

隧道底部溶洞顶板安全厚度预测模型

王 勇¹, 孙彩红²

(1. 中交公路规划设计院 北京市 100010; 2. 中国京冶建设工程承包公司 北京市 100088)

摘 要: 以某公路岩溶隧道为背景,采用二维弹塑性有限元方法对隧道开挖进行数值模拟计算,分析隧道底部溶洞顶板安全厚度的影响因素,研究各影响因素与安全厚度的相关变化规律,并用多元回归和支持向量机方法建立能综合体现各影响因素的溶洞顶板安全厚度预测模型,从而为岩溶隧道设计施工提供一定的科学依据和指导。

关键词: 岩溶隧道; 有限元; 安全厚度; 支持向量机; 预测模型

随着我国西南地区交通事业的高速发展,在岩溶地区修建隧道工程不可避免。当前国内在隧道底部溶洞对隧道施工的影响也做了些研究,但尚有很多问题亟待解决。当隧道底部有溶洞时,为了保证隧道施工安全和长期稳定,必须保证岩溶洞穴的失稳破坏不会影响到隧道,因此,很有必要研究如何确定二者之间的最小安全距离。本文将结合某公路隧道穿越岩溶地段的具体情况,运用有限元方法模拟岩溶地段隧道施工,探讨溶洞形态、地质条件等各种因素对溶洞顶板安全厚度的影响,并建立综合考虑各因素共同作用的溶洞顶板安全厚度预测模型。

1 研究思路

合理确定溶洞顶板的安全厚度,应该综合考虑的影响因素较多,主要包括:(1)溶洞洞径 D 、高跨比 R ;(2)岩体物理力学性质参数,如粘聚力 C 、内摩擦角 φ 、弹性模量 E 、泊松比 μ 、容重 γ ;(3)隧道埋深 H 。

本文拟组合交叉各类影响因子建立有限元模型,对某一指定岩溶隧道有限元模型,逐步调整底部溶洞和隧道的距离,不断进行数值模拟计算,直至溶洞和隧道周围的塑性区贯通相连,或顶板剪切破坏面位置大面积岩体剪应力超过岩体抗剪强度,此时两者间的距离即为最小安全厚度。在计算某个因子对此安全厚度的影响时,其他影响因子值保持不变,据此得到各影响因子与溶洞顶板安全厚度之间的关系,建立各影响因子与溶洞顶板安全厚度关系的样

本数据。然后采用支持向量机回归算法和多元回归两种方法,对样本数据分别进行处理,建立各自的顶板安全厚度预测模型,并通过对比以求找到较为精确的预测模型。

2 有限元模型和施工模拟

本次有限元模拟计算是根据实际地质和隧道设计资料,建立模拟隧道开挖支护的二维有限元模型,对单洞双车道隧道进行了隧道穿越地段围岩为Ⅳ级、溶洞位于隧道正下方时的情况,支护结构为曲墙式带仰拱复合衬砌。

2.1 隧道模型和计算参数

由于是针对隧道施工过程来研究溶洞顶板安全厚度预测模型,未考虑运营期间列车动荷载、冲击力及混凝土长期蠕变的影响,只简单地将列车荷载等效成恒载加在结构上;围岩认为是均匀介质,不考虑地下水,并且将溶洞简化为椭圆形。有限元模型所取地层范围如下:水平方向长度为洞跨的 8 倍,即 100 m;下部因存在溶洞,垂直方向由隧道到底部边界为洞跨的 5 倍,即 65 m;上部为模拟地表的自由边界,距离根据埋深确定。模型左、右和下部边界均施加法向约束,地表未受任何约束。所有的有限元分析均由 ANSYS 软件完成。围岩和隧道结构初次衬砌均采用四节点平面单元(PLANE42)加以模拟,模型共划分了 1 766 个单元。计算采用二维弹塑性分析,围岩材料采用 Drucker-Prager 模型。围岩及衬砌的

物理力学参数根据隧道勘测和设计资料中给定的力学参数范围确定。

2.2 隧道开挖模拟

用ANSYS程序提供的单元“生死”处理功能来模拟隧道的分步开挖和支护过程。因围岩为Ⅳ级,采用了上下断面的开挖方式。首先计算溶洞存在时岩体的自重应力场,然后再根据上述方法模拟开挖过程。整个隧道的开挖和支护模拟步骤如下:

(1)开挖洞室上部,用杀死单元来模拟;

(2)对洞室上部进行初期支护,用激活单元并改变单元材料属性来模拟;

