

DOI: 10.11779/CJGE201704005

# 深埋隧道软弱围岩渐进性破坏及其锚固效应试验与模拟

徐前卫<sup>1</sup>, 程盼盼<sup>1</sup>, 朱合华<sup>2</sup>, 丁文其<sup>2</sup>, 李元海<sup>3</sup>, 唐卓华<sup>4</sup>

(1. 同济大学道路与交通工程教育部重点实验室, 上海 201804; 2. 同济大学岩土与地下工程教育部重点实验室, 上海 200092;  
3. 中国矿业大学力学与建筑工程学院, 江苏 徐州 221116; 4. 济南轨道交通集团有限公司, 山东 济南 250101)

**摘要:** 针对软弱岩体中隧道开挖过程中出现的塌方破坏问题, 通过室内地质力学模型试验和数值模拟, 对有、无锚杆支护情况下围岩的渐进性破坏过程、岩体地表变形以及岩体内部的应力变化规律进行了对比分析, 所得结论如下所述: ①隧道开挖使得上覆岩层荷载向隧洞左、右两侧转移, 拱腰以下岩体往往率先剪切破坏, 锁脚锚杆可有效制止岩体初始剪切破坏; ②围岩破坏自洞周逐渐向岩体深部发展, 沿与水平面夹角为  $45^\circ + \varphi/2$  的方向产生两个滑动面, 并在洞顶形成一自然平衡拱, 锚杆支护可有效减小岩体塌落范围; ③锚杆的存在大大改善了围岩的应力状态, 不仅提高了拱腰岩体剪切起裂荷载值, 而且还使得拱顶岩体在破坏前可承担更大的上覆荷载; ④塌落区内的岩体切向应力呈“跌落式”下降, 此特征可用于判断岩体塌落范围及为隧道塌方预警服务。

**关键词:** 软弱围岩; 渐进性破坏; 锚固效应; 模型试验; 数值模拟

中图分类号: TU41; U45 文献标识码: A 文章编号: 1000-4548(2017)04-0617-09

作者简介: 徐前卫(1973-), 男, 安徽巢湖人, 博士, 副教授, 主要从事隧道与地下工程等领域的教学与科研工作。  
E-mail: xuqwtju@126.com.

## Experimental and numerical studies on progressive failure characteristics of weak surrounding rock mass of tunnel and its anchoring effect

XU Qian-wei<sup>1</sup>, CHENG Pan-pan<sup>1</sup>, ZHU He-hua<sup>2</sup>, DING Wen-qi<sup>2</sup>, LI Yuan-hai<sup>3</sup>, TANG Zhuo-hua<sup>4</sup>

(1. Key Laboratory of Road and Traffic Engineering of Ministry of Education, Tongji University, Shanghai 201804, China; 2. Key Laboratory of Geotechnical and Underground Engineering of Ministry of Education, Tongji University, Shanghai 200092, China; 3. School of Mechanics and Civil Engineering, China University of Mining and Technology, Xuzhou 221116, China; 4. Jinan Metro Co., Ltd., Jinan 250101, China)

**Abstract:** In view of the collapse accidents encountered in the process of tunneling in weak and fractured rock mass, scaled model tests and numerical simulations are developed to study the progressive failure process of surrounding rock mass as well as the characteristics of ground surface deformation and stress of rock mass under different bolt support modes. According to the results, the following conclusions can be drawn: (1) Tunnel excavation may cause the overburden load to transfer from the crown to the both side walls, resulting in the shear failure of rock mass below tunnel waist, therefore, the foot lock bolts can be used to halt this initial failure. (2) The failure of rock mass mostly starts from the tunnel periphery and then develops gradually outwards, which eventually leads to the emergence of two sliding surfaces appeared with an angle of  $45^\circ + \varphi/2$  to the horizontal plane and a natural equilibrium arch formed above the tunnel arch, and the bolt support can effectively reduce this collapsed region. (3) Due to the improvement of stress state in surrounding rock mass, bolt support not only increase shear strength value of rock mass at the tunnel waist but also make the rock mass above tunnel crown bear even larger overburden load before completely failure. (4) The tangential stress of rock mass within the collapsed region drops down sharply, and this feature can be used to determine the collapse range of rock mass and is also regarded as the early warning signal for tunnel collapse.

**Key words:** weak rock mass; progressive failure; anchoring effect; model test; numerical simulation

## 0 引言

随着中国交通基础设施建设的大力发展, 在一些岩性比较软弱的地区修建隧道工程的案例越来越多。隧道在施工过程中, 围岩的变形与稳定是决定工程成

败的关键, 因围岩失稳破坏而导致的塌方事故屡有发

基金项目: 国家自然科学基金重点项目(41130751); 国家自然科学基金项目(51174197); 西部交通建设科技项目(2011ZB04)

收稿日期: 2015-08-27

生。有鉴于此, 关于软弱隧道围岩变形失稳及其支护研究一直是学术界和工程界关注的重点。例如程小虎<sup>[1]</sup>、文竞舟等<sup>[2]</sup>分别阐述了围岩松动圈理论、围岩压力计算理论以及锚喷钢架联合支护的复合拱理论, 从而更有效地指导隧道设计与施工; Grose 等<sup>[3]</sup>、时亚昕等<sup>[4]</sup>、以及沙鹏等<sup>[5]</sup>分别通过工程实测或现场试验对隧道围岩变形与支护结构受力特征进行了分析与研究; Jing 等<sup>[6]</sup>、来弘鹏等<sup>[7]</sup>、梁小勇等<sup>[8]</sup>及张成平等<sup>[9]</sup>通过模型试验再现隧道围岩塌方特征及其演化规律; Wei 等<sup>[10]</sup>、郑颖人等<sup>[11]</sup>及陈卫忠等<sup>[12]</sup>通过数值模拟对隧道开挖引起的围岩稳定性与破坏规律进行了研究。另一方面, 作为一种有效的支护技术, 锚杆能充分发挥和提高岩土体的自身强度和自稳能力, 已成为隧道与地下工程领域应用最为广泛的加固手段之一, 为此众多学者也就此开展了大量的研究<sup>[13-17]</sup>。

