



## 弱含水层下软岩巷道“一隔三强”控制原理与技术

吴拥政 郭罡业 汪占领

### 引用本文：

吴拥政, 郭罡业, 汪占领. 弱含水层下软岩巷道“一隔三强”控制原理与技术[J]. 煤炭科学技术, 2023, 51(2): 72–82.  
WU Yongzheng, GUO Gangye, WANG Zhanling. The control principle and technology of “one obstruct and three strengthen” of soft rock roadways below weak aquifers[J]. Coal Science and Technology, 2023, 51(2): 72–82.

在线阅读 View online: <https://doi.org/10.13199/j.cnki.est.2022-2124>

### 您可能感兴趣的其他文章

#### Articles you may be interested in

##### 弱胶结软岩煤巷锚杆索-围岩变形协同控制方法研究

Research on collaboration control method of bolt/cable–surrounding rock deformation in coal roadway with weakly cemented soft rock  
煤炭科学技术. 2021, 49(1): 198–207 <https://doi.org/10.13199/j.cnki.est.2021.01.015>

##### 全长锚固锚杆支护软岩巷道围岩承载结构力学响应解析

Mechanical response analysis of surrounding rock bearing structure of soft rock roadway based on full-length anchorage  
煤炭科学技术. 2023, 51(10): 24–34 <https://doi.org/10.13199/j.cnki.est.2022-1863>

##### 深部软岩巷道围岩支护技术研究

Study on surrounding rock support technology of deep soft rock roadway  
煤炭科学技术. 2022, 50(4): 76–84 <http://www.mtkxjs.com.cn/article/id/db8daf43-247e-4c7f-82e8-3ff6de256e0c>

##### 断层附近软岩巷道围岩破坏机理及控制研究

Study on the failure mechanism and control technology of surrounding rock of soft rock roadway near fault  
煤炭科学技术. 2020, 48(9): 195–202 <http://www.mtkxjs.com.cn/article/id/943457c2-faab-4a8b-aeee-7f61ceae49e0>

##### 软岩巷道底鼓成因分析及关键控制技术研究

Study on key control technology of floor heave in soft rock roadway  
煤炭科学技术. 2019(11) <http://www.mtkxjs.com.cn/article/id/cda0369c-ba55-4ea4-a82b-5e9f64020c92>

##### 深部高应力富水黏土软岩大巷底鼓机理及控制技术

Mechanism and control technology of floor heave in deep high-stress water-rich clay soft rock roadway  
煤炭科学技术. 2021, 49(7): 71–78 <http://www.mtkxjs.com.cn/article/id/e91bbcbd-cb44-48dd-8bcd-e8de1a03456d>



关注微信公众号，获得更多资讯信息



吴拥政, 郭罡业, 汪占领. 弱含水层下软岩巷道“一隔三强”控制原理与技术[J]. 煤炭科学技术, 2023, 51(2): 72–82.

WU Yongzheng, GUO Gangye, WANG Zhanling. The control principle and technology of “one obstruct and three strengthen” of soft rock roadways below weak aquifers[J]. Coal Science and Technology, 2023, 51(2): 72–82.

移动扫码阅读

## 弱含水层下软岩巷道“一隔三强”控制原理与技术

吴拥政<sup>1,2,3</sup>, 郭罡业<sup>1,2,3</sup>, 汪占领<sup>1,2,3</sup>

(1. 中煤科工开采研究院有限公司, 北京 100013; 2. 煤炭科学研究院开采研究分院, 北京 100013;

3. 煤炭资源高效开采与洁净利用国家重点实验室, 北京 100013)

**摘要:** 针对弱含水层下软岩巷道围岩大变形难控制的问题, 以清水营煤矿110207运输巷为研究对象开展了研究工作。首先, 依据现场调查与实测分析了巷道围岩的变形破坏特征, 明确该巷道存在“一水三弱”的四大特征: 即水与高比例黏土矿物并存、弱锚固基础、弱支护阻力扩散效能、弱围岩承载性能; 其次, 采用理论分析、数值模拟与现场实测的综合研究方法, 揭示了巷道围岩的变形破坏机制, 认为弱含水层下软岩巷道围岩变形破坏过程分为初始变形、急速变形与缓慢增长3个阶段, 3个阶段的变形量占比约为10%、30%与60%, 水的存在是导致该类巷道围岩后期变形缓慢增长的重要影响因素; 最后, 提出了针对该类巷道围岩“一隔三强”的稳定性控制原理与方法, 即采取合适的方法隔断水与泥岩的接触通道, 强化锚杆(索)锚固基础、强化锚杆(索)预紧力扩散表层与增强巷道围岩自身承载能力, 并给出了相应的全断面“锚索+网+注浆+喷浆”的综合控制方案。将该方案付诸实践, 现场实测表明: 采用新方案后围岩裂隙封闭隔断了水与泥岩之间的接触通道, 强化了锚索锚固力、预紧力扩散效能与围岩承载能力。矿压监测结果表明: 巷道两帮最大移近量为51.9 mm, 顶底板最大移近量为27.8 mm, 保证了巷道的正常使用。研究成果较好解决了弱含水层下软岩巷道围岩的大变形问题, 可为软岩巷道围岩稳定性控制提供一定的理论与技术参考。

**关键词:** 弱含水层; 软岩巷道; 锚固; 巷道支护; 围岩控制

**中图分类号:** TD353    **文献标志码:** A    **文章编号:** 0253-2336(2023)02-0072-11

## The control principle and technology of “one obstruct and three strengthen” of soft rock roadways below weak aquifers

WU Yongzheng<sup>1,2,3</sup>, GUO Gangye<sup>1,2,3</sup>, WANG Zhanling<sup>1,2,3</sup>

(1. CCTEG Coal Mining Research Institute, Beijing 100013, China; 2. Coal Mining and Designing Branch, China Coal Research Institute, Beijing 100013, China; 3. State Key Laboratory of Coal Mining and Clean Utilization, Beijing 100013, China)

**Abstract:** Aiming at many problems about large deformation of surrounding rock of soft rock roadway below weak aquifers, the transportation roadway of coalface 110207 of Qingshuiying Mine is taken as an object to study a series of research works. Firstly, deformation and failure characteristics are analysed according to the field investigation and measurement. It is clear that there are four weaknesses in the roadway, which are the coexistence of water and high proportion of clay minerals, weak anchorage foundation, weak support resistance diffusion efficiency and weak bearing capacity. Secondly. Theoretical analysis, numerical simulation and field measurement have revealed the failure mechanism of the transportation roadway of coalface 110207, It is believed that the deformation and failure process of roadway surrounding rock under weak aquifer can be divided into three stages: initial deformation, rapid deformation and slow growth. The deformation in the three stages accounts for about 10%, 30% and 60%. The existence of water is an important factor affecting the slow growth of surrounding rock deformation in the later period of this type of roadway. Finally, the control method and principle of “one obstruct and

“three strengthen” is put forward, that is, appropriate methods are adopted to cut off the contact between water and mudstone, strengthen the anchoring foundation of the bolt and cable, strengthen the diffusion surface of the preload of the bolt cable and enhance the bearing capacity of the roadway surrounding rock, and the corresponding comprehensive control scheme of “cable + net + grouting + spray” is given. The field measurement shows that the surrounding rock fissure is closed to cut off the flow way of water, and the anchorage force of anchor cable is strengthened after grouting. The maximum displacement of the two sides of the roadway is 51.9 mm, and the maximum displacement of the roof and floor is 27.8 mm, which ensures the normal use of the roadway. The problem of large deformation of surrounding rock of soft rock roadway below weak aquifer can be better solved by the research results, and provide a certain reference for the stability control of the same type of roadway.

