

软弱泥岩隧道底鼓灾害机理研究与控制技术

隋毅,王卫军*,袁超,范磊

(湖南科技大学 资源环境与安全工程学院,湖南 湘潭 411201)

摘要:针对某高铁隧道3[#]横洞内出现的底板隆起现象,通过理论分析、数值模拟以及现场试验的方法,分析隧道底板隆起的成因以及变形规律,并针对性地提出控制底板变形的合理方案.研究表明:(1)地下水的侵蚀作用致使基底软弱泥岩体出现较大范围的崩解、泥化现象,底板承载能力随岩体强度的骤然降低而大幅度减弱;弱化后的岩体在上覆岩层压力和远场构造应力的叠加作用下被“挤入”隧道净空是产生隆起变形的主要影响因素;(2)采用以“基底帷幕注浆”为主导、“锁脚锚杆+底板锚索+网喷+仰拱钢筋混凝土”为辅助的联合支护技术,使基底岩层承载能力显著提高,能够有效地限制围岩塑性区的发展,控制围岩变形量,保障隧道后期的正常使用.

关键词:底板隆起;软弱泥岩;基底帷幕注浆;承载能力

中图分类号:TU921

文献标志码:A

文章编号:1672-9102(2022)01-0024-07

On Mechanism and Control Technology of Drum Disaster in Soft Mudstone Tunnel

SUI Yi, WANG Weijun, YUAN Chao, FAN Lei

(School of Resources, Environment and Safety Engineering, Hunan University of Science and Technology, Xiangtan 411201, China)

Abstract: Aiming at the phenomenon of floor heave in 3[#] transverse tunnel of a high-speed railway tunnel, the causes and deformation law of tunnel floor heave are analyzed by theoretical analysis, numerical simulation and field test, and the reasonable scheme for controlling floor deformation is put forward. The Results show that: (1) The erosion of groundwater causes a wide range of disintegration and argillization of the weak mud rock mass on the basement, and the bearing capacity of the bottom plate decreases greatly with the sudden decrease of the rock mass strength. Under the superposition of overlying strata pressure and far-field tectonic stress, the weakened rock mass is “squeezed into” tunnel clearance, which is the main influencing factor of uplift deformation. (2) The combined support technology dominated by “basement curtain grouting” and assisted by “locking anchor rod + bottom anchor cable + web shotcrete + adding inverted arch reinforced concrete” can significantly improve the bearing capacity of basement rock, effectively limit the development of plastic zone of surrounding rock, control the deformation of surrounding rock, and ensure the normal use of tunnel in the later stage.

Keywords: floor heave; soft and weak mudstone; foundation curtain grouting; bearing capacity

随着我国高速铁路的迅速发展,隧道工程的稳定控制和支护技术也愈发受到国内外众多专家和学者的关注.现阶段,我国高速铁路主要采用无砟轨道技术,由于高速铁路对轨道的变形量和使用年限要求较普通铁路更高^[1-2],因此在高速铁路的隧道工程中,隧底结构的变形及稳定性控制便显得尤为重要.特别对于穿越地质构造较为复杂的隧道,底部结构的长期稳定已成为影响隧道使用寿命的关键点之一.针对隧

收稿日期:2021-07-22

基金项目:国家自然科学基金资助项目(52074115)

