

# 煤巷掘进速度与顶板恶化冒落过程及控制

郭罡业<sup>1\*</sup>, 潘东江<sup>1</sup>, 郭玉<sup>1</sup>, 袁超<sup>2</sup>

(1.中国矿业大学 矿业工程学院,江苏 徐州 221116;2.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:**针对掘进速度与大断面煤巷顶板恶化冒落过程及控制问题,选取顾桥矿 1161 工作面运输巷为研究对象,研究不同速度下煤巷顶板恶化冒落过程与控制技术.首先,依据现场调查分析 1161 工作面运输巷变形破坏特征.其次,基于 FLAC<sup>3D</sup> 软件对 1161 工作面运输巷在不同掘进速度下应力与位移的数值模拟,揭示煤巷顶板分区间恶化冒落过程及其变形破坏机理.最后,提出煤巷顶板恶化冒落的控制原理原则与相应的“调整工作面形态+高预应力锚杆+高分子注浆+锚索”分步联合控制方式,基于该控制方式进行设计并付诸于实践.实践结果表明:巷道两帮移近量最大值为 36 mm,顶底板移近量最大值为 49 mm,保证了巷道的正常使用,后期围岩的变形速率小于 1 mm/d,处于稳定状态.该研究成果可以较好的揭示不同速度下煤巷顶板恶化冒落过程,同时为同类型巷道顶板恶化冒落控制提供一定的参考.

**关键词:**掘进速度;大断面煤巷;顶板恶化冒落;数值模拟;支护技术

中图分类号:TD713

文献标志码:A

文章编号:1672-9102(2017)03-0007-09

## Research on the Process of Coal Roadway Roof Degradation Caving Law Under Different Driving Speed and Its Control Technology

Guo Gangye<sup>1</sup>, Pan Dongjiang<sup>1</sup>, Guo Yu<sup>1</sup>, Yuan Chao<sup>2</sup>

(1.School of Mining Engineering, China University of Mining & Technology, Xuzhou 221116, China;

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

**Abstract:** Aiming at the problem of big cross section coal roadway roof caving law under different driving speed and its control, 1161 coal face gateway in Guqiao mine is taken as a background to study its control technology and the process of coal roadway roof caving law under different driving speed. Firstly, the analysis of 1161 coal face gateway deformation and failure characteristics is based on the field investigation. Secondly, it reveals the coal roadway roof caving process in different partitions and its deformation and failure mechanism by using FLAC<sup>3D</sup> simulation software. Finally, the control principle of coal roadway roof caving and the combined control mode step by step, i.e. “adjust working face shape + high pre-stress anchor + polymer grouting + anchor cable” are proposed, which has been used to make design and put into practice. The monitoring data show that the maximum displacement of two sides of roadway is 36 mm, roof and floor closer quantity is 49 mm, the surrounding rock deformation rate is less than 1 mm/d, and the stable deformation amount of the roadway surrounding rock in within the controllable range. Research results can well reveal the process of deterioration of roof caving in coal roadway under different driving speed and provide some references for the similar type roadway at the same time.

**Keywords:** driving speed; big section coal roadway; roof degradation caving; numerical simulation; support technology

收稿日期:2017-02-28

基金项目:国家自然科学基金资助项目(51434006;51374105);煤矿安全开采技术湖南省重点实验室开放基金资助项目(E21730)

\*通信作者, E-mail: phdguogangye@163.com.

随着煤炭资源开采战略重心向西部转移及高效回收理念不断深入人心,高产能矿井随之不断涌现.大断面巷道亦随之增多,从类型上而言,煤矿大断面巷道能够分为高煤帮大断面、大跨度大断面、开切眼大断面、交岔点大断面等类型,一般情况下,使用最多的就是大跨度大断面与高煤帮大断面2种类型<sup>[1]</sup>.

由于巷道断面的增大,使得巷道处于高水平应力、采动等复杂地质力学环境之中,大断面巷道呈现片帮严重、冒顶空间大、突发破坏、底鼓严重等一系列工程响应<sup>[2,3]</sup>.理论及实践均已证明,巷道掘进速度的快慢是影响巷道稳定性的一个重要因素,也是装运、支护设计的重要依据,选择合理且符合实际的掘进速度且确定合理循环步距非常重要.长期以来,已有不少专家与学者对掘进速度与巷道稳定问题进行了卓有成效的研究,也取得了相应的价值成果<sup>[4,5]</sup>.刘胜志<sup>[6]</sup>采用数值模拟的方法模拟计算了不同推进速度下大采高工作面的矿压显现规律.张农<sup>[7]</sup>等通过现场实测及实验室物理模拟确定了10个影响软弱夹层顶板的巷道安全性因素,提出了相应的安全评价模型,得到了反映其5种状况的安全等级.韩昌良<sup>[8]</sup>等考虑了采动应力场、围岩承载能力、支护强度影响因素,分析了大断面巷道跨高比对围岩强度的影响,得出了优化断面形态可充分提高巷道围岩抗变形能力与稳定性能力.康红普<sup>[9]</sup>等采用现场试验与测试、理论计算及数值模拟的方法,得出了松散破碎硐室群的应力分布特征,分析了其变形特征,提出了“高压注浆+高预应力锚杆+锚索”控制技术并成功付诸实践.然而,目前对不同掘进速度下煤巷顶板恶化冒落发展过程及其控制技术研究尚不充分,仍然欠缺系统性的理论与技术研究.

