

# 曲江煤矿深部岩巷破坏机理及 锚索合理支护时间的确定

屈廷嗣<sup>1,4</sup>, 罗立强<sup>3</sup>, 王卫军<sup>2,5</sup>, 凌涛<sup>2,5</sup>

(1. 瓦斯灾害监控与应急技术国家重点实验室, 重庆 400037; 2. 煤矿安全开采技术湖南省重点实验室, 湖南湘潭 411201;  
3. 萍乡矿业集团公司青山煤矿, 江西萍乡 337014; 4. 中煤科工集团重庆研究院有限公司, 重庆 400037;  
5. 湖南科技大学 能源与安全工程学院, 湖南湘潭 411201)

**摘要:**以曲江煤矿为例, 针对煤矿深部大巷围岩大变形的支护难题, 通过理论分析、实验室实验、数值计算、现场调查及监测等方法, 对大巷围岩破坏机理及合理的锚索二次支护时间进行研究. 研究表明, 高应力作用下巷道围岩蠕变、支护方式的不合理等因素是造成大巷围岩大变形的主要原因, 但通过顶底角锚杆、锚索的作用可以在很大程度上改善围岩的应力状态, 特别是减少两帮对底板的应力传递作用; 巷道开挖进行锚网喷支护 1 个月后进行锚索等二次支护较为适宜.

**关键词:**深井岩巷; 变形机理; 蠕变; 二次支护

**中图分类号:**TD3      **文献标志码:**A      **文章编号:**1672-9102(2014)02-0014-04

## Failure mechanism and timing of anchor support for deep rock roadway on Qujiang mine

QU Yan - si<sup>1,4</sup>, LUO Li - qiang<sup>3</sup>, WANG Wei - jun<sup>2,5</sup>, LING Tao<sup>2,5</sup>

(1. State Key Laboratory of Gas Disaster Detecting, Preventing and Emergency Controlling, Chongqing 400037, China;  
2. Hunan Key Laboratory of Safe Mining Techniques of Coal Mines, Hunan University of Science and Technology, Xiangtan 411201, China;  
3. Qingshan Colleiry, Pingxiang Mining Industry Group Co., Pingxiang 337014, China;  
4. Chongqing Research Institute Co., Ltd. of China Coal Technology and Engineering Group, Chongqing 400037, China;  
5. School of Mining and Safety Engineering, Hunan University of Science and Technology, Xiangtan 411201, China)

**Abstract:** According to the support problem of deep roadway surrounding rock deformation in Qujiang Mine, theoretical analysis, numerical simulation, laboratory experiments and field investigation was applied to analyze the deformation mechanism and best time of secondary cable support. The results show that the major reason caused the large deformation of surrounding rock with high stress is the surrounding rock creep and unreasonable support form, roof and base angle anchor cable can greatly improve the stress state of surrounding rock, especially on reducing the stress transfer from the two sides to the floor. The best time of secondary cable support is one month later after the roadway have been excavated and bolt - mesh - supported.

**Key words:** deep rock roadway; deformation mechanism; creep; secondary support

近年来随着我国煤炭开采深度的不断增加, 深井软岩巷道在新掘巷道中所占比例不断增大, 达 28% ~ 30%<sup>[1]</sup>. 而深井巷道围岩在高地应力、高地温及高渗透压力等作用下呈现出强流变性等非线

性特征, 巷道返修率高达 70% 以上, 使得深井巷道围岩控制成为困扰煤矿安全生产和建设的主要难题之一<sup>[2]</sup>. 在支护技术研究方面, 众多学者从巷道围岩破坏特点出发, 在考虑改善围岩自身的承载

力、提高支护材料的强度和刚度及各支护之间耦合的基础上提相应的支护技术,较好地解决了深部巷道围岩变形问题<sup>[3-8]</sup>.但由于深部巷道围岩所处地质力学环境的复杂性,其变形机理、定量设计方法等方面还有待进行深入研究.

本文以丰城曲江矿深部岩巷(埋深 850 m)为例,对深部岩巷破坏原因进行了分析.该矿地质构造复杂,井田范围内已查明的断层 19 条,其中落差大于 50 m 的断层有 3 条,生产中有揭露落差较小的断层的情况,但断层导水性差,岩层含水性弱.大巷沿走向布置在煤层底板岩层中,为全岩掘进,岩性为粉砂岩,夹薄层状泥岩及细砂岩条带,含少量菱铁矿结核,节理较发育.由于现场对巷道先进行锚网喷支护,再进行锚索、注浆二次支护,故本文结合现场监测数据从理论上对合理的锚索二次支护时机进行了相关的探讨.

