

DOI: 10.11835/j.issn.2096-6717.2022.001



开放科学(资源服务)标识码 OSID:



倾斜煤系地层大断面客专隧道大变形 原因分析及处置

康宝祥^{1a,1b}, 宋战平^{1a,1b,1c}, 张庆贺², 许晓静^{1a,1b}, 周冠南^{1b,3}, 潘红伟⁴

(1. 西安建筑科技大学 a. 土木工程学院; b. 陕西省岩土与地下空间工程重点实验室; c. 隧道与地下结构工程研究所, 西安 710055; 2. 徐州工业职业技术学院 建筑工程学院, 江苏徐州 221000; 3. 中国铁建大桥工程局集团有限公司 天津 300300; 4. 中铁北京工程局集团第一工程有限公司, 西安 710100)

摘要: 针对沪昆铁路刘家庄隧道穿越煤系地层施工中发生的大变形现象, 基于理论分析、数值模拟和现场监测方法, 分析隧道发生大变形的原因, 推导并验证了产生大变形的起始位置, 得到了掌子面上方煤层单元体沿倾斜面方向的应力状态与隧道进入含倾斜煤系地层水平距离之间的变化规律, 对倾斜煤层单元体与初期支护结构的应力与变形进行了分析。结果表明: 掌子面上方煤体单元应力状态变化随掌子面进入倾斜煤层下方水平距离的增加, 围岩经历挤压、压剪和剪切滑移3个变形阶段。围岩大变形与初期支护结构破坏均发生在剪切滑移阶段的初期, 应在压剪变形阶段结合现场监测数据对掌子面进行喷射混凝土封闭、注浆加固掌子面上方松散煤层和加强初期支护结构刚度等措施以预防隧道产生大变形。

关键词: 隧道工程; 煤系地层; 围岩大变形; 破坏机理; 数值模拟

中图分类号: U455.7 **文献标志码:** A **文章编号:** 2096-6717(2024)02-0089-11

Causal analysis and disposal on large deformation of large section passenger dedicated line tunnel in inclined coal strata

KANG Baoxiang^{1a,1b}, SONG Zhanping^{1a,1b,1c}, ZHANG Qinghe², XU Xiaojing^{1a,1b},
ZHOU Guannan^{1b,3}, PAN Hongwei⁴

(1a. School of Civil Engineering; 1b. Key Laboratory of Rock and Underground Space Engineering; 1c. Institute of Tunnel and Underground Structure Engineering, Xi'an University of Architecture and Technology, Xi'an 710055, P. R. China; 2. School of Architectural Engineering, Xuzhou College of Industrial Technology, Xuzhou 221000, Jiangsu, P. R. China; 3. China Railway Construction Bridge Engineering Group Co., Ltd., Tianjin 300300, P. R. China; 4. China Railway Beijing Engineering Bureau Group First Engineering Co., Ltd., Xi'an 710100, P. R. China)

Abstract: For Liujiashuang railway tunnel of Shanghai-Kunming through the coal strata in construction of large deformation phenomenon, based on theoretical analysis, numerical simulation and field monitoring method, this

收稿日期: 2021-08-16

基金项目: 国家自然科学基金(52178393); 陕西省创新能力支撑计划-创新团队(2020TD-005).

作者简介: 康宝祥(1989-), 男, 主要从事隧道与地下工程研究, E-mail: kangbx@163.com.

宋战平(通信作者), 男, 博士, 教授, E-mail: songzhp@xauat.edu.cn.

Received: 2021-08-16

Foundation items: National Natural Science Foundation of China (No. 52178393); Innovation Capability Support Plan of Shaanxi Province Innovation Team (No. 2020TD-005)

Author brief: KANG Baoxiang (1989-), main research interests: tunneling and underground engineering, E-mail: kangbx@163.com.

SONG Zhanping (corresponding author), PhD, professor, E-mail: songzhp@xauat.edu.cn.

study investigates the causes of significant deformation in tunnels, focusing on the initial locations of this deformation. It examines the impact of stress states on unit cells aligned with the inclined direction of a coal seam and explores the relationship between tunnel depth and horizontal distance in tilted strata. Additionally, the research analyses the stress and deformation experienced by the element body and the primary support structures in an inclined coal seam. The result showed that the stress state of the coal element above the palm face increases with the horizontal distance between the palm face and the bottom of the inclined coal seam, and the rock mass is subjected to three deformation stages including extrusion, compression shear and shear slip. The large deformation of surrounding rock and the failure of primary support structure both occur in the early stage of shear slip stage, so shotcreting to palm face, grouting reinforcement to coal seam up the palm face and strengthening the stiffness of primary support should be taken to prevent the large deformation of the tunnel in the stage of compression and shear deformation combined with the field monitoring data.

Keywords: tunnel engineering; coal strata; large deformation of surrounding rock; failure mechanism; numerical simulation

隧道围岩大变形破坏机理及处置技术的研究一直是隧道与地下工程建设的难题之一。近年来,随着隧道和地下工程建设的发展,在复杂地质条件下的隧道施工工法比选^[1-2]、支护结构的性能分析与优化设计^[3-5]以及隧道大变形的原因分析^[6-7]与处治措施^[8]等方面的研究均取得了一系列的研究成果。在软弱围岩施工方法与处治措施方面,李生杰等^[9]探讨了隧道穿越煤系地层时围岩的应力与变形规律,提出了围岩大变形的处治方法。彭鹏等^[10]提出了基于综合评价指标的加固参数设计方法并应用于实践,可有效减小含软弱夹层围岩的松动区,改善支护结构应力集中现象。霍润科等^[11]研究了定西黄土隧道围岩松动区内应力与位移的分布规律,为同类型黄土隧道的安全施工提供了借鉴和指导。宋战平等^[12]基于数值模拟试验确定了宝兰客专小垭坪浅埋偏压大断面隧道的施工方案。Huang等^[13]通过模型试验与数值模拟相结合的方法,得到了软弱夹层倾角、厚度、距离、位置等因素与围岩损伤区域之间的关系。马时强^[14]通过数值模拟分析得到了软岩大变形条件下围岩压力与变形之间的关系曲线,为大变形让压设计提供依据。张德华等^[15]以阜川隧道支护系统现场试验为基础,运用数值模拟方法揭示了软岩大变形隧道双层支护的作用机理。陈建勋等^[16]对宝汉高速公路连城山隧道不同初期支护结构的现场试验研究,揭示了围岩与支护结构的动态作用机制,提出了有效控制软岩隧道大变形的支护体系与施工方法。在软弱围岩变形机制方面,He等^[17]研究了45°倾斜岩层中反梯形隧道的断裂机理。Qiu等^[18]分析了浅埋隧道围岩的变形机理,提出了控制围岩变形的有效措施。Li等^[19]基于突变理论得到了隧道软弱围岩稳定性的判别方法。杨忠民等^[20]通过研究不同深度隧道开挖的模型试验,给出了预

防隧道大变形的重点支护部位,明确了大变形处治时的支护措施。以上研究为治理隧道大变形积累了丰富的经验,一些研究通过对特征断面进行开挖模拟,确定了开挖方法与支护措施;另一些研究通过模型试验分析了隧道大变形的破坏机理,给出了支护的重点部位,但目前针对隧道开挖过程中软弱夹煤层受力变化引起围岩由小变形向大变形发展的研究较少。