本文选择高应力大断面煤巷为研究对象,以顾桥矿1161工作面运输巷掘进为例,结合现场勘查及总结,得出了该工作面运输巷变形破坏的主要特征.运用理论分析及数值模拟研究了不同掘进速度下巷道围岩应力及位移分布规律,通过理论计算与分析揭示了不同速度下煤巷顶板恶化冒落过程,得出了相应的关键控制区间.在此基础上,提出了“调整工作面形态+高预应力锚杆+高分子注浆+锚索”的联合分步支护技术.现场实践及后期监测表明,该巷道掘进期间围岩控制良好.

## 1 工程概况及变形特征

### 1.1 工程概况

1161(1)工作面位于-780 m水平,北一采区,北邻1151(1)工作面采空区,1161(1)工作面标高-622.0~-773.0 m,地面标高23.10~24.03 m,如图1所示.

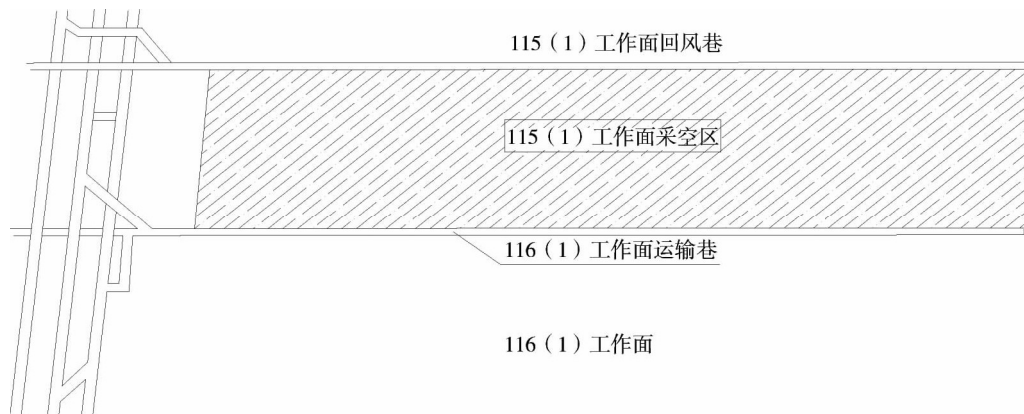


图1 1161(1)工作面平面图

1161工作面运输巷沿煤层底板掘进,巷道围岩岩性:煤层厚度2.50~3.61 m,平均2.55 m;倾角 $3^{\circ}$ ~ $10^{\circ}$ ,平均 $5^{\circ}$ ;工作面煤层赋存稳定,煤层结构复杂,一般含2~3层炭质泥岩夹矸.11-2煤直接顶为砂质泥岩,基本顶为细砂岩,厚度5.15 m,灰白色,局部含有炭质条带和泥质包体,底板为粘土岩,厚度9.15 m,深灰色,含有植物根部化石碎片.具体见综合柱状图2.

1161工作面运输巷规格为矩形,净宽 $\times$ 净高=5.2 m $\times$ 3.4 m,净断面为17.6 m<sup>2</sup>.主要支护形式及参数

如下:

1)临时支护:巷道顶板采用锚梁网支护,每排安装不少于5根带铁托板的锚杆,锚材质为新型螺纹钢式树脂锚杆,锚杆杆体长度为2.5 m,直径20 mm.

2)永久支护:1161工作面运输巷的永久支护形式是锚梁网喷组合支护,锚杆材质为等强度螺纹钢,间排距为800 mm×800 mm;每根采用2卷型号K2335的树脂锚固剂,网规格(长×宽)为3.6 m×1.9 m的8#铁丝菱形网,网间搭接不少于100 mm;喷浆厚度为100 mm,梯子梁 $\Phi$ 1 cm×8 cm.

柱状图 (1:200)	岩石名称	厚度/m	岩性描述
	粉砂岩	4.65	
	细砂岩	5.15	灰白色,局部含有炭质条带和泥质包体
	砂质泥岩	3.20	深灰色,局部含植物化石,较脆易碎
	11-2煤	2.55	黑色,以粉末状为主,夹有薄层块状煤
	粘土岩	9.15	深灰色,含有植物根部化石碎片
	砂质泥岩	7.80	深灰色,局部含植物化石,较脆易碎

图2 1161(1)工作面煤岩层钻孔综合柱状图

## 1.2 变形破坏特征

1161工作面为1151工作面上临工作面,1161工作面运输巷煤巷自掘进开始,由于煤层及顶底板赋存条件变化大、高地应力、围岩岩性差等各种原因,使巷道变形破坏十分严重,呈现出以下特征:

1)顶板下沉严重:通过井下巷道围岩钻孔窥视可知离层范围通常为3~5 m,局部甚至大于6 m,远大于顶板锚杆的锚固范围,因此顶板冒落时有发生,巷道两帮变形量显得较大,从而导致巷帮支护更为复杂<sup>[10]</sup>.

