 对顶板稳定性构成影响, 需要探索简便易用的理论指导工程实践^[5-6]。本文考虑了软岩巷道两帮和底板破坏对顶板稳定性的影响, 提出了巷道的极限自稳平衡拱理论和锚杆支护设计与施工的原则, 供研究和实践参考。

1 岩石的自稳平衡(拱)现象

1.1 自稳平衡现象

开挖巷道后无支护时会出现 2 种情况: 1) 巷道围岩变形到一定程度后即停止变形, 并能长期稳定; 2) 巷道围岩变形过程中伴随着片帮和冒顶, 当冒落到一定程度时达到相对稳定。

实践证明, 巷道围岩在一定的状态下是可以自稳的, 能抵抗一般的地应力作用。

1.2 巷道两帮的破坏

由岩体受压试验可知, 对于受压面具有较大摩擦阻力的试件, 其破裂面总是沿着与受压方向大致 45° 的方向裂开。巷道两帮的受力一般处于受压面具有较大摩擦阻力的单自由面的抗压状态, 巷道两帮的破裂面可以近似认为呈现与巷道壁面成 45° 夹角的情况(图 1)。

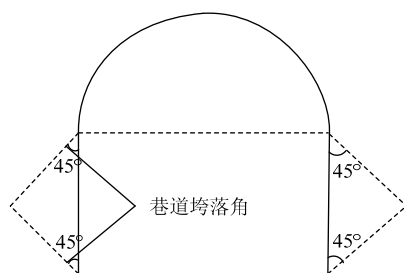


图1 巷帮破坏

Fig.1 Rib collapse

1.3 巷道顶部的自稳平衡拱

在原岩中开挖巷道后, 顶板应力将重新分布, 主要体现为垂直应力从地应力 P_0 逐渐变到零或出现拉应力, 水平应力也从挤压状态逐渐变为局部拉应力状态。大量的地下工程实践和理论研究表明, 破坏岩体如果处于挤压状态下仍具有一定的承载能力, 围岩冒落主要由拉应力造成^[1,3]。

实践证明, 巷道顶部围岩垮落稳定后, 能够形

成“拱状自稳结构”, 使围岩保持极限平衡状态, 称为“极限自稳平衡拱”。充分认识和利用围岩的自稳性, 对于确定合理支护参数具有重要意义。巷道顶部潜在的冒落体主要是存在拉应力的岩体, 巷道帮部潜在片帮体是存在剪切破坏的岩体, 巷道顶板可以划分为易冒落区、不稳定极限平衡区和稳定岩体区, 如图 2 所示。

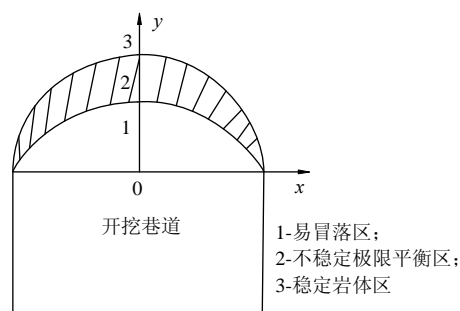


图2 巷道岩体稳定性分区

Fig.2 Stability zone of roof in roadway

2 巷道围岩控制的极限自稳平衡拱

2.1 巷道顶板“自稳平衡拱”方程

巷道顶板处于极限平衡状态的岩体在进一步变形破坏过程中, 处于拉应力区的围岩可能出现冒落。在平面应变问题中, 顶板内拉应力为零的单元连线为近似椭圆曲线, 该曲线称之为自稳平衡拱, 其方程如下:

$$\frac{x^2}{\left(\frac{W_0}{2}\right)^2} + \frac{y^2}{\left(\frac{3P_0W_0^2}{4P_0+12\sigma_t}\right)} = 1 \quad (1)$$

$$\text{如果令: } A = \frac{3P_0W_0^2}{4P_0+12\sigma_t}, \quad B = \frac{3P_0}{P_0+3\sigma_t}$$