笔者对沪昆铁路刘家庄隧道穿越煤系地层围岩产生大变形灾害的现象进行分析,通过数值模拟试验分析隧道初期支护结构的应力与位移变化,建立简化力学模型推导大变形起始位置的判据,研究掌子面上方软弱夹层单元体随隧道掌子面移动的受力变化过程,分析不同变形阶段围岩的受力与变形特征,对大变形段处置方案与处置效果进行了介绍。

1 工程概况

1.1 工程概况及地质条件

刘家庄隧道是位于贵州省境内关岭—普安区间的双洞双线铁路隧道,线路设计全长7 583 m,设计时速350 km/h。隧道出口段穿越东西走向的西陇断裂带与倾斜煤层,断裂带岩体破碎,地质构造复杂,煤层主要位于洞身D1K923+230~D1K924+140段,厚度约2 m,瓦斯压力为0.85 MPa,地质剖面如图1所示。隧道出口段从大桩号向小桩号掘进,隧道穿越煤层段初期支护完成后产生大变形导致初期支护侵限,掌子面开挖显示出该段岩体由砂岩、泥岩、页岩夹煤层构成,岩层走向与隧道轴向近平行,节理裂隙发育,开挖后部分岩体快速风化为粉末,自稳能力极差,掌子面岩性状况如图2所示。

隧道穿越V级围岩,按V级加强进行设计。原

设计的初期支护为 I25a 型钢拱架, D1K923+905~D1K924+090 段采用 V_[b] 型复合(全封闭)式衬砌,拱部 $\phi 42$ 径向小导管 $L=4.0$ m,壁厚 3.5 mm,环向间距 0.4 m 的 28 根小导管置于 I25a 型钢拱架上,拱架纵向间距 2.4 m。初期支护采用厚度 28 cm 的 C30 气密性喷射混凝土,预留变形量 15 cm,二次衬砌采用厚度 50 cm 的 C35 气密性钢筋混凝土。

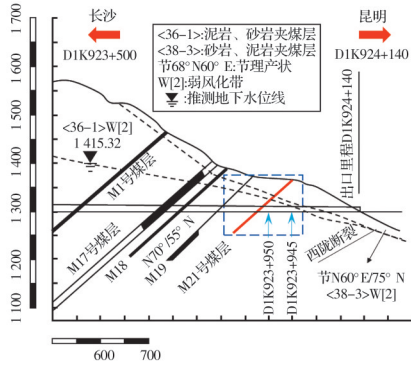


图 1 地质剖面图

Fig. 1 Geological section

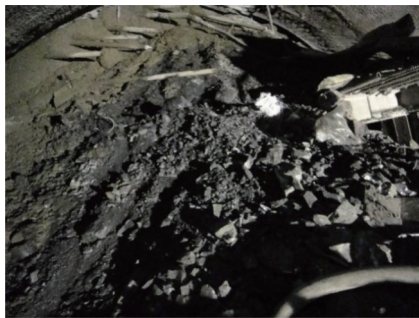


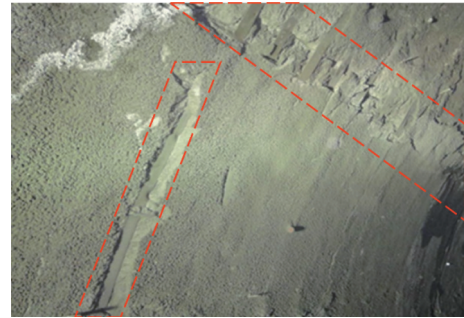
图 2 掌子面围岩状况

Fig. 2 Surrounding rock of tunnel face

1.2 隧道围岩变形情况

刘家庄隧道出口段开挖方式为上下台阶法,开挖进尺为 2 m,钢拱架距离掌子面 2 m,上下台阶开挖间距 2 倍的开挖进尺,下台阶与仰拱间距 3 倍的上台阶开挖进尺。采用原设计的初期支护方案施工至 D1K923+905 断面时,掌子面施工至倾斜煤层附近,强烈的扰动导致岩层中松散破碎的岩块挤压错动,加之地层中富存含瓦斯的大量气体,在禁止焊接的施工条件下,初期支护结构中的锁脚锚管与钢拱架采用预制环的连接方式,难以形成牢固的整体受力体系,最终导致初期支护结构在拱肩部位发生多处较大面积的喷射混凝土剥落破坏,钢拱架扭曲变形严重,节点部位刚度较大,荷载传递过程中在钢拱架节点上部产生应力集中,导致拱架屈曲破坏,出现倾斜错动及撕裂破坏现象;部分喷射混凝土沿钢拱架翼缘脱落,产生环向开裂现象,如图 3 所示。

跟踪施工进行的变形监测显示,隧道围岩变形



(a) 初期支护混凝土脱落



(b) 钢拱架扭曲变形

图 3 隧道破坏情况

Fig. 3 Destruction of tunnel

速率的变化较大,累计变形量持续增长,现场监测到最大变形量达到 357 mm,最大变形速率达到 23 mm/d。该段隧道最终累计变化值与最大变形速率见表 1。

表 1 不同断面变形监测结果

Table 1 The deformation of different monitoring sections

| 编 号 | 断 面 | 累计变形/mm | | 最大变形速率/(mm/d) | |
|-----|------------|---------|------|---------------|------|
| | | 拱顶沉降 | 净空收敛 | 拱顶沉降 | 净空收敛 |
| 1 | D1K923+945 | 24 | 31 | 2 | 3 |
| 2 | D1K923+935 | 40 | 51 | 4 | 4 |
| 3 | D1K923+925 | 60 | 69 | 16 | 4 |
| 4 | D1K923+915 | 165 | 278 | 10 | 15 |
| 5 | D1K923+905 | 301 | 357 | 19 | 23 |

从现场监测数据分析可知,在监测时间段内,断面 D1K923+925 进入倾斜煤层水平距离约 20 m 处,由于该范围内围岩岩性相对较好,测点变形量最大值为 69 mm,且拱顶沉降与净空收敛逐步趋于稳定;断面 D1K923+915 进入倾斜煤层水平距离约 30 m 处,掌子面前方与倾斜煤层水平距离约 20 m,因围岩岩性变化复杂且岩体相对破碎,测点变形量急剧增加,拱顶沉降与净空收敛均大于设计预留变形量 150 mm,稳定迹象不明显。由此可见,该隧道施工中围岩发生小变形与大变形的临界点位于 D1K923+925~D1K923+915 内,该范围内围岩内部的应力与支护结构的受力均发生较为明显的变化。