*通信作者,E-mail: wjwang@hust.edu.cn

道内出现的底鼓问题,国内外学者进行了大量的研究.孔恒等^[3]基于工程实践,较为系统地分析了致使隧道底部隆起变形的原因、分类和针对性的控制技术;汪洋等^[4]以云岭隧道为工程背景,分析了隧道底鼓的成因,推导了隧道底鼓的表达式,并通过现场监测验证了表达式的准确性;邓涛等^[5]通过深入分析石林隧道底鼓致灾过程,总结出该隧道底鼓灾害是一种集底板岩层弯曲失稳、遇水膨胀和挤压流动为一体的综合型底鼓模式;杜明庆等^[6]以室内模型试验和数值模拟为基础,阐述了围岩吸水膨胀致使隧道仰拱变形破坏的机理;马晓文等^[7]通过数值模拟手段,探讨了泥岩隧道基底围岩处于不同软化系数和软化深度下,对仰拱结构力学性能的影响;高震等^[8]以强度劣化理论为依据,结合有限元模拟软件,通过折减基底围岩力学参数,研究了仰拱结构在不同条件下的隆起变形量大小,并验证了围岩强度劣化理论的适用性.针对底鼓问题的处理,不少煤矿巷道支护方面的专家学者^[9-13]也进行了大量的研究,能够为隧道底鼓灾害的治理提供宝贵的参考意见.综合以往研究成果来看,多数学者对隧道底部破坏原因的研究都着重于仰拱结构自身的力学性能,而对于仰拱基底围岩的变形机理和控制措施研究却相对较少.因此,本文以某高速铁路隧道的3#横洞隧道为研究背景,探讨隧道底板隆起开裂的原因,针对性地提出合理支护方案并用于工程实践.

1 工程概况

1.1 隧址区地质情况

某高速铁路隧道位于湖北恩施境内,隧道全长 13 186 m,最大埋深约为 646 m.根据设计要求,隧道共开设 3 个横洞、1 个进口、1 个出口.其中,3#横洞位于隧道出口地段,横洞起讫里程 H3DK0+000~H3DK0+478,最大埋深约为 257 m,隧址区内地层岩性以砂岩夹泥岩、泥质粉砂岩和页岩为主,局部夹含铜砂岩及石膏,设计定性为软弱Ⅳ级围岩.横洞隧道穿越的地层地下水赋存且以基岩裂隙水为主,对混凝土结构侵蚀性较大.

1.2 隧道断面衬砌设计及底板变形情况

由于 3#横洞隧道作为高速铁路隧道的附属通道,出于成本考虑,断面大小及支护方式依照单车道Ⅲ型Ⅳ级锚喷衬砌标准进行设计(无仰拱结构).隧道原设计断面尺寸为 6.96 m(高)×7.64 m(宽),采用锚喷构筑法进行施工,底板采用模筑混凝土一次浇筑成型,断面设计方案如图 1 所示.

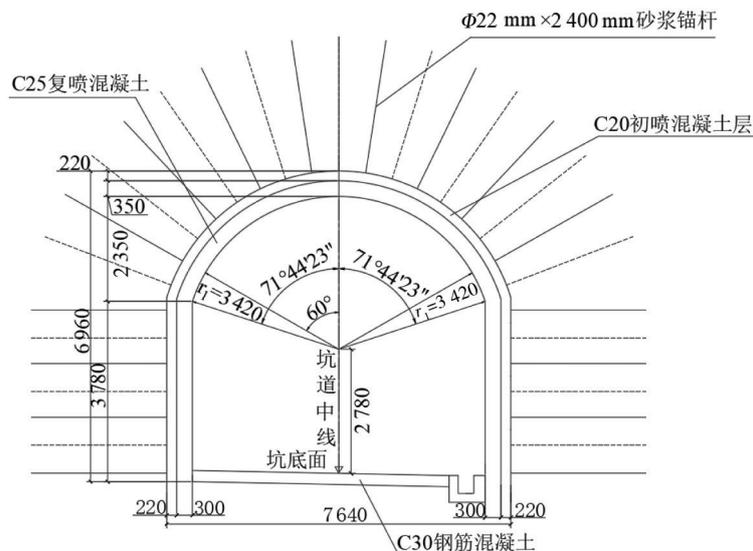


图1 横洞断面与原设计支护方案(单位:mm)

自横洞开掘 13 个月后,H3DK0+232~H3DK0+252 段内出现了明显的底板隆起现象.经实测,底鼓区段内底板的最大隆起量达 466 mm,严重影响施工机械和出渣车辆的正常通行.图 2 为横洞内底板变形破坏情况.