可写为:

$$y = \sqrt{A - Bx^2} \quad (2)$$

式中: W_0 为巷道原始宽度; P_0 为原岩应力; σ_t 为抗拉强度。

2.2 巷帮失稳形成极限自稳平衡拱

在无效支护下, 可近似认为巷帮垮落角为 45°, 设巷帮高度为 h_w , 则片帮深度为 $L = \sqrt{2}h_w/4$ 。此时, 巷道的有效跨度变大, 实际的自平衡拱也将随之扩大, 称为“极限自稳平衡拱”, 方程为:

$$y_{\text{lid}} = \left[\frac{3P_0(W_0+2L)-12P_0x^2}{4P_0+12\sigma_t} \right]^{\frac{1}{2}} - \sqrt{2}L \quad (3)$$

$$\text{令 } A_1 = \frac{3P_0(W_0+2L)^2}{4P_0+12\sigma_t}, \quad B_1 = \frac{3P_0}{P_0+3\sigma_t}$$

则有:

$$y_{\text{lid}} = \sqrt{A_1 - B_1 x^2} - \sqrt{2}L \quad (4)$$

极限自稳平衡拱的最大高度:

$$h_{\text{lid}} = (W_0 + 2L) \sqrt{\frac{3P_0}{4P_0 + 12\sigma_t}} - \sqrt{2}L \quad (5)$$

式中: W_0 为巷道原始宽度, m; σ_t 为抗拉强度, MPa; L 为片帮深度, m; P_0 为原岩应力, MPa。

2.3 巷道两帮对围岩稳定性的影响机理

巷道两帮的影响: 巷道出现顶板“大冒落”的主要原因是没有控制好两帮, 使围岩顶板的极限自稳平衡拱扩大(图 3a)。当一帮部得到有效维护后, 顶部的极限自稳平衡拱将缩小, 这就减小了顶板垮落的范围(图 3b)。如果两帮都得到有效控制, 极限自稳平衡拱将最小。

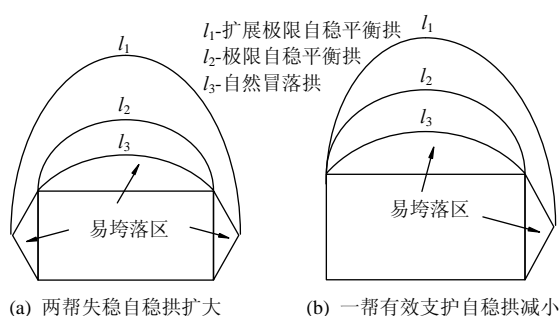


图 3 巷道围岩自稳平衡拱的演化

Fig.3 Instability zone of roadway surrounding rock

2.4 巷道底板的影响—围岩极限平衡圈

大部分软岩巷道都存在底鼓现象, 底鼓将造成两帮不稳, 加大两帮的破坏深度, 从而进一步引起顶板不稳定范围加大(图 4 虚线 l_4)。因此巷道支护必须重视底板的控制, 将巷道围岩“底板—两帮—顶板”作为一个整环考虑, 即按照巷道围岩极限平衡圈进行巷道支护设计。

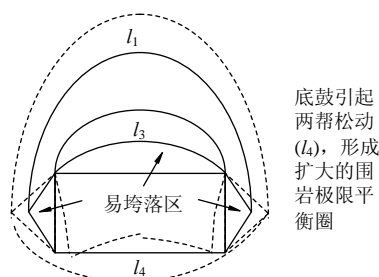


图 4 巷道极限自稳平衡圈

Fig.4 The ultimate self-stable circle of roadway

2.5 巷道围岩支护分区

极限自稳平衡拱内的岩体可分为不稳定极限平衡区和易冒落区。支护的目的是给极限平衡区内

的岩体施加挤压压力, 消除拉应力区, 减小自稳平衡拱的发育高度和宽度, 控制自稳平衡拱内岩体的稳定性。

锚杆支护设计时, 对于较小的自稳平衡拱, 锚杆长度以深入挤压承载岩体区为宜。对于大自稳平衡拱, 锚杆支护按照组合拱设计, 并配合锚索支护。锚索支护的作用主要是为锚杆控制区以外深部的极限平衡区或破坏区提供挤压力。

