第 23 卷第 5 期 辽宁工程技术大学学报 2004 年 10 月
Vol.23 No.5 Journal of Liaoning Technical University Oct. 2004

文章编号：1008-0562(2004)05-0594-03

组合拱支护理论在软岩巷道锚喷设计中应用

李常文，周景林，韩洪德
(中煤国际工程集团 沈阳设计研究院，辽宁 沈阳 110015)

摘 要：矿井巷道的锚喷支护参数设计时，通常采用工程类比法进行设计,但可能经济上不合理，为了使支护结构尽可能得到优化，从而达到支护费用相对最低的目的，应用组合拱理论对锚喷支护参数进行计算分析，可得出比较合理的参考值。在内蒙古大雁三矿井下巷道设计实践结果表明，组合拱理论是优化软岩巷道锚喷支护参数行之有效的方法之一。

关键词：软岩；锚喷支护；设计；组合拱理论
中图分类号：TD 353.6 **文献标识码**：B

Application of built-up arch theory in soft rock tunnel design

LI Chang-wen，ZHOU Jing-lin，HAN Hong-de
（Sino-coal International Engineering Group, Shenyang Design and Research Institute，Shenyang 110015,China）

Abstract：When carry out the parameter design of anchoring and shotcreting with steel net, an equivalent engineering method could be used, however, this may not be the most economic design. In order to get the best support structure, and achieve the lowest support cost, a built-up arch theory is applied in calculating and analyzing the parameter of anchoring and shotcreting, so as to get a reasonable reference value. The design application in underground tunnel of Dayan No.3 mine Inner Mongolia, shows that the built-up arch theory is an efficient way to optimize the parameter in soft rock tunnel.

Key words：soft rock；support of anchoring and shotcreting；design；built-up arch theory

0 引 言

软岩矿井的巷道围岩控制技术问题一直是影响和制约我国煤矿生产建设的重大技术问题之一。特别是随着矿井采深的不断加大，使得软岩巷道支护问题越来越突出与主要，支护技术会直接影响到矿井巷道投资、采煤工艺与煤矿的经济效益等。

对于软岩巷道的锚喷支护设计，目前主要有工程类比法、理论设计法与信息设计法三种方法[1]。在大多数情况下，巷道支护体系还是依赖于经验设计，即采用工程类比法，类比相似地层矿井的支护方式及厚度作为新矿井巷道的支护形式的依据，然后用某种理论进行验算。

目前，用于锚喷加固解析设计法的理论有多种，本文就组合拱理论在实际设计中的应用进行分析。

1 组合拱理论方法与原理

一般认为，锚喷支护有多种支护作用，但在软岩中，有实验证明，锚喷支护主要起组合拱结构体作用。对于组合拱结构，锚杆是主要构件，以形成组合拱；而喷射砼层与金属网是锚杆形成组合拱所不可缺少的助手，其作用主要是用于维护锚杆间的破碎围岩不被挤出、垮落，以保持组合拱的完整性。组合拱具有两个重要性质：一是组合拱内的岩石强度接近于破坏前的岩石强度；二是组合拱具有较大的可压缩性，属于柔性支护。

有试验表明[2]，即使在碎石中安装预应力锚杆，也可以形成一个承载结构，只要锚杆间距足够小，就能在岩体中产生一个均匀压缩带，它可以承受破裂区上方破碎岩石的径向荷载，称之为锚杆组合拱原理。在著名的新奥法发展过程中，Rabcewicz 提出了按组合拱原理进行锚喷加固设计的方法[3,4]。

