

图4 灰质砂岩(埋深 900 m)单轴抗压应力-应变全过程曲线

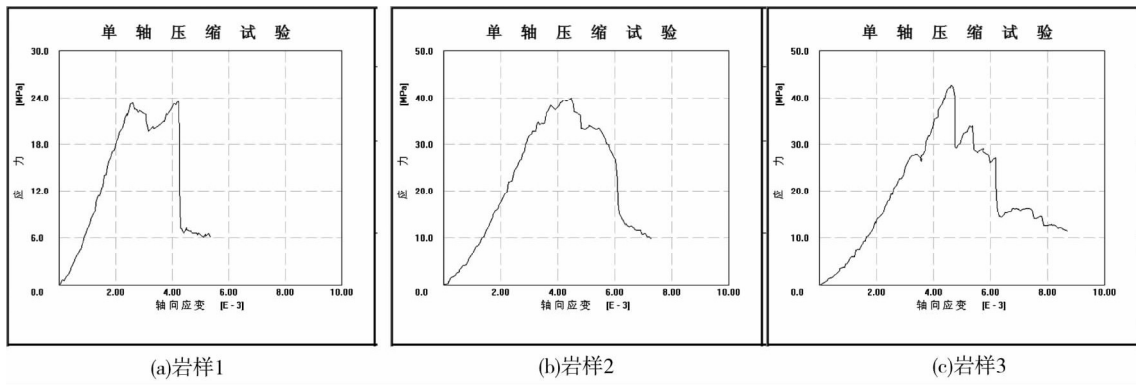


图5 泥质砂岩(埋深 830 m)单轴抗压应力-应变全过程曲线

## 2.2 岩体力学参数评估

仅仅依靠有限的岩石力学试验不能反映一个矿区或区域范围内的岩体强度分布情况,根据已经进行的室内外岩石力学实验结果,以及新钻钻孔所记录地质信息的统计研究,并采用相关计算程序进行矿区岩体参数的评估.表1是所给出的岩石力学试验结果和钻孔分段的RQD值计算岩体节理体体积密度 $J_v$ 以及新钻钻孔的节理条件 $J_c$ 的分段统计结果,并以此来确定地质强度指标GSI.另外,为了进行矿块整体参数评价和预测,对每一钻孔的物理力学参数还进行了数理统计分析,获得了钻孔力学参数的均值和均方差,其统计结果位于表1中的最后2行.

表1 某矿区域1号钻孔岩体物理力学参数计算结果

岩性	顶	底	$\sigma_c$ /MPa	$m_i$	RQD	$J_v$	$J_c$	GSI	$\rho$ / ( $kg/m^3$ )	$R_c$ / MPa	$R_{cm}$ / MPa	$R_l$ / MPa	$c$ / MPa	$\varphi$ / ( $^\circ$ )	$E_m$ / GPa		
Q <sub>1</sub>	0	21	3.0	4	17	29	16	17	2 550	0.018	0.132	0.001	0.078	11	0.259		
Mih	21	35	10.3	7	17	29	16	17	2 600	0.063	0.616	0.003	0.167	21	0.480		
$\Sigma_3^1$	35	48	74.6	17	17	29	16	17	2 650	0.453	7.267	0.008	0.473	42	1.292		
ONC	48	67	22.4	8	17	29	16	17	2 700	0.136	1.441	0.005	0.240	27	0.708		
$\Sigma_3^2$	67	72	64.6	15	40	22	12	40	2 650	2.136	11.045	0.047	0.776	48	4.520		
Bu	72	78	70.2	17	40	22	16	40	2 650	2.322	12.780	0.045	0.825	50	4.711		
ONC	78	143	22.4	8	73	12	17	73	2 700	4.982	6.355	0.366	1.067	43	17.787		
$\Sigma_3^2$	143	152	64.6	15	59	16	16	59	2 650	6.531	16.563	0.196	1.239	53	13.493		
ONC	152	162	22.4	8	53	18	16	62	2 700	1.606	3.764	0.081	0.576	38	5.625		
$\Sigma_2^3$	162	198	64.6	15	63	15	17	63	2 650	8.193	18.091	0.265	1.412	54	16.987		
钻孔岩体参数统计分析									均值		2 650	2.644	7.805	0.102	0.685	39	6.586
									均方差		47	2.934	6.562	0.129	0.460	15	6.912