2)巷道顶板冒落突发且强烈:在一些特殊地段巷道围岩破坏突发性较大,如地质破碎带、小断层及淋水交岔点等,因大断面巷道跨度、高度增大,引起巷道冒顶突发性更为强烈且范围大.其冒落长度波动变化范围大.冒顶宽度小于巷道跨度,冒顶高度为巷道高度的若干倍.

3)底鼓强烈:巷道底鼓严重主要是巷底板的治理往往被忽略、水平应力大等引起.底鼓量可达1.5 m左右,如此严重的底鼓不仅严重影响了巷道的正常使用,而且也大大增加巷道维护的工程量.

## 2 数值模拟模型与参数

### 2.1 数值模拟模型

为了模拟不同掘进速度下大断面巷道矿压显现规律,不仅需要改变模型的掘进进尺,而且给定每次进尺相同的迭代次数,研究不同掘进速度下巷道围岩应力、位移及变形规律.断面依据该矿巷道断面,模型与巷道尺寸如图3所示.

模型尺寸:50 m×50 m×40 m,划分80 000个网格,86 080个节点,如图4所示.模型两侧设置水平约束,模型底侧固定,上部边不约束为自由边界.按上覆岩层800 m施加均布荷载为20 MPa,如图4所示.

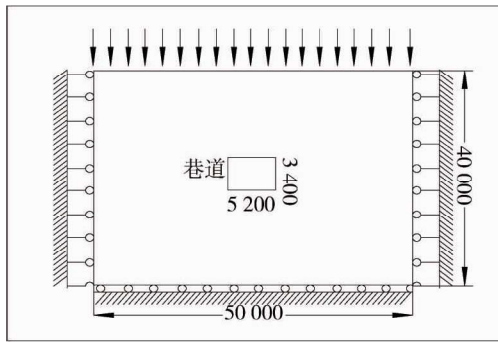
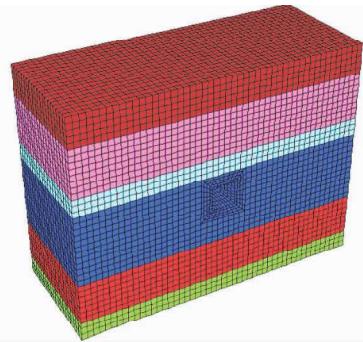


图3 模型尺寸

图4 FLAC<sup>3D</sup> 三维数值模型

依据 FLAC<sup>3D</sup> 软件建模原则,选取 Mohr-coulomb 塑性模型,该模型常用于描述土体和岩石剪切破坏,模型破坏包络线、强度准则和拉破坏准则相对应.由 Mohr-coulomb 屈服函数可得剪切破坏准则为

$$f_s = \sigma_1 - \sigma_3 \frac{1 + \sin\varphi}{1 - \sin\varphi} - 2c \sqrt{\frac{1 + \sin\varphi}{1 - \sin\varphi}} \quad (1)$$

式中:  $\sigma_1, \sigma_3$  为最大和最小主应力;  $c, \varphi$  为岩体内聚力和内摩擦角.当  $f_s < 0$  时岩体发生剪切破坏.

## 2.2 模型参数

依据该矿地质资料与实验室实验结果,结合实际情况选择各个岩层的物理力学参数,见表 1.

表 1 岩体的物理力学参数

岩层	密度/(kg/m <sup>3</sup> )	体积模量/MPa	剪切模量/GPa	内摩擦角/(°)	抗拉强度/MPa	内聚力/MPa
粉砂岩	2 500	26 000	7.0	38	1.84	2.75
细砂岩	2 800	25 000	10.8	42	9.80	1.80
泥岩	2 400	14 000	11.2	30	0.60	1.20
煤	1 400	25 000	5.0	32	0.15	1.50
粉砂岩	2 500	26 000	7.0	38	1.84	2.75
砂质泥岩	2 500	16 000	26.3	40	2.00	2.40

## 2.3 数值模拟方案

此次模拟工作面推进速度分为慢速、中速、快速、超快速 4 种方案.通过改变单位截尺实现调速,同时给定 4 种方案单位截尺相同的迭代步骤.具体模拟开挖过程如下:慢速开挖设置每次开挖 1 m(单步截 1 m),理论模拟现场开挖 100 m/月,然后迭代计算 2 000 步,迭代完毕后进行第 2 次开挖,如此逐次循环 12 次完成开挖总进尺 12 m 为止;中速开挖设置每次开挖 2 m(单步截 2 m),理论模拟现场开挖 180 m/月,然后迭代计算 2 000 步,迭代完毕后进行第 2 次开挖,如此逐次循环 6 次完成开挖总进尺 12 m 为止;快速开挖设置每次开挖 3 m(单步截 3 m),理论模拟现场开挖 250 m/月,然后迭代计算 2 000 步,迭代完毕后进行第 2 次开挖,如此逐次循环 4 次完成开挖总进尺 12 m 为止;超快速开挖设置每次开挖 4 m(单步截 4 m),理论模拟现场开挖 400 m/月,然后迭代计算 2 000 步,迭代完毕后进行第 2 次开挖,如此逐次循环 2 次完成开挖总进尺 12 m 为止;具体如表 2 所示.分别在总进尺(4 种方案开挖总长度均为 12 m)中部的顶板、左帮及底板布置 1 条测线,每条测线 8 个共 32 个测点.