(3)开挖洞室下部;

(4)对洞室下部进行初期支护;

(5)做隧洞仰拱;

(6)施加列车荷载。

计算中,通过改变模型溶洞顶板厚度,考察溶洞和隧道的塑性区和顶板岩体剪应力,确定溶洞顶板的安全厚度,图1为其中一个模型的塑性区刚好贯通相连时的塑性区分布图。

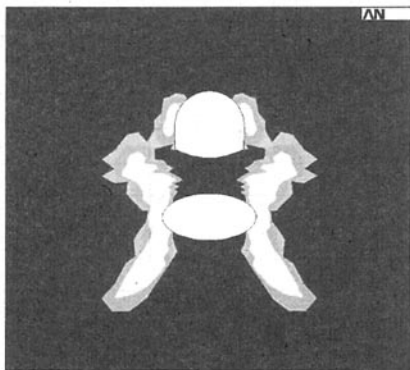


图1 隧道塑性区分布

3 不同影响因子与溶洞顶板安全厚度之间的关系

本文共考虑各种因素不同组合情况下的41种施工模拟模型,建立了41组各影响因子与溶洞顶板安全厚度关系的样本数据。有限元模拟计算各种影响因子的组合情况见表1,各具体参数间的关系见图2。

3.1 溶洞跨度对顶板安全厚度的影响

由图2(1)可知,溶洞跨度对顶板安全厚度的影响较为复杂。当溶洞跨度小于12 m时,溶洞规模还没有达到和隧道相当,跨度增加造成塑性区范围增

大,其所需安全厚度增加;当溶洞跨度大于12 m时,会减小隧道结构的应力集中度,隧道周围塑性区减小,从而造成顶板所需安全厚度减小;但是随着溶洞跨度的增大,顶板附近岩体的剪应力一直在增大,当溶洞规模较大($D > 17$ m)时,顶板附近岩体的剪应力是否达到岩体的抗剪强度成为控制顶板安全厚度的主要因素,且随着溶洞跨度的增大,剪切破坏面处岩体的剪应力也增大,顶板所需的安全厚度也一直在增大。若采用多元回归方法建立预测模型,为实现后面安全厚度预测公式进行多元回归,无疑要考虑溶洞跨度 D 的二次项和三次项来建立安全厚度预测公式。

3.2 高跨比对顶板安全厚度的影响

高跨比对顶板安全厚度的影响也较为复杂,本文着重研究了高跨比小于1时的情况。研究发现,当高跨比小于1时,即对于扁圆形的溶洞,溶洞高跨比 R 与溶洞顶板安全厚度 T 之间存在减函数关系,如图2(2)所示。这是因为椭圆越接近圆形时,其应力集中程度越小,溶洞周围的塑性区也越小,从而所需安全厚度减小。当高跨比大于1时,其所需的顶板安全厚度较小,一般可以2 m作为最小安全厚度。

3.3 粘聚力、内摩擦角对顶板安全厚度的影响

由图2(3)和图2(4)可知,岩体粘聚力 C 和内摩擦角 φ 与溶洞顶板安全厚度 T 之间存在较好的线性减函数关系,且两者变化对安全厚度的影响非常强烈。这是因为围岩材料采用Drucker-Prager模型,粘聚力和内摩擦角直接决定了屈服函数,故两者的变化无疑会对塑性区的分布产生较大影响,这也是为什么两者对顶板安全厚度影响较大的原因。

3.4 弹性模量、泊松比对顶板安全厚度的影响

由图2(5)可知,岩体弹性模量 E 对溶洞顶板安全厚度 T 的影响较小,其变化曲线基本呈水平状态。这是因为弹性模量对变形量影响较大,但对塑性区的分布无太大影响,故可将弹性模量排除在主要影响因子之外。由图2(6)可知,岩体泊松比 μ 与溶洞顶板安全厚度 T 之间表现为减函数关系,且泊松比变化对安全厚度的影响不像粘聚力和内摩擦角那么明显,泊松比有所增加时,其所需的顶板安全厚度即有一定减小。这是因为岩体侧压力系数 k_0 随泊松比微小增加而有较大幅度提高,这样当其他条件相同时,在岩体最大主应力不变的情况下,对应的最小主应力将增大很多,从而使岩体更不易于屈服,顶板所需安全厚度减小。