## 1 巷道破坏机理研究

### 1.1 围岩蠕变及支护方式的不合理

深部巷道表现为较强的流变性<sup>[9]</sup>,在蠕变作用下,巷道围岩的破坏形式常表现为侧墙内挤、顶板下沉及底鼓<sup>[10-11]</sup>.丰城某矿大巷地应力达 19 MPa,但围岩本身抗压强度低,在进行锚、梁、网、喷第一次支护后,随即架棚支护,使围岩变形能没有得到充分释放或释放得较少,而属于被动支护的 U 型支架可缩量很小,不能满足巷道围岩大变形的要求.在岩体长期蠕变的作用下,锚杆将随围岩一起将 U 型支架向巷道内挤出.另外,巷道成型不规整、壁后充填不实将导致支架受力不均,部分围岩支护不及时,巷道破坏往往从这些支护薄弱处开始.

### 1.2 水的影响

通过对泥岩典型应力阶段遇水强度弱化实验<sup>[12]</sup>,峰值强度前不同应力阶段遇水对岩石的弱化程度无太大差异,遇水后峰值强度平均下降 14.5%,而在岩石残余强度阶段遇水对稳定残余强度影响较大,其强度值降低了 50% 左右.深井巷道开挖后,其表面围岩径向应力降为零,在高应力作用下,很容易形成破碎区.巷道掘进、支护等用水量,若排水管理不到位,巷道底板将会长时间浸泡在水中,而底板又是支护的薄弱环节,积水对底板岩层的弱化作用将会在很大程度上降低岩层的强度,故在深井巷道围岩变形中底鼓量往往是最大的.在经常性的抄底影响下,使得两帮和顶底板围岩常处于应力调整状态,这也将不利于长期对巷道围岩的控制.

### 1.3 巷道变形力学机理分析

通过数值计算分析,巷道开挖后剪切应力分布

如图 1 所示(围岩应力 19 MPa).从图中可以看出,巷道顶底角处为切应力集中区域,特别是顶角处切应力集中程度很高.在集中应力的作用下,围岩常常表现出两顶角顶层脱落,支架变形的现象(如图 2 所示).从图 1 可以看出,深井巷道底鼓严重,围岩变形后底角随之“内移”.采用 U 型支架支护时,支架柱腿会随着围岩的变形发生转动和倾斜,当倾斜发展到一定程度时会大大降低支架对巷道围岩的支撑作用,进而将会导致支架支护的失效.

巷道围岩受力如图 3 所示.巷道开挖后,顶板在  $p_1$  的作用下发生变形;一部分应力通过帮部对顶板的支撑作用转移到巷道两帮,帮部围岩在  $p_2$ ,  $q_1$  的作用下向巷道内空鼓出;由于应力总是向巷道相对薄弱的部位转移,而底板又是巷道支护中最薄弱的环节,故底板在两帮转移过来的应力  $p_3$  及围岩应力  $p_4$  的共同作用下产生较大的变形.另外,巷道周边围岩出现应力集中的现象,当底鼓量或集中应力区域围岩变形达到一定程度时,巷道支护系统将会失去平衡,最终将导致巷道失稳.其中  $p$ ,  $q$  为巷道所在位置的原岩应力; $p_1$ ,  $q_1$ ,  $p_4$  为开挖后地应力对巷道围岩的作用力; $p_2$ ,  $p_3$  为巷道顶板及两帮的传递应力.

通过以上对巷道围岩的应力作用分析,可采取如下支护对策:在巷道顶角处设置锚杆、锚索,不仅可以集中区域的高应力转移到深部岩体,而且可以将  $p_1$ ,  $p_2$  分解为作用在锚杆上的压应力与剪应力;在巷道底角处设置锚杆、锚索,可以增强两帮与底板岩层间的摩擦力,且深入底角岩层的锚索能有效地切断底板岩层中的塑形滑移线,能在很大程度上改善两帮与底板在  $q_1$  及  $p_3$ ,  $p_4$  作用下的受力状态.