为对比研究,选取 D1K923+915 为特征断面,对现场监测数据进一步分析,得到变形速率-时间关系曲线如图 4、图 5 所示,该断面前方与倾斜煤层水平距离约 20 m,上台阶开挖共计 16 d,施工前 10 d 内,变形速率较为平缓,测点变形量增长缓慢,10~16 d 施工过程中,变形速率急剧增加,最大收敛速率达 15 mm/d,上台阶初期支护施工完成后变形速率逐渐减小,测点变形量缓慢增加;下台阶开挖后,变形速率陡增,拱顶沉降与净空收敛速率最大值分别为 10、13 mm/d,测点变形量急剧增加,即使在下台阶初期支护施工完成后,变形速率虽有减小,但测点变形量未呈现出收敛态势,在下台阶施工 12 d 后,净空收敛值为 148 mm,已接近设计预留变形量;在经历 70 d 左右的时间后稳定迹象仍不明显,到隧道侵限处置前拱顶沉降累计值为 165 mm,净空收敛累计值为 278 mm,二者均超过设计预留变形量 150 mm。

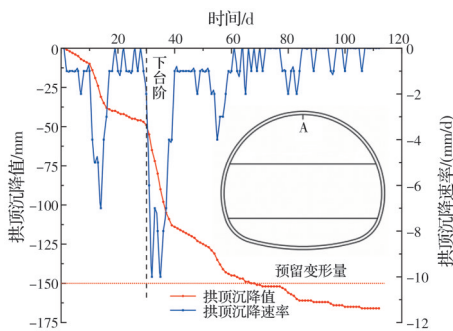


图 4 D1K923+915 断面拱顶沉降-时间曲线

Fig. 4 The cumulative vault subsidence time curves of D1K923+915

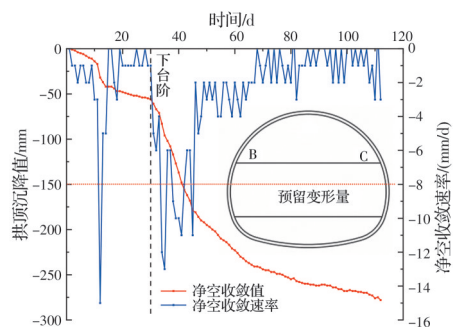


图 5 D1K923+915 断面净空收敛-时间曲线

Fig. 5 The accumulative peripheral convergence time curves of D1K923+915

从该断面变形监测中可以发现,上下台阶施工的过程中变形速率变化频繁、不稳定,尤其是变形量急剧增加阶段的变形速率变化幅值相对较大,证明了开挖断面在接近倾斜煤层的施工过程中,由于含煤系地层围岩内部构造比一般岩体复杂,软弱夹层矿物组成中含有蒙脱石和伊利石,强度相差大,

岩体内部应力变化剧烈,围岩自稳能力差,容易导致初期支护结构产生应力集中现象;净空收敛值大于拱顶沉降值,表明水平应力 σ_H 大于垂直应力 σ_z ,反映出地应力以构造应力为主的特征。

2 数值模拟分析

2.1 模型几何尺寸

针对含倾斜煤层的地质特征,考虑隧道开挖对围岩的有效影响范围,借助 FLAC 3D 有限差分软件,模拟刘家堡隧道的施工力学行为,研究隧道开挖过程中掌子面上方煤层单元体应力与位移变化过程及初期支护的力学性状,为预防隧道大变形提供切实可行的理论基础。数值模拟的里程桩号范围为 D1K923+945~D1K923+905,隧道净高 12.3 m,净宽 14.9 m,综合考虑地层因素与边界约束效应,模型横向方向(X轴)由隧道中心线位置向两侧各取 50 m,上边界(Z轴)至地表,下边界(Z轴)距隧道底部 37 m,沿隧道纵向(Y轴)取 110 m,其中煤层厚度为 2 m,倾角为 55° ,煤层起始位置对应里程桩号为 D1K923+945。隧道与煤层的空间关系:隧道与倾斜煤层走向交角 90° ,即正交穿越倾斜煤层,隧道与煤层的空间关系如图 6 所示。模型侧面及底部边界条件采用固定约束,上表面自由,只考虑岩体的自重应力,忽略构造应力,岩体与初期支护均为实体单元,采用摩尔-库伦(Mohr-Coulomb)强度准则模拟岩体材料,弹性本构(Elastic)模拟初期支护材料。

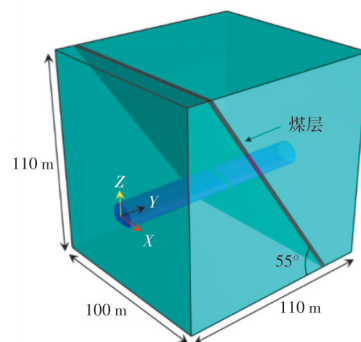


图 6 倾斜煤系地层与隧道的相对位置关系

Fig. 6 Relative position between the inclined coal strata and the tunnel

2.2 计算参数

围岩的力学参数参考所依托隧道工程地质勘察资料,不考虑岩层分界面及煤层内部的结构面作用,结合规范要求,给出围岩、煤层及初期支护结构的物理力学参数见表 2。

表 2 材料物理力学参数

Table 2 Physical and mechanical parameters of materials

| 土层 | 弹性模量 E/GPa | 泊松 比 μ | 重度 γ / (kN/m ³) | 黏聚力 c/kPa | 内摩擦角 φ (°) |
|-------|---------------|---------------|---------------------------------------|--------------|-----------------------|
| 砂岩、泥岩 | 11.2 | 0.32 | 24.0 | 740.0 | 27.0 |
| 煤 | 0.5 | 0.33 | 15.0 | 52.0 | 25.8 |
| 初期支护 | 20.0 | 0.25 | 25.0 | | |

2.3 计算结果及分析

2.3.1 掌子面正上方煤层单元应力分析

图 7 为掌子面开挖至 D1K923+905 时煤层的应力云图,煤层应力整体呈层状近似均匀分布,两侧拱肩附近煤层单元体应力值达到 3.15 MPa,该部位应力集中明显,说明开挖断面离煤层越近,拱肩附近越容易出现破坏,对该部位岩体应进行注浆加固并增加初期支护的刚度;隧道开挖过程中掌子面与煤层水平距离如图 8 所示,不同里程段掌子面上方煤层单元体的应力与位移变化曲线如图 9 所示。

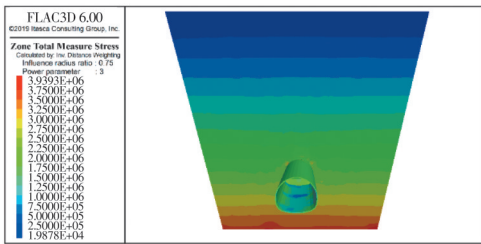


图 7 隧道开挖至 D1K923+905 时煤层的总应力云图

Fig. 7 Total stress contour of inclined coal strata when tunnel is excavated to D1K923+905

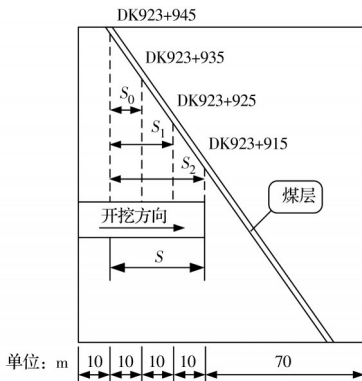


图 8 掌子面与煤层距离关系图

Fig. 8 Distance relation between tunnel face and inclined coal strata

从图 9 给出的不同掌子面上方煤层单元体的应力与位移变化曲线可以看出,掌子面正上方煤体单元的最大主应力与最大剪应力随着开挖距离的增加呈线性增长,最大主应力的增长速率明显高于最大剪应力的增长速率;当掌子面与倾斜煤层起始位置水平距离 $S_1=20$ m 时,掌子面上方煤体单元的竖向位移增长平缓,累计位移为 56 mm,与断面