图2 横洞底板隆起变形

2 隧道底板隆起变形成因分析

2.1 围岩强度及地下水渗流影响

3#横洞底鼓段穿越暗红色砂岩夹泥岩地层,围岩强度等级为IV级,岩体的黏聚力 c 和内摩擦角 φ 值较低,属中风化状态,岩层节理裂隙发育.隧址区域内地下水较为丰富,经地质钻探结果显示,H3DK0+227~H3DK0+266里程内平均涌水量约 $197\text{ m}^3/\text{d}$.隧道爆破开挖后,周边围岩切向应力增大,塑性区范围呈持续扩展状态,基底浅部围岩势必受卸荷影响出现大量扰动裂隙,地下水沿岩体内部结构面和扰动裂隙进行迁移.一方面由于水分的迁移作用,使得原本存在于岩体结构面之间的胶结矿物随水分一起流失,直接影响围岩的自身强度;另一方面,地下水的迁移使得水头压力产生一定变化,并作用于浅部破碎围岩当中,加剧了围岩裂隙的扩展.随着围岩体裂隙的进一步扩展,水分子又有了新的迁移路径,导致较浅部泥质围岩体吸水软化、崩解并产生新的裂隙.这种过程周而复始,使得隧道周边破碎围岩范围不断增大,并在上覆岩层压力和远场构造应力的叠加影响下,产生较大的散体地压作用于底板结构上,导致底板的隆起变形.

2.2 原支护方案下数值模拟分析

为分析原支护状态下隧道围岩的控制效果,通过FLAC^{3D}有限差分软件构建数值分析模型,对原支护方案下横洞底板隆起变形的成因过程进行研究.模型尺寸为 $80\text{ m}\times 20\text{ m}\times 80\text{ m}$ (长 \times 宽 \times 高),选用Mohr-Coulomb本构模型,模型顶部施加 4.98 MPa 的垂直应力作为补偿荷载,模型前后左右以及底部边界均约束法向速度.为避免岩体在初次平衡过程中,由于软件迭代算法而产生较大面积的塑性破坏,首先采用弹性本构进行求解,消除计算过程中岩体的塑性屈服状态后,再进行正常求解.待初次平衡完成后,清除围岩体已产生的位移和速度,即可得到模拟的原岩应力场.数值模拟力学参数如表1所示.

表1 数值模拟力学参数

岩性	体积模量 K/GPa	剪切模量 G/GPa	黏聚力 c/MPa	内摩擦角 $\varphi/(\text{°})$	密度/ (kg/m^3)
页岩	4.49	2.44	1.10	37	2 440
泥岩夹砂岩	1.31	0.53	0.60	30	2 150
砂岩	2.16	0.83	0.85	34	2 335

经数值模拟,得到隧道周边位移量、围岩剪应力场及塑性区分布状态,如图3所示.由图3a可知:原支护方案条件下,隧道拱顶下沉量约为 11 mm ,而底板位移量可达 115 mm 左右.究其原因,可能是因为原支护使得隧道两侧拱墙、拱腰及拱顶位置得到有效支护,但由于底板仅采用一次浇筑的混凝土结构进行支护,且强度和厚度均不大,因此隧道底板支护结构不能同时承受边墙衬砌结构的压模效应和远场地应力作用于基底破碎围岩产生的顶升压力,最终表现为底板的收敛量显著大于拱顶下沉量.如图3b和图3c所见,基底围岩由于未能得到有效支护,未形成一个较为完整的承载体,因此围岩塑性区发展范围较大,最大塑性深度可达 5.7 m ;且原支护完成后,在两侧拱脚深度约 5.9 m 处呈现出大范围的剪应力集中现象,此时岩体极易因较大剪应力影响而产生新的剪切破坏,导致较浅部围岩承载能力进一步降低.