2.6 软岩巷道围岩控制原则

根据自稳平衡拱理论, 可以提出以下软岩巷道或复修巷道支护原则:

- 1) 整环支护: 巷道支护是系统工程, 必须将按照“底板—两帮—顶板”相互影响的思路进行支护设计, 形成整环控制。充分利用围岩的自稳性, 减小不稳定区并使其转化为稳定区。
- 2) 治顶先治帮。只有维护好两帮, 才能减小顶板破坏范围, 有效提高顶板的稳定性。
- 3) 治帮先治底。底板破坏将引起两帮的松动区扩大, 进而引起顶板破坏范围增大, 必须重视底板支护。
- 4) 结合部是关键。现场支护往往忽视“顶—帮(两肩)”和“帮—底(两帮脚)”结合部(图 5 阴影区)的支护。两肩支护上控顶板, 下控制两帮; 两帮脚支护上控制两帮, 下控制底鼓; 巷道两帮肩和两帮脚是巷道支护的关键区域。

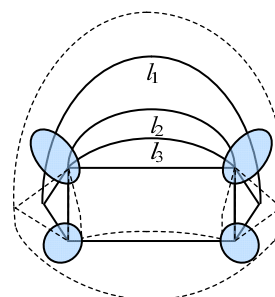


图 5 巷道支护的关键区

Fig.5 Key area of roadway support

2.7 锚杆布置的原则

巷道断面的优化常常导致异型断面, 锚杆布置就成为难题。按照充分利用围岩自稳性和整环控制理念, 提出以下巷道锚杆布置原则:

- 1) 垂直岩面原则: 锚杆按照垂直岩层面布置, 可最有效加固岩层防止离层。
- 2) 放射状原则: 锚杆布置应当总体呈现自巷道几何中心放射状布置, 实现整环加固。
- 3) 均布原则: 锚杆在巷道围岩内应当均匀分

布, 不能出现无锚杆控制区。

2.8 锚杆支护施工质量控制

矿区锚网支护失败工程, 并非设计原因, 大多与支护质量有关。锚杆施工应当掌握“早, 强, 密, 贴”四字要领。早: 及时支护; 强: 保障初锚力和锚头—杆体—垫板—螺帽系统强度; 密: 保持合理的锚杆均匀的间排距; 贴: 拖板—钢带—金属网—巷道表面紧密接触, 必要时喷浆封闭。体现“支得牢”和“护得严”。

3 工程应用实例

运用巷道围岩自稳平衡拱理论, 在四川攀枝花太平煤矿破碎带大巷复修支护和煤巷软岩支护、陕西澄合王村三软煤层巷道支护、靖远大水头煤矿运输大巷复修支护等工程得到成功应用, 取得良好效果^[8-9]。下面以太平煤矿软岩回采巷道支护设计为例, 说明该理论的应用方法。

3.1 巷道基本条件和变形特征

四川攀枝花煤业集团太平煤矿 25132 工作面埋深平均 300 m, 主采 13[#]煤层, 厚度 1.84 m, 倾角 60°, 煤层松软易碎; 煤层直接顶较软, 由泥质粉砂岩粉砂岩组成, 基本顶为厚度 12.8 m 的粗粉砂岩; 煤层底板为 7.3 m 薄层粉砂岩。工作面采用伪斜柔性掩护支架采煤方法, 伪斜角为 35°, 阶段垂高 45 m, 爆破落煤, 采高 1.8 m。回采巷道原断面为梯形, 顶宽 2.0 m, 底宽 2.6 m, 高 1.9 m。