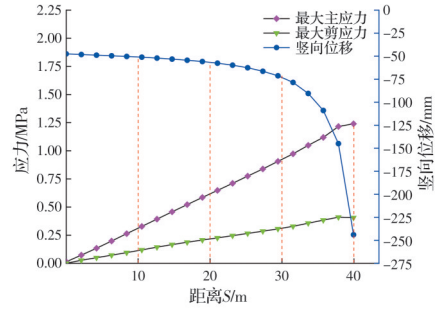


图 9 掌子面上方煤层单元体的应力与位移曲线

Fig. 9 The stress and displacement curve of inclined coal strata unit above the tunnel face

D1K923+925 处实测沉降值较为接近,由此可知,开挖距离小于 S_1 时,煤层的最大正应力与最大剪应力呈线性增大,其应力状态均小于极限应力,体现了岩体与煤层中以挤压变形为主的特征。

当掌子面与倾斜煤层起始位置水平距离 $S_2=30$ m 时,煤体单元的累计位移变化量 74 mm,掌子面介于 $S_1\sim S_2$ 之间时,其上方煤体单元的竖向位移增长速率逐渐变大,煤体单元所受的最大正应力与最大剪应力继续增大,压力作用导致内部裂隙闭合、能量积蓄持续增加。当掌子面与倾斜煤层起始位置水平距离超过 $S_2=30$ m 时,掌子面上方煤体单元的竖向位移增长速率激增,当 $S_3=40$ m 时,煤体单元的累计位移增量为 244 mm。

图 9 还表明,煤层最大主应力、最大剪应力在 $S=38$ m 处出现突变,前者逐渐趋于平缓,后者逐渐趋于零。因此,当掌子面逐渐靠近煤层时,趋于极限受压状态下的煤体单元在开挖卸荷过程中最大剪应力逐渐接近其极限抗剪强度,由于围岩等级较差、开挖过程中掌子面爆破对软弱围岩的扰动、初期支护施作不及时等因素,导致掌子面附近约束不足,围岩挤出变形大,处于极限受力状态下的煤体单元抗剪强度达到极限值,该状态下的煤体单元因压溃导致体积膨胀,破碎的块体沿岩体破裂面产生剪切滑移现象,该阶段倾斜煤层以剪切滑移变形为主。

通过分析掌子面正上方煤体单元应力与位移曲线图,可以得到含倾斜煤层的隧道在开挖过程中煤体单元的应力状态主要经历了受压、压剪和剪切 3 个变化阶段;单元体的竖向位移变化主要经历了变形速率较小的平缓增长阶段(小变形阶段)、变形速率逐渐增大的过渡变形阶段和变形速率激增的大变形阶段;煤层单元体的破坏经历了从压应力为主的裂隙闭合过程到剪应力为主的剪切滑移过程,并伴随着煤体单元压剪应力状态下的体积膨胀现象。

2.3.2 隧道初期支护受力分析

掌子面随着开挖里程的变化,隧道初期支护不同部位的最大主应力、最小主应力与最大剪应力沿隧道纵向分布如图 10 所示。

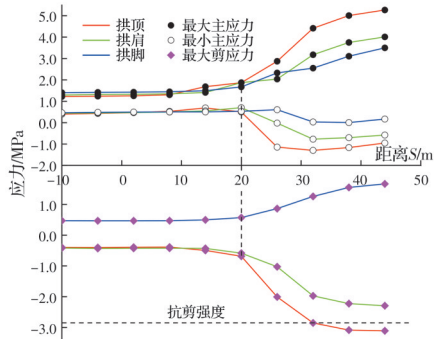


图 10 初期支护不同部位应力变化

Fig. 10 Variation of stress in different parts of the primary support

随着开挖距离的增加,初期支护结构拱顶、拱肩和拱脚处的最大主应力呈现出先缓后陡的增长趋势,最大主应力均为压应力,且拱顶受到的压应力较大,拱肩与拱脚受到的压应力值较小;初期支护各部位最大主应力在掌子面开挖至 $S_1=20$ m 时出现急剧增长趋势,拱顶与拱肩处最大压应力值均达到 1.87 MPa,拱脚处的最大主应力值为 1.67 MPa;在 S_2 附近拱肩与拱脚的最大主应力值波动较大,说明该断面附近岩层应力变化较为复杂;初期支护受到的最大压应力值为 5.27 MPa,未超过 C30 混凝土的抗压强度设计值,支护结构未产生压裂破坏。此时拱肩与拱脚最大压应力值分别为 4.01、3.50 MPa。

随着开挖距离的增加,初期支护拱顶、拱肩和拱脚处的最小主应力呈现出先错峰递增后快速减小,再逐渐增大的趋势,拱顶与拱肩的最小主应力由压应力转变为拉应力,且拱顶处拉应力最大,拱脚最小主应力为压应力;初期支护各部位最小主应力在掌子面开挖至 $S_1=20$ m 后变化明显,拱顶与拱肩最小主应力方向改变,应力变化幅值分别达到 1.80、1.50 MPa;最小主应力突变说明该断面开挖后岩层内部应力变化剧烈,对初期支护结构产生较大的冲击作用,致使初期支护拱顶与拱肩部位由受压状态转变为受拉状态;此时支护结构上的最大拉应力位于拱顶,其值为 1.30 MPa,未超过 C30 混凝土的抗拉强度设计值,结构未产生压裂破坏。

随着开挖距离的增加,初期支护结构拱顶、拱肩和拱脚处的最大剪应力呈现出先缓后快的增长趋势,且拱顶与拱肩处的最大剪应力方向向下,拱脚处所受的剪应力方向向上;掌子面开挖至 $S_1=20$ m

时,初期支护拱顶、拱肩与拱脚处的剪应力值分别为 -0.69、-0.59、0.57 MPa,增长速率平缓;掌子面开挖至 $S_1=20$ m 后,拱顶、拱肩与拱脚处的最大剪应力快速增长,其中拱顶增长速率最大、拱肩次之、拱脚最小;当掌子面开挖至 $S_2=30$ m 时,拱顶最大剪应力值为 2.86 MPa,超过 C30 混凝土抗剪强度设计值 2.85 MPa,支护结构在拱顶处产生剪切破坏现象。

2.3.3 隧道初期支护变形分析

图 11 给出了隧道初期支护不同部位的位移监测曲线,从图 11 中可以看出,随着开挖距离的增加,初期支护拱顶沉降、拱肩变形和拱脚的收敛变形呈现出先平缓后激增,再缓慢的增长趋势,位移激增阶段位于 $S_1=20$ m 与 $S_2=30$ m 之间。