将每一钻孔所进行的分段岩体参数预测结果作为计算模型岩体的依据,借助于Rockware软件,建立大型区域岩体计算模型,分析其物理力学参数在计算模型中的空间分布情况.图6分别给出了该区域岩体

的单轴抗压强度  $R_c$ , 三轴抗压强度  $R_{cm}$ , 抗拉强度  $R_t$ , 内聚力  $c$  和内摩擦角  $\varphi$  的三维分布概况。

从图 6a 可以看出, 岩体单轴抗压强度  $R_c$  空间分布与岩体密度存在很大差异性. 埋藏较深的岩体单轴抗压强度明显高于较浅岩体, 而且围岩自南向北的强度也存在一定的差异. 相比较而言, 岩体北部存在局部岩体强度较高的区域, 中部偏下也存在岩体强度稍高的岩层。

图 6b 为岩体三轴抗压强度  $R_{cm}$  的空间模型: 埋藏较深的岩体强度明显高于较浅岩体, 并且其强度均低于 10 MPa. 图 6c 为该区域岩体抗拉强度  $R_t$  的空间分布情况, 整个较浅岩体的抗拉强度几乎为零, 仅在岩体较深处和东北角附近区域的抗拉强度稍高, 其最大值接近 1.0 MPa. 从岩体内聚力  $c$  和内摩擦角  $\varphi$  的分布情况来看 (如图 6d 和图 6e), 其分布较为分散, 呈现西低东高, 深部的内摩擦角  $\varphi$  较浅部高, 内聚力  $c$  随埋深增加变化不够明显。