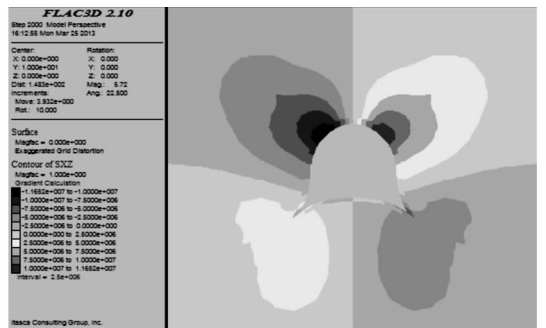


图 1 大巷围岩切应力分布

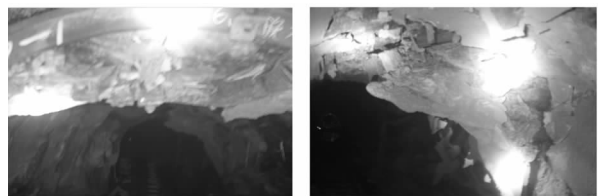


图 2 井下巷道顶角破坏图

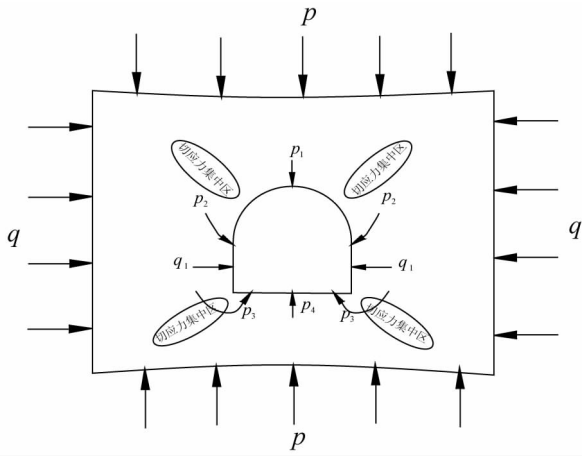


图3 应力作用过程示意图

## 2 巷道支护及围岩流变分析

### 2.1 巷道支护

近年来,以锚杆、锚索和锚注为主的“三锚”联合支护已经成为深部软岩巷道支护的重要技术<sup>[13]</sup>,其锚杆的挤压拱、锚索的悬吊作用、锚杆和锚索共同形成的承载拱、注浆对围岩的修复和加固作用都在很大程度上提高围岩的自身承载能力,能很好地控制巷道围岩的稳定.但在工程实践中,因锚索延伸率小、预应力高、超前锚杆集中受力等原因,常出现锚索先被拉断的现象,而锚索过高的预应力进一步加剧了锚索和锚杆受力不同步的现象.因此,需对锚杆锚索进行分步联合支护.通过锚杆、锚索及注浆的分步联合支护,主动加固围岩,充分调动巷道深部围岩与浅部支护体共同承载,实现长期控制巷道围岩稳定的目的.

通过对丰城某矿巷道围岩强度实验可知<sup>[14]</sup>,围岩单轴抗压强度在 17 ~ 21 MPa,围岩中含有高岭石和斜绿泥石等遇水软化等矿物,故掘出后需喷浆封闭围岩.大巷净断面 13.3 m<sup>2</sup>,宽 × 高 = 4.4 m × 3.5 m.课题组针对大巷的破坏机理及提出了锚网喷支护一定时间后再进行锚索、注浆支护的支护方案.

### 2.2 围岩流变分析

高应力巷道围岩的蠕变一般是弹性、塑性及黏弹性、黏塑性等多种变形综合的一个复杂过程,因此需要采用多种原件(线性和非线性原件)的组合来进行分析,流变模型分析如下<sup>[15]</sup>.采用应用于实践工程较广泛的西原体流变模型,在模型中用修改后的粘滞系数  $\eta'$  代替理想黏性原件的粘滞系数形成一个修正过的西原体,如图 4 所示.

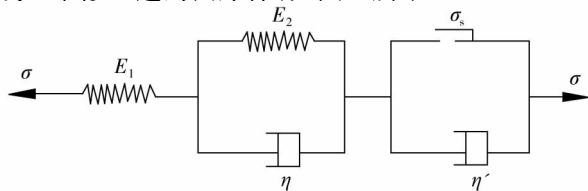


图4 西原体流变力学模型

当  $\sigma \geq \sigma_s$  (高应力水平) 时,模型类似于柏格斯模型,通过对时间  $t$  进行 Laplace 逆变换,可得围岩流变位移的表达式:

$$u_r(t) = \frac{(\sigma_0 - \sigma_s)(1 + \mu)R_p^2}{r} \left[ \frac{1}{E_1} + \frac{1}{E_2} \left(1 - e^{-\frac{E_2}{\eta}t}\right) + \frac{1 - \frac{\sigma_s}{\sigma_0}}{\eta} \sigma_0 t e^{(A(\frac{\sigma_0}{\sigma_s} - 1)(t - t_0))} \right] \quad (1)$$

塑性区半径  $R_p$ :

$$R_p = R_0 \left[ \frac{\sigma_0 + C \cot \varphi}{P_i + C \cot \varphi} (1 - \sin \varphi) \right]^{\frac{1 - \sin \varphi}{2 \sin \varphi}} \quad (2)$$