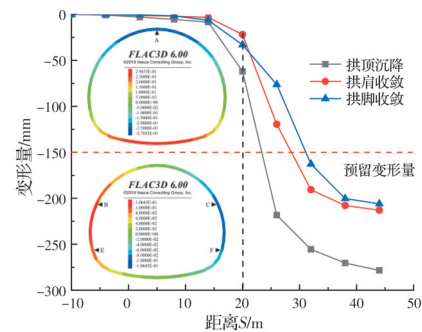


图 11 初期支护不同部位位移监测曲线

Fig. 11 Displacement monitoring curves in different parts of the primary support

表 3 给出了该段隧道数值计算结果与现场实测结果的对比分析结果。由表 3 可见,拱顶沉降最大值为 278 mm,净空收敛最大值为 213 mm;当掌子面开挖至 $S=26$ m 时,拱顶沉降值已经超过隧道设计预留变形量 150 mm;当掌子面开挖至 $S_2=30$ m 时,拱肩与拱脚收敛值均超过设计预留变形量,初期支护产生侵限变形,隧道发生大变形破坏,因此应在掌子面开挖至 $S_1=20$ m 处开始采取相应的施工措施,防止隧道继续开挖引起初期支护破坏。

表 3 计算值与实测值对比

Table 3 Comparison between simulating and measuring values

| 断面 | 掌子面位置 | 拱顶沉降值/mm | | 净空收敛值/mm | |
|------------|------------|----------|-----|----------|-----|
| | | 计算值 | 实测值 | 计算值 | 实测值 |
| D1K923+925 | $S_1=20$ m | 62 | 60 | 33 | 69 |
| D1K923+915 | $S_2=30$ m | 245 | 165 | 164 | 278 |
| D1K923+905 | $S_3=40$ m | 275 | 301 | 210 | 367 |

由于数值模拟的围岩属于均匀介质且地层关于隧道中轴线对称,忽略了实际岩层中的瓦斯压力、节理裂隙、地下水以及施工过程中爆破振动等

因素的影响,导致数值计算结果与现场实测值存在一定差异,但数值计算得到的位移分布规律与监测结果趋势一致,表明数值模拟基本可以反映实际隧道围岩和初期支护的应力、变形与破坏规律,可为预防隧道大变形灾害提供理论指导和参考。

综上所述,隧道掌子面开挖距离小于 $S_1=20\text{ m}$ 时,初期支护各部位的最大主应力值、最小主应力值及最大剪应力值均小于 C30 混凝土强度设计值,支护结构各部位的位移变化量均小于设计预留变形量,初期支护未发生破坏;当掌子面开挖距离大于 $S_2=30\text{ m}$ 时,拱顶处的最大剪应力值达到了 C30 混凝土的抗剪强度设计值,拱顶沉降值与拱肩收敛值超过隧道设计预留变形量,初期支护发生剪切破坏,导致隧道出现变形侵限现象。

3 围岩大变形机理分析及处置

3.1 变形产生原因分析

刘家庄隧道软弱围岩大变形破坏的主要原因有如下几种:

1)地质原因,该段洞身穿越二叠系龙潭组 (P_2l),龙潭组 (P_2l)地层含多层煤,属高瓦斯地层,瓦斯压力为 0.85 MPa ;该段由泥岩、砂岩夹煤层构成,围岩属于整体较破碎的强风化软岩。D1K923+905掌子面附近自稳能力较差的破碎岩块对拱脚基础的支撑强度不足,导致拱架不稳定而引起拱顶下沉。煤系地层岩体内存在光滑的节理面,岩层之间有夹泥现象,相对较弱的胶结作用导致开挖后的围岩极易沿薄弱部位产生滑移,加快了变形破坏。

2)施工原因,该里程段穿越煤层,包含瓦斯在内的大量气体储存在围岩中,掌子面爆破时产生的冲击作用,降低了围岩的整体性,尤其是拱顶及线路方向右侧拱肩处为极度破碎的块状煤矸石,夹杂有大量粉末,现场渣样确定为煤。由于该段隧道瓦斯浓度高,施工时采用预制环的方式连接钢拱架与锁脚锚管,与刚结点相比,铰接点的作用较弱,降低了初期支护的承载能力,受爆破过程中产生的冲击作用,初期支护产生严重变形。

3.2 围岩大变形的预测与力学分析

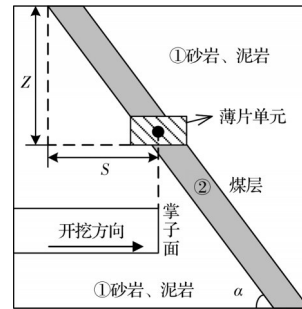
3.2.1 大变形起始位置的判据推导

为了分析倾斜煤系地层中软弱夹层对隧道变形的影响,仅考虑左右对称的地层状况,建立简化模型如图 12(a)所示,将隧道穿越的岩体分为 3 层,中间层②为煤层,煤层两侧的①层为相对完整的泥岩和砂岩层。从应力传递的角度对掌子面上部煤层单位厚度的薄片单元进行受力分析,如图 12(b)所示。当薄片单元在竖直方向所受的摩擦力与支

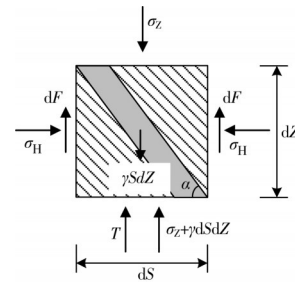
护压力的合力小于重力时,煤层单元产生滑动现象,由此可定义隧道大变形的起始位置函数

$$Y = y(S, Z, \gamma, c, \phi, \alpha, T) \quad (1)$$

式中: S 为隧道掌子面进入倾斜煤层下方的水平距离; Z 为单元体的埋深; γ, c, ϕ 分别为煤层单元体的重度、黏聚力和内摩擦角; α 为煤层倾角; T 为初期支护的支护压力。



(a) 简化力学模型



(b) 薄片单元受力分析

图 12 含软弱夹层薄片单元的力学模型

Fig. 12 Mechanical model of chip element with weak interlayer

根据库仑定律可得摩擦力 dF 为

$$dF = (\sigma_H \tan \phi + c) dZ = (K_0 \gamma Z \tan \phi + c) dZ \quad (2)$$

式中: σ_H 为水平主应力; K_0 为侧压力系数。

由几何关系可得

$$Z = S \tan \alpha \quad (3)$$

根据薄片单元体的受力条件,积分后可得含软弱夹层隧道大变形的起始位置判别式

$$Y = 2 \int_0^Z dF - \int_0^Z \gamma dZ dS + T \quad (4)$$

将式(2)、式(3)带入式(4),略去高阶微量元后化简可得

$$Y = K_0 \gamma \tan \phi \tan^2 \alpha \cdot S^2 + 2c \tan \alpha \cdot S + T \quad (5)$$

根据二元一次方程的求根公式可计算出极限平衡状态下软弱夹层发生滑动的位置,即

$$S = \frac{c \tan \alpha \pm \sqrt{(c \tan \alpha)^2 - K_0 \gamma \tan \phi \tan^2 \alpha \cdot T}}{-K_0 \gamma \tan \phi \tan^2 \alpha} \quad (6)$$