表 2 模拟方案

方案	总进/m	开挖步数	现场折合/(m/月)	单步截/m	单尺计算步骤	总计算步骤
慢速	12	12	100	1	2 000	24 000
中速	12	6	180	2	2 000	12 000
快速	12	4	250	3	2 000	8 000
超快速	12	2	400	4	2 000	4 000

### 3 数值模拟结果及分析

#### 3.1 巷道顶板应力分布

依据不同速度下顶板应力数据,进行整理得图 5.

由图 5 可以看出,超快掘进应力集中比慢速掘进提高了 4.3 MPa,且向掘进头靠近了近 10 m.这是由于慢速掘进耗时长应力释放充分、快速掘进应力来不及释放的缘故.掘进速度由低速向高速转变的过程中,应力集中不断提高且不断向工作面接近,但这种提高与接近速度逐渐变缓,即当速度提高到一定程度时,再提高掘进速度应力集中程度与靠近掘进面距离变化不明显.

#### 3.2 巷道顶板位移分布

依据顶板中部位移测线的数据,进行整理得图 6.

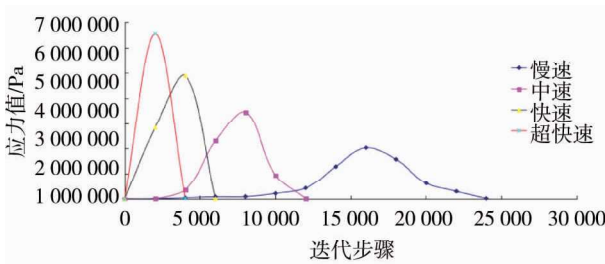


图 5 不同速度的顶板应力曲线

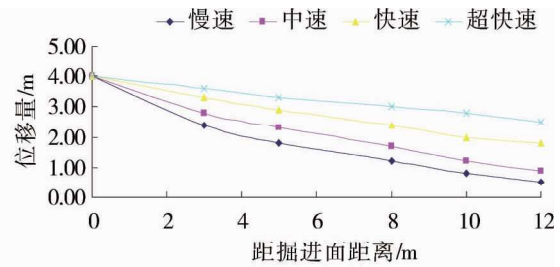


图 6 不同速度的顶板位移曲线

由图 6 可知,在巷道空顶 12 m 的距离内位移分布呈现近面小、远面大、低速大、高速小的形态.究其原因巷道慢速向超快速变化顶板下沉时间缩短,整体可知掘进速度由慢速向超快速变化可以减小顶板位移量,这是当掘进速度较低时(慢速)提高掘进速度(快速、超快速)顶板的下沉量减小明显,而掘进速度在高水平(快速)时再提高(超快速),顶板下沉量变化不明显.这就意味着提高掘进速度只是暂缓了顶板下沉,代价是端头应力的急剧增加与逼近.

### 4 掘速与巷道顶板恶化冒落机理

为明确掘进速度对巷道顶板恶化冒落机理的影响,依据第 2 节模拟研究成果结合现场实际情况,选择中硬煤体为具体研究对象,通过相关理论计算进行分析.

#### 4.1 煤巷顶板冒落力学分析

目前,为了从力学角度分析巷道顶板冒落破坏的机理,常用的计算方法是根据不同情况的顶板特征建立模型,结合其条件约束推导相应的理论公式<sup>[11]</sup>,最后进行研究探讨.本文为了更具体的分析厚煤顶板冒落机理,选择摩尔-库伦准则,根据其实际破坏特征建立分析模型如图 7 所示.

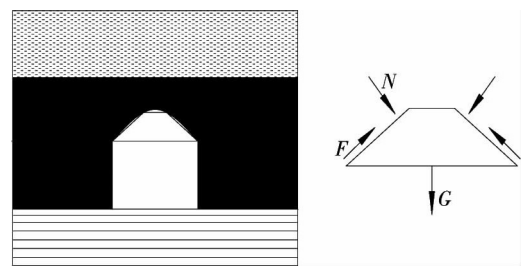


图 7 煤巷顶板冒落分析模型

由 Mohr-Coulomb 准则,剪切面与最大主应力作用线

夹角呈  $\pm(\frac{\pi}{4} - \frac{\varphi}{2})$ , 根据极限平衡条件得:

$$\sum Y = 0. \tag{2}$$

那么可得:

$$F \sin(\frac{\pi}{4} - \frac{\varphi}{2}) = N \cos(\frac{\pi}{4} - \frac{\varphi}{2}) + \frac{G}{2}; \tag{3}$$

$$F = N \tan \varphi_0. \tag{4}$$

将式(4)代入式(3)中整理得:

$$F \leq \frac{G}{2\sin(\frac{\pi}{4} - \frac{\varphi}{2}) [\tan\varphi_0 - \cot(\frac{\pi}{4} - \frac{\varphi}{2})]} \tan\varphi_0 \quad (5)$$