表 1 各影响因子组合情况及计算结果

影响因子	序号	跨度 m	高跨比	粘聚力 MPa	内摩擦角 (°)	埋深 m	容重 kN/m ³	泊松比	弹性模量 GPa	模拟 安全厚度 m	拟合安全厚度/m	
											多元回归	支持向量机
D	1	8	0.5	0.6	37	100	22	0.32	3.6	6.6	6.090	6.601
	2	9	0.5	0.6	37	100	22	0.32	3.6	6.9	7.221	6.901
	3	10	0.5	0.6	37	100	22	0.32	3.6	7.6	7.728	7.599
	4	11	0.5	0.6	37	100	22	0.32	3.6	8.1	7.759	8.099
	5	12	0.5	0.6	37	100	22	0.32	3.6	8.2	7.461	8.199
	6	13	0.5	0.6	37	100	22	0.32	3.6	7.8	6.983	7.799
	7	14	0.5	0.6	37	100	22	0.32	3.6	6.6	6.470	6.601
	8	15	0.5	0.6	37	100	22	0.32	3.6	6.5	6.070	6.499
	9	16	0.5	0.6	37	100	22	0.32	3.6	6	5.930	6.001
	10	17	0.5	0.6	37	100	22	0.32	3.6	6.8	6.198	6.799
	11	18	0.5	0.6	37	100	22	0.32	3.6	7.8	7.021	7.801
	12	19	0.5	0.6	37	100	22	0.32	3.6	9.3	8.546	9.299
	13	20	0.5	0.6	37	100	22	0.32	3.6	10.3	10.920	10.299
R	14	16	0.1	0.6	37	100	22	0.32	3.6	8.4	8.838	8.399
	15	16	0.3	0.6	37	100	22	0.32	3.6	7	7.354	7.001
	16	16	0.7	0.6	37	100	22	0.32	3.6	4.4	4.387	4.401
	17	16	0.9	0.6	37	100	22	0.32	3.6	2.5	2.903	2.501
γ	18	16	0.5	0.6	37	100	21	0.32	3.6	4.9	4.891	4.901
	19	16	0.5	0.6	37	100	21.5	0.32	3.6	5.5	5.381	5.499
	20	16	0.5	0.6	37	100	22.5	0.32	3.6	6.4	6.361	6.399
	21	16	0.5	0.6	37	100	23	0.32	3.6	6.9	6.851	6.899
C	22	16	0.5	0.5	37	100	22	0.32	3.6	9.4	9.291	7.101
	23	16	0.5	0.55	37	100	22	0.32	3.6	7.5	7.581	6.754
	24	16	0.5	0.65	37	100	22	0.32	3.6	4.2	6.364	5.232
	25	16	0.5	0.7	37	100	22	0.32	3.6	2.5	6.356	4.811
φ	26	16	0.5	0.6	31	100	22	0.32	3.6	8.6	8.540	8.599
	27	16	0.5	0.6	33	100	22	0.32	3.6	7.3	7.650	7.301
	28	16	0.5	0.6	37	100	22	0.32	3.6	6	5.871	6.001
	29	16	0.5	0.6	39	100	22	0.32	3.6	4.8	4.981	4.801
μ	30	16	0.5	0.6	37	100	22	0.31	3.6	8.1	8.508	7.766
	31	16	0.5	0.6	37	100	22	0.32	3.6	7.6	7.729	7.599
	32	16	0.5	0.6	37	100	22	0.34	3.6	6.1	6.171	7.239
	33	16	0.5	0.6	37	100	22	0.35	3.6	5.2	5.392	7.162
H	34	16	0.5	0.6	37	85	22	0.32	3.6	2.7	2.995	2.701
	35	16	0.5	0.6	37	90	22	0.32	3.6	4.1	3.954	4.099
	36	16	0.5	0.6	37	110	22	0.32	3.6	7.7	7.788	7.701
	37	16	0.5	0.6	37	120	22	0.32	3.6	9.6	9.705	9.599
E	38	16	0.5	0.6	37	100	22	0.32	1.6	6	5.999	5.871
	39	16	0.5	0.6	37	100	22	0.32	2.6	6	5.999	5.871
	40	16	0.5	0.6	37	100	22	0.32	4.6	6	5.999	5.871
	41	16	0.5	0.6	37	100	22	0.32	5.6	6	5.999	5.871