当初期支护不及时或支护结构强度不足时,可认为支护压力 $T=0$,则隧道开挖引起掌子面上方煤

层单元滑动导致隧道产生大变形的起始位置为

$$S > S_1 = \left| \frac{2c}{K_0 \gamma \tan \phi \tan \alpha} \right|, S < S_2 = 0 (\text{舍去}) \quad (7)$$

同时 S 还需满足

$$0 < S \leq \frac{Z}{\tan \alpha} \quad (8)$$

基于刘家庄隧道地勘资料中煤层的力学参数:煤层倾角 $\alpha = 55^\circ$, 煤层重度 $\gamma = 15 \text{ kN/m}^3$, 煤层黏聚力 $c = 52 \text{ kPa}$, 煤层内摩擦角 $\phi = 25.8^\circ$, 侧压力系数 $K_0 = 0.48$, 根据式(7)和式(8)得到隧道产生大变形的起始位置为 $S_1 = 20.9 \text{ m}$, 即隧道掌子面进入倾斜煤层的水平距离超过 20.9 m 后会产生大变形现象, 与实际产生大变形的起始区间(D1K923+925~D1K923+915)吻合。

3.2.2 围岩变形过程的受力分析

以材料力学^[21]为基础, 分析小变形条件下的掌子面上方煤块单元体的应力状态变化过程, 揭示软弱夹层地质条件下隧道开挖过程中产生大变形现象的作用机理。取掌子面正上方②层煤体单元为研究对象进行受力分析, 岩层分界面与煤层内部的单元体受力状态如图 13 所示。岩体中初始竖向应力及水平应力分别为 σ_z 和 σ_H 。

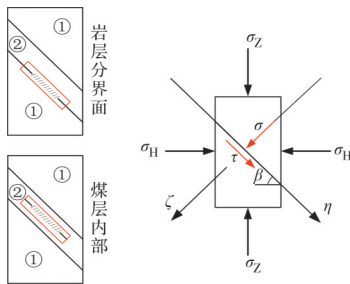


图 13 煤体单元受力分析

Fig. 13 Mechanical analysis of coal unit

根据简化力学模型, 以倾斜面的法线 ζ 和切线 η 为参考轴建立直角坐标系分析单元体的应力平衡状态, 可得

$$\begin{cases} \sigma = \frac{1}{2} (\sigma_z + \sigma_H) + \frac{1}{2} (\sigma_z - \sigma_H) \cdot \cos 2\beta \\ \tau = \frac{1}{2} (\sigma_z - \sigma_H) \cdot \sin 2\beta \end{cases} \quad (9)$$

$$\begin{cases} \sigma_s = \frac{(1 + K_0) + (1 - K_0) \cdot \cos 2\beta}{2} \cdot \gamma \cdot \tan \alpha \cdot S \\ \tau_s = \frac{(1 - K_0) \cdot \sin 2\beta}{2} \cdot \gamma \cdot \tan \alpha \cdot S \end{cases} \quad (10)$$

式中: σ_s 为倾斜面上煤体单元所受的正应力; τ_s 为倾斜面上体单元所受的剪应力; β 为结构面倾角。

式(10)为平面应力状态下, 隧道开挖过程中掌子面上方煤体单元体沿倾斜面方向的正应力与剪

应力(应力状态), 反映了隧道进入含倾斜煤系地层水平距离与掌子面上方煤体单元应力状态之间的变化规律。结合摩尔库伦强度准则得到煤体单元应力状态与水平距离 S 之间的关系曲线如图 14 所示。

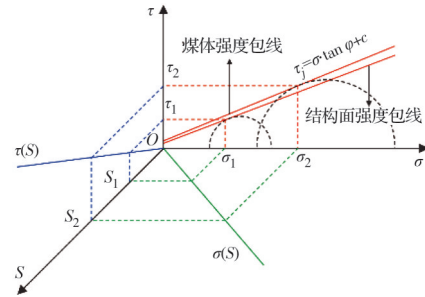


图 14 应力状态与强度包线的关系

Fig. 14 The relationship between stress state and strength of active earth pressure

3.2.3 挤压滑移的形成

隧道开挖前岩层中初始地应力处于平衡状态, 隧道开挖过程中周围岩层处于卸载状态, 随着掌子面与倾斜煤层水平距离的变化, 煤层内部及边界处应力传递比较复杂, 结合煤体单元应力状态与强度包线之间的关系曲线(图 14), 将围岩变形分为 3 个阶段, 即挤压变形阶段 ($0 < S < S_1$)、压剪变形阶段 ($S_1 \leq S < S_2$) 和剪切滑移阶段 ($S_2 \leq S$); 变形阶段分区如图 15 所示。掌子面施工至 S_1 前, 隧道开挖对掌子面上方与前方倾斜煤层的扰动较小, 开挖段上方楔形岩体在自重作用下存在向掌子面方向移动的趋势, 煤层受两侧岩体的挤压作用, 煤体单元沿倾斜面的正应力与剪应力增大, 但剪应力值均小于结构面与煤体单元抗剪强度极限值, 即 $\tau < \tau_{n1}$ 且 $\tau < \tau_{n2}$, 单元体未产生剪切破坏, 岩层处于受压状态, 岩体以小变形为主, 该阶段为挤压变形阶段。

掌子面施工至 S_1 与 S_2 之间时, 煤层单元体沿倾斜面的正应力与剪应力同时增大, 煤体单元剪应力值介于结构面(岩层分界面与煤层内部)与煤体抗剪强度极限值之间, 即 $\tau_{n1} < \tau < \tau_{n2}$, 受压状态下的单元体出现剪切破坏, 节理裂隙在挤压闭合的过程中伴随有剪切变形, 岩层处于极限抗剪条件下的受压状态, 塑性区率先在煤层中产生并随着 S 的增加逐渐扩大, 煤体单元所受压应力逐渐趋于抗压强度极限值; 由于初期支护的支撑作用及台阶土体对掌子面挤出变形的反压作用, 煤层整体沿倾斜面保持相对稳定的状态, 但围岩中未释放的形变能在岩层内部逐渐聚集, 岩体以延性变形为主, 该阶段为压剪变形阶段。

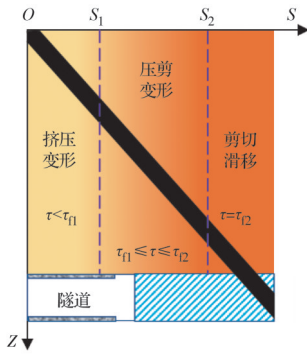


图15 变形阶段分区图

Fig. 15 Deformation zoning of different stage

隧道开挖至 S_2 后,随着掌子面与倾斜煤层距离的减小,其上方单元体均达到抗剪强度极限值,即 $\tau = \tau_{12}$;当煤体单元所受压应力达到抗压强度极限值时,极限状态下的压剪作用导致单元体产生碎胀力与碎胀变形,由于台阶土体对掌子面的反压作用减弱,施工对围岩的强烈扰动与煤层内形变能的释放引起掌子面附近岩体的挤出变形过大,极限状态下的煤体单元因压溃而碎散,岩层分界面上的摩阻力因接触面减小而减弱,碎散的岩块沿倾斜面向下产生剪切滑移现象,最终导致掌子面附近围岩失稳,破坏瞬间释放的能量(形变能与高压瓦斯共同作用)对初期支护产生强烈的冲击效应,致使作用在初期支护上的荷载激增,拱架之间因纵向抗剪强度不足产生冲切破坏,初期支护错动为两段,出现整体下沉;拱架内部连接处由刚度不同导致应力集中,钢拱架扭曲变形位于连接板上部;岩体由延性变形转变为脆性破坏,围岩产生大变形导致初期支护变形侵限,该阶段为剪切滑移阶段。