式中:  $Y$  为竖直方向;  $G$  为煤体自重;  $\varphi$  为顶板块体与块体内摩擦角;  $\varphi_0$  为顶板内摩擦角;  $F$  为剪切面切向作用力;  $N$  为剪切面法向作用力。

由式(5)可以看出顶板煤体自重、顶板内摩擦角、顶板块体与块体摩擦角是影响顶板冒落的相关因素。当块体之间摩擦应力小于剪切应力时,顶板发生剪切破坏而引起顶板冒落。

#### 4.2 快掘顶板恶化冒落过程

为了更具体的揭示快速掘进顶板恶化冒落过程,依据 2.1 快速掘进巷道顶板应力分布特征,结合现场访问、现场窥视、实际测量等方法获得顶板不同区的数据,进行整理统计大致可得各个区间(依其冒落过程特征自右至左依次划分为原煤岩区 I,塑性区 II,裂隙区 III,恶化区 IV,冒落区 V)长短的分布:塑性区 4~18 m,裂隙区 0~5 m,恶化区 5~25 m,冒落区多在恶化区间之后分布,如图 8 所示。

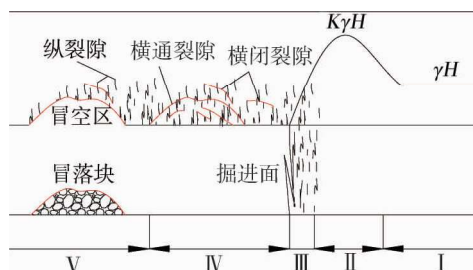


图 8 快速掘顶板恶化冒落

那么巷道顶板恶化冒落动态过程大致可以揭示为原煤岩区 I:未受扰动的原始应力区,该区内煤体远离掘进影响,内部应力保持原始应力水平,煤体处于未受扰动状态。

塑性区 II:随着掘进不断往前推进,超前应力集中亦不断往前移动作用于原煤区 I,如果高应力(大于  $1.0 \sim 1.2\gamma H$  部分)集中超过该区域内煤岩体的屈服极限,那么该区域煤岩体就开始进入塑性状态,受剪切作用煤岩体裂隙正在发育。

裂隙区 III:随着高应力集中对塑性区煤岩体进一步的持续作用,该区域内裂隙在高应力的剪切作用下就会进一步发育,无规则的排列在该区域煤岩体内进而形成裂隙区,断面出现离层塌落现象。随着裂隙区形成后,煤岩体就失去了承载能力,高应力集中会进一步向深部转移。

恶化区 IV:当裂隙区间煤岩体被开挖后,在不对其顶板采取支护措施的情形下,该区域煤岩体脱离三维受力状态,受掘进、自重、顶板上部荷载等因素影响,裂隙随时间延长而充分发育,纵横裂隙恶性开始贯通,其中横向裂隙沿其尖端发育且逐步串联纵向裂隙。把横向裂隙两尖端已贯通至顶板表面的裂隙定义为横通裂隙,否则为横闭裂隙。该区内分布有大大小小的横闭裂隙,很明显顶板冒落的最后一个动作是横通裂隙形成。

冒落区 V:恶化区横闭裂隙的形成必然引起该区域内顶板出现大量的“楔体块”,这些楔体块有着严重的冒落倾向,一旦满足其冒落条件,就会形成大量冒空区。冒空区上方煤岩体内仍分布有众多横闭裂隙。

总体分析,快掘顶板恶化冒落要依次经历原煤岩区 I→塑性区 II→裂隙区 III→恶化区 IV→冒落区 V 5 大阶段,这也是一般煤巷顶板恶化冒落的过程。

#### 4.3 慢掘顶板恶化冒落过程

依据 2.1 节慢速掘进巷道顶板应力分布特征及相应的实践数据整理(塑性区 4~18 m,裂隙区 0~5 m,恶化区 5~25 m),同理可分析其顶板恶化冒落过程。如图 9 所示。

由图 9 对比图 8 可以看出,掘进速度的降低引起 5 区空间宽度重新分布,这是 2 次应力重新分布不同区间煤岩体应力释放充分的结果。

恶化区内横通隙随着时间的延长而逐渐多批次形成,冒落区随之增多,相应的恶化区逐渐减少。因高应力向煤岩体深部转移,裂隙带亦随着高应力的逐步转移而逐渐增多。

总而言之,掘进速度的降低引起了 5 区的重新分布,带来的严重后果是冒空区增多,可控性围岩相对

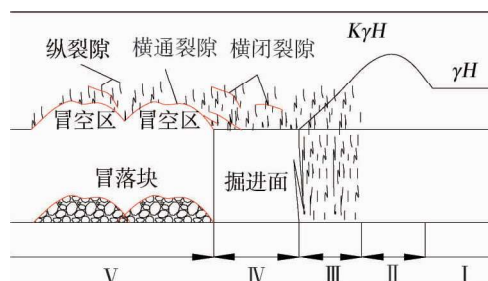


图 9 慢掘顶板恶化冒落



减少,不难得出中速、快速等情况介于慢速与快速之间。

#### 4.4 影响巷道顶板恶化冒落因素

由上述巷道顶板恶化冒落过程及现场调查情况,可得出煤巷顶板冒落的原因主要有以下5个方面:

