

文章编号: 1673-3363-(2016)01-0088-08

工作面端头三角区沿空巷道 强矿压显现与应力转移分析

杨敬轩¹, 刘长友¹, 于斌^{1,2}, 吴锋锋¹

(1. 中国矿业大学矿业工程学院, 煤炭资源与安全开采国家重点实验室, 江苏 徐州 221116;

2. 大同煤矿集团有限责任公司, 山西 大同 037003)

摘要 大同矿区同忻煤矿8105工作面5105沿空巷超前支护段矿压显现明显, 来压强度大, 巷道变形与单体支柱折损严重, 严重影响了回采巷道的正常使用。在分析工作面沿空巷强矿压显现特征的基础上, 得到了巷道强矿压主要影响因素, 提出对工作面顶板进行双向应力转移以降低端头三角区集中应力的方法。研究表明: 工作面端头双向支承压力将形成端部三角区高应力集中, 对工作面沿空巷超前支护段的强矿压显现具有重要影响; 采用改变形式的三参数威布尔函数对双向支承压力进行理论分析, 得到了工作面端头三角区高应力大小及区域分布特征; 提出了双向应力转移的方法, 降低了沿空巷超前支护段围岩应力。现场实践中, 通过对工作面5105沿空巷及顶回风巷顶板采取水压致裂技术后, 工作面5105巷超前支护段强矿压显现得到明显改善, 巷道变形量明显降低, 保证了工作面的正常生产。

关键词 端头三角区; 沿空巷道; 巷道强矿压; 威布尔函数; 应力转移

中图分类号 TD 821 **文献标志码** A **DOI** 10.13545/j.cnki.jmse.2016.01.014

An analysis on strong strata behaviors and stress transfer of the roadway approaching gob in triangle area of the face end

YANG Jingxuan¹, LIU Changyou¹, YU Bin^{1,2}, WU Fengfeng¹

(1. School of Mines, State Key Laboratory of Coal Resources & Safe Mining, China University of Mining & Technology, Xuzhou, Jiangsu 221116, China; 2. Datong Coal Mine Group Company, Datong, Shanxi 037003, China)

Abstract There are obvious strata behaviors in the forepoling segment of No.5105 roadway approaching gob in the working face No.8105 in Tongxin coal mine in Datong mining area. The roadway deformation and single pillar breakage are serious, and the normal use of the roadway is affected seriously too. Based on the analysis of the characteristics of the strong strata appearing in the roadway approaching gob, the main factor of the strong strata has been gained, and simultaneously the method of transferring bidirectional stress of the face roof to reduce the stress concentration in the triangle area of the face end has been proposed. The research shows that: the superposition of the bidirectional bearing pressure in the face end can bring out high stress concentration in the triangle area of the face end, which is the essential influence factor on the strong strata to the roadway forepoling segment; the

收稿日期: 2014-01-20

责任编辑: 王江涛

基金项目: 国家自然科学基金项目(51174192); 江苏省“333”培养基金项目(BRA2010024); 中国博士后科学基金项目(2015M581896)

作者简介: 杨敬轩(1986—), 男, 安徽省淮北市人, 博士, 从事工作面矿山压力与岩层控制和应用数学、力学以及爆轰理论等在矿山地下工程中的应用方面的研究。

E-mail: jxyangcumt@126.com

Tel: 15005209721

three-parameter Weibull function in a changed form is adopted to analyze the superposition of the bidirectional support pressure, and the high stress magnitude and stress regional distribution in triangle area of the of face end is gained too; the technical measures of the stress transfer to reduce the stress distribution of the roadway approaching gob has been proposed. Field practice indicates that after using hydraulic fracturing technology to the roof of No.5105 roadway approaching gob and the return air roadway, the forepoling segment pressure of the No.5105 roadway has been significantly improved, and the amount of roadway deformation has been obviously reduced, ensuring the normal production of the coal face.

