

DOI: 10.16285/j.rsm.2015.12.024

煤矿深井巷道掘进全过程围岩变形破坏原位测试

周 辉¹, 胡善超^{1,2}, 卢景景¹, 王竹春^{2,3}, 张传庆¹, 渠成堃¹, 李 震¹

(1.中国科学院武汉岩土力学研究所 岩土力学与工程国家重点实验室, 湖北 武汉 430071; 2.山东科技大学 矿山灾害预防控制省部共建国家重点实验室培育基地, 山东 青岛 266590; 3.兖矿集团济宁三号煤矿, 山东 济宁 272100)

摘 要: 传统研究对于煤系地层巷道围岩的变形破坏监测均在掘进面后方进行, 无法获得巷道掘进全过程的围岩变形, 更缺乏对煤矿深井巷道掘进全过程中围岩变形破坏规律的认识。为此, 针对济宁三号煤矿深井巷道, 通过超前布置监测断面, 首次获得了煤矿深井巷道掘进全过程的围岩变形破坏规律; 利用考虑体积应力的改进横观各向同性应变软化模型对巷道开挖全过程的围岩变形破坏特征进行分析。研究结果表明: 在济宁三号煤矿七采区巷道地质条件下, 浅部围岩的累计变形量和变形速率均大于深部围岩; 巷道掘进全过程中, 围岩变形随掘进面的推进经历了缓慢增长、迅速增长和变形稳定 3 个阶段; 变形稳定后围岩松动圈深度约为 1.0 m; 巷道两帮围岩位移与破坏深度均在控制范围内, 顶底板围岩破坏相对严重, 并给出了相应解决方案。研究成果可为揭示煤矿深井巷道掘进围岩的变形破坏规律以及合理确定支护方案和参数提供重要的科学依据。

关 键 词: 煤系地层; 深井巷道; 掘进全过程; 原位测试; 围岩变形破坏特征

中图分类号: TU 454

文献标识码: A

文章编号: 1000-7598 (2015) 12-3523-08

In-situ measurement of deformation and failure of surrounding rockmass during whole excavation process of deep coal mine roadway

ZHOU Hui¹, HU Shan-chao^{1,2}, LU Jing-jing¹, WANG Zhu-chun^{2,3},
ZHANG Chuan-qing¹, QU Cheng-kun¹, LI Zhen¹

(1. State Key Laboratory of Geomechanics and Geotechnical Engineering, Institute of Rock and Soil Mechanics, Chinese Academy of Sciences, Wuhan, Hubei 430071, China; 2. State Key Laboratory of Mining Disaster Prevention and Control Co-founded by Shandong Province and the Ministry of Science and Technology, Shandong University of Science and Technology, Qingdao, Shandong 266590, China;
3. Jining Coal Mine III of Yankuang Group, Jining, Shandong 272100, China)

Abstract: Since the conventional deformation and failure measurement of surrounding rockmass in coal-bearing strata are conducted behind the heading face, it is difficult to obtain the deformation of surrounding rockmass, and thus it is challenging to further analyzes the characteristics of deformation and failure in whole excavating process of deep coal roadway. In this study, advance monitoring measurements are performed on deep coal mine roadway in Jining Coal Mine III that are arranged at the first time and then the deformation and failure of surrounding rockmass in whole excavating process are characterized. An improved anisotropic stain-soften model with considering volumetric stress is adopted to analyze the characteristics of deformation and failure of surrounding rockmass during excavating. It is shown that both the cumulative deformation and its rate of superficial part are higher than the deep part under the geological condition of 7th mining area in Jining Coal Mine III. It is also found that the deformation in the whole process of excavating goes through 3 stages, including slow growth, rapid growth and stable deformation. Moreover, the loosened zone is about 1.0 m when the deformation tends to be stable. After excavation, both the displacement and failure depth of roadway sides are in the controlled range. However, the failure of surrounding rockmass at the roof and floor are relative severe and the corresponding treatment measures are given. Therefore, this paper provides an important basis for revealing the deformation and failure characteristics and the rational determination of supporting scheme and parameters.

Keywords: coal-bearing strata; deep roadway; whole excavating process; in-situ measurement; characteristics of deformation and failure of rockmass

收稿日期: 2014-04-23

基金项目: 国家重点基础研究发展计划 (973) 项目 (No. 2014CB046902); 中国科学院科技创新“交叉与合作团队”(No. 人教字(2012)119号); 中国科学院知识创新工程重要方向性项目 (No. KZCX2-EW-QN115); 国家自然科学基金项目 (No. 51427803)。

Foundation item: Project supported by National Basic Research Program of China (973 Program) (Grant No. 2014CB046902), CAS Interdisciplinary Innovation Team (Grant No. (2012)119), the Knowledge Innovation Program of the Chinese Academy of Sciences (Grant No. KZCX2-EW-QN115) and the National Natural Science Foundation of China (Grant No. 51427803).