**Key words:** weak water; soft rock roadway; anchoring; roadway support; control of surrounding rock

## 0 引言

我国每年新掘进巷道总长度约 12 000 km<sup>[1]</sup>, 其中软岩巷道的开掘比例占到 10% 以上, 且广泛分布在我国 20 多个矿区<sup>[2-3]</sup>。软岩巷道围岩松散破碎, 稳定性差, 流变性强, 变形量大且持续时间长, 巷道通常需要多次翻修才能满足生产要求, 这严重制约煤矿的安全高效生产和经济效益增长<sup>[4-5]</sup>。

长期以来, 相关学者围绕软岩巷道稳定围岩控制做了大量的研究工作, 并取得了丰富的研究成果。主要集中在以下 3 个方面: ①提高支护强度。康红普等<sup>[6]</sup>提出的高预应力强力支护理论强调了预应力和锚杆刚度在软岩巷道支护中的重要性, 通过强化锚杆支护系统各配件间的相互作用来提高整体强度, 高预应力、强力锚杆与锚索联合支护技术可以控制软岩巷道围岩变形。余伟健等<sup>[7]</sup>针对软岩巷道的返修提出了差异性支护的控制方法, 针对不同变形采用不同支护强度来进行控制。张红军等<sup>[8]</sup>针对软岩的大变形问题提升了支护强度, 开发了高预应力增阻大变形锚杆。付玉凯等<sup>[9]</sup>提出的长短锚索多层次控制技术有效的控制了软岩巷道围岩变形。吴拥政<sup>[10-11]</sup>针对研究了锚杆附件之间的力学匹配性并开发了全长预应力支护系统, 相比一般锚杆支护, 使得对软岩巷道的锚杆支护更具有针对性且强度有了明显提高。②强化围岩承载能力。何满潮等<sup>[12]</sup>针对高应力强膨胀节理化软岩巷道提出了刚柔层桁架耦合支护技术, 依此强化围岩承载能力, 保持巷道围岩稳定。张广超等<sup>[13]</sup>研究了应力扩容膨胀型(HJS)复合地质软岩巷道稳定, 提出以高强锚网索、可缩性环形支架、注浆加固为核心的多层次耦合支护系统。孙晓明等<sup>[14]</sup>针对软岩巷道提出以恒阻大变形锚杆为核心的耦合支护技术能够有效转化变形力学机制, 安全吸收岩体中积聚的变形能, 有效地阻断底鼓塑性滑移作用力。黄庆享等<sup>[15]</sup>针对软岩大变形巷道围岩控制难题, 优化了巷道断面形态, 重点强调了全断面锚杆索支

护并注浆, 增强了围岩承载能力。柏建彪等<sup>[16]</sup>针对软岩巷道支护原理进行了系统研究, 强调了提高软岩自身承载能力的重要性。刘高等<sup>[17]</sup>分析了软岩巷道围岩的变形破坏机理, 明确了围岩承载能力弱是软岩巷道变形破坏的重要原因。靖洪文等<sup>[18]</sup>分析了注浆对提高软岩巷道围岩承载能力的作用机理。王卫军等<sup>[19]</sup>研究了软岩巷道围岩塑性区扩展, 认为强化围岩承载能力可以控制围岩塑性变形破坏。③软岩遇水的控制。由于软岩遇水表现出明显的变形蠕变、流变特性, 使得控制难度明显增加, 许兴亮等<sup>[20]</sup>研究了泥岩遇水情况下的巷道围岩变形规律, 提出该类型巷道围岩的动态过程控制技术。高明仕等<sup>[21]</sup>针对软岩巷道强流变四周均表现出大变形的破坏特征, 提出了全断面, 全支全让“O”型封闭控制的支护原理, 强调了强力与卸压并存的支护方法。刘泉声等<sup>[22]</sup>针对软岩的破碎碎胀变形研究了锚喷与注浆协同的控制过程, 提出了相应的控制思路。

上述研究成果对软岩巷道围岩稳定性控制发挥了积极的作用。然而, 鉴于煤矿地质条件的复杂性, 许多软岩矿区的巷道围岩控制难题尚未得到完全解决。笔者选择宁煤清水营煤矿 110207 运输巷含水软岩巷道为研究对象, 结合现场实测, 分析了巷道变形破坏的主要特征, 研究了巷道围岩“一水三弱”的特征及变形破坏机理, 提出了“一隔三强”的巷道围岩控制的原理, 在此基础上, 提出了全断面“锚索+网+注浆+喷浆”的综合支护技术, 现场实践表明, 巷道围岩控制效果良好。研究成果可为软岩巷道围岩控制提供一定的理论与技术参考。

## 1 工程概况及变形特征

### 1.1 工程概况

清水营煤矿 110207 工作面运输巷沿 2 煤顶板掘进, 2 煤平均厚度 4.77 m, 内生裂隙发育, 夹矸岩性为粉砂质泥岩, 属简单结构煤层。2 煤伪顶为平均厚度 0.31 m 的泥岩, 灰黑色, 破碎、团块状; 直接顶为

粗粒砂岩,平均厚度32.74 m,夹杂薄层泥岩及煤线;基本顶为平均厚度5.53 m的粉砂岩和19.61 m的粗粒砂岩,泥质胶结。2煤直接底为泥质粉砂岩,平均厚度1.22 m,泥质胶结,局部夹薄层细砂岩;基本底为平均厚度5.46 m的细粒砂岩与4.53 m的中粒砂岩,泥质胶结,较坚硬,属次软岩石。110207运输巷岩性柱状如图1所示。

岩性	厚度/m	岩性描述
粗粒砂岩	0~36.76 19.61	灰白色,以石英长石为主,含云母碎片,分选性好,次棱角,泥质胶结,与下伏地层过度接触
粉砂岩	0~8.96 5.53	灰色,较坚硬,有方解石脉充填,与下伏地层过度接触
粗粒砂岩	4.4~70.14 32.74	浅灰白色,以石英长石为主,次云母,分选性差,次圆状,夹薄层泥岩及煤线,有方解石脉充填
泥岩	0~0.63 0.31	灰黑色,破碎,团块状,岩石致密,细腻
2煤	3.27~5.69 4.77	黑色,块状,沥青光泽,半暗型煤,夹镜煤条带,内生裂隙发育,含有少量的黄铁矿薄膜
泥质粉砂岩	0~1.79 1.22	灰色,较坚硬,上部含有少量的煤屑,泥质胶结,局部夹杂薄层细砂岩,与下伏地层过度接触
细粒砂岩	0~11.26 5.46	浅灰白色,坚硬,以适应为主,长石次之,含少量煤屑,泥质胶结,与下伏地层过度接触
中粒砂岩	0~9.04 4.53	灰白色,较坚硬,以石英为主,长石次之,分选性好,次圆状,泥质胶结,与下伏地层过度接触

注:数据格式为:厚度范围  
平均厚度。

图1 110207运输巷岩性柱状

Fig.1 Rock mass histogram of transportation roadway  
No. 110207

对110207运输巷内顶板及帮部围岩进行了钻孔窥视,发现顶板上方4.0~5.5 m赋存有弱含水层,施工钻孔时可见线状淋水,根据Q602-2钻孔抽水试验资料,直罗组砂岩含水层(Ⅲ)单位涌水量 $q=0.009\ 9\ L/(s\cdot m)$ ,渗透系数 $k=0.009\ 6\ m/d$ ,富水性弱。顶板与帮部裂隙较发育,部分顶板与帮部结构窥视如图2所示。