式(1)、式(2)中,  $\sigma_0$  为原岩应力, Pa;  $\mu$  为岩体的泊松比;  $R_0$  为开挖巷道的半径, m;  $r$  为岩体内一点到巷道中心的距离, m;  $E_1, E_2$  为分别为胡克体和开尔文体的弹性系数;  $t$  为蠕变时间, s;  $t_0$  为岩体达到应力水平  $\sigma_0$  的时间, s;  $\eta$  为黏滞系数;  $\sigma_s$  为发生加速流变时的临界应力水平, Pa;  $R_p$  为塑性区半径, m;  $A$  为应力系数, 正常数;  $P_i$  为支护抗力, Pa;  $C$  为围岩内聚力, Pa;  $\varphi$  为岩体内摩擦角.

取  $t_0 = 0$  将(1)式简化为

$$u_r(t) = a(a_0 + a_1 e^{b_1 t} + a_2 t e^{b_2 t}) \quad (3)$$

式中,  $a = \frac{(\sigma_0 - \sigma_s)(1 + \mu)R_p^2}{r}$ ;  $a_0 = \frac{1}{E_1} + \frac{1}{E_2}$ ;  
 $a_1 = -\frac{1}{E_2}$ ;  $a_2 = \frac{1 - \frac{\sigma_s}{\sigma_0}}{\eta}$ ;  $b_1 = \frac{E_2}{\eta}$ ;  $b_2 = A \left(\frac{\sigma_0}{\sigma_s} - 1\right)$ .

通常流变参数的确定可以通过现场或室内流变试验得出,但由于现场取样后及试验过程中的加载条件与原岩状态不一致,在加上现场流变试验的经费及复杂性等问题,因此通过对丰城某矿新掘出的东大巷围岩变形的监测数据分析,采用最小二乘曲线拟合程序对试验数据进行拟合的方法来确定流变参数<sup>[16]</sup>.

## 3 二次支护时机探讨

丰城某矿大巷埋深 850 m,理论上计算垂直应力 18.7 MPa,故取  $\sigma_0$  为 18.7 MPa,巷道半径  $R_0$  取 2 m.由于岩体破碎严重,在现场可以明显看出岩体松散,整体性很差,因此根据文献[17],取  $C$  为 0.67 MPa,  $\varphi$  取 30°,  $\sigma_s$  取 1.87 MPa,  $\mu$  取 0.25.巷道掘出后立即施工锚网喷支护,预应力按技术规范不少于 1 000 kN,锚杆间排距 700 × 700 mm,因此,  $P_i = 1\,000 \times 10^3 / 0.7^2 = 2.04$  MPa.将上述参数代入式(3)可以得到巷道表面岩体( $r = R_0$ 处)的流变方程为:

$$u_r(t) = 204.31(a_0 + a_1 e^{b_1 t} + a_2 t e^{b_2 t}) \quad (4)$$

根据现场数据,采用 Matlab 最小二乘法 (lsqcurvefit 函数) 对式(4)中的参数进行拟合(图5),当误差值达到最小(Resnorm = 24.708 4)后,得出各系数,再折算出4个流变参数  $E_1, E_2, \eta$  和  $A$ ,通过拟合计算得到的流变参数如表1所示.

表1 各流变参数计算结果

$\sigma_0/\text{MPa}$	$\sigma_s/\text{MPa}$	$E_1/\text{GPa}$	$E_2/\text{GPa}$	$\eta/(\text{GPa}/\text{d})$	$A/(\times 10^{-3})$
18.7	1.87	2.132	4.314	832.57	0.049

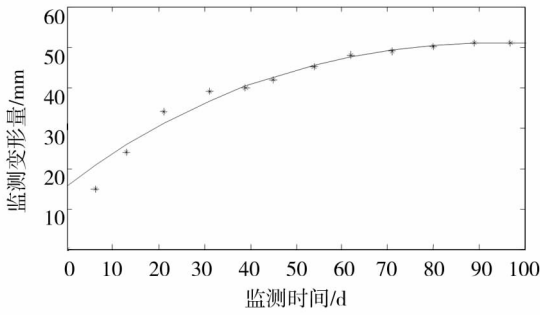


图5 监测点变形量及其拟合曲线

为了达到长期控制高应力下巷道围岩的稳定,必须将围岩控制在稳定蠕变或减速蠕变阶段.因此,寻求一个合适的二次支护时机,既能使围岩变形能得到充分释放,又能控制围岩不进入加速蠕变阶段是非常有必要的.根据现场监测拟合计算所得的蠕变参数,对式(1)求导可得:

$$u'_r(t) = \frac{(\sigma_0 - \sigma_s)(1 + \mu)R_p^2}{r} \left\{ \frac{1}{\eta} e^{-\frac{E_2}{\eta} t} + \frac{(1 - \frac{\sigma_s}{\sigma_0})}{\eta} e^{A(\frac{\sigma_0}{\sigma_s} - 1)t} \left[ A \left( \frac{\sigma_0}{\sigma_s} - 1 \right) t + 1 \right] \right\} \quad (5)$$