第一作者简介: 周辉, 男, 1972 年生, 博士, 研究员, 博士生导师, 主要从事岩石力学试验、理论、数值分析与工程安全性分析方面的研究工作。E-mail: hzhou@whrsm.ac.cn

1 引 言

围岩变形和破坏是地应力、岩体力学性质、断面尺寸及支护等多种因素综合作用的结果,正确的围岩变形破坏观测数据对于评价围岩的稳定性以及确定和检验支护参数的有效性具有重要实际意义,还可据此反演获得围岩力学参数。

多年来,岩石力学及采矿学者广泛地研究了巷道围岩变形与破坏问题。谢志弘等^[1]、冯仲仁等^[2]通过巷道围岩深部位移观测,分析了不同深度围岩的变形规律并验证了锚杆支护参数的合理性;朱建明等^[3]得出采场巷道围岩变形存在主、次变形带的规律;李连华等^[4]利用张拉域和压缩域的概念对不同深度巷道围岩的位移进行了解释;王建华等^[5]分析了隧道两侧不同深度处围岩的位移-时间特征、位移-深度特征和围岩松弛范围等;李杰等^[6]采用弹脆性模型及滑移破坏理论得出,围岩在不均匀应力作用下实测位移大大超出连续介质力学计算数值;刘泉声等^[7]应用离散元软件计算分析了巷道分线性大变形的原因,并给出了相应的支护方案;李德忠等^[8]通过分析裂隙、塑性及弹性3种圈层围岩的力学性能,对巷道变形机制进行了阐述;范鹏贤等^[9]通过逐步逼近法求解了围岩变形的近似解析表达式;李邵军等^[10-11]通过超前埋设位移测点,获得了深埋水工隧洞掘进前后全过程不同深度围岩的变形规律;张友博^[12]通过对比岩石碎胀变形速度衰减系数 B 及黏塑性阶段变形速度衰减系数 G/η 来判断松动圈范围;李为腾等^[13]通过大比尺地质力学模型试验,揭示了深部厚顶煤巷道围岩变形破坏的3个主要特征及其机制。

总的来说,目前对于巷道/隧道/隧洞围岩变形破坏的研究方法主要包括理论解析方法、数值模拟方法(连续介质力学方法和非连续介质力学方法)、物理模拟方法以及现场实测方法,其中,现场实测方法是获取围岩变形破坏特征最真实和最直接的手段。对于煤系地层深部巷道来说,目前对于围岩变形破坏的监测均是在掘进面后方进行的,无法获得巷道掘进全过程的围岩变形,更缺乏对于煤矿深井巷道掘进全过程中围岩变形破坏规律的认识。为此,本文以济宁三号煤矿深井巷道为研究对象,采用多点位移计和声波测试仪,对掘进全过程中不同深度的围岩变形破坏特征进行实测和分析。

2 地质条件及监测方案设计

2.1 地质条件概述

为生产接续需求,济宁三号煤矿需掘进七采区

生产辅助大巷3_{下股}和3_{下辅}巷道。巷道埋深为710~880 m,沿煤层顶板向下倾斜7°施工,断面形状为直墙三心拱形,跨度为4.8 m,边墙高度为1.6 m;巷道随掘进随支护,采用锚网(索)喷联合支护作为永久支护,锚杆长度为2 200 mm,拱部锚杆间排距为800 mm×800 mm,帮部锚杆间排距为900 mm×800 mm;锚索长度为6 200(4 700) mm(视具体地质条件而定),布置三列,间排距为1 500 mm×2 400 mm。

两巷掘进层位为煤3_下、顶板中砂岩及底板泥岩、细砂岩。岩石质地致密坚硬、强度高,发育有明显层理,具有很强的横观各向同性性质。其中,岩石基质为细砂岩,成分以石英为主,较坚实;岩石层理为粉砂岩,层面含大量炭化物,粘结强度较低。掘进范围内煤岩层总体趋势为东南高、西北低的单斜构造,区内仅发育小断层。

2.2 监测方案及钻孔布置

传统监测中一般将监测断面布设于掘进面之后,掘进面后方所测围岩深部变形仅是总变形中的一部分,丢失了前期部分的变形,而这部分变形对于分析围岩变形破坏规律以及合理支护设计也是至关重要的。

为此,本研究通过已掘巷道向待掘巷道布置超前监测钻孔,对掘进前、后全过程的围岩变形破坏进行监测。两巷位置关系及钻孔布置如图1所示。其中,3_{下辅}为已掘巷道(监测巷道),3_{下股}为待掘巷道(被监测巷道),两巷水平间距为35 m。

钻孔参数:直径为45 mm,长度为34.9 m,倾角为俯斜8°;测点距3_{下股}右帮斜距分别为0.3、2、4、6、9 m;钻孔与3_{下股}掘进面位置关系:超前掘进面20 m;监测范围:超前掘进面20 m~滞后掘进面35 m。

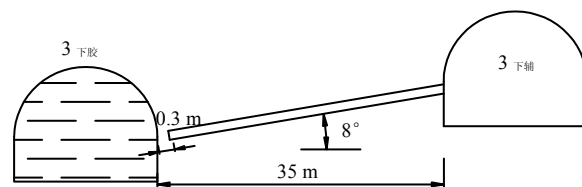


图1 超前监测钻孔布置示意图
Fig.1 Schematic diagram of the advanced monitoring arrangement of drilling hole

3 综合测试结果及分析

随3_{下股}巷道掘进,连续监测巷道不同深度围岩的变形。在掘进面推过监测钻孔40 m后,采用声波测试仪测试围岩松动圈。

3.1 不同深度围岩变形特征

根据监测变形结果，绘制巷道围岩变形与掘进面位置的关系，如图 2 所示。从图中可以看出，围岩深部和浅部测点位移量明显不同：0.3 m 处测点累计位移量为 15.5 mm，4.0 m 测点累计位移量为 9 mm，9.0 m 测点累计位移量为 3 mm，即距离巷道壁越近其位变形越大。此外，不同深度测点的位移速率也存在明显差异：0.3 m 测点最大位移速率为 2.4 mm/d，4 m 测点为 1.0 mm/d，9 m 测点位移速率仅为 0.25 mm/d。