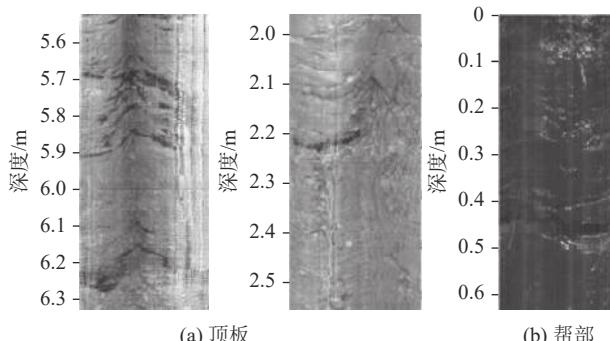


图2 110207运输巷顶板与帮部结构窥视

Fig.2 Borehole peering images of roof and side of transportation roadway No. 110207

借助X射线衍射仪对110207运输巷顶底板围岩矿物成分进行了分析,顶底板黏土矿物平均含量大于30%,在黏土矿物中平均蒙皂石类占比15%、伊利石占比11%、高岭石占比60%、绿泥石占比10%,此类围岩遇水后极易软化、泥化,严重影响巷道的稳定性。

对110207运输巷顶板与帮部围岩进行了单轴抗压强度原位测试,测试结果如图3所示,从测试结果可知,顶板8 m以内0~5.0 m岩石强度低于15 MPa,5.0~7.2 m岩石强度处于15~25 MPa,7.2~8.0 m岩石强度处于15 MPa以下,帮部为平均强度11 MPa的煤体。依据现场实测并参照GB 50218—1994《工程岩体分级标准》中对岩石强度分类的描述,顶板与帮部围岩均属于软岩范畴。

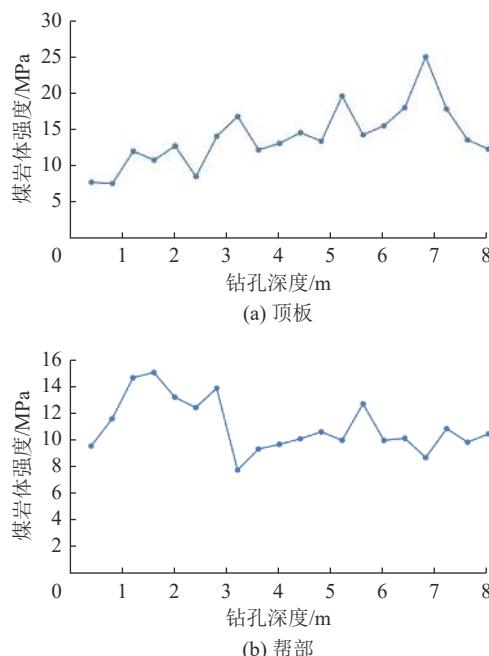


图3 110207运输巷顶板与帮部强度实测曲线

Fig.3 Measured strength curves of roof and side of transportation roadway No. 110207

110207运输巷断面为圆弧拱形,净宽×净高=5.5 m×3.75 m,净断面为17.0 m<sup>2</sup>。原支护参数如下:

锚索:拱部与帮部锚索规格分别为ø21.98 mm×5300/3300 mm,间排距分别为2000/1500 mm×2000 mm。单根5.3 m锚索采用1节MSK2370与2节MSZ2370的树脂锚固剂,单根5.3 m对比3.3 m锚索减少1节MSZ2370的树脂锚固剂;预紧力不小于150 kN,采用300 mm×300 mm×16 mm的蝶形托盘。

锚杆:采用ø22 mm×2500 mm的左旋无纵筋螺纹钢锚杆,间排距1000 mm×1000 mm,单根锚杆配1节MSK2370和1节MSZ2370的树脂锚固剂,预紧扭矩不小于240 N·m,采用150 mm×150 mm×

10 mm 的蝶形托盘。

锚网: 顶板为  $\varnothing 6.5$  mm 圆钢加工的网孔为 100 mm  $\times$  100 mm 的钢筋网; 帮部为网孔 40 mm  $\times$  40 mm 的钢

塑网。

喷层: 喷射混凝土强度等级为 C20, 铺底混凝土强度等级为 C25, 支护断面及参数如图 4 所示。

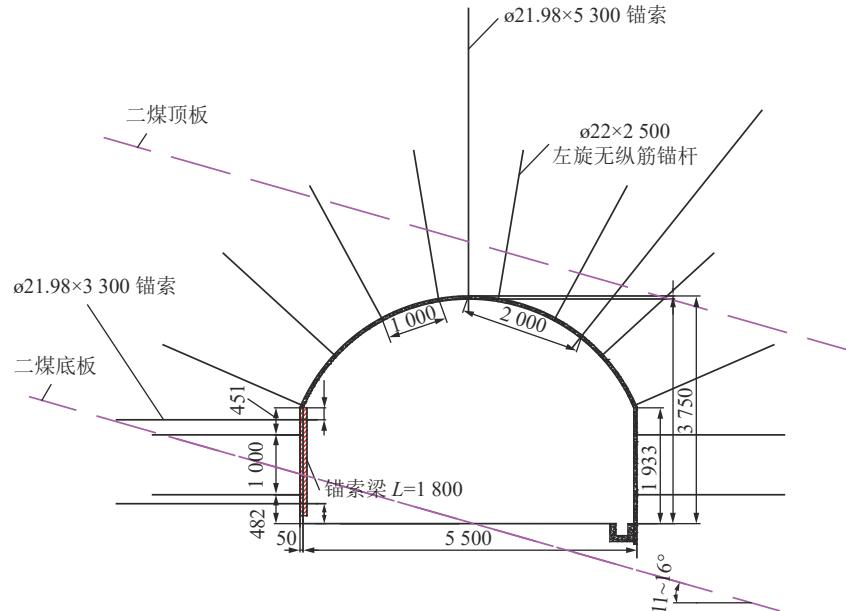


图 4 110207 机巷断面及原支护设计参数

Fig.4 Original support scheme of transportation roadway 110207

## 1.2 巷道变形破坏特征

110207 运输巷自掘进以来, 由于顶板淋水、围岩岩性差等多种原因, 巷道变形破坏严重, 变形破坏照片如图 5a 所示, 巷道围岩变形曲线如图 5b 所示。

从图 5b 可知, 110207 运输巷变形破坏呈现以下特征:

巷道围岩变形量大, 底鼓严重。110207 运输巷在掘进期间矿压显现强烈, 顶板下沉、两帮内挤和底板严重鼓起。在近 60 d 的监测中, 顶底板移近量大于 1 400 mm, 两帮移近量大于 400 mm, 且围岩变形持续增加。已掘进的 2 300 多米巷道有 30% 以上属于变形破坏严重地段。

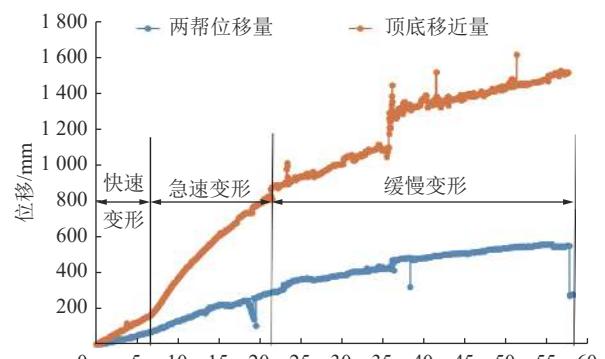
围岩变形持续时间长。110207 运输巷围岩在掘进期间一直处于变形之中。从变形曲线可以看出, 整个变形破坏过程分为初期初始变形、中期急速变形与后期缓慢变形 3 个阶段。