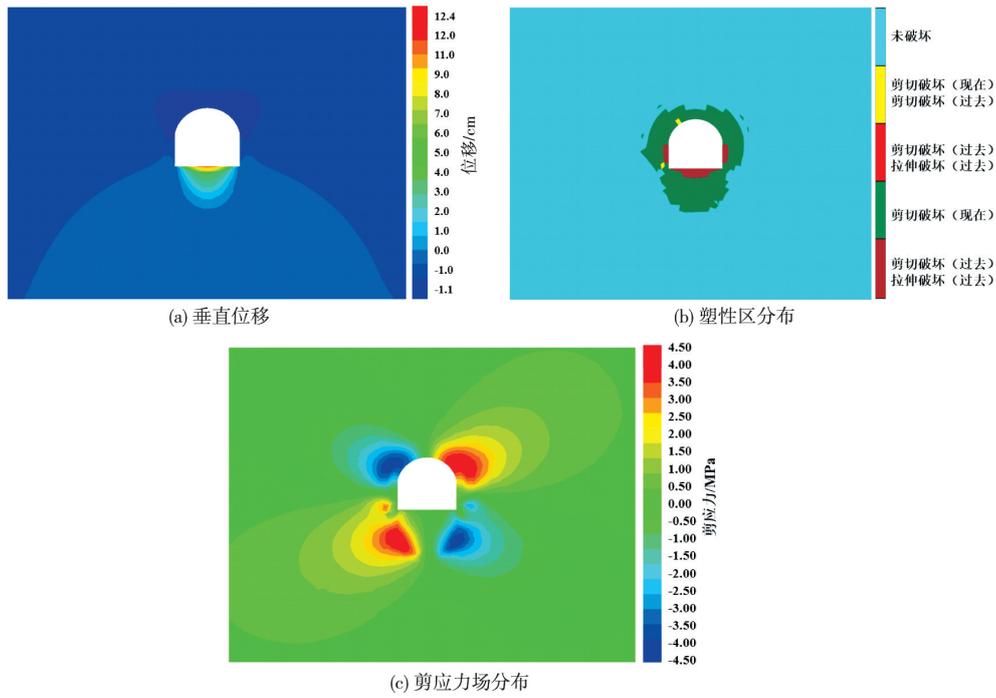


图 3 原设计方案数值模拟云图

横洞开挖后会引起大量裂隙水涌入净空并积聚于基底围岩处,使得基底软弱破碎围岩在水理作用下逐渐崩解、泥化(如图 4 所示),泥化后的岩体抗压、抗剪强度大幅度降低。在拱墙衬砌施作后,由于衬砌自身重力直接作用于底板支护结构上,限制了底板结构两侧的竖向位移,使得底板中心部位处于临空状态,成为底板整体结构发生变形破坏的薄弱环节;加之整个隧道处于破碎围岩中,围岩塑性范围较大,在隧道两侧破碎围岩、上覆岩层自重以及远场构造应力的同时作用下,基底破碎岩体极易受到挤压作用向隧道净空流动,破坏底板混凝土支护结构,最终形成挤压流动型底鼓^[14]。



图 4 围岩遇水泥化现象

为分析软岩流变性对底板隆起变形的影响,在原模拟结果的基础上,基于软件内嵌 Burgers 流变模型对横洞周边围岩进行 400 d 的蠕变分析,分析结果如图 5 所示。由图 5 可见:经 400 d 蠕变作用后,底板围岩位移量由初始状态下的 115 mm 增长至 372 mm,增长了 223.5%;塑性区最大深度由 5.7 m 增加至 8.5 m,增长了 49.1%。现场实测统计结果显示,底鼓区段内底板的平均隆起位移约为 308 mm,与数值分析状态下的围岩位移量较为接近,由此可判定软岩蠕变特性是引起底板隆起变形的一个重要影响因素。