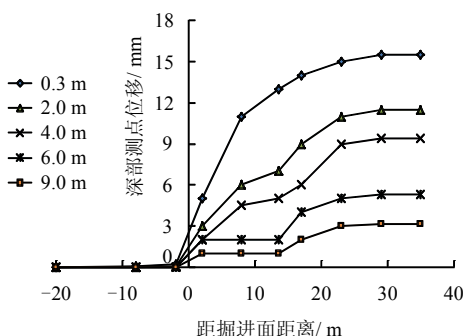


图 2 不同深度围岩变形随掘进面推进的变化曲线
Fig.2 Variations of surrounding rockmass deformation at different depth with the promoting of heading face

3.2 不同深度围岩变形的时空效应

自 2014 年 1 月 10 日至 1 月 29 日，掘进面累计推进 55 m，其中超前钻孔 20 m，滞后钻孔 35 m。为分析深部围岩变形随掘进面推进时间和推进距离的变化规律，绘制 0.3 m 深度测点的位移变化曲线，如图 3 所示。从图 2 和 3 可以看出，不同深度的围岩变形可分为以下 3 个阶段：

(1)掘进面到达监测钻孔前的围岩变形缓慢增长阶段：在掘进面到达监测钻孔之前，测点位移变化不大，最大变形只有 0.2 mm；其中，在掘进面到达监测钻孔前约 1 倍巷道跨度时，围岩变形开始发生。

(2)掘进面后方 0~8 m 的变形迅速增长阶段：在掘进面推过监测钻孔 2 m 时，围岩变形迅速增长至最大值 5 mm，推过 8 m 时增长至 12 mm，此阶段围岩变形速率为 4.45 mm/d，随后掘进面的空间效应消失。围岩显著变形范围逐步向深部扩展，深部最大变形值达到 3~11 mm。

(3)掘进面后方 8~35 m 的围岩变形稳定阶段：在掘进面推过监测钻孔 23 m 后，开挖卸荷的影响减小，围岩变形速率趋于稳定，0.3 m 深度测点的累计位移值稳定在 15.5 mm 左右。

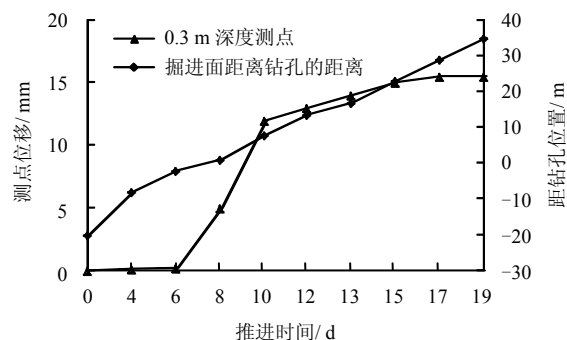


图 3 深部变形随掘进面推进时间和距离的变化曲线
Fig.3 Variation of deformation at different depths with the promoting time and distance of heading face

由以上分析可见，巷道开挖伴随着围岩变形和应力调整过程，围岩变形是动态变化的，深部测点位移变化曲线呈现出缓慢增长—快速上升—趋于稳定的特征。这是由于在掘进面达到监测钻孔之前，围岩没有变形空间，测点位移变化很小；掘进面经过监测钻孔时，在爆破震动和开挖卸荷的共同作用下，巷道壁围岩在切向应力集中和径向拉伸应力作用下迅速变形破坏；掘进面推过一定距离后，随围岩变形释放、掘进面约束作用的逐渐减小以及支护结构约束作用，围岩变形速率逐渐降低并趋于变形稳定。

根据监测方案，从掘进全过程的监测总变形量中去掉超前监测至掘进面后方 2 m 处的累计变形量，所得结果即为布置于掘进面后方监测断面的累计变形量（即传统监测方法的结果），二者对比如图 4 所示。从图中可看出，若将监测断面布置于掘进面后方，监测变形将损失掉开挖卸荷瞬时变形部分，在本研究中，这部分损失变形约为总变形量的 30%，这对于分析掘进全过程的围岩变形规律是不利的。

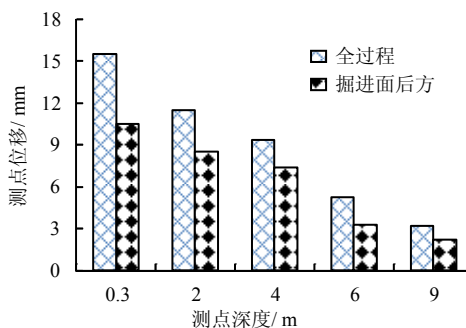


图 4 掘进全过程与掘进面后方所测变形量对比
Fig.4 Comparisons of deformations measured in whole driving process and lagging behind the heading face

3.3 围岩松动圈

巷道开挖后，巷道壁附近围岩在应力集中作用

下产生变形破裂，围岩波速降低，一部分塑性区发生破坏过渡为松动区。通过确定松动区范围的大小，可对巷道支护形式与支护参数进行指导。鉴于此，在掘进面后方围岩变形稳定处布置声波测试钻孔，通过声波变化规律确定最终的围岩松动范围。