洞室围岩的变形与破坏是复杂的渐进式发展过程, 尽管前人已对此做了大量研究, 但由于地质条件以及岩体力学性质的复杂性, 这方面的研究仍具有挑战性。本文结合具体的工程实践, 以较软弱的IV级围岩为参照对象, 通过模型试验和数值模拟相结合的方法, 对隧道围岩塌方破坏的渐进过程以及岩体内部应力和变形演化规律开展研究, 并给出合理支护建议, 从而为隧道塌方事故的预防和支护结构设计提供借鉴和参考。

## 1 工程概况

江西武宁至吉安段高速公路, 是大(庆)一广(州)线在江西境内的北段。路线起点位于江西省武宁县鄂赣两省交界处, 终点位于吉安市吉安县大溪村与赣粤高速相接, 共有隧道 24 座, 含连拱隧道 8 座。其中的上奉隧道为例, 该隧道为分离式隧道, 位于修水县上奉镇晏家村与铜鼓县带溪乡下水洞之间山脉之中, 左、右线隧道起迄里程分别为 K88+500—90+977、K88+500—90+972。隧道穿越两条主要山脊, 微地貌以低山丘陵冲沟为特征, 海拔标高 208.0~464.5 m。

如图 1 所示, 隧道穿越地层主要为全风化花岗闪长岩、强风化花岗闪长岩、弱风化花岗闪长岩和微风化花岗闪长岩, 围岩级别主要为 III、IV、V 级不等。根据设计文件, 本隧道采用台阶式开挖, 除明洞结构外, 其余衬砌均按照新奥法原理设计, 采用复合式衬砌。隧址区地质条件复杂, 岩性较为软弱, 且部分地段受断层破碎带等软弱结构面控制, 如果处理不当, 特别容易诱发涌水、突泥和塌方等事故。有鉴于此, 为确保本工程的顺利实施, 需要深入研究软弱隧道围岩稳定性及其塌方破坏的时空效应, 从而更好地指导

工程施工, 并提供必要的加固预防措施建议。

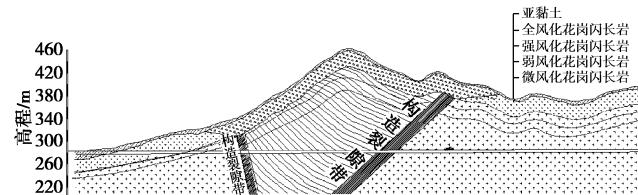


图 1 隧道地质纵断面图

Fig. 1 Geological profile of tunnel in longitudinal direction

## 2 试验方案

不考虑断层破碎带的影响, 只以隧道穿越较多的 IV 级围岩作为研究对象, 并选取 K89+400 断面作为试验参照原型, 隧道埋深在 120 m 左右。

### 2.1 相似原理

根据 Buckingham 定理, 运用相似理论量纲分析法得到相似判据如下:

$$C_{\sigma} = C_l C_{\gamma} , \quad (1)$$

$$C_{\sigma} = C_E C_{\varepsilon} , \quad (2)$$

$$C_{\delta} = C_l C_{\varepsilon} , \quad (3)$$

$$C_{\mu} = 1 , \quad (4)$$

式中,  $C_{\sigma}$  为应力相似比,  $C_l$  为几何相似比,  $C_{\gamma}$  为重度相似比,  $C_E$  为弹性模量相似比,  $C_{\varepsilon}$  为应变相似比,  $C_{\mu}$  为泊松比相似比,  $C_{\delta}$  为变形相似比。

### 2.2 模型试验系统

考虑到模型的几何效应及模型试验装置的实际尺寸限制, 选用几何相似比  $C_l = 50$ , 重度相似比  $C_{\gamma} = 1$ , 强度相似比  $C_{\sigma} = 50$ , 应变相似比  $C_{\varepsilon} = 1$ 。本次试验所模拟的原型隧道跨度和高度分别为 15.5 m 和 8.77 m, 模型隧道的跨度和高度分别为 31 cm 和 17.54 cm。

图 2 给出了该试验装置系统的原理图, 该系统由试验土箱、加载系统和监测系统 3 部分组成。模型箱尺寸为 1600 mm × 1300 mm × 400 mm, 前后两面采用厚度为 20 mm 的钢化玻璃。由于受箱体尺寸所限, 隧洞开挖不考虑分部开挖效应, 只考虑一次性全断面开挖。

加载系统采用液压控制, 借助箱体顶部的反力架和岩体表面的传力板可以将荷载均匀地传递到模型岩体表面。由于条件所限, 试验中很难完全按照既定尺寸将岩体完全模拟出来, 故采取超载加压的方式近似模拟上覆岩层的荷重。试验过程中采取“先挖洞, 后加载, 分级加载”的模式, 最终加载到隧道围岩出现明显破坏为止。应力场的模拟主要是通过布置在箱体两侧的扁千斤顶加压, 根据上奉隧道的地勘资料, 在箱体的两侧布置扁千斤顶, 并按照 0.3 的侧压力系数

施加水平力, 限于试验条件, 在超载加压阶段, 并未再继续增加相应的水平荷载。上覆荷载的施加主要按1~2 kPa的数量递增, 每级荷载持续时间2 min, 若无显著变形, 则继续加载。