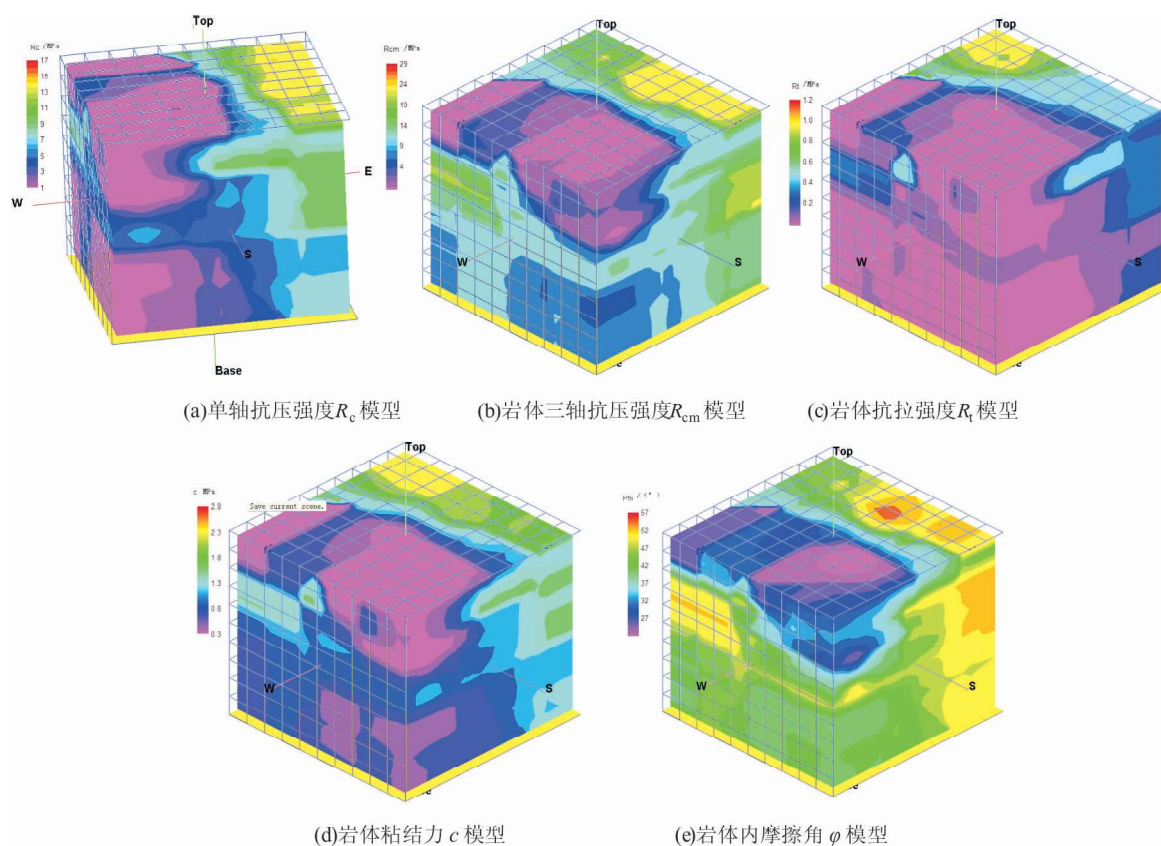


图 6 岩体各力学参数的三维模型 (10 m×10 m×10 m)

### 3 深部巷道应力释放形式与围岩变形的关系

由于深部巷道围岩应力水平较高, 当巷道围岩在开挖之前, 岩体应力状态呈三向分布, 处于受压状态; 当围岩被开挖之后, 巷道浅部岩体的三向应力转变为二向应力状态, 临空面附近岩体的变形能得到释放, 巷道浅部围岩出现拉、剪、压混合式破坏, 围压呈现大变形. 现针对深部高应力巷道围岩进行了调查, 大致可以分为如下几种情况。

1) 当水平应力大于垂直应力时, 会造成两帮大量内挤, 巷道断面呈现尖桃形, 如果底板支护强度不够, 应力将从底板大量释放, 并引起严重的底鼓现象, 如图 7 所示. 对于这种应力分布与巷道变形破坏形式, 主要是由于水平应力大, 首先作用于两帮, 从而产生对两帮的挤压作用, 使两帮大量内移造成巷道成尖桃形; 另外, 由于底板的支护较为薄弱, 底板和两帮底角处的水平应力挤压岩体, 致使底板岩体产生挤压性流动底鼓现象。

2) 当垂直应力大于水平应力时, 巷道顶板在下沉的同时, 应力不断转移到两帮和底板, 并逐渐释放掉, 从而引起顶、底板内移量大, 如图 8 所示. 由于垂直应力较大, 首先作用于顶板, 使顶板岩层不断下沉;

另外,大量应力也会转向两帮和底板进行释放,从而使底板和两帮也产生不同程度地挤出和变形.

3)当垂直应力与水平应力相差不大,但均处于高应力状态时,巷道呈现全断面收缩变形.对于没有封底的巷道,底鼓最大;而对于全断面封闭的巷道,由于四周处于高应力水平,而应力又要向开挖空间释放,能量释放的过程又是应力不断向支护结构实加压力的过程,当不能抵抗时,支护结构和围岩向开挖空间产生变形,导致全断面收缩变形.从现场观察到的实际变形及应力释放方式见图9所示.

4)最大主应力与巷道成一定角度时(主应力发生偏转时),此时的巷道变形与最大应力方向一致,使断面成一定对称状态(斜尖桃形),其应力释放也是对称的,如图10所示.当然,也有相当一部分应力转移到地板,从而引起较为严重的底鼓现象.



图7 水平应力大于垂直应力时的实际变形及应力释放方式(→表示应力释放方向)



图8 垂直应力大于水平应力时实际变形及应力释放方式(→表示应力释放方向)



图9 垂直方向和水平方向均较高时的实际变形及应力释放方式(→表示应力释放方向)

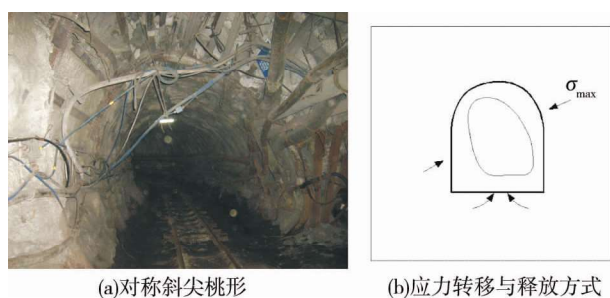


图10 最大主应力发生偏转时的巷道围岩实际变形及应力释放方式(→表示应力释放方向)

## 4 不同支护形式对巷道围岩变形的控制作用

目前,高应力巷道围岩一般采用锚喷网,锚索、U型钢、注浆等支护方式,如单纯采用哪一种方式都不可能从根本上解决大变形问题,将几种支护形式联合起来才能达到较为明显的效果.但是在实际生产过程中,由于各种原因仅仅采用了某一种支护形式,或者是简单地将组合在一起进行支护.因此,根据现场调查和相关资料分析,采用不同的支护形式,巷道围岩的变形具有不同的特点,不同支护形式下的围岩变形趋势如图11所示.