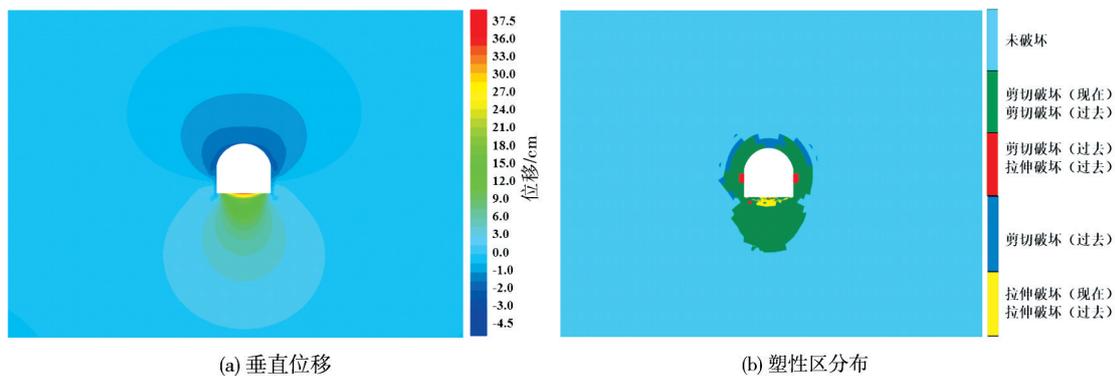


图 5 原设计方案下蠕变分析结果

3 隧道底鼓联合支护治理技术

根据上述底板隆起变形成因分析发现,在原设计支护形式下,仅采用强度为 C30 的混凝土对底板进行一次性浇筑,无法有效控制软弱破碎围岩隧道的底鼓变形,需从改善围岩体自身力学性能的角度出发,增强其抗压抗剪强度、改善受力状态、提高整体结构承载能力,并辅以多种方式相结合的联合支护形式才能从本质上解决底板隆起问题.为此,提出以“基底帷幕注浆”为主导、“锁脚锚杆+底板锚索+网喷+仰拱钢筋混凝土”为辅助的联合支护技术,隧道拱顶、拱腰及边墙按原设计支护方式不变,仅对底板进行加强支护处理,新支护方案如图 6 所示.

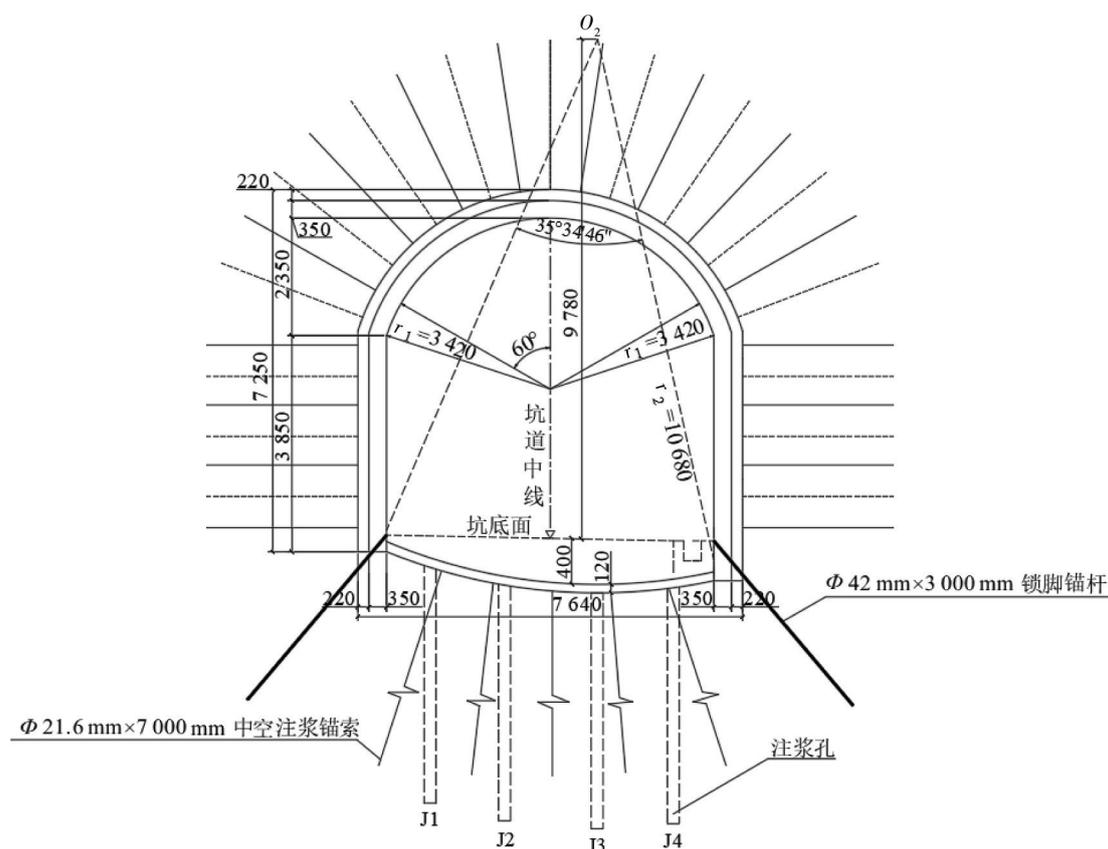


图 6 新支护方案设计(单位:mm)