根据工程实践，距离掘进面后方超过 3 倍巷道跨度后，巷道断面变形较小，此后松动圈的改变基本是由于施工引起^[14]。由不同深度围岩变形的实测结果也可知，在掘进面后方 23 m 处围岩变形渐趋稳定。在 3 下掘进面后方 30 m 处布置声波测试钻孔，钻孔深度为 2.0 m，向下倾斜 8°，声波测试结果如图 5 所示。可以看出，在孔深 1.0 m 处声波波速发生突变，在 1.0 m 至孔底波速变化幅度很小，由此可判定孔口至 1.0 m 范围为围岩松动范围。

依据松动圈支理论，锚杆长度应大于围岩松动范围的 25%，即 1.25 m。现场施工中锚杆设计长度为 2.2 m，符合松动圈支理论的要求。

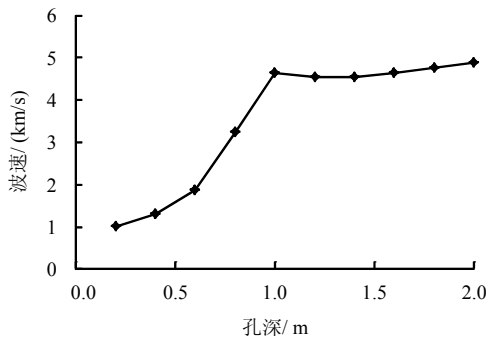


图 5 波速随孔深的变化关系
Fig.5 Variation of wave velocity with the hole depth

4 围岩变形破坏规律的数值分析

为了更直观和全面了解地围岩在开挖过程中的变形破坏规律，对围岩开挖过程进行数值分析，并与实测结果进行对比分析。值得注意的是，层状岩体在平行和垂直层理方向上力学性质差异较大，将其作为均质岩体进行处理会有较大误差。本文在横观各向同性应变软化模型^[15]的基础上，以室内试验为基础，建立考虑体积应力的改进横观各向同性应变软化模型对开挖过程进行数值分析，模型中对岩石基质和层面同时采用 Mohr-Coulomb 剪切屈服准则和拉伸屈服准则。

4.1 层状岩体屈服函数

岩石基质的屈服函数表达式为

$$\left. \begin{aligned} f^s &= \sigma_1 - \sigma_3 N_\phi + 2c\sqrt{N_\phi} \\ f^t &= \sigma_3 - \sigma^t \end{aligned} \right\} \quad (1)$$

式中：上标 s、t 分别代表剪切和拉伸； $N_\phi = (1 + \sin \phi)/(1 - \sin \phi)$ ； c 、 ϕ 和 σ^t 分别为岩石基质的黏聚力、内摩擦角和单轴抗拉强度。其在应力空间中的表示如图 6 所示。

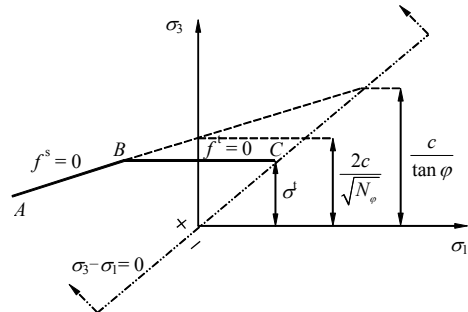


图 6 Mohr-Coulomb 屈服准则
Fig.6 Mohr-Coulomb failure criterion

FLAC^{3D} 中，岩石剪切塑性流动对应非关联流动法则，拉伸塑性流动对应关联流动法则，与岩石基质屈服准则对应的塑性势函数定义为

$$\left. \begin{aligned} g^s &= \sigma_1 - \sigma_3 N_\psi \\ g^t &= -\sigma_3 \end{aligned} \right\} \quad (2)$$

式中： $N_\psi = (1 + \sin \psi)/(1 - \sin \psi)$ ， ψ 为岩石基质剪胀角。此处引入考虑体积应力的塑性参数 κ^s 来描述岩石基质塑性剪切应变软化行为，引入塑性参数 κ^t 来描述岩石基质拉伸应变软化行为，其增量型的表达式为

$$\left. \begin{aligned} \Delta \kappa^s &= \frac{1}{\sqrt{2}} \cdot \sqrt{(\Delta \varepsilon_1^{ps} - \Delta \varepsilon_m^{ps})^2 + (\Delta \varepsilon_m^{ps})^2 + (\Delta \varepsilon_3^{ps} - \Delta \varepsilon_m^{ps})^2} f(I_1/\sigma_c) \\ \Delta \kappa^t &= |\Delta \varepsilon_3^{pt}| \end{aligned} \right\} \quad (3)$$

式中： $\Delta \varepsilon_m^{ps} = (\Delta \varepsilon_1^{ps} + \Delta \varepsilon_3^{ps})/3$ ，为岩石基质体积塑性剪切应变增量； $\Delta \varepsilon_1^{ps}$ 和 $\Delta \varepsilon_3^{ps}$ 为岩石基质第 1 和第 3 主应力方向的塑性剪切应变增量； σ_c 为岩石基质单轴抗压强度； $\Delta \varepsilon_3^{pt}$ 为岩石基质塑性拉应变增量； $f(I_1/\sigma_c)$ 为根据试验数据计算得到的岩石基质体积应力函数， I_1 为应力张量第 1 不变量。