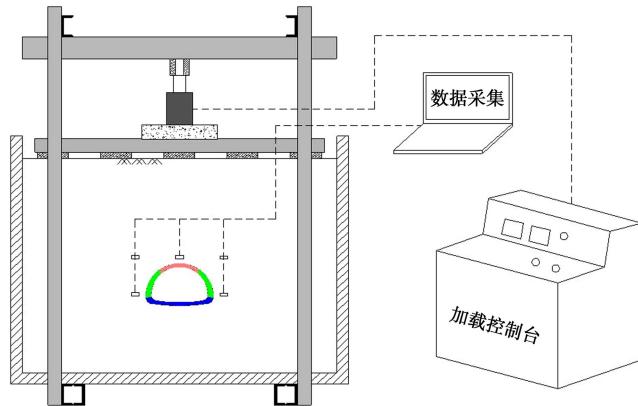


图2 模型试验装置示意图

Fig. 2 Schematic diagram of model test device

监测系统主要包括对隧道围岩破坏演化过程的图像采集、岩体顶部的地表变形量测、围岩内部的应力变化量测等, 具体的数据采集传感器布置如图3所示。在拱顶和拱腰处共布置10个压力传感器, 其中V和H分别表示测读的是竖向应力和水平向应力。

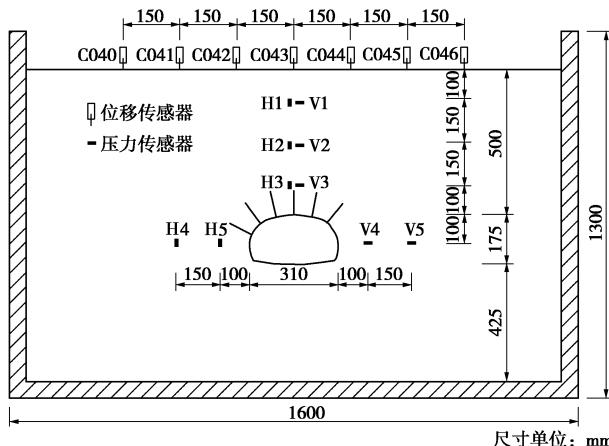


图3 传感器布置图

Fig. 3 Layout of sensors buried in model rock mass

### 2.3 相似材料选择及模型地层制备

#### (1) 岩体的模拟

对于岩体的模拟, 按照前述相似原理, 不仅要考虑到材料重度的相似性, 而且还要考虑强度的相似性。如图4所示, 采用重晶石粉、黄砂为骨料, 以石膏为黏结剂, 以洗衣液和水为调节剂, 将上述材料按“重晶石粉: 砂: 石膏: 水: 洗衣液=12: 4: 2: 1.5: 0.3”的比例配制, 经压制成型后得到符合要求的模型岩体。IV级围岩以及相应的模型岩体力学参数如表1所示。



图4 试验用模型材料照片

Fig. 4 Photo of model materials

表1 围岩物理力学性质指标

Table 1 Mechanical parameters of rock mass

IV级围岩	重度 / (kN·m <sup>-3</sup> )	弹模 / MPa	泊松比	黏聚力 / MPa	摩擦角 / (°)
原型	20~23	1300~600	0.3~0.35	0.2~0.7	27~39
模型	20~23	26~120	0.3~0.35	0.004~0.014	27~39

#### (2) 锚杆的模拟

试验中对锚杆模拟, 主要考虑锚杆的线性刚度  $EA$  ( $E$  为锚杆弹模;  $A$  为锚杆横截面面积) 的相似性。锚杆线性刚度相似关系由下式决定:

$$C_{ES} = \frac{(EA)_p}{(EA)_m} = C_E C_l^2 \quad (5)$$

式中, 下标p和m分别代表原型和模型。

按照相似性要求, 选用长度10 cm, 外径2.5 mm、壁厚0.3 mm铜管作为模型锚杆材料, 并在其上按5 mm间隔刻槽, 刻槽深度0.1 mm, 再涂刷环氧树脂, 用来模拟全长黏结式锚杆的杆体部分。由于原型岩体中锚杆布置较为密集以及锚杆自身直径较小, 在试验时无法完全按照几何相似比的要求等比例缩小, 故按照总抗拔力相等的原则进行一定的等效, 即在试验中用一根较粗的锚杆代替若干根较细锚杆的共同作用。

### 2.4 试验工况

试验主要分为两种工况, 即无支护条件下的隧道毛洞开挖和毛洞开挖后拱顶有局部锚杆支护两类情况。如图3所示, 沿隧道轴线方向共布置6排锚杆, 排间距8 cm; 每排7根锚杆, 以拱顶为中心向两边扩散至拱肩, 锚杆沿隧洞周边的切向间距为5 cm。