1) 巷道顶板煤岩体结构性不强,煤体强度相对较低,节理裂隙被侵蚀严重,受采动、掘进等影响,弱面结构群进一步发育,相应的煤岩体整体结构性会进一步降低。在高应力作用下,塑性区极易形成,这就是横裂隙形成的基础。

2) 循环步距确定不合理。煤巷掘进过程中循环步距确定不合理直接导致五区区间分布失常,如果过小裂隙区矿压显现无疑增强,相反若过大恶化区控制将变得力不从心,必然引起冒落区增大。所以合理的循环步距是影响顶板恶化冒落的重要因素。

3) 应力水平高,尤其水平应力高。巷道围岩的高应力是导致巷道围岩进入塑性状态且发生大变形的主要原因。依据常见的巷道埋深-500 m 计算可得垂直地应力 12.5 MPa;平均水平应力最大近 40 MPa

$$\left( \frac{100}{H + 0.3} \leq \sigma_{h,av} \leq \frac{1\ 500}{H} + 0.5 \right)^{[12]}$$
。这表明巷道处于高应力环境中。在如此的高应力环境中,巷道围岩塑性区容易扩展、巷道煤岩体破坏严重,最终顶板恶化将失去控制,顶板冒落在所难免。

4) 支护设计不合理。目前,针对煤巷支护失效现象时有发生,有相当一部分原因是设计不合理。例如现有锚杆设计长度远小于已知的顶板离层范围(可达 6 m 以上),导致锚杆不能有效控制顶板离层。另外,锚杆支护形式设计不合理、锚杆支护强度与围岩体不匹配、锚杆组件之间的匹配不合理等也是导致支护失效的原因所在。

5) 构造应力的影响。巷道煤岩内部时常存在的地质构造如断层、褶曲等,构造应力对相应的巷道稳定性也存在一定的影响。

## 5 巷道顶板恶化冒落控制原理

依据上述研究内容可知,冒空区煤岩体已经冒落,失去支护控制意义。裂隙区与塑性区处于煤岩体内部故而人为可控性相对较小,只有恶化区前承裂隙区后继冒落区具有可观的控制性。所以如何通过技术手段合理调控出恶化区合理宽度且控制其稳定成了控制顶板恶化冒落的关键。

### 5.1 巷道顶板恶化冒落的控制原理

恶化区的过大存在严重影响了巷道顶板的稳定性,这与围岩强度、围岩应力及合理的循环步距密切相关。所以应从围岩强度、围岩应力及循环步距 3 个方面着手控制恶化区稳定。

1) 转移塑性区高应力集中。通过超前圆弧爆破技术在超前一定距离内形成大宽度圆弧形破碎区,使高应力集中大幅向围岩深部转移。如此,其一减少了高应力在塑性区的作用时间,使塑性区内煤岩体整体强度消弱性减少。其二裂隙区区间宽度转化减小,开挖进尺可得到较大延伸。通过高应力集中的转移,不仅可以从根本上降低恶化区的来源,而且还可以使巷道顶板的整体性得到较好的保障。

2) 确定合理的循环步距。确定合理的循环步距旨在确定合理的恶化区宽度。确定合理的循环步距应综合考虑掘进能力、装运能力、支护能力等各方的协调匹配性。恶化区过宽必然导致控制力不从心,出现冒空区在所难免,恶化区过小甚至消除不仅难以实现,而且又会引起人力物力浪费。所以合理的恶化区宽度应是在综合掘进能力匹配情况下不耽搁下一个进尺进行,又赶在冒空区出现之前。

3) 提高恶化区围岩强度。通过高分子材料注浆,高预应力锚杆、锚索支护等手段提高恶化区顶板整体强度。高分子注浆材料可以很好的渗入恶化区极微小裂隙内部,使裂隙闭合效率大大提高,从而消除了横闭、横通裂隙的进一步发展。借助高预应力锚杆加强煤岩体强度使锚固区形成稳定结构层,锚索进一步保障该结构层的稳定。这样就为约束恶化区无限制恶化打下了坚实基础。

### 5.2 巷道顶板恶化冒落的控制原则

对于煤巷顶板恶化冒落的控制宜依据 2 个原则进行。

一是“先转压,后开挖”原则。先转压是指在开挖之前将掘进工作面前方的高集中应力往深部转移,确

保持开挖岩体整体处于低应力水平.先转压不仅可以转移掉高应力而且还可以为恶化区的消减奠定基础.后开挖即在转压完成后对待开挖煤岩体进行开挖.

二是根据掘、运、支等协调能力,合理确定合理的循环步距.合理的循环步距里面就包括了合理的恶化区宽度,合理的恶化区宽度是由一种掘进工艺的综合能力决定的.