将表1中的参数代入上式,再根据现场监测数据,当巷道围岩流变速度  $u'_r(t)$  达 0.20 ~ 0.35 mm/d 时变形速率趋于稳定,代入上式,故可得出  $t$  为 35 ~ 40 d,即巷道开挖进行锚网喷支护一个月以后再行二次支护较为适宜,并且在现场得到了较好的验证.

### 4 结论

1)深部岩巷围岩具有非线性大变形的特点.高应力作用下巷道围岩蠕变、支护方式的不合理、积水对巷道围岩的弱化等是造成丰城某矿大巷围岩失稳的主要原因.

2)在集中应力的作用下,巷道围岩发生较大的变形,尤其是底板在传递的应力作用下会产生更大的变形.但通过顶底角锚杆、锚索的作用不仅可以集中区域的高应力转移到深部岩体,而且将其分解为作用在锚杆上的压应力与剪应力,能在很大程度上改善围岩的受力状态.

3)合理有序的联合支护能够充分发挥各单一支护的优势,扬长避短,较好地适应深部巷道围岩的非线性变形要求.根据流变理论采用 lsqcurvefit 函数对巷道变形监测数据进行最小二乘拟合,并结合现场监测的变形速率得出二次支护时机:巷道开挖进行锚网喷支护1个月后进行锚索、注浆支护较为适宜.

### 参考文献:

- [1] 乔卫国,孟庆彬,林登阁,等.深部软岩巷道锚注联合支护技术研究[J].西安科技大学学报,2011,31(1):22-26.
- [2] 孙晓明,何满潮.深部开采软岩巷道耦合支护数值模拟研究[J].中国矿业大学学报,2005,34(2):166-169.
- [3] 张璨,张农,许兴亮.高地应力破碎软岩巷道强化控制技术[J].采矿与安全工程学报,2010,27(1):13-18.
- [4] 吴海,张农,王卫军,等.深部倾斜岩层巷道变形特征模拟与控制技术[J].湖南科技大学学报(自然科学版),2013,28(1):6-12.
- [5] 王卫军,张鹏,彭文庆,等.锚杆注浆联合支护大断面煤仓硐室围岩变形分析[J].湖南科技大学学报(自然科学版),2008,23(4):6-9.
- [6] 王襄禹,柏建彪,陈勇,等.深井巷道围岩应力松弛效应与控制技术[J].煤炭学报,2010,35(7):1072-1077.
- [7] 袁亮,薛俊华,刘泉声,等.煤矿深部岩巷围岩控制理论与支护技术[J].煤炭学报,2011,36(4):535-543.
- [8] Wang W J, Luo L Q, Yu W J, et al. Study of dynamic pressure roadway supporting scheme under the condition of thick composite roof [J]. Journal of Coal Science & Engineering, 2013, 19(2): 119-125.
- [9] 刘泉声,张华,林涛.煤矿深部岩巷围岩稳定与支护对策[J].岩石力学与工程学报,2004,23(21):3732-3737.
- [10] 李欣,高谦,刘增辉,等.金川Ⅲ矿区硐室围岩蠕变特性与支护时机[J].北京科技大学学报,2011,33(10):1182-1188.
- [11] Yu W J, Gao Q, Zhai S H, et al. Research on character of surrounding rock in complex geology condition and supporting time [J]. Engineering Sciences, 2008, 6(2): 91-96.
- [12] 何满潮,孙晓明.中国煤矿软岩巷道工程支护设计与施工指南[M].北京:科学出版社,2004.
- [13] 靖洪文,李云海,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.
- [14] 罗立强,王卫军,屈延嗣,等.深井岩巷分步联合支护技术应用[J].广西大学学报,2013,38(1):228-234.
- [15] 余伟健,高谦.高应力构造带巷道围岩控制机理及工程实践[M].北京:中国矿业大学出版社,2012.
- [16] 李青麒.软蠕变参数的曲线拟合计算方法[J].岩石力学与工程学报,1998,17(5):559-564.