岩石层面在局部坐标系下的屈服函数为

$$\left. \begin{aligned} f_j^s &= \tau + \sigma_{3'3'} \tan \phi_j - c_j \\ f_j^t &= \sigma_{3'3'} - \sigma_j^t; \sigma_{j \max}^t = c_j / \tan \phi_j \end{aligned} \right\} \quad (4)$$

式中： $\tau = \sqrt{\sigma_{1'3'}^2 + \sigma_{2'3'}^2}$ ， $\sigma_{1'3'}$ 、 $\sigma_{2'3'}$ 和 $\sigma_{3'3'}$ 均为岩石层面在局部坐标系下的应力分量； c_j 、 ϕ_j 和 σ_j^t 分别为岩石层面的黏聚力、内摩擦角和单轴抗拉强度。

其在应力空间中的表示如图 7 所示。

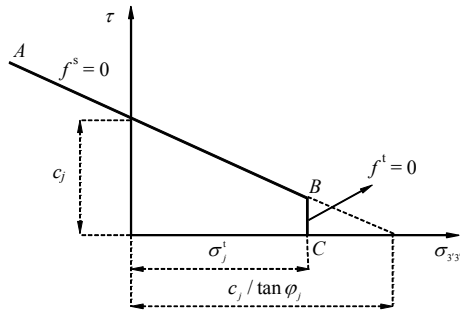


图 7 层面屈服准则

Fig.7 Failure criterion of bedding face

岩石层面屈服准则对应的势函数为

$$\left. \begin{aligned} g_j^s &= \tau + \sigma_{3'3'} \tan \psi_j \\ g_j^t &= \sigma_{3'3'} \end{aligned} \right\} \quad (5)$$

式中： ψ_j 为岩石层面剪胀角。对于岩石层面，其考虑体积应力的剪切硬化参量和拉伸硬化参量的增量表达形式为

$$\left. \begin{aligned} \Delta \kappa_j^s &= \frac{1}{3} \sqrt{2(\Delta \varepsilon_{3'3'}^{ps})^2 + (\Delta \varepsilon_{1'3'}^{ps})^2 + (\Delta \varepsilon_{2'3'}^{ps})^2} f_j(I_1 / \sigma_c) \\ \Delta \kappa_j^t &= \Delta \varepsilon_{3'3'}^{pt} \end{aligned} \right\} \quad (6)$$

式中： $\Delta \varepsilon_{1'3'}^{ps}$ 、 $\Delta \varepsilon_{2'3'}^{ps}$ 和 $\Delta \varepsilon_{3'3'}^{ps}$ 为岩石层面在局部坐标系下的塑性剪应变增量； $\Delta \varepsilon_{3'3'}^{pt}$ 为岩石层面塑性拉应变增量； $f_j(I_1 / \sigma_c)$ 为由试验数据确定的层面体积应

力函数。

4.2 计算模型与条件

采用 FLAC^{3D} 数值分析软件对巷道开挖过程的变形破坏规律进行研究。依据矿井地质条件，建立相应计算模型，采用三维地质模型，共划分 553 905 个四面体单元，网格模型划分如图 8 所示。模型约束条件为：四周和底部采用法向约束；根据实际地质条件，岩层为近水平，构造应力较小，故上部施加覆岩层的自重应力。

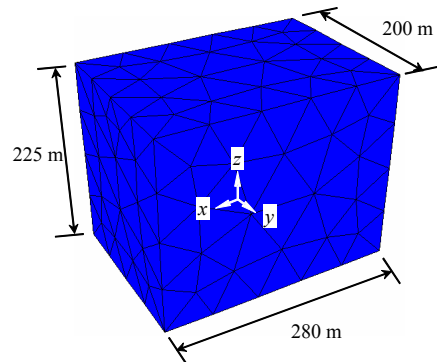


图 8 网格模型划分

Fig.8 Meshing of the model

根据济宁三号煤矿实测地应力，采用改进的反距离加权插值法^[16]确定计算模型的初始地应力场。通过原位测试所得不同深度围岩的变形量对围岩力学参数进行反演，反演结果列于表 1。

表 1 计算模型采用的参数

Table 1 Parameters adopted in calculation model

E_1 / GPa	E_2 / GPa	ν_1	ν_2	G_2 / GPa	c / MPa	c_j / MPa	φ / (°)	φ_j / (°)	σ^t / MPa	σ_j^t / MPa
14	11	0.2	0.18	5.3	5.5	2.0	39	34	2.2	1.0

注： E_1 和 E_3 分别为平行和垂直于层面的弹性模量； ν_1 和 ν_3 分别为平行和垂直于层面的泊松比； G_2 为垂直于层面的剪切模量。

4.3 围岩水平变形分析

图 9 为巷道围岩不同深度处水平变形随掘进面推进的变化横剖图。可见，不同深度围岩水平方向变形可明显分为 3 个阶段，即变形缓慢增长阶段、迅速增长阶段和变形稳定阶段。在巷道开挖前，围岩有微小变形增长量，开挖卸荷后变形迅速增长，当掘进面推过约 42 m 后，围岩变形稳定在 8~16 mm 而不再增长。