可知,单纯采用“锚杆+金属网”时,在高应力作用条件下,由于围岩没有封闭,暴露岩体容易被风化,特别是在含有粘土矿物质的情况下,遇水极易泥化、水化和膨胀等现象的产生,致使两帮和底板鼓出,顶板下沉.因此,其围岩变形一般是呈线性增长,直到破坏(如图11a中的曲线).

如采用“锚杆+金属网+喷射混凝土”支护时,可较为及时地封闭围岩,在巷道围岩变形初期,其变形速率较小.但是,随着围岩变形范围的不断加大,松动圈迅速扩展,致使在后期,其围岩变形呈一定的加速特征,最终导致巷道围岩的失稳,如图11b所示;但是,当采用“锚杆+金属网+喷射混凝土”(一次支护)和“锚索”(二次支护)时,由于进行了二次支护,巷道围岩稳定性相对较好,将初次形成的承载拱结构和深部稳定岩体相联接,以形成叠加拱力学原理的稳定结构.因此,此种支护形式下的巷道围岩变形速率相对较为稳定,如图11c所示.

目前,很多深部巷道采用“锚杆+金属网+U型钢支架+喷射混凝土”支护,其实质是采用先让后抗的支护理念,即“锚杆+金属”是柔性支护,而U型钢支架是刚性支护,实施了“柔”“刚”结合.相对来说,U型钢支架对围岩的抗力较大,抵制了围岩的部分变形,使变形速率大大降低.然而,随着变形的增长,U型钢若抵抗不了围岩压力,进而产生屈服,围岩变形速率又会逐渐加大,最终导致围岩失稳,如图11d所示.因此,为了加强支护,采用了“锚杆+金属网+喷射混凝土”和注浆加固支护形式,通过浆液充填裂隙岩体,提高破裂围岩体的整体性和力学强度,为锚杆、锚索等支护结构提供较好的锚固基础,围岩变形趋势如图11e所示.