围岩变形速度快。巷道顶底板 7 d 内的初期初始变形 200 mm 以上, 占总变形量的 10%。中期 14 d 急速变形 600 mm 以上, 约占总变形量的 30%。即使后期 40 d, 每天的移近量也大于 15 mm。如此快的变形速度导致巷道控制更加困难。

综上所述, 清水营煤矿 110207 运输巷属于典型的弱含水层下软岩大变形巷道。



(a) 变形破坏照片



(b) 实测巷道围岩变形曲线

图 5 110207 运输巷变形破坏现场与曲线

Fig.5 Deformation failure images and curves of headentry No. 110207

## 2 软岩巷道围岩变形破坏机制

### 2.1 变形破坏原因

根据现场调研与实测,结合巷道围岩变形破坏特征,影响弱含水层下软岩巷道围岩变形破坏主要有以下4个方面:

巷道围岩强度低、承载能力弱。110207运输巷顶板岩石强度平均15 MPa,帮部煤体强度平均11 MPa,顶板围岩在5.5 m范围内结构发育。此类型围岩自身强度与整体性都比较差,不具备较强的承载能力。

围岩含高比例黏土矿物成分且顶板存在淋水,X射线衍射试验表明围岩黏土类矿物成分占比大于30%,且含有高岭石、蒙脱石等膨胀性岩石,这些高比例黏土矿物遇到顶板淋水极易发生膨胀与崩解。

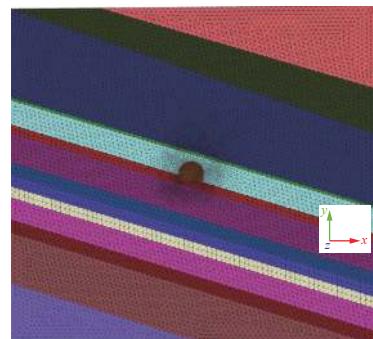
锚杆(索)锚固根基薄弱,锚杆(索)难以与围岩锚固稳定。巷道围岩裂隙发育,钻孔壁完整性差,锚固剂与围岩之间容易松动,加之水与泥岩的作用,大幅降低了锚固剂与钻孔壁之间的粘结力,现场测试裂隙淋水区域30%以上的锚杆(索)拉拔力小于80 kN。

原支护方案设计不合理,不能适应软岩巷道围岩大变形。原支护方案设计不能与围岩充分耦合,护表面积小且强度低,支护系统对巷道围岩的整体控制作用有限。现场实测,锚杆(索)施加的预紧力低,部分锚杆与锚索预紧力仅为20 kN和70 kN,难以实现锚杆(索)的主动支护作用,尤其是忽略了底板的支护,极易引起底鼓。

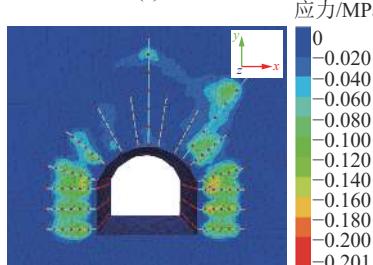
### 2.2 变形破坏数值模拟

为明确110207运输巷在原方案下的变形破坏特征,揭示软岩巷道围岩的变形破坏机制,以110207运输巷原支护方案及地质资料为基础,建立计算模型。模型尺寸:75 m×75 m×10 m;模型上边界为自由边界,下边界固定;上边界施加均布垂直应力12.5 MPa,数值计算模型如图6所示。依据现场实测的地质力学参数,最大水平主应力 $\sigma_h=13.52$  MPa,垂直主应力 $\sigma_v=11.3$  MPa,侧压系数 $\lambda$ 取1.2,并参考GB 50218—1994《工程岩体分级标准》,数值模拟物理力学参数见表1。

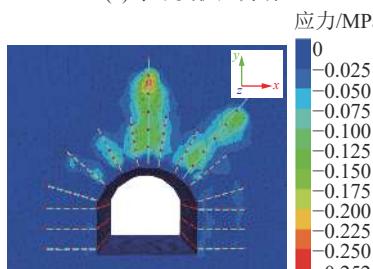
如图6b所示,原支护方案锚杆预紧力为20 kN,在此情形下,两帮锚杆在水平方向上形成的压应力区可以相互交织彼此相连,但其最大值仅为0.17 MPa,锚杆在拱顶形成的压应力区有限且不相连。如图6c所示,锚杆在拱顶形成的垂直方向支护应力场有限,基本上呈单独状态,对围岩的挤压控制作用小,锚索的预紧力为70 kN,可在锚索范围内形成宽度约1.0 m的压应力区,应力区平均值约0.12 MPa。由此



(a) 巷道模型



(b) 水平支护应力场



(c) 垂直支护应力场

图6 巷道数值计算模型  
Fig.6 Numerical calculation model of roadway

表1 数值模拟的围岩物理力学参数

Table 1 Rock mechanics parameters of numerical simulation

岩性	内摩擦角 $\varphi$ (°)	黏聚力 $C$ /MPa	抗压强度/MPa	弹性模量 $E$ /MPa
粉砂岩	28	3.5	24	8.5
粗粒砂岩	32	3.8	20	10.6
泥岩	18	0.6	12	3.7
2煤	20	1.1	11	4.8
泥质粉砂岩	21	0.8	16	2.6
细粒砂岩	23	3.0	22	5.2
中粒砂岩	34	1.8	20	4.6

可见,原支护方案下锚杆(索)的支护应力场无论范围还是大小对控制软岩大变形都明显不足,后期围岩必然出现变形破坏。

对模型进行迭代显式求解,巷道围岩变形破坏形态如图7所示。

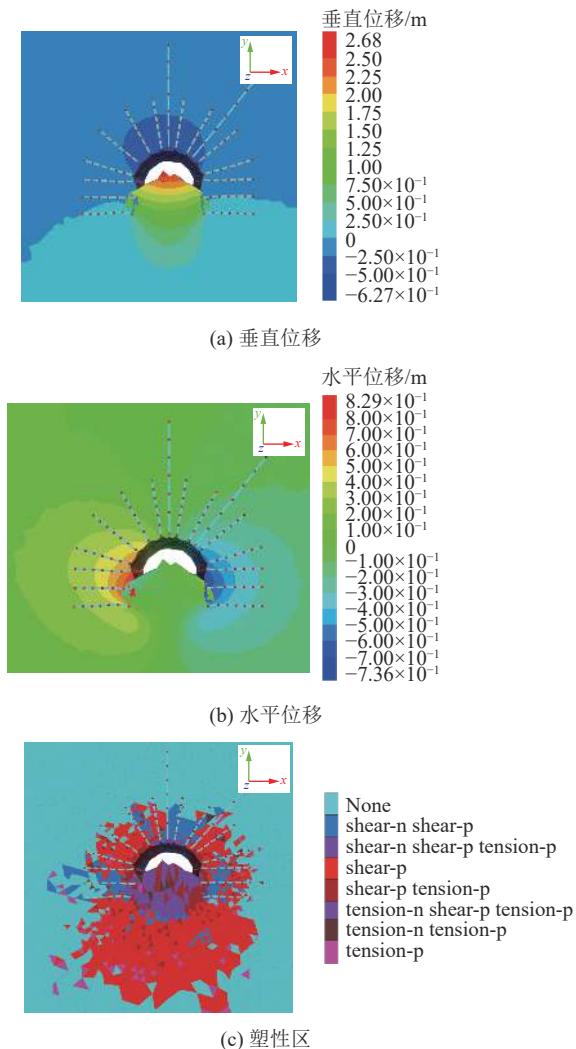


图 7 巷道围岩变形破坏形态

Fig.7 Results of numerical simulation

从图 7a 与图 7b 可以看出,原支护方案下 110207 运输巷变形破坏严重,整个巷道断面收缩 50% 以上。底板深部 4.0 m 范围内岩层均出现不同程度的变形破坏,两帮围岩破坏深度达 3.8 m。从位移云图可知巷道底板变形最为强烈,底鼓量达到 2.7 m,顶板中部最大下沉量 0.63 m,左帮内挤 0.83 m,右帮内挤 0.73 m。