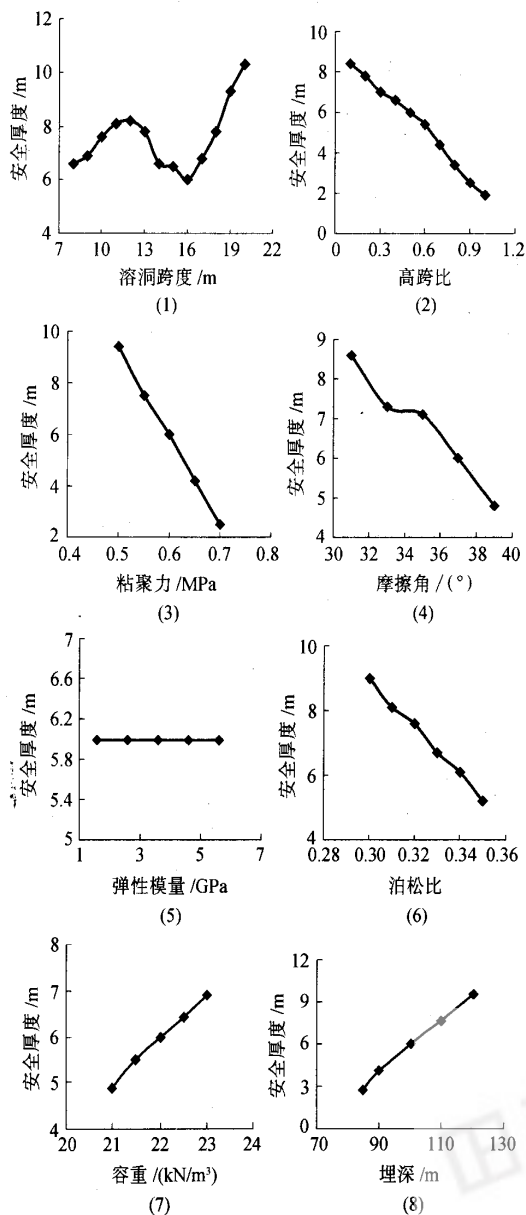


图2 各影响因素与安全厚度关系曲线

3.5 容重、埋深对顶板安全厚度的影响

容重和埋深对安全厚度的影响类似,由图2(7)、图2(8)可知,岩体容重 γ 和隧道埋深 H 与溶洞顶板安全厚度 T 之间存在非常好的线性增函数关系。

4 溶洞顶板安全厚度预测数学模型

4.1 多元回归分析方法

采用多元回归分析方法的思路是,通过拟合确定各影响因素与顶板安全厚度 T 之间的关系,分别得到其关系式,即 $T=T(D)$, $T=T(R)$, $T=T(C)$,

$T=T(\varphi)$, $T=T(\mu)$, $T=T(\gamma)$, $T=T(H)$,确定各因子与安全厚度间的合理关系,为最终建立溶洞顶板安全厚度预测模型提供基础蓝本。然后进一步组合出所有影响因素与顶板安全厚度之间的统一关系式,即 $T=(D,R,C,\varphi,\mu,\gamma,H)$,该式为复合函数,可通过多元回归分析得到具体表达式。

表2即为各影响因素与顶板安全厚度之间的关系式,以及相应的相关系数。通过前面的影响因素与顶板安全厚度的关系曲线,以及两者之间关系式的相关系数可以看出,除溶洞跨度外各影响因素与顶板安全厚度之间均存在较好的线性关系,最小的相关系数也达到了0.98左右,精度较高;溶洞跨度与安全厚度采用三次多项式函数描述也是合理的,其相关系数达到了0.94左右。

表2 各影响因素与顶板安全厚度关系式

影响因素	关系式	相关系数
溶洞跨度(D)	$T=0.02D^3-0.82D^2+10.5D-35.7$	0.944 2
高跨比(R)	$T=-7.32R+9$	0.994 1
粘聚力(C)	$T=-34.2C+26.44$	0.999 5
内摩擦角(φ)	$T=-0.445\varphi+22.335$	0.982 1
泊松比(μ)	$T=-74\mu+31.17$	0.997 6
容重(γ)	$T=0.98\gamma-15.62$	0.997 7
埋深(H)	$T=0.192H+31.17$	0.997 8

因岩溶隧道处于以上各影响因素共同作用的复杂环境下,故溶洞顶板安全厚度的预测数学模型必须同时考虑以上因子的共同作用。依据前面对各影响因素和顶板安全厚度的关系分析,可以看出各因子与顶板安全厚度之间均存在较好的线性或三次多项式函数关系,故建立安全厚度预测模型时,可首先假定 T 与 D 、 R 、 C 、 φ 、 μ 、 γ 及 H 之间存在如下关系:

$$T=A_1D^3+A_2D^2+A_3D+A_4R+A_5C+A_6\varphi+A_7\mu+A_8\gamma+A_9H+A_{10} \quad (1)$$