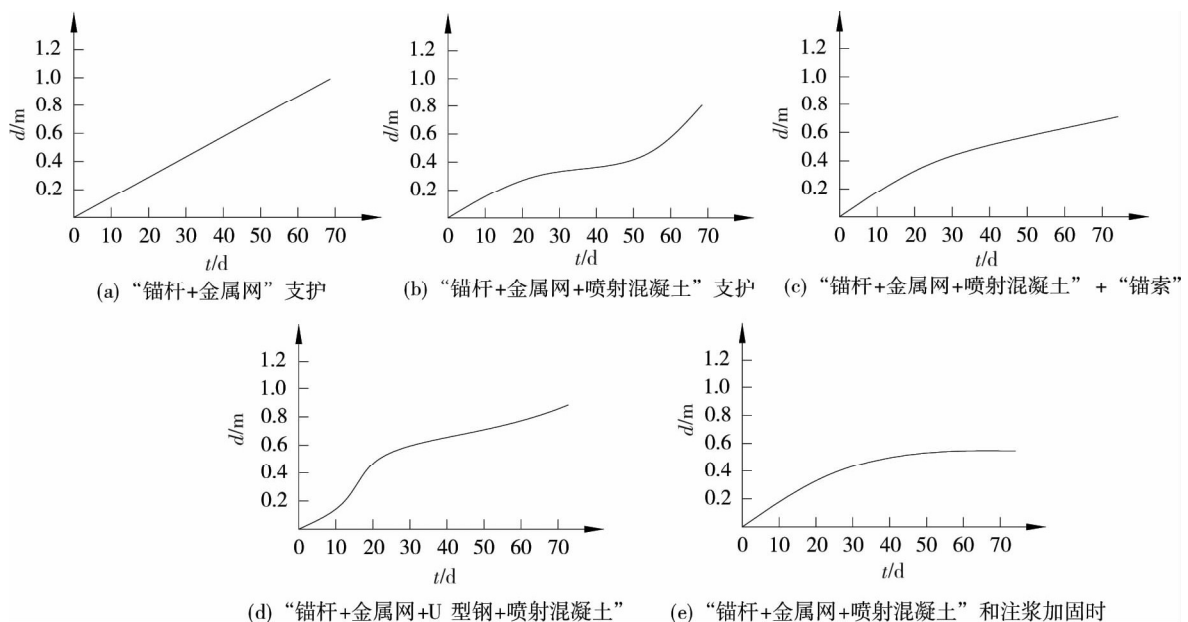


图11 不同支护形式的巷道变形曲线规律

## 5 结论

1) 根据高应力软弱围岩揭露结果,发现由于地质条件差异较大,深部开挖所揭露的巷道围岩表现为多样形式,单块岩石强度不一样,巷道围岩整体强度较差,同一巷道不同地段,顶板出现的裂隙和离层情况存在较大差异,均呈现出不同的微观结构特征.

2) 深部巷道中的岩石强度具有一定的差异性,砂岩单轴抗压强度较高,受构造应力影响的岩体强度

较低,埋藏较深的岩体强度参数明显高于较浅岩体,岩体北部存在局部岩体强度较高的区域,中部偏下也存在岩体强度稍高的岩层。

3)深部巷道中的高应力释放方式对巷道稳定性至关重要,巷道开挖卸荷后,不但改变了围岩的受力状态,而且在高地应力作用条件下,临空面附近岩体的变形能得到释放,巷道浅部围岩出现拉、剪、压混合式破坏和大变形现象,而且,不同应力释放方式不一样会引起巷道围岩呈现不同的变形特征。

4)高应力巷道围岩通常采用锚喷网,锚索、U型钢、注浆等支护方式,不同的支护形式对巷道围岩变形的控制具有不同的特点,需要结合工程实际特点,充分提高破裂围岩体的整体性和力学强度,实现“柔”“刚”结合、“内”“外”承载的控制理念,为锚杆、锚索等支护结构提供较好的锚固基础。

#### 参考文献:

- [1] 张农,陈红,陈瑶.千米深井高地压软岩巷道沿空留巷工程案例[J].煤炭学报,2015,40(3):949-501.
- [2] 孟庆彬,韩立军,乔卫国,等.大断面软弱破碎围岩煤巷演化规律与控制技术[J].煤炭学报,2016,41(8):1885-1895.
- [3] 刘泉声,康永水,白运强.顾桥煤矿深井岩巷破碎软弱围岩支护方法探索[J].岩土力学,2011,32(10):3097-3104.
- [4] 余伟健,冯涛,王卫军,等.南方复杂条件下的薄煤层开采巷道围岩支护问题及对策[J].煤炭学报,2015,40(10):2370-2379.
- [5] 韦四江,勾攀峰,于春生.大断面破碎硐室围岩蠕变模拟及控制技术[J].采矿与安全工程学报,2013,30(4):489-494.
- [6] 余伟健,高谦,张周平,等.构造带围岩特性实验及流变规律分析[J].中南大学学报(自然科学版),2009,40(4):1086-1091.
- [7] Yu W J, Wang W J, Chen X Y, et al. Field investigations of high-stress soft surrounding rocks and deformation control[J]. Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering,2015,7(4):421-433.
- [8] 宗义江,韩立军,郜建明.极破碎软岩巷道失稳机理与动态极破碎软岩巷道失稳机理与动态[J].采矿与安全工程学报,2013,30(3):355-362.
- [9] 何满潮,高尔新.软岩巷道耦合支护力学原理及其应用[J].水文地质工程,1998,25(2):1-4.
- [10] 康红普.我国煤矿巷道锚杆支护技术发展60年及展望[J].中国矿业大学学报,2016,45(6):1071-1081.
- [11] 侯朝炯.深部巷道围岩控制的关键技术研究[J].中国矿业大学学报,2017,46(5):881-889.
- [12] 王卫军,袁超,余伟健,等.深部高应力巷道围岩预留变形控制技术[J].煤炭学报,2016,41(9):2156-2164.
- [13] 王卫军,袁超,余伟健,等.深部大变形巷道围岩稳定性控制方法研究[J].煤炭学报,2016,41(12):2921-2931.
- [14] 马念杰,赵希栋,赵志强,等.深部采动巷道顶板稳定性分析与控制[J].煤炭学报,2015,40(10):2287-2295.