爆破掘进过程中巷道壁围岩破坏严重，最大变形量为 14~16 mm，水平方向围岩变形量随深度增长而逐渐减小，累计变形 5 mm 的深度约为 5.3 m。

4.4 围岩整体变形分析

图 10 为巷道围岩整体变形随掘进面推进的变化横剖图。可见，围岩整体变形规律与水平变形相似：受开挖卸荷影响及掘进面约束作用，超前于掘进面范围的围岩出现变形，但变形量较小，为弹性响应；掘进面后方 2 m 处最大位移为 10 mm，发生在拱顶处；掘进面推过 6 m 后，围岩塑性区范围扩展，变形量迅速增加，拱顶变形达到 18 mm，为最终变形量的 90%，两帮变形为总变形量的 80%，底板变形仅为总变形量的 56%；掘进面推过监测断面 50 m 后，两帮及拱顶变形已基本稳定，变形量分别

为 15 mm 和 20 mm，而底板变形则持续增加，最终变形量为 25 mm。

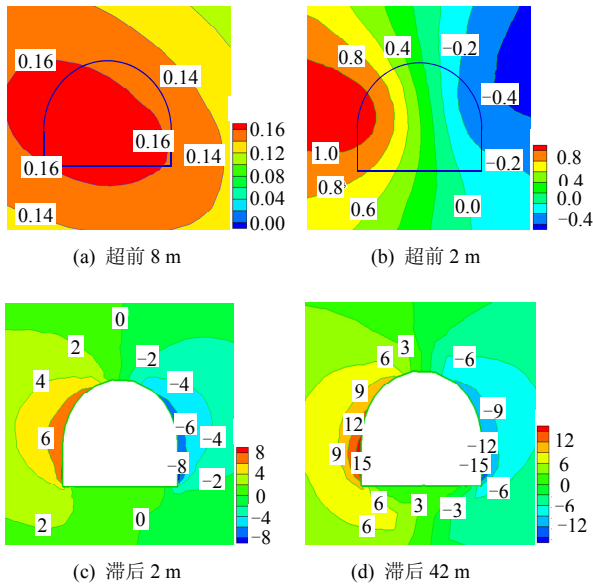


图 9 随掘进面推进时不同深度水平位移变化规律 (单位: mm)

Fig.9 Variations of horizontal deformation at different depths over the promoting of heading face (unit: mm)

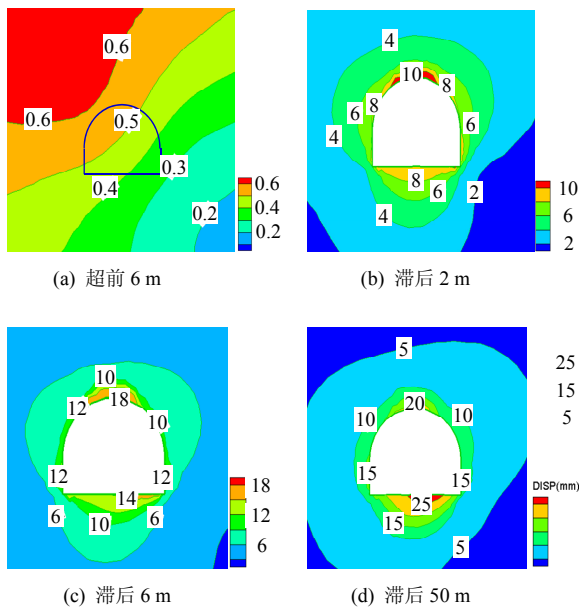


图 10 随掘进面推进时围岩整体变形 (单位: mm)

Fig.10 Variations of the whole deformation with the promoting of heading face (unit: mm)

从围岩变形规律可见，两帮围岩在掘进面到达监测断面前变形量较小，掘进面推过监测断面时变形迅速增大，掘进面后方 1.25 倍巷道跨度时，两帮围岩变形基本收敛。此外，顶底板变形量均显著大于两帮，说明水平层理的影响显著，且底板变形持续增加，较难达到自稳，可能会影响两帮稳定。

4.5 围岩整体破坏分析

为研究围岩在开挖后的破坏情况，采用可反映围岩破坏程度和范围的指标——破坏接近度 FAI^[17] 对围岩破坏程度进行评价。图 11 为随掘进面推进的巷道围岩 FAI 横剖图。可见，围岩破坏演化规律与变形相似，也可划分为 3 个阶段，即：开挖前稳定阶段、开挖时迅速破坏阶段和围岩破坏稳定阶段。掘进面未到达监测断面时，围岩均未进入塑性屈服状态 (FAI < 0.5)；掘过监测断面 2 m 后，巷道围岩迅速出现塑性区 (FAI > 1)，拱顶和拱脚位置出现破坏区 (FAI > 2)；推过 42 m 后，巷道围岩破坏趋于稳定，巷道壁围岩均出现破坏区，但破坏深度有所不同。

由图 11(c)可见，围岩破坏稳定后，巷道壁一定深度内的围岩均进入塑性状态，顶底板破坏范围明显大于两帮围岩，说明围岩层状分布特征对巷道稳定性有较大影响；巷道顶底板及两帮均出现破坏区，两帮破坏深度为 1.2 m，拱顶破坏深度为 1.7 m，需施加锚索加强支护，底板破坏深度为 2.7 m，建议采用马蹄形断面增强底板围岩稳定性；此外，拱脚出现 FAI ≥ 4 的严重破坏区域，掘进过程中应施加底角锚杆，防止严重破坏区进一步向内部扩展。