式中: $A_1\sim A_{10}$ 为待定系数。

依据数值计算结果,将 D (m)、 R 、 C (MPa)、 φ (°)、 μ 、 γ (kN/m³)及 H (m)作为自变量, T 作为因变量,采用多元回归方法,将表1中的41组数据带入方程,优化求解待定系数 $A_1\sim A_{10}$,从而获得顶板安全厚度预测数学模型,即式(2)所示,其相关系数达到了0.951 5,精度较高。

$$T=0.025D^3-0.97D^2+12.37D-7.24R-42.09C-0.61\varphi+0.24H+1.6\gamma-42.3\mu-37.14 \quad (2)$$

4.2 支持向量机回归方法

支持向量机(Support Vector Machines, 简称 SVM)是基于统计学习理论的一种新的通用学习方法,既有严格的理论基础,又能较好地解决小样本、非线性、高维数和局部极小点等实际问题。对于非线性回归问题,支持向量机先使用一个非线性映射把数据映射到一个高维特征空间,再在高维特征空间进行线性回归。从前面洞跨对安全厚度影响的分析可以看出,两者之间就存在明显的非线性关系,这在线性回归中是没办法处理的,而支持向量机的回归算法却能较好地解决这个问题。对于特定问题,如何确定合适的核函数是非线性回归的关键,通过对预测效果的对比分析,本文采用了RBF核函数。

鉴于多元回归存在的以上问题,及支持向量机在一些问题上的优势,本文又采用了支持向量机回归算法,对样本数据分别进行了处理,建立预测模型,并与多元回归方法进行对比分析。根据上述的支持向量机计算法,采用Matlab语言编写了一个基于支持向量机回归算法的顶板安全厚度预测程序,以此来预测分析。具体做法是,选用表1所列的各影响因子与顶板安全厚度的数据作为学习样本,利用支持向量机程序对这41个样本进行回归,建立顶板安全厚度与8个影响因子的支持向量机预测模型后,再用所建立的预测模型预测各种情况下的顶板安全厚度。

表1列出了41个样本的实际安全厚度和两种方法的拟合安全厚度,采用支持向量机方法除个别边缘学习样本的自拟合结果可能出现较大偏差外,其他多数样本的自拟合效果都明显好于多元回归方法。剔除两个误差较大的边缘样本后,其余样本采用支持向量机回归和多元回归方法进行学习样本自拟合的相关系数分别为0.954 3和0.948,对学习样本进行预测的平均相对误差分别为2.87%和7.35%,可见就预测精度而言,支持向量机方法具有一定优势。支持向量机方法的缺点是对于边缘地带的个别样本数据拟合误差较大,也就是其预测外延性较差;另外由于安全厚度预测程序用Matlab语言编写,对于工程人员来说,不像多元回归得到的公式那样直观实用。用多元回归方法得到的预测模型的优点是适合工程人员使用,精度也有一定保证。其缺点是各因子之间的其他相互影响在以上公式中很难得到体现,无疑会对预测模型进行预测时的精确度产生一定影响。但从式(2)较高的相关系数可以看出,即使

存在以上偏差,多元回归预测公式的总体预测效果也有一定的保障,可以满足隧道工程要求。

5 结语

(1)用有限元方法模拟隧道开挖,能较真实地反映结构的内力、变形和塑性区情况,适用于对溶洞顶板安全厚度的评价。

(2)影响溶洞顶板安全厚度的因素较多,但其中以反映岩体抗剪强度的因素,如粘聚力、内摩擦角等因素影响最大,岩体的泊松比、容重和埋深次之。通过以上模拟可知,溶洞跨度对安全厚度的影响呈三次曲线关系,而其他各主要影响因子和溶洞顶板安全厚度之间的关系则可以用线性关系描述。

(3)在顶板安全厚度预测中,引入人工智能领域的支持向量机回归算法,能很好地解决一些难题。和用多元回归方法最终建立的预测模型相比,支持向量机方法具有精度较高、预测模型归一性强、能够体现各因子之间相互影响等优点,但其预测的外推效果比较差,在工程应用上也不像多元回归方法得到的预测公式那样简单实用。