1.1 喷射混凝土最大支护力

根据 Rabcewicz 的承压拱理论，当原岩水平应力分量与垂直应力分量之比小于 1 时，巷道可能的破坏形式是在两帮形成楔体剪切滑移，对于半径 r_1 的圆形巷道，两帮楔形滑体的滑移迹线方程式为

$$\rho = r_1 \exp[(\theta - \alpha)\tan\alpha] \qquad (1)$$

收稿日期：2003-09-20
作者简介：李常文（1970-），男，辽宁 丹东人，高级工程师。 本文编校：孙树江

万方数据

式中，ρ 为滑移迹线极半径；α 为岩石剪切破坏角，它是剪切面与最大主应力 σ_1 作用方向间夹角，且有

$$\alpha=\frac{\pi}{4}-\frac{\varphi}{2} \tag{2}$$

式中，ϕ 为岩石内摩擦角；θ 极角，$\alpha\leqslant\theta\leqslant\frac{\pi}{2}$。

将不同 θ 值代入式(1)，可以得到两条对称的楔形滑体滑移迹线。

楔形滑体在巷道边界出露的宽度 b

$$b=2r_1\cos\alpha \tag{3}$$

喷射混凝土最大支护力（承载力）

$$P_{\mathrm{scmax}}=2T_c=\frac{2\tau_c t_c}{b\sin\alpha_c} \tag{4}$$

式中，τ_c 为喷射混凝土抗剪强度，通常取为单轴抗压强度 σ_c 的 20%～43%，即 $\tau_c=(0.2\sim0.43)\,\sigma_c$；$\alpha_c$ 为喷射混凝土剪切破坏角，通常取 $\alpha_c=30°$；t_c 为喷层厚度。

1.2　金属网最大支护力

$$P_{\mathrm{smmax}}=\frac{2\tau_m F_m}{b\sin\alpha_m} \tag{5}$$

式中 τ_m 为金属网所用材料抗剪强度；F_m 为沿巷道轴线方向单位长度金属网横截面积；α_m 为金属网所用材料剪切角。

1.3　锚杆最大支护力

端部锚固式锚杆的支护作用取决于锚头、垫板和锚杆端部的变形特征，它的变形由杆体弹性变形和锚杆在围岩作用下的变形叠加得到

$$u_i=\left(\frac{4l}{\pi d_b^{\,2}E_b}+Q\right)T_{\mathrm{b}} \tag{6}$$

式中，l 为锚杆非锚固段长度；d_{b} 为锚杆直径；E_{b} 为锚杆钢材弹性模量；T_{b} 为锚杆荷载；Q 为与锚头、垫板和锚杆端部的荷载-变形特性有关的量，可以由锚杆现场拉拔试验得到的荷载-变形曲线(图 1)求出

$$Q=\frac{(u_2-u_{cb_2})-(u_1-u_{cb_1})}{T_2-T_1} \tag{7}$$

式中，（u_1，T_1）和（u_2，T_2）是拉拔试验中荷载-变形曲线直线段上两点（图 2）。

端部锚固式锚杆，锚杆刚度 K_b 有如下关系式[5]

$$\frac{1}{K_b}=\frac{S_c S_l}{r_1}\left[\frac{4l}{\pi d_b^{\,2}E_b}+Q\right] \tag{8}$$

式中，S_l、S_c 为锚杆间、排距；端部锚固式锚杆具有最大支护力可以表示为

$$P_{\mathrm{sbmax}}=\frac{T_{bf}}{S_l S_c} \tag{9}$$

式中 T_{bf} 为锚杆锚固力，由现场拉拔试验确定。

考虑抗剪切情况，锚杆应该提供最大支护力是

$$P_{\mathrm{sbmax}}=\frac{T_{bf}}{S_l S_c\cos\alpha}(\cos\alpha-\cos\theta_0) \tag{10}$$