# 基于巷道围岩塑性区形态变化的 变形破坏机理及支护

姚琦,冯涛\*,王卫军,余伟健,袁超,袁越

(湖南科技大学 煤矿安全开采技术湖南省重点实验室,湖南湘潭 411201)

**摘要:**为了研究围岩塑性区形态发展对巷道浅部围岩支护的影响,采用理论分析、数值模拟及现场试验,研究巷道塑性区形态的变化规律,分析巷道支护失效的原因,得出采动影响下的巷道修护建议.研究表明:(1)不同形态的巷道,在相同侧压系数条件下,产生的塑性区形态趋于一致;(2)在侧压系数( $\lambda=0.1\sim 1.0$ )的范围内,巷道围岩塑性区形态随着 $\lambda$ 的减小而逐渐呈现“蝴蝶”形状;(3)在采动影响下,巷道开挖形成的“蝶”形塑性区始终与主应力方向呈相对一致性.针对木孔煤矿+700瓦斯抽放巷在采动影响下,原有塑性区发生了扩展性旋转,导致巷道的上帮部的锚杆锚固端由弹性区转至塑性区内,锚杆出现整体拉出失效,而锚索则是受力过大致其拉断失效.设计“巷道周边加固+部分加长锚杆(索)”作为巷道修帮支护方式,在修帮支护后的6个月巷道变形较小,达到了修帮支护目的.

**关键词:**煤矿开采;塑性区;形态变化;主偏应力;破坏机理;巷道支护

中图分类号:TD823

文献标志码:A

文章编号:1672-9102(2017)02-0037-08

## Deformation Mechanism and Support of Roadway Based on Morphological Change of Plastic Zone

Yao Qi, Feng Tao, Wang Weijun, Yu Weijian, Yuan Chao, Yuan Yue

(Hunan Provincial Key Laboratory of Safe Mining Techniques of Coal Mines,  
Hunan University of Science and Technology, Xiangtan 411201, China)

**Abstract:** In order to study the influence of the development of plastic zone on the roadway support of shallow surrounding rock, this paper uses the theoretical analysis and numerical simulations and experiments to study the evolution of dynamic pressure roadway of plastic form, analyze the causes of failure of roadway, and set out under the influence of pressure roadway recommendations. Research results show that: (1) when the side pressure coefficients are the same, the morphologies of plastic zone of different roadways are the same; (2) when the side pressure coefficients ranges from 0.1 ~ 1.0, the morphology of plastic zone are “butterfly” with the decrease of side pressure coefficient; (3) when the angle between principal stress and horizontal changed, the “butterfly” plastic zone is always consistent with the principal stress direction. Aiming at the +700 gas drainage roadway under mine stress in Mukong Coal Mine, by the influence of working face mining above the gas drainage roadway, the original plastic zone of roadway is rotated and extended, resulting in the fact that the bolts of the side near the working face of the gas drainage roadway is in the plastic zone, and the surrounding rock of the roadway side near working face is overall instable. In addition, the cables are pulled off due to the high tensile force. Therefore, the support scheme of lengthening the bolts and cables is proposed, and the roadway

收稿日期:2017-02-08

基金项目:国家自然科学基金资助项目(51434006);湖南省教育厅科研资助项目(15C0551);湖南省煤矿安全开采技术重点实验室开放基金资助项目(201402)

\*通信作者,E-mail:Tfeng@hnust.edu.cn

deformation in 6 months after the repair and support of roadway is less, which achieves the goal of roadway support.