(4)虽然两种方法均存在缺点,但两者最终给出的顶板安全厚度预测模型都能够充分考虑各影响因子的联合作用,从其相关系数可以看出,两个数学预测模型具有较高的精度,能够满足工程需要,可为实际工程提供一定的参考。

参考文献:

- [1] 赵明阶,敖建华. 隧道底部溶洞对围岩变形特性的影响分析[J]. 重庆交通学院学报,2003,22(2).
- [2] 潘昌实. 隧道力学数值方法[M]. 北京:中国铁道出版社,1995.
- [3] 王丽霞,等. 哈尔滨市松花江隧道顶部覆土安全厚度预测模型[J]. 岩石力学与工程学报,2003,22(5).
- [4] 黄润秋,陈尚桥,等. 重庆市浅埋地下洞室安全顶板厚度研究[J]. 工程地质学报,1998,6(2).
- [5] 廖春芳,彭衡和,等. 岩溶及采空区路基岩层顶板安全厚度确定方法研究[J]. 公路,2003,(1).
- [6] 刘涛. 精通ANSYS[M]. 北京:清华大学出版社,2002.
- [7] 美国 ANSYS Inc. ANSYS 使用手册[M]. 北京:美国 ANSYS 公司北京办事处,1998.
- [8] Vladimir N Vapnik. The Nature of Statistical Learning Theory [M]. NY: Springer-Verlag, 1995.
- [9] Gavin C Cawley, Nicola L C Talbot. Improved sparse least-squares support vector machines [J]. Neurocomputing,2002,48.

文章编号: 0451-0712(2006)05-0233-05

中图分类号: U453.5

文献标识码: A

高海拔区特长公路隧道网络通风 仿真与优化分析

金文良, 谢永利, 李宁军, 仇玉良

(长安大学公路学院 西安市 710064)

摘 要: 针对新七道梁特长公路隧道海拔高、气候多变、洞内气流复杂等特点, 运用网络通风理论, 对不同工况下通风系统进行仿真分析, 论证该隧道通风方案的合理性, 优化通风设计和通风模式, 保证隧道通风效果, 降低通风营运费用。

关键词: 公路隧道; 网络通风; 仿真; 通风方案

新七道梁隧道位于甘肃省兰州市以南 17 km 处, 是国道 212 线与马衔山主山脊向西北延伸的相交点, 也是国道 212 线兰州~临洮高速公路上的控制工程, 双洞单向行驶, 两洞轴线相距 45 m。上行线隧道长 4 003.19 m, 纵坡为 +2.05%, 平均设计标高为 2 216.68 m; 下行线隧道长 4 070 m, 纵坡为 +2.11%, 平均设计标高为 2 219.75 m。隧道内设计行车速度为 60 km/h。

新七道梁隧道是我国目前海拔 2 200 m 以上已建的最长高速公路隧道, 所采用的全射流纵向通风加浅竖井送排式通风方式, 国内还没有此类隧道建

设的先例。该隧道具有特长、高海拔、气候多变、双洞单向交通、洞内气流复杂等特点, 仅运用一般的通风计算还不能完全把握隧道通风系统中气流的变化规律以及相应的流场状态, 因而也就无法针对可能发生的各种工况条件制定出合理可行的气流控制方案。就我国具体情况而言, 西部地区是我国相对经济比较落后的地方, 随着经济的逐渐发展, 隧道内交通量会随着增大, 这就需要解决这种前后交通量差异所造成的投资浪费, 或供风量与需风量严重不符的现象。新七道梁公路隧道由于其工程的重要性和物流的特殊性, 本文针对以上问题, 运用网络通风理论,

收稿日期: 2005-11-03

[10] Steve R Gunn. Support Vector Machines for Classification and Regression[R]. Technical Report, University of Southampton, 1998.

Forecasting Model of Safe Thickness for Roof of Karst Cave Under Highway Tunnel

WANG Yong¹, SUN Cai-hong²

(1. China Highway Planning and Design Institute (HPDI) Consultants, INC., Beijing 100010, China;

2. Central Resrch Institute of Building&Construction, Beijing 100088, China)

Abstract: By means of FEM numerical simulation, the factors affecting the safe thickness of roof of karst cave are analysed and the effect of every factors on the safe thickness of roof are studied with previous data. Forecasting model of safe thickness of roof is obtained by stepwise regression analysis and SVM, which may offer guidance and reference for the design and construction of similar tunnel.

Key words: karst tunnel; FEM; safe thickness; SVM; forecasting model