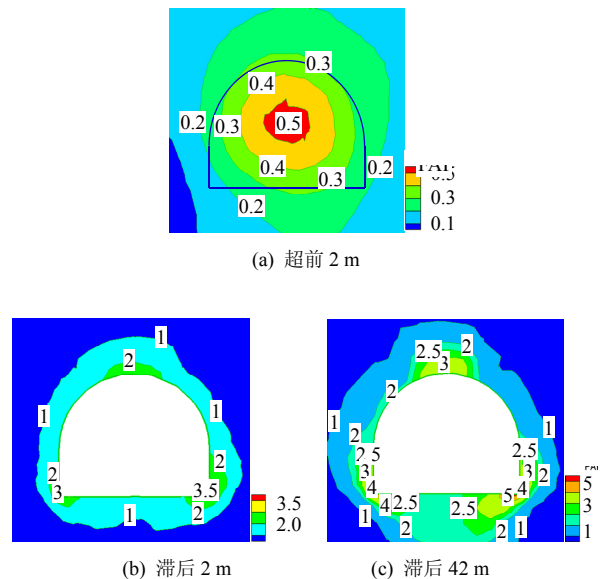


图 11 随掘进面推进时 FAI 分布变化规律

Fig.11 Variations of FAI distribution with the promoting of heading face

5 结 论

(1) 巷道浅部围岩变形显著，0.3 m 测点的累计位移量及最大位移速度分别为 15 mm 和 2.4 mm/d，均显著大于深部，巷道开挖卸荷影响的深度范围在

4 m 左右。

(2) 随掘进面推进, 围岩变形经历了缓慢增长、迅速增长和变形稳定 3 个阶段, 其演化机制主要与围岩的瞬间卸荷与应力调整有关; 围岩变形稳定后的松动圈深度约为 1.0 m。

(3) 利用考虑体积应力的改进横观各向同性应变软化模型对巷道开挖全过程的围岩变形破坏特征进行了分析, 围岩两帮位移与破坏深度均在控制范围内, 顶底板围岩破坏相对严重, 水平层理对围岩稳定性有较大影响, 应采取相应措施加强支护以提高围岩稳定性。

(4) 需要指出的是, 采用声波测试、数字钻孔成像、钻孔应力和深部位移监测等综合测试手段, 能够更充分地反映巷道掘进全过程的围岩变形破坏特征和规律, 后续将进一步完善。

参 考 文 献

- [1] 谢志弘, 竺光明, 时志伟. 采动影响下回采巷道变形规律实测研究[J]. 矿业工程, 2010, (3): 26—28.
XIE Zhi-hong, ZHU Guang-ming, SHI Zhi-wei. Research of tunnel deformation caused by mining activity[J]. **Mining Engineering**, 2010, (3): 26—28.
- [2] 冯仲仁, 张兴才, 张世雄, 等. 大冶铁矿巷道变形监测研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2004, 23(3): 483—487.
FENG Zhong-ren, ZHANG Xing-cai, ZHANG Shi-xiong, et al. Monitoring study on drift deformation of Daye iron mine[J]. **Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering**, 2004, 23(3): 483—487.
- [3] 朱建明, 黄植旺. 采场巷道围岩变形宏观规律的监测和分析[J]. 西部探矿工程, 2001, 13(5): 50—51.
ZHU Jian-ming, HUANG Zhi-wang. The measurement and analysis of macroscopic deformation rules for wall rock of stope drift[J]. **West-China Exploration Engineering**, 2001, 13(5): 50—51.
- [4] 李连华, 丁延陵. 采场巷道深部围岩位移特征[J]. 矿山压力与顶板管理, 2001, (4): 50—51.
LI Lian-hua, DING Yan-ling. Displacement characteristic of deep surrounding rock of stope drift[J]. **Ground Pressure and Strata Control**, 2001, (4): 50—53.
- [5] 王建华, 靳晓光, 曾杰, 等. 深埋隧道煤层区围岩内部位移特征[J]. 地下空间与工程学报, 2006, 1(5): 685—688.
WANG Jian-hua, JIN Xiao-guang, ZENG Jie, et al. Interior displacement character of surrounding rock in coal seam section of deep tunnel[J]. **Chinese Journal of Underground Space and Engineering**, 2006, 1(5): 685—688.
- [6] 李杰, 宋春明, 胡啸, 等. 深部巷道围岩变形破坏机制分析[J]. 岩土力学, 2012, (增刊 2): 365—370.
LI Jie, SONG Chun-ming, HU Xiao, et al. Analysis of deformation and failure mechanism of surrounding rock for deep underground projects[J]. **Rock and Soil Mechanics**, 2012, (Supp.2): 365—370.
- [7] 刘泉声, 卢兴利. 煤矿深部巷道破裂围岩非线性大变形及支护对策研究[J]. 岩土力学, 2010, 31(10): 3273—3279.
LIU Quan-sheng, LU Xing-li. Research on nonlinear large deformation and support measures for broken surrounding rocks of deep coal mine roadway[J]. **Rock and Soil Mechanics**, 2010, 31(10): 3273—3279.
- [8] 李德忠, 李冰冰, 檀远远. 矿井深部巷道围岩变形浅析及控制[J]. 岩土力学, 2009, 30(1): 109—112.
LI De-zhong, LI Bing-bing, TAN Yuan-yuan. Analysis and control of distortion of surrounding rock of roadway at deep ground of mine[J]. **Rock and Soil Mechanics**, 2009, 30(1): 109—112.
- [9] 范鹏贤, 王明洋, 李文培, 等. 深埋隧洞卸荷过程中围岩应力变形的时间效应[J]. 岩土力学, 2010, (增刊 1): 28—34.
FAN Peng-xian, WANG Ming-yang, LI Wen-pei, et al. Time effect of stress and deformation of surrounding rock of circular tunnels during unloading[J]. **Rock and Soil Mechanics**, 2010, (Supp.1): 28—34.
- [10] 李邵军, 冯夏庭, 张春生, 等. 深埋隧洞 TBM 开挖损伤区形成与演化过程的数字钻孔摄像观测与分析[J]. 岩石力学与工程学报, 2010, 29(6): 1106—1112.
LI Shao-jun, FENG Xia-ting, ZHANG Chun-sheng, et al. Testing on formation and evolution of TBM excavation damaged zone in deep-buried tunnel based on digital panoramic borehole camera technique[J]. **Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering**, 2010, 29(6): 1106—1112.
- [11] LI S J, FENG X T, LI Z H, et al. In situ experiments on width and evolution characteristics of excavation damaged zone in deeply buried tunnels[J]. **Science China Technological Sciences**, 2011, 54(1): 167—174.