从图 7c 可以看出,110207 运输巷围岩塑性区范围大且形态不规则,反映在围岩各个区域就是不同程度的变形破坏,底板塑性区分布最大边界达 8.3 m、左帮 3.5 m、右帮 2.5 m、顶板 3.0 m。底板与帮部的变形既有剪切破坏又有张拉破坏,顶板以剪切破坏为主。

### 2.3 变形破坏机制

为更直观地分析软岩巷道围岩变形破坏过程,将巷道围岩浅表变形破坏数据整理为变形曲线,如图 8 所示。

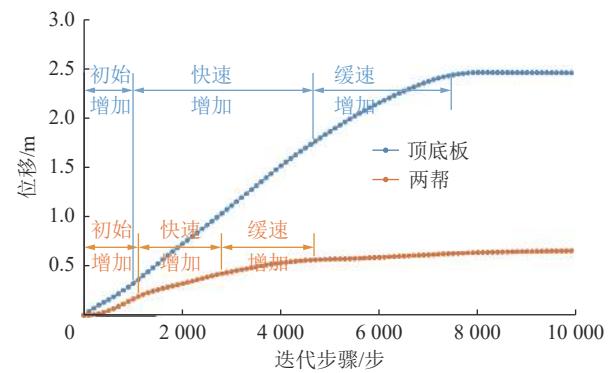


图 8 数值模拟巷道围岩变形曲线

Fig.8 Numerical simulation deformation curve of roadway surrounding rock

从图 8 可以看出,巷道围岩变形呈现出与实测曲线图 5b 一致的变形破坏特征,变形破坏分为初始增加、急速增加与缓慢增加 3 个阶段。为分析巷道围岩变形破坏机理,提出如图 9 所示的模型。

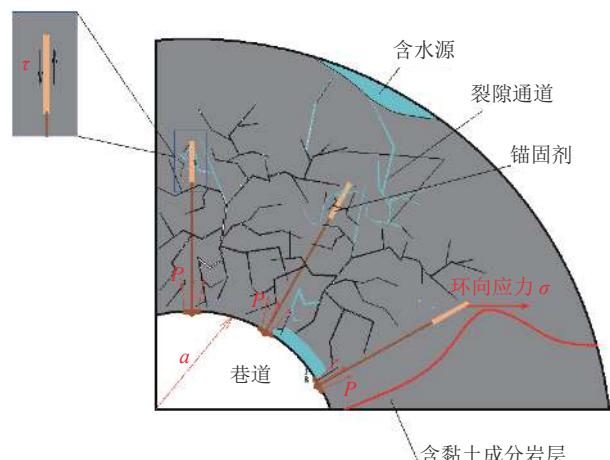


图 9 巷道围岩变形破坏机理示意

Fig.9 Schematic of deformation and failure mechanism of roadway surrounding rock

分析图 9 可知,弱含水层下软岩巷道  $a$  开挖后,巷道围岩应力  $\sigma$  平衡被打破而进行二次平衡,在此过程中若锚杆预紧力  $P$  偏低不能及时主动控制浅表围岩的变形,浅表低强度围岩就不可避免出现变形破坏。

随着巷道围岩的变形,围岩裂隙逐步增多,节理、裂隙及锚杆(索)孔等逐步交织,与弱含水层贯通形成复杂的含水结构网。水与围岩中的高比例黏土矿物相互作用,不仅发生膨胀崩解变形,而且弱化了锚固剂与围岩壁之间的抗剪强度  $\tau$ ,随着应力平衡往围岩深部推进,巷道围岩变形量开始急速增加。由于巷道浅部围岩的急速变形,围岩应力得到一定释放,围岩变形量得以暂时性缓慢增加,应力向深部转移,

此时进入缓慢增加阶段。在此阶段内,围岩裂隙的发育、水黏土矿物反应或者其它因素导致锚固剂、锚杆(索)、钻孔壁三者之间脱锚,导致锚杆(索)支护失效,进而导致巷道围岩大变形或冒落等严重矿压显现。

### 3 弱含水层下软岩巷道“一隔三强”协同控制

#### 3.1 控制方法

根据上述分析可知,弱含水层下巷道围岩变形破坏的主要影响因素为围岩黏土矿物成分高且遇水、锚杆(索)锚固基础弱、锚杆(索)预紧力扩散效果差、围岩承载能力弱4个方面,即“一水三弱”。所以,该类巷道围岩控制可从这4个方面开展研究。

1)隔:隔是指隔断水与围岩黏土矿物成分的接触,防止围岩出现膨胀、崩解而大变形。可以从含水源、水的流通途径、水的作用地3方面开展工作。如采用注浆的方法充填裂隙网络阻断水的流通,采用喷浆涂层的方法在黏土围岩表面形成隔离层阻断与水接触,采用全长锚方式封闭钻孔等方法。

2)强基:强基是指强化锚杆(索)的端部一次性锚固基础,防止锚固基础松动和滑动,为发挥锚杆(索)的主动支护作用提供牢固基础。可以从保持钻孔壁完整性、改变锚杆(索)锚固段形态以增加阻力、改变锚固剂性能(膨胀性、防水性等)增加锚固力、增加锚固段长度等方法开展强化锚固基础的工作。如注浆封闭裂隙保持钻孔壁完整并阻断水流,增加锚固段长度或编制鸟笼增加锚固段阻力,在淋水钻孔内应用防水锚固剂强化锚固效果等,都能取得不错的锚固效果。

3)强表:强表是指强化围岩表层的强度、完整性与平整性,为提升锚杆(索)预应力的扩散提供可靠的表层。可以从提高围岩浅表强度、平整围岩表层凹凸面、增加护表构件面积与强度等方面开展工作。如喷射混凝土或采用垫层来平整围岩表层凹凸面,采用大尺寸W钢护板等方法均可达到强化表层的目的。

4)强承载:强承载是增强锚固范围内围岩自身的承载能力。可以从围岩自身改性、提高锚杆(索)杆体强度、提高锚杆(索)预紧力等方面开展工作。如利用注浆材料注入岩体内使围岩的性能得到强化,提高锚杆(索)的杆体直径或强度,使用大扭矩设备、张拉设备、减摩垫圈等来提高锚杆(索)预紧力,这些方法都可以有效增强锚固范围内围岩的承载能力。

#### 3.2 控制原理

基于上述分析,弱含水层下软岩巷道围岩控制除采用传统支护方式外,提出“一隔三强”的控制方式主要体现在以下3个方面:①对于新掘巷道,在开挖前向掘进面水源进行深孔注浆,以排挤水源远离巷道,开挖后立即喷射混凝土层封闭裸露岩层并保持新开挖岩面平整。对于返修巷道可以选择流动性强、快凝材料进行深浅孔搭配注浆,封闭淋水通道的同时提高围岩的完整性;同时将支护构件淋水进行引流,统一管道排走。总之,隔即防止淋水与黏土围岩接触。②注浆后,采用高预紧力全长锚固支护,采用性能优良的特种锚固剂(防水、膨胀或其它)进行一次性端锚牢固,然后施加杆体30%~60%屈服强度的预紧力,最后进行全孔注浆以实现全长锚固,并进行围岩全断面二次高强度材料注浆强化围岩强度。③支护完成后,再次喷浆直至封闭锚杆(索)尾部及支护构件。弱含水层下软岩巷道围岩“一隔三强”协同控制如图10所示。