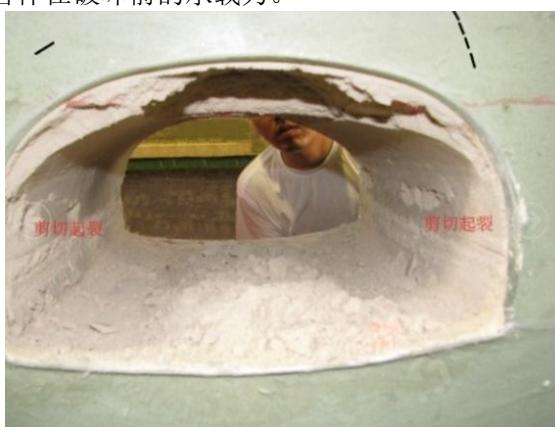
## 3 试验结果分析

### 3.1 加载及破坏情况

图5(a)~(f)给出了无锚杆支护条件下超载加压过程中围岩渐进性破坏的系列照片, 图6(a)~(f)则给出了有锚杆支护条件下超载加压过程中围岩

渐进性破坏的系列照片。

综合这两种工况的试验结果分析, 其围岩的变形破坏特征如下: ①隧道开挖后, 两侧拱腰及以下岩体往往率先剪切破坏, 因此实际施工时宜对拱腰以下岩体及时施作锚杆, 避免初始破坏。②当拱腰岩体被剪切剥落后, 拱腰以上岩体出现不同程度的变形和破坏, 且大都位于自两侧拱脚向上与水平面近似成  $45^\circ + \varphi/2$  滑动面所包围的区间内。③若无锚杆支护, 拱腰处岩体剪切破坏时, 拱肩部位出现向拱顶延伸的剪切裂缝, 并在靠近  $45^\circ + \varphi/2$  滑动面附近出现新的远场裂纹, 如图 5 (c) 所示; 随着上覆荷载的增大, 左右两侧拱肩处岩体逐渐塌落, 形成如图 5 (f) 所示的塌落拱。④若有锚杆支护, 拱腰岩体剪切破坏时, 拱顶岩体虽局部掉落, 但拱肩岩体完好; 随着荷载增大, 在靠近  $45^\circ + \varphi/2$  滑动面附近也出现新的远场裂纹, 如图 6 (c) 所示; 继续超载加压, 新的裂缝绕过锚杆末端并塌落成拱, 但由于拱肩部位锚杆的支承作用, 该处岩体并未完全塌落, 如图 6 (f) 所示。⑤对于无锚杆支护和有锚杆支护两种情况, 拱腰处岩体剪切起裂时的上覆荷载分别为  $10.37 \text{ kPa}$  和  $9.65 \text{ kPa}$ ; 洞顶上方出现明显拱形裂缝对应上覆荷载分别为  $15.48 \text{ kPa}$  和  $28.0 \text{ kPa}$ ; 最终塌落破坏时上覆荷载分别是  $17.63 \text{ kPa}$  和  $28.0 \text{ kPa}$ 。可以看出, 锚杆加固能有效提高拱顶岩体在破坏前的承载力。



(a) 拱腰剪切起裂、拱顶出现裂缝,  $\Delta P = 10.37 \text{ kPa}$



(b) 拱顶、拱腰进一步塌落,  $\Delta P = 11.99 \text{ kPa}$



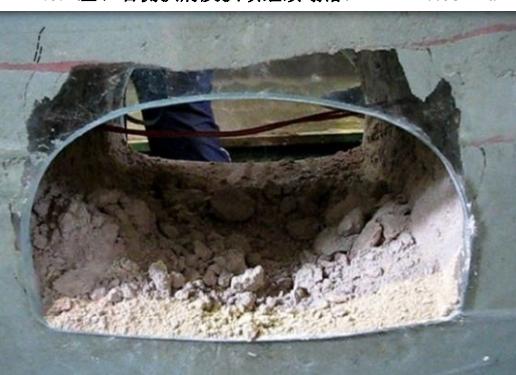
(c) 两腰塌落, 拱顶裂缝成拱,  $\Delta P = 15.48 \text{ kPa}$



(d) 拱顶塌落成拱,  $\Delta P = 17.63 \text{ kPa}$



(e) 左、右侧拱肩及拱顶继续塌落,  $\Delta P = 17.68 \text{ kPa}$



(f) 塌落拱向两侧扩展,  $\Delta P = 21.55 \text{ kPa}$

图 5 无锚杆支护时隧道围岩渐进性破坏过程照片

Fig. 5 Photos of progressive failure of tunnel surrounding rock without rock bolt support

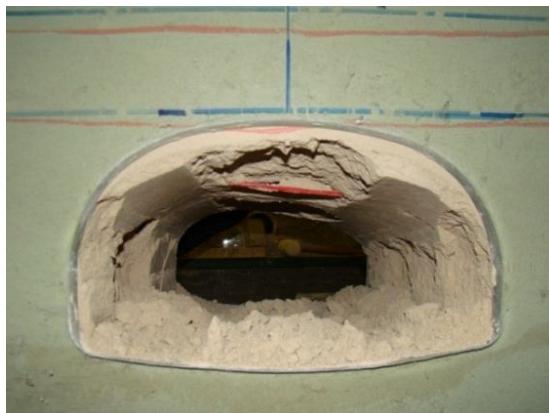
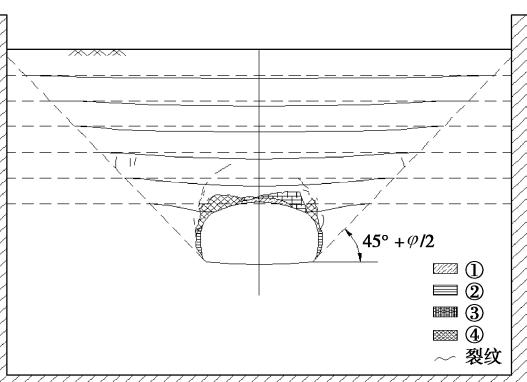
(a) 拱腰剪切起裂,  $\Delta P = 9.65 \text{ kPa}$ (e) 塌落成拱,  $\Delta P = 35.8 \text{ kPa}$ (b) 拱腰剪坏、拱顶局部塌落,  $\Delta P = 13.92 \text{ kPa}$ (f) 塌落拱向外扩展,  $\Delta P = 38.92 \text{ kPa}$ (c) 滑动面附近出现远场裂纹,  $\Delta P = 15.48 \text{ kPa}$ (d) 拱顶局部塌落,  $\Delta P = 28.0 \text{ kPa}$ 