3.1 新支护方案设计参数

1) 利用帷幕注浆技术对隧道基底破碎围岩进行预加固处理,充分提高其抗腐蚀、抗变形能力.注浆工艺流程:首先采取 C25 混凝土初喷,使表面松散破碎围岩形成止浆层,初喷厚度 180 mm;其次,利用 $\Phi 130$ mm 钻头低速钻入至底板围岩 6.5 m 处,每 2 m 设置 4 个注浆钻孔,断面之间注浆钻孔交错布置,待孔位成形后埋设规格为 $\Phi 108$ mm \times 6 000 mm 的注浆胶囊管,并将胶囊管端头用水泥基锚固剂锚固于底板岩层中;而后,选用水灰比为(0.85~1.1):1 的硅酸盐水泥、水玻璃双浆液注浆材料对底板整体裂隙发育围岩进行注浆加固处理,使浆液和底板破碎岩层在一定范围内形成稳定的帷幕注浆体,有效抵抗深部岩体的变形压力,阻隔基岩裂隙水对底板的侵蚀作用.整体注浆速度设计为 20~45 L/min,终止注浆压力为 1.4~2.0 MPa.

2) 锁脚锚杆为由 $\Phi 42$ mm \times 3 000 mm 的注浆小导管加工制成,布置于钢拱架前后两侧,与底板呈 45° 打入拱脚位置处.

3) 底板锚索采用 $\Phi 21.6$ mm \times 7 000 mm 由 9 股钢绞线组成的中空注浆锚索,布置于基底围岩处,每循环设置 5 根,环、纵向间距为 1.0 m \times 0.8 m,呈梅花形布置.

4) 钢筋网选用间距为 200 mm \times 200 mm 的 $\Phi 8$ mm 钢筋焊制.

5) 底板复喷砼为 C20,厚度 120 mm,钢筋混凝土回填层采用 C30,厚度 400 mm,充分抵御围岩变形以

及运输车辆荷载对仰拱结构稳定的影响.

3.2 治理方案数值分析

为验证新支护方案下隧道底板变形控制效果,依据原支护状态下的隧道数值模型,基于 FLAC^{3D} 分析了隧道底鼓段在新方案下(材料参数见表 2)围岩竖向位移和塑性区的分布状况(见图 7).

表 2 材料参数

材料名称	体积模量 K/GPa	剪切模量 G/GPa	黏聚力 c/MPa	内摩擦角 $\varphi/(\text{°})$	密度/ (kg/m^3)
泥岩夹砂岩(注浆加固)	1.70	0.69	0.87	32	2 150
砂岩(注浆加固)	2.81	1.08	1.02	35	2 335
初期支护结构	10.30	6.10			2 500
底板回填层	19.60	11.80			2 500