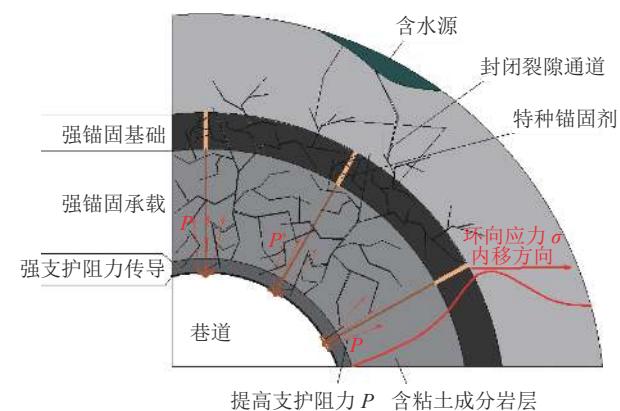


图10 “一隔三强”协同控制原理示意

Fig.10 Control principle schematic of “one obstruct and three strengthen” of roadway surrounding rock

弱含水层下软岩巷道隔离水与岩体接触:高比例黏土矿物岩层内含有大量的高岭石、蒙脱石、伊利石,这些都属于硅铝酸盐类,其晶体形状为层片状,在有水情形下层间会吸附和填充大量的水,导致体积增加数倍乃至数十倍,此时岩体具有明显的胶体性质,包括膨胀性、流变性、分散性和絮凝性。反映在110207运输巷中表现就是泥岩膨胀破碎、分散崩解,或变为絮凝状具有一定的流动性,强度大幅降低。为防止水与软岩的相遇,可以采用围岩内注浆与浅表喷浆涂层相结合的方式驱赶水源、封闭水流路径,降低水与高黏土矿物接触的机会,保证围岩强度稳定。

弱含水层下软岩巷道强基强表强承载控制:在注浆后的岩层内,利用特种锚固剂配合增阻锚固段

锚杆(索)等来强化锚固基础,利用大面积高刚度护表构件、岩面表面喷层来强化支护阻力传导层,利用高强度杆体、二次注浆、全长锚固、高预紧力等强化锚固承载层。利用“三强”锚注支护可以有效阻止围岩的大变形。

采用“一隔三强”的目的就是为控制围岩大变形,研究表明<sup>[22]</sup>,弱含水层下软岩巷道围岩变形可以用下式表示:

$$\sum \mu = \mu_e + \mu_p + \mu_w + \mu_q + \mu_b \quad (1)$$

其中:  $\mu_e$ 、 $\mu_p$ 、 $\mu_w$ 、 $\mu_q$ 、 $\mu_b$  分别为围岩的弹性、塑性、遇水膨胀、重力与碎胀扩容变形。弹性变形  $\mu_e$  为巷道围岩弹性变形量,  $\mu_w$  通过隔断水与泥岩相遇可避免或减少,  $\mu_q$  表示巷道开挖后巷道围岩的重力变形不足以影响围岩稳定。

已有研究成果<sup>[23]</sup>表明,  $\mu_p$  和  $\mu_b$  是在塑性区扩展过程中出现的变形,塑性区半径  $R_0$  越大破碎区越大,破碎扩容变形  $\mu_b$  就越大,这 2 种变形与塑性区半径  $R_0$  关系密切,  $R_0$  可用下式表示:

$$R_0 = a[(p_z + ccot \phi)(1 - \sin \phi)/p_i + ccot \phi]^{\frac{1 - \sin \phi}{2 \sin \phi}} \quad (2)$$

由式(2)可知巷道围岩塑性区半径  $R_0$  是与岩石力学参数  $c$  和  $\phi$ 、巷道围岩半径  $a$ 、地应力  $P_z$  成正比例关系,与支护阻力  $P_i$  及支护强度成反比例关系。

注浆后可以提高裂隙围岩的黏聚力和内摩擦角,施加足够的预紧力可以提高支护阻力  $P_i$ ,因此注浆和支护可以有效抑制塑性区半径  $R_0$  的扩展,从而降低  $\mu_p$  和  $\mu_b$ ,使巷道围岩的大变形得到控制。

弱含水层下软岩巷道“一隔三强”的时空关系:总体原则为隔离水源与软岩接触应早于“三强”支护。即在巷道开挖前可以对水源采取一定的措施排挤,开挖后采用注浆方式对围岩封闭围岩裂隙或密封或排放可能的漏水点,然后依次进行强基、强表与强承载“三强”支护,最终实现弱含水层下软岩巷道“一隔三强”的协同控制。

### 3.3 控制方案

依据上述“一隔三强”控制原理,结合 110207 运输巷地质条件,提出全断面“深孔注浆+锚网索喷注”的联合控制方案。

首先借助深孔预注浆对全断面淋水通道进行封闭,隔断淋水与围岩、锚固岩层的接触通道,同时提高围岩的整体性;然后借助特种高强锚固剂与增阻锚索段强固锚固基础,选用喷浆、提高护表构件面积与强度来强化支护阻力传导表层;再次给锚索施加足够的预紧力,后借助中孔注浆锚索二次注浆来增

加锚固圈层的承载能力。全断面“深孔注浆+锚网索喷注”的联合控制方案如图 11 所示。

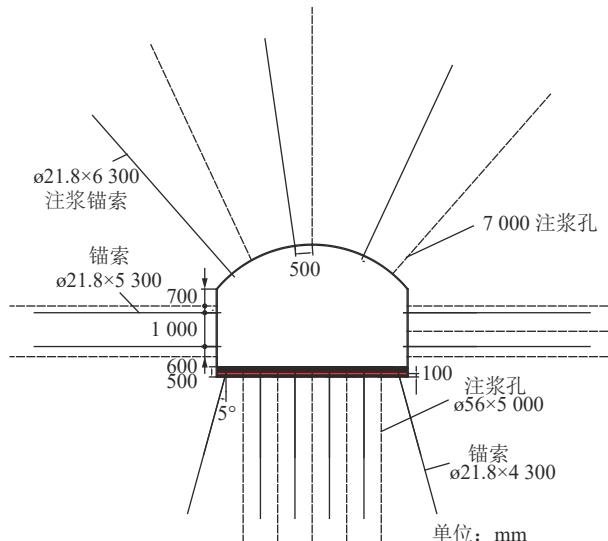


图 11 巷道支护加固控制方案

Fig.11 Control scheme of support and reinforcement in test section

借助工程类比、数值模拟及现场经验得出分别对锚杆(索)的排距、间距、长度及直径等参数进行模拟优化,得出的支护参数如下:

1) 锚索支护。锚索规格:  $\phi \times L = 21.8 \text{ mm} \times 6300/4300 \text{ mm}$  的钢绞线,顶板间排距为  $2000 \text{ mm} \times 2000 \text{ mm}$ ,帮部间排距为  $1000 \text{ mm} \times 1000 \text{ mm}$ ,底板间排距为  $1000 \text{ mm} \times 1000 \text{ mm}$ 。锚固方式:先采用特种防水树脂锚固剂实现端锚(每根锚索采用 1 节 K2335 与 2 节 Z2360 树脂锚固剂),对锚固基础进行初期强化,渗水区域锚固力不低于  $160 \text{ kN}$ ,然后借助锚索注浆实现全长锚固,同时保护钻孔壁完整阻断孔内渗水流而保护锚固基础长期稳固。锚索托盘为  $300 \text{ mm} \times 300 \text{ mm} \times 16 \text{ mm}$  的拱型托盘,锚索张拉力不低于  $140 \text{ kN}$ 。