图 7 无锚杆支护时围岩破坏过程素描图

Fig. 7 Sketch map of rock mass failure without bolt support

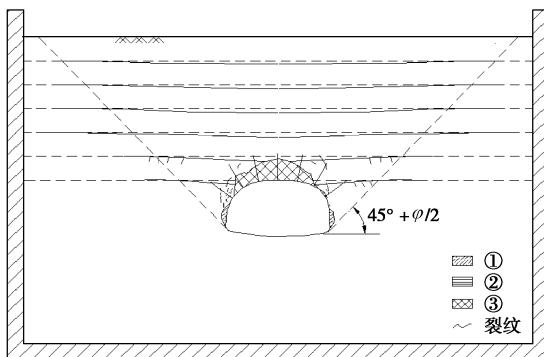


图 8 有锚杆支护时围岩破坏过程素描图

Fig. 8 Sketch map of rock mass failure with bolt support

### 3.2 位移结果分析

图 9, 10 分别为岩体表面各测点随上覆荷载变化的位移发展曲线。可以看出，在拱腰处岩体剪切剥落前，无锚杆支护的地表变形比较剧烈且数值较大，而有锚杆支护的地表变形比较平缓且数值较小，说明锚杆对控制岩层变形有重要作用。其次，无锚杆支护和有锚杆支护时的地表最终变形值分别达到 25 mm 和 35 mm，这说明锚杆支护使岩体可以承受更大变形。

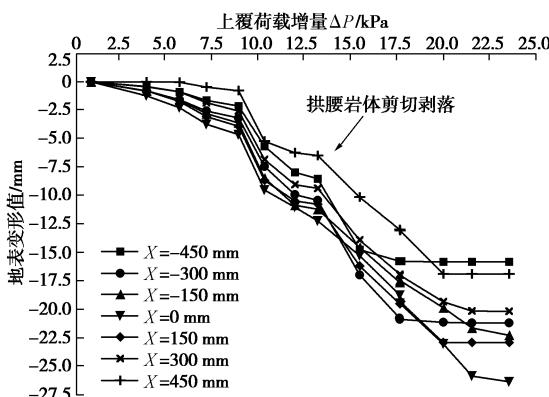


图 9 无锚杆支护时岩体顶部各点位移变化历时曲线

Fig. 9 Displacement curves at monitoring points of top surface without bolt support

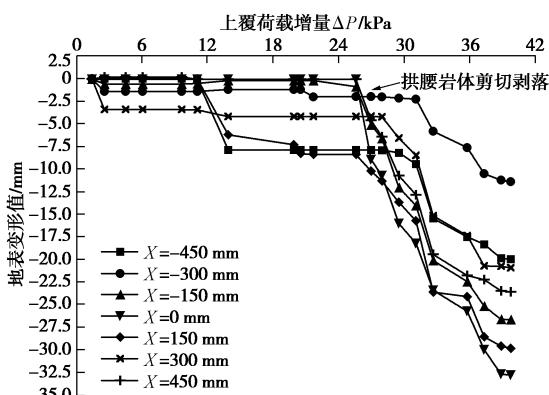


图 10 有锚杆支护时岩体顶部各点位移变化历时曲线

Fig. 10 Displacement curves at monitoring points of top surface with bolt support

需要说明的是，这里采用超载加压来再现岩体破坏过程，所以得到的岩体变形值相对较大，这与实际原型隧道施工时的变形是有所区别的。

### 3.3 应力结果分析

图 11, 12 分别是无锚杆支护和有锚杆支护情况下拱顶上方不同位置处的岩体竖向应力（相当于径向压力）增量分布曲线。可以看出，不管是否有锚杆支护，一旦拱腰处岩体出现剪切破坏，距拱顶  $d=100$  mm 处的竖向应力便开始下降，而当拱顶岩体塌落时，则更是呈急速下降趋势，并最终降低到 0 kPa 以下；随着塌落范围的逐渐增大， $d=250$  mm 处竖向应力增量亦开始逐渐降低。相对而言，无锚杆支护时，竖向应力会更早地进入下降阶段。

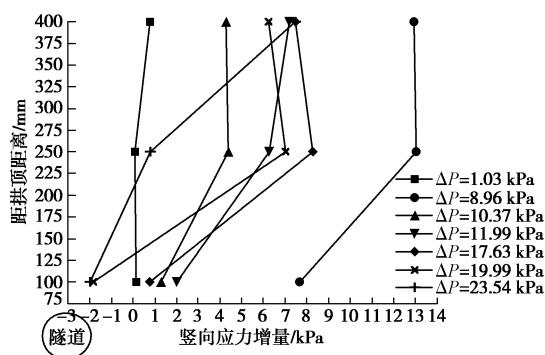


图 11 无锚杆支护时拱顶竖向应力增量分布曲线

Fig. 11 Distribution curves of vertical stress increment of rock mass above tunnel arch without bolt support

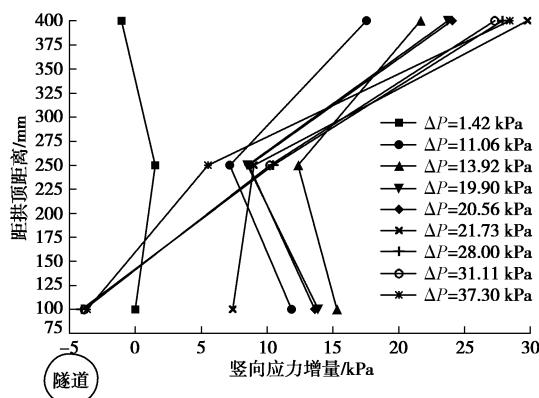


图 12 有锚杆支护时拱顶竖向应力增量分布曲线

Fig. 12 Distribution curves of vertical stress increment of rock mass above tunnel arch with bolt support