综上所述,通过分析隧道掌子面上方煤体单元应力状态变化的过程,根据掌子面进入倾斜煤层下方的水平距离将隧道施工变形分为3个阶段,利用地质勘察资料提供的岩土参数可初步估算位于倾斜煤层下方的隧道开挖时围岩不同变形阶段的起始距离;结合现场监测数据,在应力变化较为复杂的压剪变形阶段通过调整初期支护的设计参数与开挖工法,避免支护结构破坏或隧道产生大变形现象。式(10)可作为含倾斜煤系地层隧道施工中划分变形阶段的参考依据,由于岩体结构面上的强度参数精确值较难获取,可根据煤岩的强度参数利用式(7)计算压剪变形的起始距离,为预防隧道产生大变形的部位提供理论参考。

3.3 变形处置方案及效果

针对煤系地层剪切滑移导致的大变形特征,采取的相应措施如下:

1)对上台阶掌子面进行喷射混凝土封闭处理,阻止围岩的进一步风化;同时采用渣土逐层夯填至开挖节点位置,抑制变形发展速率,并为侵限处理提供施工作业面;在施工前在大变形段上部拱架间采用湿式钻孔方式设置3排引排初期支护结构背部气体的瓦斯溢出孔,确保施工安全。

2)对掌子面上方的倾斜煤层采取深部主动支护原则,利用注浆加固方式对煤层内部的松动岩块进行加固,加强煤层松散块体及岩层分界面上的黏聚力,增强围岩的自稳能力。上台阶增设 $\phi 42$ 径向小导管注浆加固围岩,管长6 m,壁厚3.5 mm,纵、横向间距1 m,端部1 m以下按梅花形钻设孔径6~8 mm、间距10~20 mm的注浆孔,压注水泥浆。

3)侵限段按 V_d 型全封闭复合衬砌换拱,根据支护特性原理,及时施加大刚度支护封闭的隧道结构,加密型钢拱架间距,及时施作仰拱及二次衬砌,将围岩变形控制在挤压变形阶段。

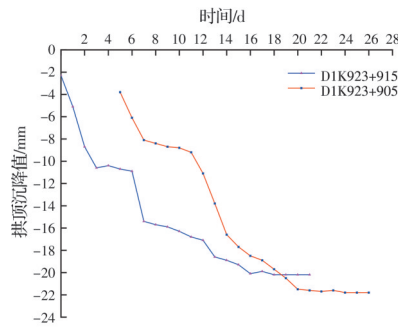
4)换拱遵循“弱爆破、逐圈换拱、勤测量”原则,减少爆破裂隙的产生;换拱顺序为先上后下,拆除喷射混凝土及变形钢架,用I25a工字钢替换原有变形拱架,并用锚杆固定,使新设拱架与未变形段拱架连接可靠;换拱过程中设置临时支撑,并确保台架与临时支撑底部连接牢固,其后喷射混凝土完成初期支护。侵限段换拱如图16所示。



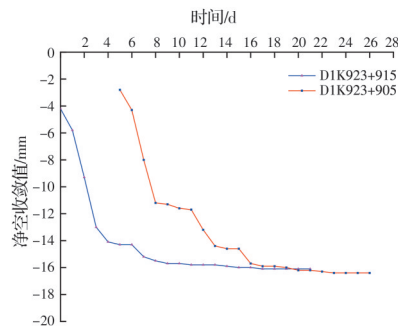
图16 隧道侵限段换拱

Fig. 16 Exchanging humps on the compressional deformation of tunnel

经过喷射混凝土封闭掌子面,注浆加固松散岩体,回填渣土形成反压平台,更换变形的钢拱架以及及时施作仰拱与二次衬砌后,拱顶沉降与净空收敛监测数据如图17所示,在拆换时,由于围岩失去反作用力,导致钢拱架变形速率较大,在钢拱架封闭与喷射混凝土完成后,隧道变形逐渐趋于稳定,围岩大变形经处置后初期支护变形总量较小,趋于稳定的时间较短,变形速率趋近于零,说明该处置措施能够有效加固含倾斜煤层的围岩,阻止围岩持续变形。



(a) 拱顶沉降-时间曲线



(b) 净空收敛-时间曲线

图17 处置后支护结构变形曲线

Fig. 17 Deformation curves of support structure after disposal

4 结论

以沪昆铁路刘家庄隧道为背景,针对隧道穿越煤系地层发生的大变形侵限现象,通过数值模拟与简化力学模型,分析煤层单元体与初期支护结构的受力和变形的变化,得到以下结论:

1)煤系地层属典型的软弱围岩,其力学性质差,且含较大的气体压力,高瓦斯软弱围岩地层隧道初期支护过程中不允许焊接致使钢拱架与锁脚锚管不能形成整体传力构件,降低了初期支护结构的整体承载能力,加之掌子面爆破过程中产生的冲击作用,导致初期支护产生了严重变形。

2)在假设地层均匀连续条件下,基于应力传递思想,给出了倾斜煤系地层中隧道开挖引起围岩大变形的起始位置的判据,并通过计算验证了该判据的有效性;通过煤体单元的竖向位移变化与岩体力学参数的变化将软弱围岩的破坏过程分为挤压变形阶段($0 < S < S_1$),压剪变形阶段($S_1 \leq S < S_2$)和剪切滑移阶段($S_2 \leq S$)。

3)模拟隧道开挖过程中掌子面上方煤体单元与初期支护的应力与位移变化,当掌子面开挖距离小于 S_1 时,初期支护各部位的最大主应力值、最小主应力值及最大剪应力值均小于C30混凝土强度设计值,各部位的位移变化量均小于设计预留变形

量,初期支护不发生破坏;当掌子面开挖距离大于 S_2 时,拱顶处的最大剪应力值达到了C30混凝土抗剪强度设计值,拱顶沉降与拱肩收敛值超过隧道设计预留变形量,初期支护发生剪切破坏。

4)通过喷射混凝土封闭掌子面、注浆加固松散岩体和堆载反压的措施加强掌子面附近围岩的自稳能力,适时更换侵限段拱架,及时施作仰拱和二次衬砌等能有效控制穿越含倾斜煤系地层隧道的围岩大变形。