式中，θ_0 为岩石滑移线最大倾角。

由式(1)，当 $\rho=r_1+t$ 时，有

$$\theta_0=\theta+\ln\left(\frac{r_1+t}{r_1}\right)/\tan\theta \tag{11}$$

此处，t 为岩石承压拱厚度。

1.4　岩石承压拱最大支护力

锚喷加固条件下岩石承压拱自身最大支护力

$$P_{\mathrm{srmax}}=\frac{2a}{b}(\tau_r\cos\phi-\sigma_r\sin\phi) \tag{12}$$

式中，a 为岩石承压拱内滑移迹线长度；ϕ 为岩石承压拱内滑移迹线平均倾角；τ_r 为楔形滑体滑动面上剪应力；σ_r 为滑动面上正应力。

从主应力概念出发，则最小主应力 σ_3 可以由下式表示

$$\sigma_3=P_{\mathrm{scmax}}+P_{\mathrm{smmax}}+\frac{T_{bf}}{S_l S_c} \tag{13}$$

最大主应力 σ_1 的值由 Hoek-Brown 经验破坏准则决定[2]

$$\sigma_1=\sigma_3+\sqrt{(m\sigma_c\sigma_3+S\sigma_c^{\,2})} \tag{14}$$

式中，m、S 为岩体经验破坏准则常数。

根据单元体力的分解，可以得到

$$\tau_r=\frac{\sigma_1-\sigma_3}{2}\cos\phi$$

$$\sigma_r=\frac{\sigma_1+\sigma_3}{2}-\frac{\sigma_1-\sigma_3}{2}\sin\phi \tag{15}$$

a 和 ϕ 的表达式根据图 2 的几何关系，可以得到锚喷加固下承压拱的厚度 t 近似式

$$t=\overline{OC}+\overline{O_1C}-\overline{O_1D}-r_1$$

经简化换算得

$$t=(r_1+L)\cos\delta+(r_1+L)\sin\delta\times\tan(45°+\delta)-\frac{(r_1+L)\sin\delta}{\cos(45°+\delta)}-r_1$$

式中，δ 为相邻锚杆间夹角的一半，所以

$$t=(r_1+L)\left[\cos\left(\frac{S_c}{2r_1}\right)+\sin\left(\frac{S_c}{2r_1}\right)\tan\left(\frac{\pi}{4}+\frac{S_c}{2r_1}\right)-\sin\left(\frac{S_c}{2r_1}\right)/\cos\left(\frac{\pi}{4}+\frac{S_c}{2r_1}\right)\right]-r_1 \tag{16}$$

式中，L 为锚杆长度。用式(11)有

$$\phi=\frac{\theta_0-\alpha}{2}=\frac{1}{2\tan\alpha}\ln\left(\frac{r_1+t}{r_1}\right) \tag{17}$$

此时，岩石承载拱滑移迹线长度 a 近似表达式为

$$a=r_1\{\exp[(\theta_0-\alpha)\tan\alpha]-1\}/\sin\alpha \tag{18}$$

万方数据

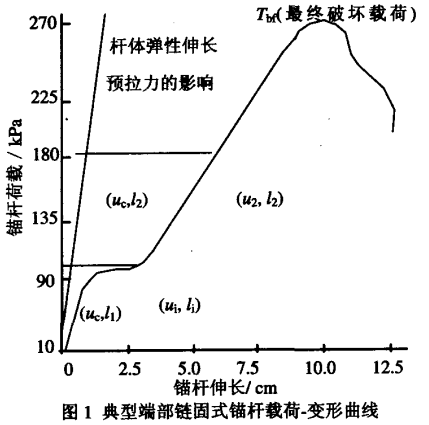


图 1 典型端部链固式锚杆载荷-变形曲线

Fig.1 the load-anamorphic curve of typical end bolting

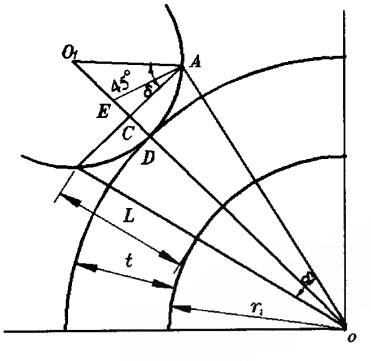


图 2 承压拱厚度计算

Fig.2 thickness calculation of bearing arch

1.5 锚喷加固总支护力

由前述可知，锚喷加固的最大总支护力就是支护系统对巷道围岩施加的径向约束力，作为一种近似，不考虑围岩－支护的相互作用，而将各个支护结构的最大支护力简单相加，得到复合支护结构总的最大支护力