煤层松软, 回采巷道变形明显, 巷道服务期间最多需翻修 4 次。巷道变形特征如图 6 所示, 呈现顶板和煤层整体下挫形成的非对称变形。巷道两帮移近量约 60 cm, 沿空留巷后仍然有 40 cm 的变形量, 总体两帮变形量 100 cm 左右, 顶底移近量 60 cm 左右。

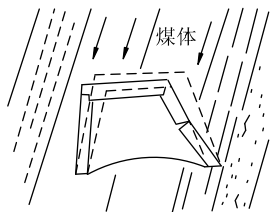


图 6 巷道顶板和煤体下挫式变形

Fig.6 Roof and coal seam sliding deformation

3.2 巷道断面优化

由于顶板和煤层整体下挫, 导致巷道非对称变形, 巷道断面据此优化(图 7 实线), 可见:

1) 增加了巷道的高度和宽度, 加大了有效面积

和巷道下挫方向的对角距离;

2) 底帮做成直墙, 有利于锚固, 并增加了沿煤层下挫预留变形量;

3) 顶帮不破顶, 便于顶板稳定;

4) 顶部煤体和顶板岩层形成拱状, 加强了顶煤稳定性, 并预留可下挫变形量。

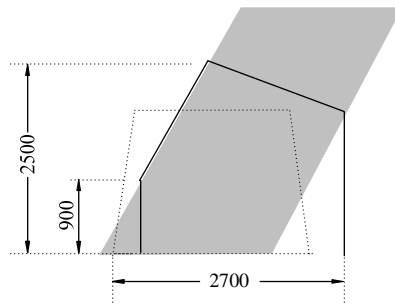


图 7 回采巷道优化断面 (mm)

Fig.7 Optimized section of entry

3.3 锚网支护参数确定

1) 基本参数

地压: $P_0 = \gamma h = 0.023 \times 300 = 6.9 \text{ MPa}$ 。

煤层: 抗压强度 $\sigma_c = 8 \text{ MPa}$, 抗拉强度 $\sigma_t = 1.1 \text{ MPa}$, 抗剪强度 $\tau = 1.3 \text{ MPa}$ 。

顶底板: 抗压强度 $\sigma_c = 21 \text{ MPa}$, 抗拉强度 $\sigma_t = 2.4 \text{ MPa}$, 抗剪强度 $\tau = 2.3 \text{ MPa}$ 。

巷道: 巷帮高度 $h_w = 1.9 \text{ m}$, 宽度 $W_0 = 2.7 \text{ m}$, $L = 0.25\sqrt{2}h_w = 0.67 \text{ m}$ 。

综合煤体和顶底板围岩的性质, 选择半煤岩的参数为:

抗压强度 $\sigma_c = 13 \text{ MPa}$, 抗拉强度 $\sigma_t = 1.7 \text{ MPa}$, 抗剪强度 $\tau = 1.8 \text{ MPa}$ 。

2) 巷道自稳平衡拱高度

$$h_{\text{hd}} = W_0 \sqrt{\frac{3P_0}{4P_0 + 12\sigma_t}} = 1.77 \text{ m}$$

3) 确定锚杆长度和间排距

根据自稳平衡拱高度为 1.77 m, 可设计锚杆长度 1.8 m。按照锚杆支护的组合拱理论, 在软岩条件下考虑沿空留巷服务期限长的特点, 设计形成组合拱厚度为 1.0 m, 的特殊等设计组合:

$$a = l - b - c = 1.8 - 1.0 - 0.1 = 0.7 \text{ m}$$

式中: l 为锚杆长度; a 为锚杆间排距; b 为组合拱厚度; c 为锚尾外露长度。因此, 确定锚杆长度 1 800 mm, 锚杆间距和排距均为 700 mm。