通过上述2个原则,一定在冒空区出现之前展开下一个进尺工作.坚决避免顶板进入恶化区.

### 5.3 顶板恶化冒落控制方案

依据控制原理与2个原则,结合现场工程地质条件,提出“调整工作面形态+高预应力锚杆+高分子注浆+锚索”的联合分步支护方式,即第1步将工作面端头的直墙形态调整为外凸圆弧型形态(如图10所示),通过消减高应力存在基础长度而迫使高集中应力向围岩深部转移,使原裂隙区与塑性区处于低应力区内.第2步,通过确定合理的恶化区宽度进行开挖.第3步,在开挖完成后立即在恶化区内安设高预应力锚杆,高预应力锚杆一可以初期对浅部围岩主动支护及加强其整体强度,二可以通过一定的延伸率释放一定的围岩变形.第4步,高分子注浆,高分子注浆材料可以很好的渗入恶化区极微小裂隙内部,使裂隙闭合效率大大提高,大大提高注浆区内煤岩体整体一致性.第5步,安设锚索,锚索的安设是将第3和第4步形成的锚固锚注结构与深部围岩有效结合,共同形成有效的围岩承载结构.进而限制恶化区向冒落区发展.

恶化区支护方案为“锚网喷+全断面注浆+锚索”,断面支护如图11所示.结合巷道围岩条件,借助正交实验、FLAC<sup>3D</sup>数值仿真程序分别对锚杆(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) 锚杆参数.顶板采用7根IV级左旋螺纹钢超高强预拉力锚杆加5.0 m长M5型钢带、双层钢塑复合网或刚性网联合支护,2节Z2380型中速树脂药卷加长锚固;锚杆间距800 mm,排距800 mm.两帮采用5根同类加3.2 m长锚杆,一节同类锚固剂,锚杆间距为750 mm,排距为800 mm.所有锚杆预紧力矩不小于200 N·m,锚固力不小于100 kN.如图11a所示.

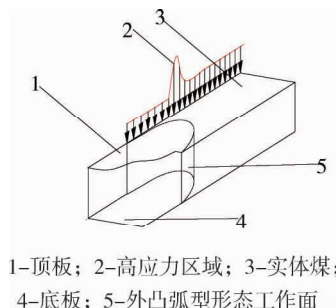
2) 锚索支护.钢绞线规格为 $\Phi 21.8$  mm $\times$ 6.2 m,钢绞线下铺设2.6 m的14#槽钢或T2钢带,槽钢上三眼孔,间距1.1 m,排距为800 mm.锚索和槽钢间配16 mm $\times$ 100 mm $\times$ 200 mm铁垫.锚索眼孔深度为6.0 m,每孔采用3节Z2380中速树脂药卷加长锚固,以保证锚固效果;预紧力120~150 kN,锚固力不低于200 kN.如图11a所示

3) 喷网:金属网 $\Phi 6$  mm,网格100 mm $\times$ 100 mm,尺寸1 000 mm $\times$ 800 mm.网的搭接压茬部分应全部压在钢带下方,每隔150 mm用12#铁丝进行有效连接.喷射混凝土层厚100~120 mm.

4) 壁后注浆方案:注浆孔深3 200 mm,排距均为2 400 mm.浅孔注浆布置如图11b和图11c所示.