2) 喷网:采用  $\phi 6.5 \text{ mm}$  的钢筋网,网孔规格  $100 \text{ mm} \times 100 \text{ mm}$ 。顶与帮喷射混凝土层厚不低于  $100 \text{ mm}$ ,底板混凝土层厚不低于  $500 \text{ mm}$ 。通过喷网提高巷道围岩的表层强度,强化支护阻力传导层,为锚索的预应力有效扩散奠定坚实的基础,也可阻止表层水进入巷道空间。

3) 注浆方案:顶板注浆孔深  $7.0 \text{ m}$ ,两帮注浆孔深  $6.0 \text{ m}$ ,两帮的间排距均为  $1500 \text{ m} \times 2000 \text{ m}$ ,顶板间排距为  $2000 \text{ m} \times 2000 \text{ m}$ 。注浆一方面可以明显改善围岩的黏聚力与内摩擦角,强化锚固区域围岩的承载性能,另一方面充填裂隙网络阻断水的流通,同时是再次对锚索锚固基础的二次强化。

## 4 工程实践与效果分析

将提出的“一隔三强”控制方案应用于现场实践,

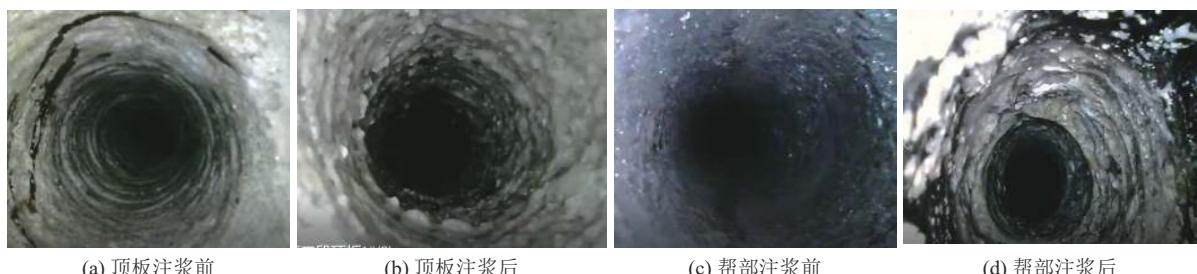


图 12 围岩注浆前后窥视对比  
Fig.12 Comparison of grouting effect of roadway surrounding rock

由图 12a 可知,巷道围岩注浆前围岩裂隙发育,钻孔内可见纵横裂隙,钻孔壁完整性非常差,可见淋水沿孔壁下流,在该类围岩中做锚索拉拔试验,拉拔力小于 100 kN;由图 12b 可知,围岩注浆后围岩裂隙被封闭,钻孔内可见灰白色浆液脉络,钻孔壁完整,未见淋水出现,现场实测拉拔力可大于 180 kN。

为了对新支护方案的效果进行检验,在试验段布置了综合矿压监测点,分别对锚索受力、巷道围岩变形量进行监测。锚索受力和巷道围岩变形如图 13 和图 14 所示。

由图 13 可知,巷道不同部位的锚索受力曲线表现出明显的起伏特性,前期变化较大,后期逐步趋于稳定。在前期的 15 d 之内锚索受力逐步增加,顶板锚索由 149 kN 增加到 168 kN,左帮由 159 kN 增加到 174 kN,右帮锚索受力处于缓慢增加状态,15 d 之后锚索受力逐步趋于稳定,表明巷道围岩变形逐渐稳定。

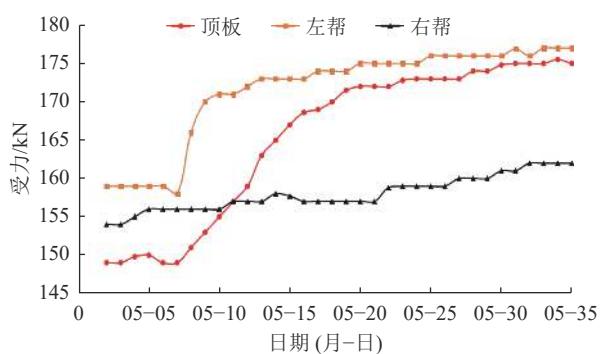


图 13 锚索受力曲线

Fig.13 Stress curve of cables in test section

由图 14 可知,采用新的联合控制方案后,巷道两帮最大移近量为 51.9 mm,顶底板最大移近量为 27.8 mm,之后变形趋于稳定,收敛速率均小于 80

并在不同区段进行围岩变形量监测与注浆前后结果窥视对比分析,巷道围岩顶板窥视结果如图 12 所示。

1 mm/d,巷道可满足正常使用。因此,通过“一隔三强”的全断面“深孔注浆+锚网索喷注”联合控制支护可以较好地控制弱含水层下软岩巷道围岩大变形。

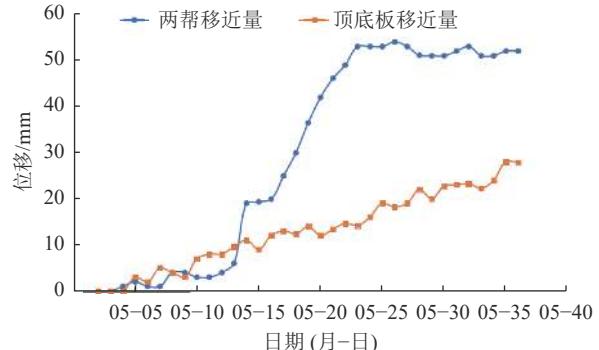


图 14 巷道围岩变形曲线  
Fig.14 Deformation curve of roadway surrounding rock in test section

## 5 结 论

1)清水营煤矿 110207 运输巷表现出明显的“一水三弱”特征,即水与高比例黏土矿物岩层共存、弱锚固基础、弱支护阻力传导表层和弱承载性能,受此影响,原支护方式不能适应围岩大变形,该巷属于典型的弱含水层下软岩大变形巷道。

2)针对巷道“一水三弱”特征,提出了控制弱含水层下软岩巷道的“一隔三强”控制原理,即隔水、强化锚固基础、强支护阻力传导表层、强化围岩承载能力,并提出了围岩控制方法。

3)依据“一隔三强”的控制原理,提出了全断面“锚索+网+注浆+喷”的综合控制方案,并进行了现场试验。矿压监测结果表明:巷道两帮最大移近量为 51.9 mm,顶底板最大移近量为 27.8 mm,围岩变