**Keywords:** mining; plastic zone; morphological changes; principal deviation stress; deformation mechanism; roadway support

矿井地下工程活动破坏了原有的应力平衡,产生了各种应力集中和偏应力.而偏应力是主导巷道围岩产生塑性变形的的主要因素<sup>[1]</sup>,巷道有效支护成了减少顶板事故的主要手段;何满潮<sup>[2]</sup>等的关键部位耦合支理论,合理地确定最佳二次耦合与支护时间是巷道支护的关键;董方庭等<sup>[3]</sup>的围岩松动圈理论,认为围岩的松动圈决定着巷道的支护形式;于学馥<sup>[4]</sup>的开挖控制理论和轴变论,认为围岩稳定的巷道轴比与地应力直接相关;冯豫等<sup>[5]</sup>的联合支理论,巷道支护主张采用联合支护的方式;康红普<sup>[6,7]</sup>的关键承载圈理论,注浆、支护使松散破碎围岩加固,形成拱形的压应力加固区域,能有效的控制围岩变形破坏;方祖烈<sup>[8]</sup>的主次承载区理论,认为主次承载区的协调作用决定巷道围岩的最终稳定;候朝炯等<sup>[9]</sup>通过对圆形巷道围岩的力学分析,获得了围岩主应力场分布规律,结合极限平衡条件下的莫尔库仑准则,得到了圆形巷道在不等压原岩应力作用下围岩的塑性边界方程.近年来,对巷道围岩塑性区的相关研究有所增加;赵志强<sup>[10]</sup>基于统一强度理论,推导出了非均匀应力场的巷道围岩塑性区边界线方程式,用于预测深埋隧洞的塑性区大小及形状;潘岳等<sup>[11]</sup>利用弹性、非线性硬化和软化光滑连接的本构模型推导了圆巷围岩弹性、硬化和软化区光滑连接的应力分布表达式,用重积分计算了圆巷围岩弹性、硬化和软化区中的偏应力应变能;马念杰<sup>[12]</sup>等利用莫尔-库仑强度准则,研究了围岩偏应力场和塑性区分布规律,得到了非均匀应力场下圆形巷道围岩偏应力的计算式和塑性区半径计算方法;其他学者<sup>[13-17]</sup>在巷道变形机理及支护技术研究成果与应用,为我国煤矿巷道支护提供了有力技术支撑.然而,在巷道围岩塑性区形态变化对巷道支护的影响方面的研究相对较少,有必要针对不同现场实践的巷道塑性区形态变化规律进行研究,解决其现场问题,具有现实意义.

针对木孔煤矿+700瓦斯抽放巷道的围岩应力、偏应力及塑性区形态变化进行了分析,在巷道上部工作面推进后,下部巷道周围塑性区发生了扩展性旋转,分析其对巷道围岩变形破坏及支护的影响,揭示了巷道支护失效的原因,提出了有效的修护方案.

## 1 巷道围岩应力及塑性区分析

根据弹性力学及岩土弹塑性理论,应力球张量仅改变物体的体积而不改变物体的形状,而应力偏张量仅改变物体的形状而不改变其体积,认为偏应力引起物体的塑性变形<sup>[1]</sup>.

巷道围岩应力是由原岩应力与偏应力的叠加,偏应力控制差围岩的破坏.一点的应力张量通常表示为

$$\sigma_{ij} = \begin{bmatrix} \sigma_x & \tau_{xy} & \tau_{xz} \\ & \sigma_y & \tau_{yz} \\ \text{SYM} & & \sigma_z \end{bmatrix}. \quad (1)$$

一点的应力张量分解为如式:

$$\sigma_{ij} = \sigma_m \delta_{ij} + S_{ij}. \quad (2)$$

式中: $\sigma_m$ 为球张量分量; $\delta_{ij}$ 为Kroneker符号; $S_{ij}$ 为应力张量偏分量.

应力偏量表达式:

$$S_{ij} = \sigma_{ij} - \sigma_m \delta_{ij}. \quad (3)$$

最大、最小主偏应力计算公式:

$$\begin{cases} S_1 = \frac{2\sigma_1 - \sigma_3}{3}; \\ S_3 = \frac{2\sigma_3 - \sigma_1}{3}. \end{cases} \quad (4)$$

在进行巷道应力研究时,可简化为平面问题.通常所说的主偏应力就是指最大、小主偏应力,以主偏应力作为衡量围岩层塑性变形破坏的基本指标.巷道开挖前,地下处于弹性变形状态,垂直应力 $P$ 为上覆岩