Key words triangle area of the face end; roadway approaching gob; roadway strong strata; Weibull function; stress transfer

随着煤层开采深度的增加，回采巷道围岩应力明显加大，巷道变形严重，维护困难，巷道使用过程中往往需要多次返修，严重影响工作面的正常生产^[1]。因此，弄清巷道强矿压显现机理，并采取适当的巷道卸压技术，成为当前矿井巷道维护急需解决的重大问题。目前，从对巷道高应力产生机理及应力转移的分析可知，在已有硐室底部掘巷，同时采取适当的巷道松动爆破措施，可实现掘进巷内的高应力转移^[2-3]；对工作面支架后方矸石进行及时排放，释放围岩变形能，可将工作面集中应力区向煤岩深部转移，达到工作面煤层卸压目的^[4]；对已有巷道或硐室进行临边掘巷，实现高集中应力转移的目的，可取得巷道或硐室顶部卸压的良好效果^[5]；同时采用高强度、高预紧力的锚杆支护、注浆加固破碎围岩，提高破碎围岩残余强度和锚杆锚固力，可实现深部巷道围岩的稳定^[6]；在特厚煤层内布置卸压巷并结合松动爆破技术，可解决综放沿空巷道难以维护的问题^[7]。可见，对于深部矿井巷道强矿压控制的问题虽已取得众多研究成果，但鉴于煤矿煤岩复杂的赋存环境，对于巷道强矿压显现与高应力转移机理的分析目前仍没有达成统一共识。

本文在分析大同矿区同忻煤矿回采巷道强矿压显现特征的基础上，采用改变形式的三参数威布尔函数对工作面支承压分布进行理论分析，探讨同忻煤矿 8105 工作面 5105 沿空巷强矿压显现机理，提出工作面端头三角区高应力转移技术，为深部矿井回采巷道卸压提供借鉴。

1 端头三角区沿空巷道强矿压显现

1.1 煤层地质条件

大同矿区侏罗系煤层开采已日趋完毕，目前石炭系厚及特厚煤层成为矿井主要的开采对象。矿区双系煤层间广泛分布着细粒砂岩、煤层、粉砂岩、

中粒砂岩、砾岩、砂质泥岩，其中砂质岩性岩层约占 90%~95%，泥岩与煤层仅占 5%~10%，双系煤层层间距约 150~200 m。

大同矿区同忻煤矿石炭系 3-5#煤层 8105 工作面东部为实体煤区；北部濒临 8106 工作面采空区；西部掘有 3 条盘区大巷；南部为 8104 工作面，现正掘进回采巷道。8105 工作面布置如图 1 所示。

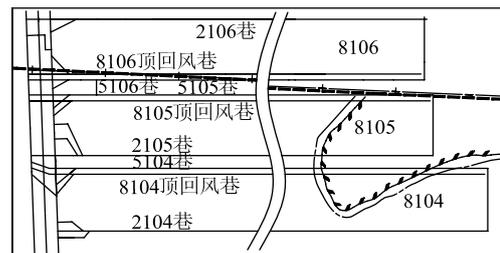


图 1 同忻煤矿工作面布置

Fig.1 The face layout in Tongxin coal mine

8105 工作面煤层厚度 13.12~22.85 m，平均 16.85 m，煤层倾角 1°~3°，平均 2°，煤层结构复杂，裂隙发育，易塌落；基本顶为中细砂岩、含砾粗砂岩，直接顶为粗砂岩，直接底为泥岩与粉砂岩互层；采用一次采全高放顶煤开采工艺，机采高度 3.9 m，放煤厚度 11.59 m，放煤步距为 0.8 m。工作面顶底板岩性如表 1 所列。

表 1 煤层顶底板赋存条件

Table 1 Coal seam occurrence conditions

类别	岩石名称	厚度/m	岩性特征
基本顶	粉细砂岩及含砾粗砂岩	1.88~29.11 11.39	灰白色含砾粗砂岩,成分以石英为主,次为长石、云母及暗色矿物,次棱角状,分选性差,结构较坚硬
直接顶	粉砂岩与炭质泥岩	0.46~9.26 3.35	粉砂岩:具水平层理,夹有煤屑;炭质泥岩:块状,易污手,含植物茎叶化石
直接底	泥岩	1.67~2.44 1.94	黑灰色,块状,质疏松易碎,含少量粉砂岩

1.2 端头三角区沿空巷道强矿压显现

工作面 5105 巷呈矩形断面，净宽度 5.3 m，净高度 3.6 m，采用锚杆+锚索+金属网进行支护，如

图 2；巷道全长 2 980 m，每间隔 300 m 掘进 1 个调车硐室，硐室规格为 5.0 m×5.0 m×3.6 m，支护参数与巷道一致；采用混凝土铺底，铺底厚度 200 mm。