图 13, 14 分别是无锚杆支护和有锚杆支护情况下隧道拱顶上方不同位置处的岩体水平向应力（即切向应力）增量分布曲线。可以看出，隧道开挖后，距拱顶较近的  $d=100$  mm 处水平向应力升高最为明显，而当拱顶塌落时，则又呈跌落式下降，这种应力升高和降低的程度均以无锚杆加固时最为明显。

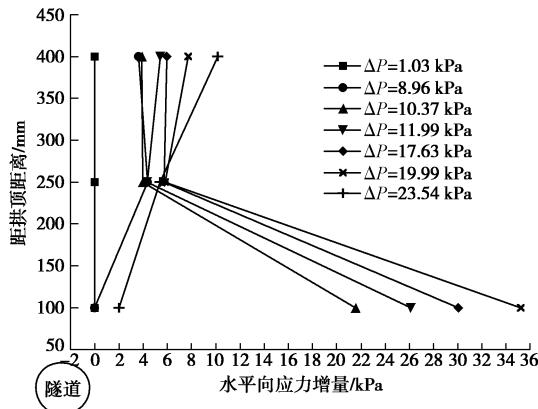


图 13 无锚杆支护时拱顶水平向应力增量分布曲线

Fig. 13 Distribution curves of horizontal stress increment of rock mass above tunnel arch without bolt support

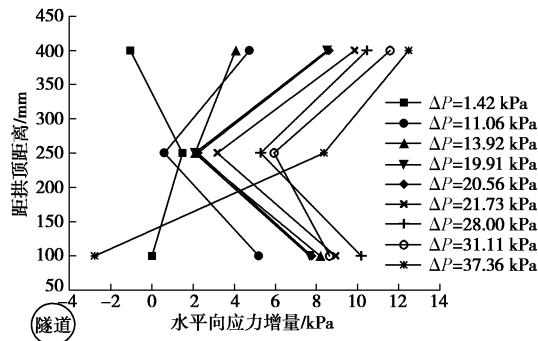


图 14 有锚杆支护时拱顶水平向应力增量分布曲线

Fig. 14 Distribution curves of horizontal stress increment of rock mass above tunnel arch with bolt support

## 4 围岩破坏的数值模拟

### 4.1 计算模型

采用 FLAC<sup>3d</sup> 仿照模型试验尺寸分别建立了无锚杆支护和有锚杆支护两种工况的数值分析模型。有锚杆支护时的计算模型如图 15 所示。

计算模型的边界条件与试验模型一致, 岩体本构模型选用 Mohr–Coulomb 准则, 材料力学参数同表 1 中模型材料一致; 锚杆采用 cable 结构单元模拟, 按相似换算后的弹性模量  $9 \times 10^7\text{ kPa}$ 、抗拉承载力 62 kN。

### 4.2 计算结果分析

#### (1) 位移结果分析

图 16 给出了隧道刚开挖完、 $\Delta P=15.48\text{ kPa}$  及最终破坏时对应两种工况的地表沉降分布曲线。当上覆荷载较小时, 有锚杆支护时地表变形值相对较小且更加平缓; 而当荷载增大到一定程度后, 有锚杆支护的岩体在破坏前则允许产生更大的变形。

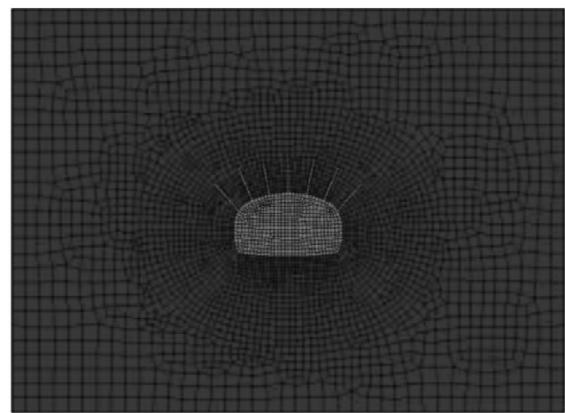


图 15 数值计算模型

Fig. 15 Numerical model

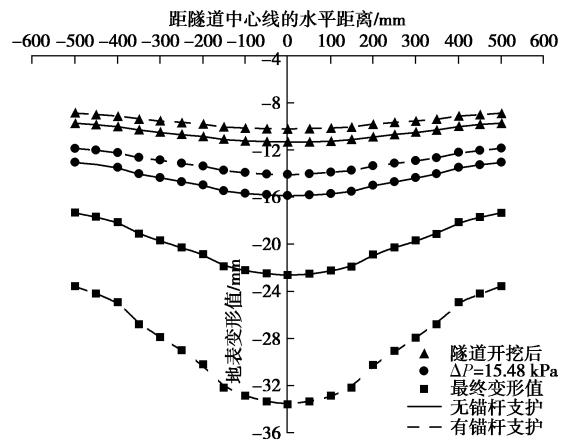


图 16 两种工况下岩体顶部位移分布曲线比较

Fig. 16 Comparison of displacement distribution curves of top surface between two test cases

#### (2) 应力结果分析

由图 17, 18 可以看出, 在隧道开挖前, 拱顶径向应力增量随埋深线性增大, 在隧道开挖后, 则随着距洞壁距离增大由零逐渐增大。此外, 当无锚杆支护时, 径向应力降低范围在拱顶上方 400 mm 位置处, 而有锚杆支护时, 应力降低范围在 300~350 mm 之间。