- [12] 张友博. 多点位移计在深部围岩松动圈厚度测试中应用[J]. 科技创新导报, 2013, (19): 30—31.
ZHANG You-bo. Application of multipoint displacement meter for testing broken rock zone in deep surrounding rock[J]. **Science and Technology Innovation Herald**, 2013, (19): 30—31.
- [13] 李为腾, 李术才, 王琦, 等. 深部厚顶煤巷道围岩变形破坏机制模型试验研究[J]. 岩土力学, 2013, 34(10): 2847—2856.
LI Wei-teng, LI Shu-cai, WANG Qi, et al. Model test study of surrounding rock deformation and failure mechanism of deep roadway with thick top coal[J]. **Rock and Soil Mechanics**, 2013, 34(10): 2847—2856.
- [14] 邵东亚. 岩巷掘进爆破震动对围岩松动圈影响的研究[J]. 煤矿爆破, 2009, (3): 11—13.
SHAO Dong-ya. Influence of vibration of blasting for driving rock roadway on stability of surrounding rock[J]. **Coal Mine Blasting**, 2009, (3): 11—13.
- [15] 朱泽奇, 盛谦, 梅松华, 等. 改进的遍布节理模型及其在层状岩体地下工程中的应用[J]. 岩土力学, 2009, 30(10): 3115—3122.
ZHU Ze-qi, SHENG Qian, MEI Song-hua, et al. Improved ubiquitous-joint model and its application to underground engineering in layered rock masses[J]. **Rock and Soil Mechanics**, 2009, 30(10): 3115—3122.
- [16] 张传庆, 周辉, 冯夏庭, 等. 局域地应力场获取的插值平衡方法[J]. 岩土力学, 2008, 29(8): 2016—2024.
ZHANG Chuan-qing, ZHOU Hui, FENG Xia-ting, et al. Method for obtaining local stress field based on interpolation and numerical simulation method[J]. **Rock and Soil Mechanics**, 2008, 29(8): 2016—2024.
- [17] ZHANG C Q, ZHOU H, FENG X T. An Index for estimating the stability of brittle surrounding rock mass—FAI and its engineering application[J]. **Rock Mechanics and Rock Engineering**, 2011, 44: 401—414.

上接第 3522 页

- CAI Hai-bing, PENG Li-min, ZHENG Teng-long. A duration prediction model of surface thawing settlement in construction period of tunnel with horizontal freezing method[J]. **Rock and Soil Mechanics**, 2014, 35(2): 504—510.
- [12] 阳军生, 刘宝琛. 城市隧道施工引起的地表移动及变形[M]. 北京: 中国铁道出版社, 2002.
YANG Jun-sheng, LIU Bao-chen. Ground movement and deformation induced by urban tunnel construction[M]. Beijing: China Railway Publishing House, 2002.
- [13] 刘波, 李东阳, 廖建军. 土体压力对地铁旁通道解冻后地表沉降的影响[J]. 煤炭学报, 2011, 36(4): 551—555.
LIU Bo, LI Dong-yang, LIAO Jian-jun. The effect of earth pressure on ground settlement after frozen soil thawing in connect aisle construction of metro engineering[J]. **Journal of China Coal Society**, 2011, 36(4): 551—555.
- [14] 崔托维奇 H A. 冻土力学[M]. 张长庆, 朱元林, 译. 北京: 科学出版社, 1985.
ЦЫТОВИЧ Н А. Mechanics of frozen soil[M]. Translated by Zhang Chang-qing, Zhu Yuan-lin. Beijing: Science Press, 1985.
- [15] 蔡海兵, 彭立敏, 郑腾龙. 隧道水平冻结施工引起地表冻胀的历时预测模型[J]. 岩土力学, 2012, 33(6): 1761—1768.
CAI Hai-bing, PENG Li-min, ZHENG Teng-long. A duration prediction model of surface frost heave induced by tunnelling with horizontal freezing method[J]. **Rock and Soil Mechanics**, 2012, 33(6): 1761—1768.
- [16] 纳斯诺夫 И Д, 苏普利克 М Н. 立井冻结壁形成规律[M]. 陈文豹, 伍期建, 梁惠生, 译. 北京: 煤炭工业出版社, 1981.
НАСОНОВ И Д, ШУПЛИК М Н. Developing law of shaft frozen soil[M]. Translated by Chen Wen-bao, Wu Qi-jian, Liang Hui-shen. Beijing: Coal Industry Press, 1981.