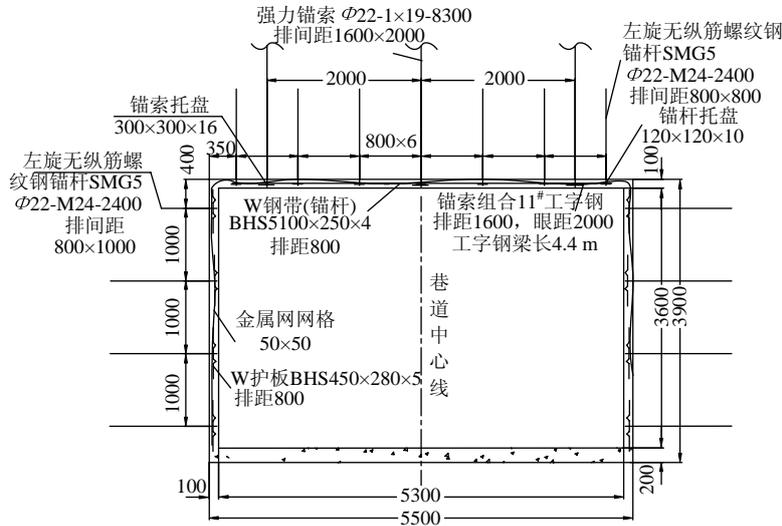


图 2 巷道支护形式 (mm)

Fig.2 Roadway support form

工作面头部端头采用 2 架端头架与 1 架过渡架维护头部安全出口位置顶板，尾部端头采用 2 架过渡架配合单体柱加 Π 型金属顶梁维护尾部安全出口位置顶板；尾部支架距煤壁大于 2 m 时，支设排距为 1.0 m 的单体柱 2 排，柱距 1.2 m；回采巷道超前支护段内，分别在距两侧煤帮 0.5 m 的位置支设单体支柱，同时在巷道顶板下沉量较大位置处补打木垛；工作面区段留设煤柱宽度为 35 m。

现场实践表明，工作面端头三角区范围(工作面、回采巷道及采空区交界处)5105 沿空巷内的矿压显现明显，来压强度相对较高，巷道顶板下沉、底鼓、帮鼓严重，混凝土浇筑底板被顶起、折断，

车辆无法通行；巷道表面混凝土喷层开裂、掉落，煤壁片帮严重；局部区域顶板钢带变形严重，锚杆被拉断。5105 沿空巷强矿压显现特征如图 3 所示。8105 工作面开采过程中，5105 巷超前支护段共发生 8 次较强烈冲击性来压，如表 2 所列。

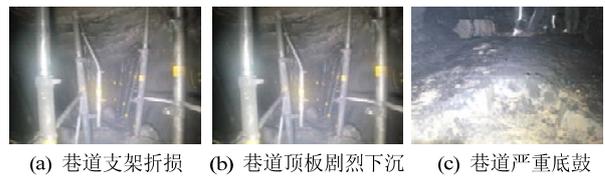


图 3 同忻 8105 工作面 5105 巷道强矿压显现

Fig.3 The strong pressure behavior of the No.5105 roadway in the face of No.8105 in Tongxin mine

表 2 同忻 8105 工作面 5105 巷强矿压显现统计

Table 2 The strong pressure behavior statistics of the No.5105 roadway in the face of No.8105 in Tongxin mine

来压次序	时间	采位/m	冲击来压有无	应力集中范围/m	应力集中系数	顶板下沉量/m	底鼓量/m	单体柱损坏量/根	帮鼓量/m	浆皮脱落情况
1	2012-11-13 夜班	155.2	有	20	2.8	0.5	0.3~0.4	33	0.5	裂开
2	2012-11-21 中班	214.5	有	35	2.4	0.3~0.5	0.4	26	0.4	裂开
3	2012-12-30 中班	442.8	有	28	2.6	0.6~0.8	0.5	30	0.5	裂开
4	2013-01-14 晚班	556.0	有	22	2.0	0.3	0.2~0.3	1	0.2	裂开
5	2013-01-27 早班	635.0	有	11	1.6	0.1~0.3	0.1~0.2	倾倒 50	0.1	裂开
6	2013-02-13 早班	736.0	有	10	1.8	0.1	0.2~0.3	无	0.2	裂开
7	2013-03-18 中班	951.0	有	40	1.7	0.3	0.5~1.0	倾倒 10	0.4	裂开
8	2013-03-29 晚班	1 012.4	有	40	2.5	0.3~0.5	0.5~0.8	13	0.5	裂开