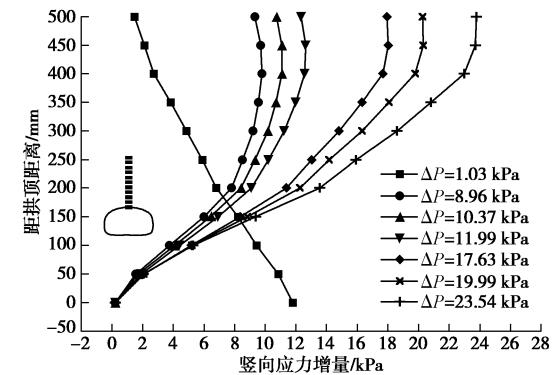


图 17 无锚杆支护时拱顶上方岩体竖向应力增量分布曲线

Fig. 17 Distribution curves of vertical stress of rock mass above tunnel arch without bolt support

由图19、20可知,隧道开挖将引起隧道周边围岩切向应力升高,随着上覆荷载的增加,应力升高区有向上延伸的趋势。无锚杆支护时,切向应力升高区在拱顶上方400 mm范围内,而有锚杆支护时,应力升高区则在300 mm内。

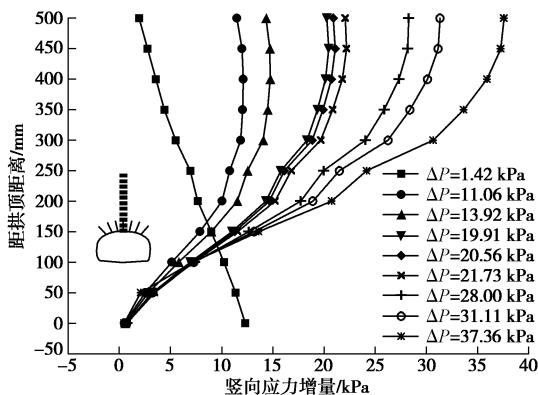


图18 有锚杆支护时拱顶上方岩体竖向应力增量分布曲线  
Fig. 18 Distribution curves of vertical stress of rock mass above tunnel arch with bolt support

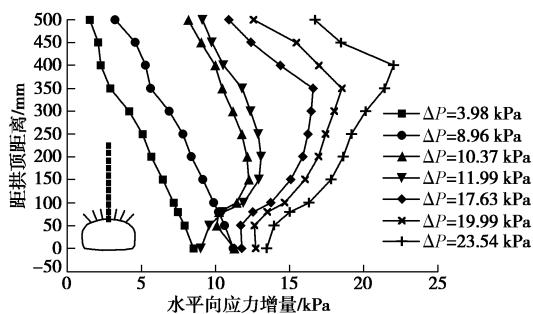


图19 无锚杆支护时拱顶上方岩体水平向应力增量分布曲线  
Fig. 19 Distribution curves of horizontal stress of rock mass above tunnel arch without bolt support

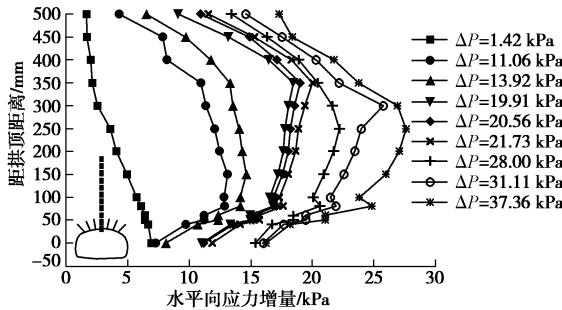


图20 有锚杆支护时拱顶上方岩体水平向应力增量分布曲线  
Fig. 20 Distribution curves of horizontal stress of rock mass above tunnel arch with bolt support

## 5 结 论

本文通过室内模型试验和数值模拟研究了有、无锚杆支护情况下深埋隧道围岩塌方破坏的渐进性过程

及其应力和变形的演化特性,并得出以下主要结论。

(1) 隧道开挖使得上覆岩体荷载向左、右两侧转移,导致拱腰以下岩体往往率先剪切破坏,故在施工中应及时对此施作锚杆以制止岩体的初始剪切破坏。

(2) 隧道开挖后,会在自拱脚向上沿与水平面夹角为 $45^\circ + \varphi/2$ 的方向产生两个潜在滑动面,并在洞顶形成一松动塌落拱;在已塌落区域的外围靠近潜在滑动面附近容易出现新的远场裂纹,该裂纹进一步向拱顶上方延展,直至形成新的塌落拱,锚杆支护有助于制止岩体的进一步塌落。

(3) 在围岩塌落破坏过程中,不仅塌落区内的岩体切向应力呈“跌落式”下降,而且对应的地层变形也急剧增加,此特征可用于判断岩体塌落范围及为隧道塌方预警服务。

(4) 锚杆支护大大改善了围岩的应力状态,不仅提高了拱腰岩体剪切起裂荷载值,而且还使得拱顶岩体在破坏前可承担更大的上覆荷载,从而有助于控制岩层的变形,并延缓拱顶岩体松动破坏的时间。

## 参考文献:

- [1] 程小虎. 改进的浅埋隧道松动围岩压力计算方法[J]. 铁道学报, 2014, 36(1): 100 - 106. (CHENG Xiao-hu. An improved method to calculate the loosening earth pressure on shallow tunnel[J]. Journal of the China Railway Society, 2014, 36(1): 100 - 106. (in Chinese))
- [2] 文竞舟, 杨春雷, 粟海涛, 等. 软弱破碎围岩隧道锚喷钢架联合支护的复合拱理论及应用研究[J]. 土木工程学报, 2015, 48(5): 115 - 122. (WEN Jing-zhou, YANG Chun-lei, SU Hai-tao, et al. Theoretical analysis and application of composite arch for bolt-shot concrete steel frame supported tunnel in weak and fractured rock mass[J]. China Civil Engineering Journal, 2015, 48(5): 115 - 122. (in Chinese))
- [3] GROSE W J, BENTON L. Discussion: hull wastewater flow transfer tunnel: tunnel collapse and causation investigation[J]. Proceedings of the Institution of Civil Engineers, Civil Engineering, 2006, 159(2): 125 - 128.
- [4] 时亚昕, 王明年. 隧道仰拱组合结构的现场试验研究[J]. 铁道学报, 2008, 30(1): 70 - 74. (SHI Ya-xin, WANG Ming-nian. Field test study on composite construction of tunnel invert[J]. Journal of the China Railway Society, 2008, 30(1): 70 - 74. (in Chinese))
- [5] 沙鹏, 伍法权, 李响, 等. 高地应力条件下层状地层隧道围岩挤压变形与支护受力特征[J]. 岩土力学, 2015, 36(5): 1407 - 1414. (SHA Peng, WU Fa-quan, LI Xiang, et al. Squeezing deformation in layered surrounding rock and force characteristics of support system of a tunnel under high