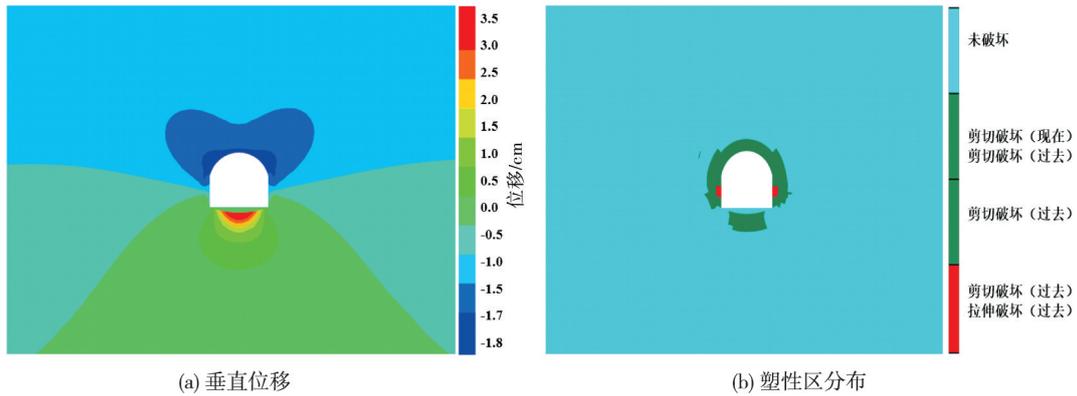


图 7 新支护方案下位移和塑性区云图

结合图 3 和图 6 可知:新支护方案设计下,隧道底板围岩竖向位移量和塑性区范围都较原支护方案有显著的降低.其中,基底中心部位围岩体隆起变形量仅为 31.8 mm,较原设计方案下的 115 mm,缩减了约 72.3%;塑性区深度在新方案下降低至 2.7 m,与原方案相比,缩小了约 58.7%.说明新支护方案既提高了底板围岩的整体强度,使集中应力向围岩深部转移,又加强了隧道支护结构的抗变形能力,有效抑制底鼓破坏模式,维护了隧道结构的整体稳定.

4 应用效果分析

依照新支护方案,预先对隧道底鼓段进行基底帷幕注浆处理,通过注浆技术一方面能够使底板破碎围岩迅速形成较为完善的帷幕胶结体系,大幅度提高破碎岩体的抗剪能力,增强底板结构整体承载能力;另一方面,新形成的帷幕胶结体能够有效阻挡后续开挖过程中地下水的迁移,避免地下水对底板岩层的软化.新支护方案施作完成后,采用孔内成像技术对底板岩体固结状态进行效果评价,其中 A3 孔位影像资料如图 8 所示.探测结果表明,新支护体系下,基底围岩破碎程度得到大幅度改善,逐渐形成一个较为系统的注浆体结构.据图 8 孔位影像显示,改进处理后的底板岩层塑性发育深度约为 2.3 m,与数值模拟结果较为接近,且孔内壁较为平顺,无孔洞塌陷情况,无积水、涌水、突泥现象,浆液分布均匀,充填效果较为明显,初步判定底板岩体强度得以提高.

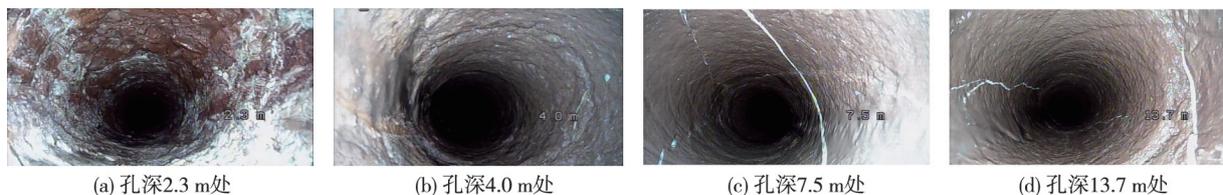


图 8 A3 孔位影像资料

采取新方案对隧道底鼓段进行重新修复后,通过 Trimble TX8 三维断面扫描仪对 H3DK0+255 段基底

围岩变形量为期 30 d 的监测,测点位置和累计变形量如图 9 所示.由图 9b 看出:基底中心部位(监测点 A)累计变形量相对较大,最大变形量为 36.88 mm,并在 14 d 左右趋于稳定;测点 B 和 C 处较中心部位位移量有显著降低,于 11 d 左右趋于平稳状态,最大位移量分别为 23.47 mm 和 22.13 mm;而测点 D 和 E 处位移量最小,趋于稳定状态所用时间也最短,仅 8 d 左右就达到稳定,稳定时位移量分别为 12.53 mm 和 14.62 mm.说明新支护方案下,隧道底板变形控制效果显著,能够保障隧道后期的正常使用.