由图 3 及表 2 可知, 同忻煤矿 8105 工作面开采期间, 5105 沿空巷强矿压显现特征包括:

1) 5105 巷强矿压显现频繁出现于工作面端头三角区内, 导致煤壁片帮、巷道变形及单体支柱折损严重; 而对于 5105 巷超前支护段以外的区域, 煤岩则相对稳定, 巷道变形不明显。

2) 工作面端头三角区高应力导致区段煤柱压缩量急剧增加, 煤柱侧单体支柱受力较大, 支柱倾倒、弯曲、折损现象频繁出现。

3) 端头三角区内巷道顶板下沉量较大(0.1~0.8 m), 巷道两侧壁面鼓帮严重(0.1~0.5 m), 两帮加强支护木垛向巷道中心位置偏移, 内挤量最大可达 1.0 m 左右, 导致巷道有效断面明显减小, 影响巷道正常使用。

4) 端头三角区内巷道底鼓变形量相对较大(0.1~0.8 m), 局部地区严重底鼓致使回采巷道不可用; 巷道需进行二次起底及补打锚杆、锚索, 加大了维修工程量, 增加了巷道掘进与支护成本。

5) 实测分析得到工作面端头三角区内的煤岩体应力集中范围较大(11~40 MPa), 应力集中程度相对

较高, 应力集中系数达到 1.6~2.8 左右。

6) 端头三角区内巷道围岩变形失稳过程中常伴有低强度的“闷墩”声响, 说明在端头三角区高应力条件下, 巷道来压具一定的强矿压冲击特性。

由此可见, 8105 工作面回采过程中, 工作面回采巷道超前支护段内常伴有一定的强矿压显现特点。因此, 分析工作面回采巷道端头三角区的强矿压机理, 实现端头高应力区域的转移, 降低工作面端头回采巷道的应力集中程度, 提高回采巷道超前支护段的稳定性, 成为矿区目前亟待解决的问题。

2 端头三角区强矿压因素与应力转移

2.1 强矿压影响因素分析

同忻 8105 工作面端头区 5105 巷超前支护段所处位置特殊, 位于 8106 工作面采空区与 8105 煤层工作面交界的三角区域内, 受煤岩双向超前支承压力的影响, 工作面端头三角区应力集中程度相对较高。为了降低工作面端头双向应力引起的高应力集中, 应采取适当的辅助措施, 实现端头三角区高应力的转移, 如图 4 所示。

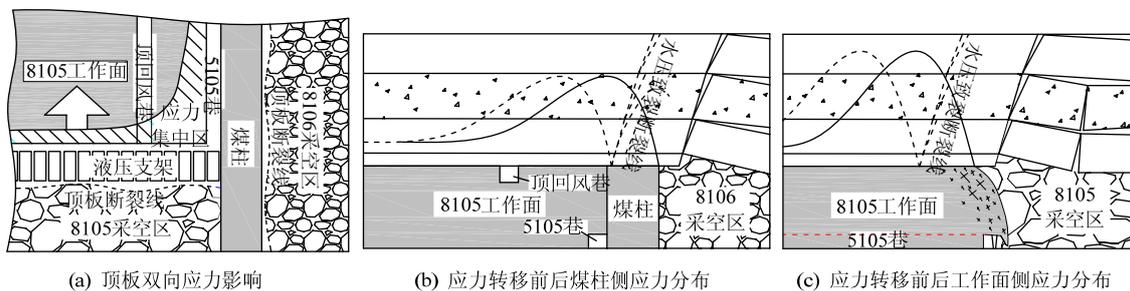


图 4 工作面端头三角区煤岩双向集中应力影响

Fig.4 The bidirectional concentrated stress in the triangle area of the face end

1) 随着 8105 工作面推进, 采空区顶板沿支架尾梁周期性破断, 而工作面 5105 巷濒临 8106 工作面采空区, 受工作面间留设区段煤柱的影响, 煤柱上方顶板沿 8106 工作面采空区边缘断裂; 工作面端头区顶板双向破断后, 原完整顶板结构遭到破坏, 导致工作面端头三角区出现高应力集中(图 4a)。