4) 锚杆布置

设计的锚网支护如图 8 所示, 可见, 符合“垂

直岩壁原则, 均布原则和放射状原则”。

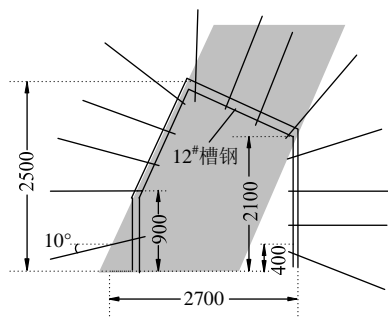


图 8 锚杆支护设计 (mm)

Fig.8 Bolts support design

4 结 论

1) 巷道顶板中拉应力和压应力的分界面形成“自稳平衡拱”, 自稳平衡拱内的岩体为易冒落岩体和极限平衡岩体, 是支护控制的对象。

2) 巷道底板破坏将引起两帮破坏加大, 而巷帮失稳将引起顶板自稳隐形拱扩大。巷道支护设计应当考虑“底板-两帮-顶板”相互影响, 按照极限平衡圈进行整环支护设计。

3) 巷道围岩控制应当按照“治顶先治帮, 治帮先治底, 结合部是关键”的原则进行。

4) 锚杆布置按照“垂直岩壁原则, 均布原则, 放射状原则”进行。锚杆支护施工应遵循“早, 强, 密, 贴”的原则, 保障施工质量。

参考文献:

- [1] 李世平. 岩石力学简明教程[M]. 徐州: 中国矿业学院出版社, 1986: 139-150.
- [2] 中国矿业学院. 井巷工程[M]. 北京: 煤炭工业出版社, 1984: 178-180.
- [3] 董方庭, 宋宏伟, 郭志宏, 等. 巷道围岩松动圈支护理论[J]. 煤炭学报, 1994, 19(1): 22-32.

DONG Fangting, SONG Hongwei, GUO Zhihong, et al. Roadway support theory based on broken rock zone[J].

Journal of China Coal Society, 1994, 19(1): 22-32.

- [4] 康红普. 巷道围岩的关键圈理论[J]. 力学与实践, 1997, 19(1): 34-36.

KANG Hongpu. The theory of key zone surround roadway support[J]. Mechanics and Practice, 1997, 19(1): 34-36.

- [5] 曾祥勇, 邓安福. 锚索与锚杆联合锚固支护岩坡的有限元分析[J]. 岩土力学, 2007, 28(4): 790-794.

ZENG Xiangyong, DENG Anfu. Finite element analysis of rock cutting slope reinforced by combined action of prestressed anchor cable and anchor bolt[J]. Rock and Soil Mechanics, 2007, 28(4): 790-794.

- [6] 杨双锁, 张百胜. 锚杆对岩土体作用的力学本质[J]. 岩土力学, 2003, 24(增刊 2): 279-282.

YANG Shuangshuo, ZHANG Baisheng. The influence of bolt action force to the mechanical property of rocks[J]. Rock and Soil Mechanics, 2003, 24(Sup 2): 279-282.

- [7] 惠兴田. 巷道顶板中的自稳隐形拱[J]. 建井技术, 2000, 21(5): 17-19.

HUI Xingtian. Self-stable invisible arch in roadway roof[J]. Mine Construction Technology, 2000, 21(5): 17-19.

- [8] 黄庆享. 构造破碎带大巷复修的支护理论与实践[J]. 煤炭科学技术, 2008, 36(6): 15-18.

HUANG Qingxiang. Support theory and practices to repair of mine roadway in tectonic broken zone[J]. Coal Science and Technology, 2008, 36(6): 15-18.

- [9] 黄庆享, 董伯林, 陈国红, 等. 急倾斜软煤巷道破坏机理及锚网支护设计[J]. 采矿与安全工程学报, 2006, 23(3): 333-336.

HUANG Qingxiang, DONG Bolin, CHEN Guohong, et al. Failure mechanism of entry in steep soft seam and bolting design[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2006, 23(3): 333-336.