形量小,保证了巷道的安全正常使用。

### 参考文献(References):

- [1] 康红普. 我国煤矿巷道围岩控制技术发展70年及展望[J]. 岩石力学与工程学报, 2021, 40(1): 1–30.  
KANG Hongpu. Seventy years development and prospects of strata control technologies for coal mine roadways in China[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2021, 40(1): 1–30.
- [2] 郭罡业. 阳泉矿区回采巷道顶板优势结构面分布特征及对围岩稳定性影响研究[D]. 徐州: 中国矿业大学, 2019.  
GUO Gangye. Preferred discontinuity distribution characteristics of mining entry roof and its impact on stability of surrounding rock in Yangquan Mining Area[D]. Xuzhou: China University of Mining and Technology, 2019.
- [3] 李 辉. 富碱性水弱胶结软岩巷道围岩控制机理与应用研究[D]. 徐州: 中国矿业大学, 2020.  
LI Hui. Research on control mechanism and application of weakly cemented soft rock roadway with alkaline water-enriched[D]. Xuzhou: China University of Mining and Technology, 2021.
- [4] 康红普, 姜鹏飞, 杨建威, 等. 煤矿千米深井巷道松软煤体高压锚注-喷浆协同控制技术[J]. 煤炭学报, 2021, 46(3): 747–762.  
KANG Hongpu, JIANG Pengfei, YANG Jianwei, et al. Roadway soft coal control technology by means of grouting bolts with high pressure-shotcreting in synergy in more than 1 000 m deep coal mines[J]. Journal of China Coal Society, 2021, 46(3): 747–762.
- [5] 康红普, 姜鹏飞, 黄炳香, 等. 煤矿千米深井巷道围岩支护-改性-卸压协同控制技术[J]. 煤炭学报, 2020, 45(3): 845–864.  
KANG Hongpu, JIANG Pengfei, HUANG Bingxiang, et al. Roadway strata control technology by means of bolting-modification-destressing in synergy in 1 000 m deep coal mines[J]. Journal of China Coal Society, 2020, 45(3): 845–864.
- [6] 康红普, 于 斌, 杨智文, 等. 特厚煤层全煤巷道高预应力锚杆支护技术与实例分析[J]. 煤炭科学技术, 2016, 15(4): 1–8.  
KANG Hongpu, YU Bin, YANG Zhiwen, et al. High prestress anchor bolt support technology for full coal roadway of thick coal seam and example analysis[J]. Coal Science and Technology, 2016, 15(4): 1–8.
- [7] 余伟健, 王卫军, 黄文忠, 等. 高应力软岩巷道变形与破坏机制及返修控制技术[J]. 煤炭学报, 2014, 39(4): 614–623.  
YU Weijian, WANG Weijun, HUANG Wenzhong, et al. Deformation mechanism and rework control technology of high stress and soft rock roadway[J]. Journal of China Coal Society, 2014, 39(4): 614–623.
- [8] 张红军, 李海燕, 张太平, 等. 深部软岩巷道高预应力增阻大变形锚杆研究及工程应用[J]. 煤炭学报, 2019, 44(2): 409–418.  
ZHANG Hongjun, LI Haiyan, ZHANG Taiping, et al. Research and engineering application of high pre-stressed resistance enhancement large deformation bolt in deep soft rock roadway[J]. Journal of China Coal Society, 2019, 44(2): 409–418.
- [9] 付玉凯, 王 涛, 孙志勇, 等. 复合软岩巷道长短锚索层次控制技术及实践[J]. 采矿与安全工程学报, 2021, 38(2): 237–245.  
FU Yukai, WANG Tao, SUN Zhiyong, et al. Layered control technology and practice of long and short anchor cable in composite soft rock roadway[J]. Journal of Mining and Safety Engineering, 2021, 38(2): 237–245.
- [10] 吴拥政. 锚杆附件力学性能匹配性研究[J]. 煤炭科学技术, 2021, 49(4): 95–102.  
WU Yongzheng. Study on mechanical properties and compatibility of bolt components[J]. Coal Science and Technology, 2021, 49(4): 95–102.
- [11] 吴拥政. 全长预应力锚固强力支护系统的应用研究[J]. 煤炭科学技术, 2011, 39(11): 27–30.  
WU Yongzheng. Application study on pre-stressed full length bolting powerful support system[J]. Coal Science and Technology, 2011, 39(11): 27–30.
- [12] 何满潮, 胡永光, 郭志飚, 等. 大断面软岩巷道耦合支护技术研究[J]. 矿山压力与顶板管理, 2005, 22(4): 1–3.  
HE Manchao, HU Yongguang, GUO Zhibiao, et al. Study on coupling support technology of large section soft rock roadway[J]. Ground Pressure and Strata Control, 2005, 22(4): 1–3.
- [13] 张广超, 何富连. 深井高应力软岩巷道围岩变形破坏机制及控制[J]. 采矿与安全工程学报, 2015, 32(4): 571–577.  
ZHANG Guangchao, HE Fulian. Deformation failure mechanism of high stress deep soft roadway and its control[J]. Journal of Mining and Safety Engineering, 2015, 32(4): 571–577.
- [14] 孙晓明, 王 冬, 杨 军, 等. 新安煤矿回风石门软岩巷道恒阻大变形耦合支护对策研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2014, 33(A2): 10.  
SUN Xiaoming, WANG Dong, YANG Jun, et al. Research on countermeasure of constant resistance and large deformation coupling support of return air course soft rock roadway in XIN AN coal mine[J]. Chinese Journal of Geotechnical Engineering, 2014, 33(A2): 10.
- [15] 黄庆享, 郭 强, 曹 健, 等. 软岩大变形巷道破坏机理与支护技术[J]. 西安科技大学学报, 2019(6): 934–941.  
HUANG Qingxiang, GUO Qiang, CAO Jian, et al. Failure mechanism and support technology in soft rock large deformation roadway[J]. Journal of Xi'an University of Science and Technology, 2019(6): 934–941.
- [16] 柏建彪, 王襄禹, 贾明魁, 等. 深部软岩巷道支护原理及应用[J]. 岩土工程学报, 2008, 30(5): 633–639.  
BAI Jianbiao, WANG Xiangyu, JIA Mingkui, et al. Theory and application of supporting in deep soft roadways[J]. Chinese Journal of Geotechnical Engineering, 2008, 30(5): 633–639.
- [17] 刘 高, 聂德新, 韩文峰. 高应力软岩巷道围岩变形破坏研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2000, 19(6): 726–730.  
LIU Gao, NIE Dexin, HAN Wenfeng. Deformation And failure of surrounding rocks of roadway in high stressed soft rocks[J]. Chinese Journal of Geotechnical Engineering, 2000, 19(6): 726–730.
- [18] 靖洪文, 李元海, 赵保太, 等. 软岩工程支护理论与技术[M]. 徐州: 中国矿业大学出版社, 2008.
- [19] 王卫军, 郭罡业, 朱永建, 等. 高应力软岩巷道围岩塑性区恶性扩展过程及其控制[J]. 煤炭学报, 2015, 40(12): 2747–2754.  
WANG Weijun, GUO Gangye, ZHU Yongjian, et al. Malignant

- development process of plastic zone and control technology of high stress and soft rock roadway[J]. Journal of China Coal Society, 2015, 40(12): 2747–2754.
- [20] 许兴亮, 张农. 富水条件下软岩巷道变形特征与过程控制研究[J]. 中国矿业大学学报, 2007, 36(3): 299–304.  
XU Xingliang, ZHANG Nong. Study of control process deformation behavior and of soft rock drift under rich water condition[J]. International Journal of Mining Science and Technology, 2007, 36(3): 299–304.
- [21] 高明仕, 赵一超, 李明, 等. 软岩巷道顶、帮、底全支全让O型控制力学模型及工程实践[J]. 岩土力学, 2014, 35(8): 2308–2315.  
GAO Mingshi, ZHAO Yichao, LI Ming, et al. Roof and support and bottom yielding support with whole section and O-shape control principle for soft rock roadway and engineering practice[J]. Rock and Soil Mechanics, 2014, 35(8): 2308–2315.
- [22] 刘泉声, 邓鹏海, 毕晨, 等. 深部巷道软弱围岩破裂碎胀过程及锚喷: 注浆加固FDEM数值模拟[J]. 岩土力学, 2019, 40(10): 4065–4072.  
LIU Quansheng, DENG Penghai, BI Chen, et al. FDEM numerical simulation of the fracture and extraction process of soft surrounding rock mass and its rockbolt-shotcrete-grouting reinforcement methods in the deep tunnel[J]. Rock and Soil Mechanics, 2019, 40(10): 4065–4072.
- [23] 于学馥, 郑颖人, 刘怀恒, 等. 地下工程围岩稳定分析 [M]. 北京: 煤炭工业出版社, 1983.