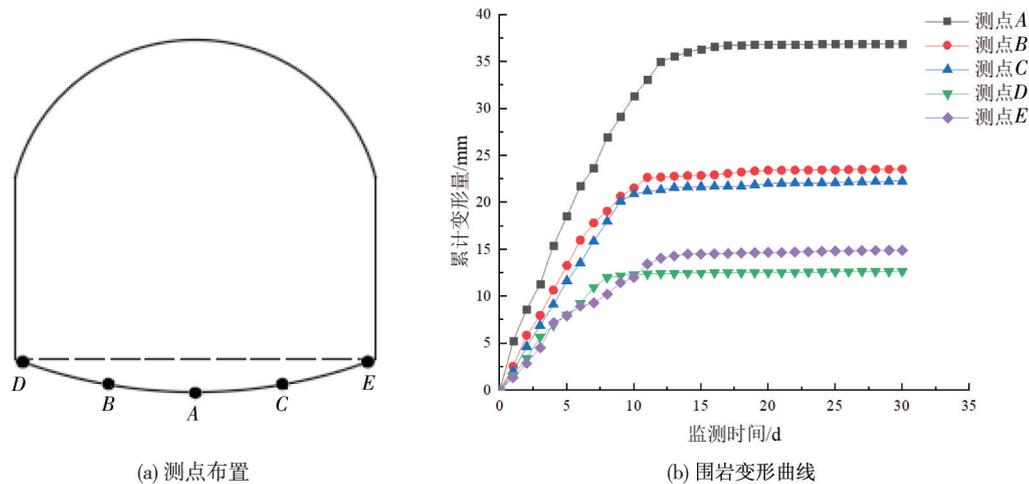


图 9 隧道基底测点布置及位移曲线

5 结论

1) 汇聚于隧道底部的地下水对基底围岩体具有较强的侵蚀作用,使基底围岩塑性区范围显著大于隧道两帮和拱顶位置,且隧道各部位围岩塑性范围与对应临空面的变形量存在相对一致性,即塑性范围越大的区域其收敛变形越大.

2) 以“基底帷幕注浆”为主导、“锁脚锚杆+底板锚索+网喷+仰拱钢筋混凝土”为辅助的联合支护技术能从根本上改善破碎围岩体自身强度和所处力学环境,提高底角抗剪切滑移破坏能力,阻止岩体的塑性流动,抑制隧道底板隆起.

参考文献:

- [1] 王梦恕,谭忠盛.中国隧道及地下工程修建技术[J].中国工程科学,2010,12(12):4-10.
- [2] 朱高明.国内外无砟轨道的研究与应用综述[J].铁道工程学报,2008(7):28-30.
- [3] 孔恒,王梦恕,张德华.隧道底板隆起的成因、分类与控制[J].中国安全科学学报,2003(1):33-6.
- [4] 汪洋,唐雄俊,谭显坤,等.云岭隧道底鼓机理分析[J].岩土力学,2010,31(8):2530-2534.
- [5] 邓涛,黄明,詹金武,等.石林隧道底鼓灾害的特征与机理研究[J].工程地质学报,2014,22(1):173-179.
- [6] 杜明庆,董飞,李奥,等.膨胀性围岩时高速铁路隧道仰拱的底鼓机理及破坏模式[J].中国铁道科学,2019,40(6):78-85.
- [7] 马晓文,梁庆国,赵涛,等.泥岩隧道基底围岩软化对仰拱力学特性的影响[J].现代隧道技术,2020,57(s1):147-157.
- [8] 高震,马伟斌,吴旭,等.考虑围岩强度劣化的隧道仰拱隆起变形分析[J].土木工程学报,2020,53(s1):342-347.
- [9] 何满潮,张国锋,王桂莲,等.深部煤巷底鼓控制机制及应用研究[J].岩石力学与工程学报,2009,28(s1):2593-2598.
- [10] 李树清,冯涛,王从陆,等.葛泉矿软岩大巷底鼓机理及控制研究[J].岩石力学与工程学报,2005(8):1450-1455.
- [11] 梁冰,孙欢,李刚,等.南阳坡矿沿空巷道底鼓成因分析及支护技术[J].地下空间与工程学报,2021,17(2):601-607.
- [12] 王正胜,李建忠,林健,等.深部高应力富水黏土软岩大巷底鼓机理及控制技术[J].煤炭科学技术,2021,49(7):71-78.
- [13] 张官禹,赵龙,尚玉强.软岩巷道底鼓成因分析及关键控制技术研究[J].煤炭科学技术,2019,47(11):63-67.
- [14] 姜耀东,赵毅鑫,刘文岗,等.深部开采中巷道底鼓问题的研究[J].岩石力学与工程学报,2004(14):2396-2401.