2) 8106 采空区破断顶板经过长时期的稳定平衡, 外围完整岩层结构最终将形成大平衡拱结构。受相邻工作面留设区段煤柱的影响, 8106 工作面顶板将沿区段煤柱采空区侧边缘断裂, 此时覆岩大平衡拱作用于煤柱及 8105 工作面煤体上方, 导致 5105 沿空巷两侧实体煤中应力集中程度较高, 如图 4b 中实曲线所示。

前述分析表明, 工作面 5105 沿空巷超前支护

段以外的巷道区域并没有明显的强矿压显现特征, 说明 8106 工作面采空区的影响并非 8105 工作面 5105 沿空巷强矿压显现的单一影响因素。

3) 沿煤层推进方向, 煤层支承压力随工作面的开采同步前移, 加之煤岩运动、破断及工作面采动的多重影响, 8105 工作面支承压力值相对较大; 高应力条件下, 工作面煤层破坏更为严重, 煤层整体承载能力有所降低, 稳定性较差, 易导致工作面煤壁与端部巷道出现严重片帮及变形等强矿压显现特点, 如图 4c 中实曲线所示。

由此可见, 随着煤层的开采推进, 8105 工作面 5105 沿空巷超前支护段将同时受到区段煤柱与工作面超前支承压力的双重影响, 进而导致巷道超前段频繁出现强矿压显现。

2.2 端头三角区应力转移机理

综上所述可知,欲有效控制工作面 5105 沿空巷的强矿压显现,应采取适当的顶板控制措施,实现工作面双向支承压力的同时转移,降低围岩高应力对工作面沿空巷的影响。

1) 区段煤柱及工作面煤体作为 8106 采空区顶板大平衡拱结构的拱脚,承受较高的支承压力。为避免 5105 巷受临近采空区较高支承压力的影响,应选择较大的区段煤柱留设尺寸,保证 5105 巷位于煤体低应力区,以利于巷道的稳定与维护。但为避免大量煤炭资源的浪费,应采取适当的顶板辅助控制措施实现煤体内较高支承压力的转移,既保证满足留设较短区段煤柱的要求,提高煤炭资源回收率,又使得工作面沿空巷处于低应力区。

实现临近采空区煤体内较高应力转移后的支承压力二次分布,如图 4b 中虚曲线所示。此时沿空煤体支承压力向工作面深部转移,5105 巷将位于煤体支承压力低应力区,且区段煤柱原高应力亦有所降低,从而提高了区段煤柱的稳定性,保证了工作面 5105 巷围岩的稳定。

2) 工作面顶板完整坚硬条件下,采空区顶板不能及时垮断。随着工作面的推进,顶板悬梁弯曲下沉,易造成工作面煤体内的高应力集中,且顶板暴露长度越大,活动程度越剧烈,煤体支承压力峰值也越高。对于煤层超前支承压力的控制,应采取适当措施提前预裂工作面顶板,破坏原完整顶板结构,降低工作面煤体应力峰值。

对 8105 工作面顶板实施预裂控制措施后,当工作面推进至顶板预裂块体下部时,覆岩破断块体活动自由度较大、卸载能力较强,从而有效降低了工作面煤体集中应力强度,同时实现了支承压力向煤层深部转移。沿工作面推进方向,顶板预裂前后的支承压力分布如图 4c 所示,其中顶板预裂前后的支承压力分别由实曲线与虚曲线表示。

2.3 应力转移前后端头三角区应力分布

考虑到大同矿区石炭系煤层基本呈近水平状态,假定同一标高煤岩分层分别承受均匀分布的竖直载荷。为得到工作面端头三角区双向支承压力转移前后 5105 沿空巷围岩应力分布特征,这里定义相同位置处的煤岩体支承压力与原岩均布竖直载荷的比值为煤岩体支承压力系数,即

$$k(x_i) = q(x_i)/q_0 \quad (1)$$

式中: $k(x_i)$ 为煤岩体支承压力系数; $q(x_i)$ 为煤岩体

支承压力; q_0 为相应位置处的原煤岩均布竖直载荷; x_i 为煤岩体应力位置坐标; i 为方向符号,其取值为 1(沿煤层倾向)或 2(沿煤层走向)。

鉴于威布尔函数优越的拟合特性^[8],这里采用变化形式的三参数威布尔函数对煤岩体支承压力系数进行曲线拟合,得煤岩体支承压力系数式为

$$k(x_i) = \frac{m_i}{\eta_i} \left(\frac{x_i - \delta_i}{\eta_i L_i} \right)^{m_i - 1} \exp \left[- \left(\frac{x_i - \delta_i}{\eta_i L_i} \right)^{m_i} \right] \quad (2)$$