$$P_{swmax}=P_{scmax}+P_{sbmax}+P_{smmax}+P_{srmax} \qquad (19)$$

显然，由此得到的锚喷加固总支护力（即总承载力）并不能作为准确的定量计算参数，但以此为出发点进行的强度校核可以作为锚喷加固设计的重要参考。

根据式(19)得出的 P_{swmax}，再计算支护系统与承压拱受到的围岩压力 P_i，比较 P_{swmax} 与 P_i，以确定支护结构的安全系数 f_s 是否合理，结果不满足要求时，应重新选取参数进行计算。

另外，巷道开挖后，围岩将出现应力集中和变形，当巷道围岩产生一定量变形后，才能架设支护系统。因此，安设支护系统后围岩与支架共同产生的位移可以表示为

$$u_i=\frac{P_i r_i}{k} \qquad (20)$$

式中，P_i 为支护系统受到的围岩压力；r_i 为巷道半径；系统刚度系数。

2 承压拱理论计算实例[6]

大雁矿务局三矿西翼巷道，巷宽 2.4 m，埋深 330 m。原岩应力 P_0=8.64 MPa，λ=1，岩体常数 E=1.0×10^4 MPa，υ=0.2，γ=0.04 MN/m^3，m=0.05，S=0.000 01；ϕ=30°，岩石抗压强度 σ_c=6.62 MPa。锚杆长度 l=2 m，直径 d_b=0.016 m，E_b=207×10^3 MPa，Q=0.156 m/MN T_{bf}=0.06 MN，S_c=0.8 m，S_l=0.8 m。喷射 C_{20} 砼，厚度 200 mm，喷射砼抗压强度 σ_{c1}=10 MPa，剪切破坏角 α_c=30°，挂直径 6 mm 钢筋网，网距 100 mm×100 mm，抗间强 τ_c=175 MPa，剪切角 γ_c=90°。

首先计算锚杆与岩石承压拱最大支护力，根据式(19)，支护系统提供的最大支护力为

$$P_{swmax}=5.38\ (\text{MPa})$$

另一方面，计算支护系统与承压拱承受的围岩压力。

利用式(20)可以近似得到支护系统承受的围岩压力

$$P_i=1.07\ (\text{MPa})$$

由以上计算可见，若锚杆支护系统以承压拱原理为基础，按围岩与支护系统的抗剪强度校核，安全系数是

$$f_s=P_{swmax}/P_i=5.38/1.07=5.02$$

表明设计的支护系统是合理的。

3 结 论

该巷原设计为刚架锚喷支护，造价昂贵，经上述方法确定新的支护设计后，已按新设计施工完毕 4 年多，目前该巷十分稳定。实践证明此支护设计也是合理的，同时也节省了大量的支护费用。

参考文献：

[1] 何满潮,邹正盛,邹友峰.软岩巷道工程概论［M］. 徐州:中国矿业大学出版社，1996.

[2] Lang.T.A. Theory and practice of rock bolting［J］. Trans. AIME. Society of Mining Engineers, 1961,Vol.220:333-348.

[3] 谭学术，复合岩体力学理论及其应用［M］. 北京:煤炭工业出版社，1994.

[4] 朱维申,何满潮.复杂条件下围岩稳定性与岩体动态施工力学[M］.北京:科学出版社，1996.

[5] 朱浮声.锚喷加固设计方法［M］. 北京:冶金工业出版社，1993.

[6] 刘 贵.大雁矿区软岩巷道支护实践［A］.中国煤矿软岩巷道支护理论与实践[C].徐州：中国矿业大学出版社，1996.

万方数据