## 6 工程实践分析

采用十字交叉法对该段巷道的变形量进行观测,共



1-顶板; 2-高应力区域; 3-实体煤; 4-底板; 5-外凸弧形形态工作面

图10 调整工作面形态转压

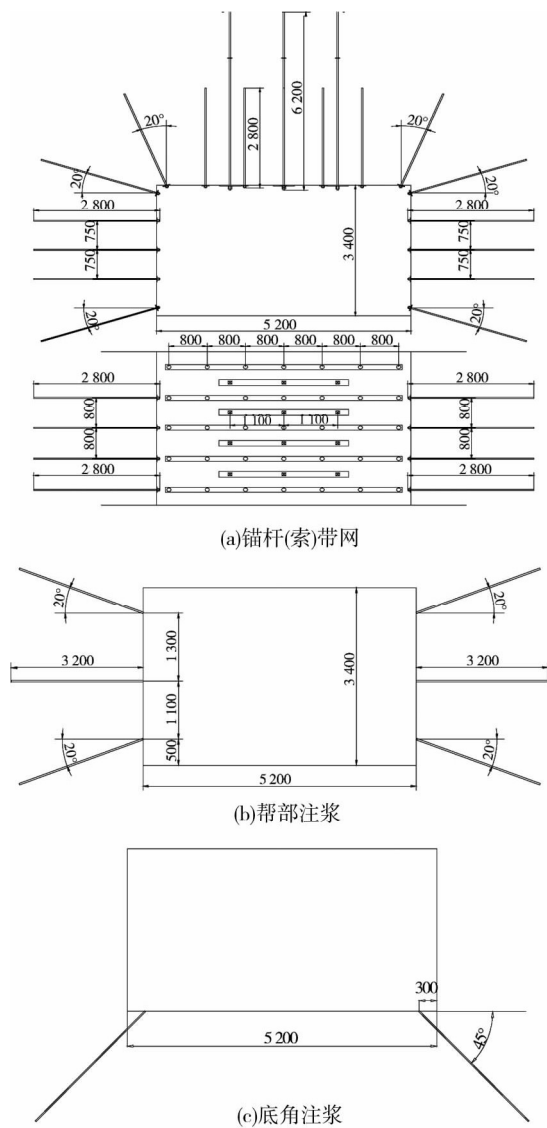


图11 支护方案设计示意



布置了12个监测点,对具有代表性的3<sup>#</sup>和7<sup>#</sup>测点的结果,如图12所示.可知3<sup>#</sup>测点两帮收敛量为45 mm,顶底板移近量相对较大,其值为79 mm;7<sup>#</sup>点两帮相对收敛量为47 mm,顶底板相对移近量为84 mm.其变形值不影响巷道的正常使用,到监测的后期各变形都趋于稳定,收敛速率均小于1 mm/d.因此,通过“调整工作面形态+高预应力锚杆+高分子注浆+锚索”的联合支护控制能很好的控制大断面煤巷顶板恶化冒落.

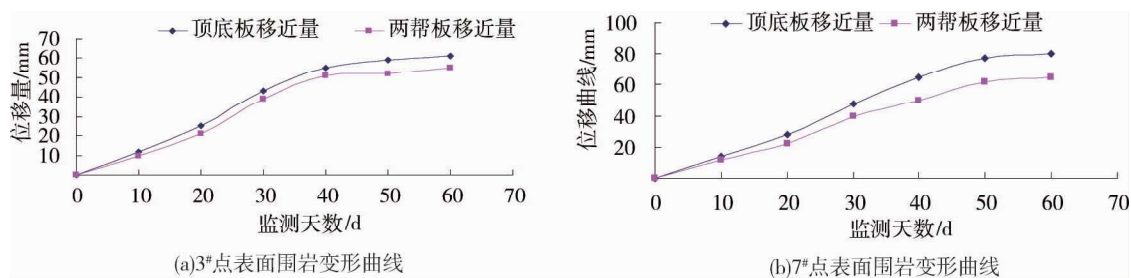


图12 试验段巷道围岩监测曲线

## 7 结论

1) 顾桥矿-780 m1151 工作面运输巷属于典型的大断面、高应力煤巷,由于高地应力、煤层及顶底板赋存条件变化大、围岩岩性差等各种原因,导致出现顶板离层严重、巷道顶板冒落突发、强烈底鼓等巷压现象.

2) 煤巷顶板恶化冒落要依次经历原岩区 I → 塑性区 II → 裂隙区 III → 恶化区 IV → 冒落区 V 等 5 大阶段,这也是一般煤巷顶板恶化冒落的过程.

3) 控制顶板恶化冒落的 2 个原则:“先转压,后开挖”;“根据掘、运、支等协调能力,合理确定合理的循环步距”.联合分步支护形式应为“调整工作面形态+高预应力锚杆+高分子注浆+锚索”.

4) 两帮收敛量为 36 mm,顶底板移近量为 49 mm.围岩变形在可控范围之内,可保证了巷道的正常使用.

## 参考文献:

- [1] 何满朝,谢和平,彭苏萍,等.深部开采岩体力学研究[J].岩石力学与工程学报,2005,24(16):2803-2813.
- [2] 周宏伟,谢和平,左建平.深部高地应力下岩石力学行为研究进展[J].力学进展,2005,35(1):191-199.
- [3] 张农,李贵臣,阚甲广.煤巷顶板软弱夹层层位对锚杆支护结构稳定性研究[J].岩土力学,2011,9(32):2754-2758.
- [4] 侯朝炯.煤巷锚杆支护的关键理论与技术[J].矿山压力与顶板管理,2002,35(1):191-199.
- [5] 张农,王成,高明仕,等.淮南矿区深部煤巷支护难度分级及控制对策[J].岩石力学与工程学报,2009,28(12):2421-2428.
- [6] 刘胜志,杨小彬.大采高工作面矿压显现规律数值模拟研究[J].中国煤炭,2011,37(12):39-42.
- [7] 康红普,林建,杨景贺,等.松散破碎硐室群围岩应力分布及综合加固技术[J].岩土工程学报,2011,33(5):808-814.
- [8] 康红普,林建,吴拥政,等.锚杆构件力学性能及匹配性[J].煤炭学报,2015,40(1):11-22.
- [9] 王卫军,彭刚,黄俊.高应力极软破碎岩层巷道高强度耦合支护技术研究[J].煤炭学报,2011,36(2):223-228.
- [10] 钱鸣高,石平五,许家林.矿山压力与岩层控制[M].北京:中国矿业大学出版社,2010.
- [11] 王卫军,冯涛.加固两帮控制深井巷道底鼓的机理研究[J].岩石力学与工程学报,2005,25(5):808-811.
- [12] 徐之纶.弹性力学简明教程[M].北京:高等教育出版社,2002.