参考文献

- [1] 郗举科, 吴军, 宋战平. 软弱破碎带大断面隧道的开挖与支护技术[J]. 西北水力发电, 2003, 19(2): 36-39.
XI J K, WU J, SONG Z P. The technology of excavation and set supporting for tunnel with large cross section in katamorphic zone [J]. Journal of Northwest Hydroelectric Power, 2003, 19(2): 36-39. (in Chinese)
- [2] 牛泽林, 刘朝鹏, 郑蕾, 等. 大断面公路板岩隧道开挖与支护数值模拟研究[J]. 西安建筑科技大学学报(自然科学版), 2020, 52(3): 376-383, 403.
NIU Z L, LIU C P, ZHENG L, et al. Numerical simulation study on excavation and support of slab tunnel in large section highway [J]. Journal of Xi'an University of Architecture & Technology (Natural Science Edition), 2020, 52(3): 376-383, 403. (in Chinese)
- [3] 霍润科, 王艳波, 宋战平, 等. 黄土隧道初期支护性能分析[J]. 岩土力学, 2009, 30(Sup2): 287-290.
HUO R K, WANG Y B, SONG Z P, et al. Analysis of initial support properties for loess tunnel [J]. Rock and Soil Mechanics, 2009, 30(Sup2): 287-290. (in Chinese)
- [4] ZUO J P, WANG R K, WU A M, et al. Optimization support controlling large deformation of tunnel in deep mine based on discontinuous deformation analysis [J]. Procedia Environmental Sciences, 2012, 12(1): 1045-1054.
- [5] 宋战平. 基于位移反分析的将军沟隧道结构稳定性评价技术[J]. 公路交通科技(应用技术版), 2011, 7(9): 144-147.
SONG Z P. Analysis structural stability evaluation technology based on displacement reverse of Jiangjunggou tunnel [J]. Journal of Highway and Transportation Research and Development (Applied Technology), 2011, 7(9): 144-147. (in Chinese)
- [6] CAO C Y, SHI C H, LEI M F, et al. Squeezing failure of tunnels: a case study [J]. Tunnelling and Underground Space Technology, 2018, 77(2): 188-203.
- [7] ZHAO Y D, ZHANG Y X, YANG J S, et al. Geotechnical monitoring and analyses on the stability of highway tunnel constructed in carbonaceous slate stratum [J]. Geotechnical and Geological Engineering,

- 2019, 37(5): 4613-4625.
- [8] YANG Z M, WU S C, GAO Y T, et al. Time and technique of rehabilitation for large deformation of tunnels in jointed rock masses based on FDM and DEM numerical modeling [J]. *Tunnelling and Underground Space Technology*, 2018, 81: 669-681.
- [9] 李生杰, 谢永利, 吴丹泽, 等. 穿越煤系地层隧道围岩大变形机制及处治研究[J]. *岩石力学与工程学报*, 2013, 32(Sup2): 3501-3508.
- LI S J, XIE Y L, WU D Z, et al. Research on mechanism of large deformation and countermeasures of surrounding rocks of tunnel through coal strata [J]. *Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering*, 2013, 32(Sup2): 3501-3508. (in Chinese)
- [10] 彭鹏, 张顶立, 孙振宇. 含软弱夹层隧道围岩变形特性与加固参数设计方法[J]. *岩石力学与工程学报*, 2021, 40(11): 2260-2272.
- PENG P, ZHANG D L, SUN Z Y. Deformation characteristics of surrounding rock and reinforcement parameter design of weak interlayer tunnels [J]. *Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering*, 2021, 40(11): 2260-2272. (in Chinese)
- [11] 霍润科, 黄沛, 宋战平, 等. 隧道施工对黄土松动区内力和位移影响研究[J]. *岩土力学*, 2009, 30(Sup2): 273-276.
- HUO R K, HUANG P, SONG Z P, et al. Research on effect of tunnel construction on internal force and deformation at loosed loess area [J]. *Rock and Soil Mechanics*, 2009, 30(Sup2): 273-276. (in Chinese)
- [12] 宋战平, 王童, 周建军, 等. 浅埋偏压大断面隧道施工优化及受力特征分析[J]. *地下空间与工程学报*, 2017, 13(2): 459-468.
- SONG Z P, WANG T, ZHOU J J, et al. Analysis of construction optimization and mechanical characteristic of shallow large section tunnel [J]. *Chinese Journal of Underground Space and Engineering*, 2017, 13(2): 459-468. (in Chinese)
- [13] HUANG F, ZHU H H, XU Q W, et al. The effect of weak interlayer on the failure pattern of rock mass around tunnel - Scaled model tests and numerical analysis [J]. *Tunnelling and Underground Space Technology*, 2013, 35(3): 207-218.
- [14] 马时强. 软岩大变形条件下围岩变形与围岩压力的关系研究[J]. *现代隧道技术*, 2020, 57(1): 44-50.
- MA S Q. On relationship between surrounding rock deformation and surrounding rock pressure under large deformation of soft rock [J]. *Modern Tunnelling Technology*, 2020, 57(1): 44-50. (in Chinese)
- [15] 张德华, 雷可, 谭忠盛, 等. 软岩大变形隧道双层初期支护承载性能对比试验研究[J]. *土木工程学报*, 2017, 50(Sup2): 86-92.
- ZHANG D H, LEI K, TAN Z S, et al. Field test on bearing and deformation properties of double primary layers applied to large deformation tunnel in weak rock [J]. *China Civil Engineering Journal*, 2017, 50(Sup2): 86-92. (in Chinese)
- [16] 陈建勋, 刘伟伟, 陈丽俊, 等. 绿泥石片岩地层大跨度公路隧道大变形控制及合理支护形式现场试验[J]. *中国公路学报*, 2020, 33(12): 212-223.
- CHEN J X, LIU W W, CHEN L J, et al. In-situ experimental study on large-deformation control and reasonable support forms for a large-span highway tunnel in chlorite schist [J]. *China Journal of Highway and Transport*, 2020, 33(12): 212-223. (in Chinese)
- [17] HE M C, PENG Y Y, ZHAO S Y, et al. Fracture mechanism of inversed trapezoidal shaped tunnel excavated in 45° inclined rock strata [J]. *International Journal of Mining Science and Technology*, 2015, 25(4): 531-535.
- [18] QIU H Z, CHEN X Q, WU Q H, et al. Deformation mechanism and collapse treatment of the rock surrounding a shallow tunnel based on on-site monitoring [J]. *Journal of Mountain Science*, 2020, 17(12): 2897-2914.
- [19] LI W J, ZHANG S M, HAN X M. Judgement method for surrounding rock stability of Guanjiao tunnel based on catastrophe theory [J]. *Applied Mechanics and Materials*, 2011, 90-93: 2307-2312.
- [20] 杨忠民, 高永涛, 吴顺川, 等. 隧道大变形机制及处治关键技术模型试验研究[J]. *岩土力学*, 2018, 39(12): 4482-4492.
- YANG Z M, GAO Y T, WU S C, et al. Physical model test on large deformation mechanism and key treatment techniques of tunnel [J]. *Rock and Soil Mechanics*, 2018, 39(12): 4482-4492. (in Chinese)
- [21] 孙训方, 方孝淑, 关来泰. 材料力学[M]. 5版. 北京: 高等教育出版社, 2009.
- SUN X F, FANG S X, GUAN L T. *Mechanics of materials* [M]. 5th Edition. Beijing: Higher Education Press, 2009. (in Chinese)