- in-situ stress[J]. Rock and Soil Mechanics, 2015, **36**(5): 1407 - 1414. (in Chinese))
- [6] JING H W, YANG S Q, ZHANG M L, et al. An experimental study on anchorage strength and deformation behavior of large-scale jointed rock mass[J]. Tunnelling and Underground Space Technology, 2014, **43**: 184 - 197.
- [7] 来弘鹏, 林永贵, 谢永利, 等. 支护时机对软弱围岩公路隧道力学特征影响的试验研究[J]. 岩土工程学报, 2009, **31**(3): 390 - 395. (LAI Hong-peng, LIN Yong-gui, XIE Yong-li, et al. Influence of supporting opportunity on stress characteristics of soft-weak surrounding rocks in highway tunnels[J]. Chinese Journal of Geotechnical Engineering, 2009, **31**(3): 390 - 395. (in Chinese))
- [8] 梁小勇, 廪世民, 张春会. 深埋大断面黄土隧道围岩失稳试验研究[J]. 岩土工程学报, 2013, **35**(增刊2): 559 - 563. (LIANG Xiao-yong, HU Shi-min, ZHANG Chun-hui. Failure modes of surrounding rock of deep buried large-section loess tunnel[J]. Chinese Journal of Geotechnical Engineering, 2013, **35**(S2): 559 - 563. (in Chinese))
- [9] 张成平, 韩凯航, 张项立, 等. 城市软弱围岩隧道塌方特征及演化规律试验研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2014, **33**(2): 2433 - 2442. (ZHANG Cheng-ping, HAN Kai-hang, ZHANG Ding-li, et al. Test study of collapse characteristics of tunnels in soft ground in urban areas[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2014, **33**(2): 2433 - 2442. (in Chinese))
- [10] WEI C H, ZHU W C, YU Q L, et al. Numerical simulation of excavation damaged zone under coupled thermal-mechanical conditions with varying mechanical parameters[J]. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 2015, **75**: 169 - 181.
- [11] 郑颖人, 王永甫, 王成, 等. 节理岩体隧道的稳定分析与破坏规律探讨——隧道稳定性分析讲座之一[J]. 地下空间与工程学报, 2011, **7**(4): 649 - 656. (ZHENG Ying-ren, WANG Yong-fu, WANG Cheng, et al. Stability analysis and exploration of failure law of jointed rock tunnel—seminar on tunnel stability analysis[J]. Chinese Journal of Underground Space and Engineering, 2011, **7**(4): 649 - 656. (in Chinese))
- [12] 陈卫忠, 郑东, 于建新, 等. 交叉隧道施工对已有隧道稳定性影响研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2015, **34**(增刊1): 3097 - 3015. (CHEN Wei-zhong, ZHENG Dong, YU Jian-xin, et al. Study on stability of close cross tunnel on existing tunnel[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2015, **34**(S1): 3097 - 3015. (in Chinese))
- [13] CARRANZA Torres C. Analytical and numerical study of the mechanics of rockbolt reinforcement around tunnels in rock masses[J]. Rock Mechanics and Rock Engineering, 2009, **42**(2): 175 - 228.
- [14] 姚显春, 李宁, 陈蕴生. 隧洞中全长黏结式锚杆的受力分析[J]. 岩石力学与工程学报, 2005, **24**(13): 40 - 47. (YAO Xian-chun, LI Ning, CHEN Yun-sheng. Theoretical solution for shear stresses on interface of fully grouted bolt in tunnels[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2005, **24**(13): 40 - 47. (in Chinese))
- [15] 李丹, 夏彬伟, 陈浩, 等. 深埋长隧锚杆对围岩支护效应的模型试验研究[J]. 岩土力学, 2008, **29**(7): 1832 - 1836. (LI Dan, XIA Bin-wei, CHEN Hao, et al. Experimental research on supporting effect of bolts on surrounding rock in deeply buried long tunnel[J]. Rock and Soil Mechanics, 2008, **29**(7): 1832 - 1836. (in Chinese))
- [16] 郭军, 王明年, 谭忠盛, 等. 大跨浅埋黄土隧道中系统锚杆受力机制研究[J]. 岩土力学, 2010, **31**(3): 870 - 874. (GUO Jun, WANG Ming-nian, TAN Zhong-sheng, et al. Anchoring mechanism and effect of systematic rockbolt for shallow buried loess tunnel[J]. Rock and Soil Mechanics, 2010, **31**(3): 870 - 874. (in Chinese))
- [17] 王斌, 王卫军, 赵伏军, 等. 基于巷道围岩自承特性的锚杆锚固效果研究[J]. 岩土力学, 2014, **35**(7): 1965 - 1972. (WANG Bin, WANG Wei-jun, ZHAO Fu-jun, et al. Study of bolt anchoring effect based on self-bearing characteristics of roadway surrounding rock[J]. Rock and Soil Mechanics, 2014, **35**(7): 1965 - 1972. (in Chinese))