式中: m_i 为煤岩体支承压力系数的形状参数; η_i 为支承压力系数的尺度参数; δ_i 为支承压力系数的位置参数; L_i 为端头三角区煤体双向长度。

根据威布尔函数分布特点,可知形状参数 m_i 反映了煤岩体支承压力的分布范围,尺度参数 η_i 反映了煤岩体支承压力峰值大小,而位置参数 δ_i 则代表了支承压力起始位置。为了对煤岩体支承压力进行有效拟合,首先对煤岩体支承压力系数与三参数间的关系进行探讨。研究得到煤岩体支承压力系数与函数三参数间的关系,如图 5 所示。

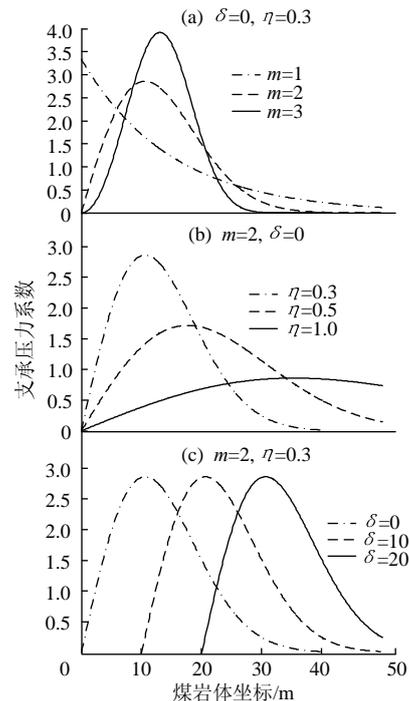


图 5 煤岩体支承压力系数与函数三参数间的关系

Fig.5 The relationship between the bearing pressure coefficient and three parameters

由图 5a 可看出,其他两参数不变条件下,随形状参数增大,煤岩体支承压力系数分布形式由指数函数向正态函数转化。结合煤岩体支承压力分布特征^[9-11],当威布尔函数形状参数 m_i 取值为 2 时,所得分布函数形状逼近于煤岩体支承压力分布特点。

由图 5b 可知，函数尺度参数的大小决定着支承压力系数的峰值大小，且随着函数尺度参数的增加，支承压力系数峰值有所减小；图 5c 指出支承压力系数分布随位置参数的改变而产生偏移，但形状及大小并不发生改变。

综上所述可知，当形状参数取值为 2 时，威布尔函数对煤岩体支承压力分布将具有良好的描述；在此条件下，通过适当选定函数中的尺度参数与位置参数，即可对顶板断裂前后的煤岩体支承压力分布形态进行准确逼近。

值得指出的是，对于赋存条件一定的煤岩层，可认为煤岩体支承压力形状及峰值大小基本保持不变。此时，煤岩体支承压力分布主要取决于工作面顶板切断线位置，即主要与威布尔函数的位置参数有关。

1) 应力转移前的沿空巷围岩应力分布

根据同忻煤矿石炭系煤层赋存条件及 5105 沿空巷强矿压显现特征(如表 2)，这里取形状参数 m_i 为 2，巷道侧煤体支承压力尺度参数 η_1 为 0.3，工作面煤体支承压力尺度参数 η_2 为 0.5，位置参数 δ_i 同为 0，工作面来压时煤岩应力取为 11.2 MPa，对巷道超前支护段内($L_i=100$ m)的煤体支承压力分布进行拟合，令 $x_1=x$ ， $x_2=y$ ，得到工作面端头三角区内的支承压力为

$$q(x, y) = q_0 [\alpha k(x) + \beta k(y)] \quad (3)$$

式中： $q(x, y)$ 为工作面端头三角区内的支承压力； $k(x)$ 与 $k(y)$ 分别为 x 与 y 方向的煤岩体支承压力系数； α, β 为工作面端头双向支承压力耦合系数。

其中

$$\begin{cases} k(x) = \frac{2x}{9} \exp \left[-\left(\frac{x}{30} \right)^2 \right] \\ k(y) = \frac{2y}{25} \exp \left[-\left(\frac{y}{50} \right)^2 \right] \end{cases} \quad (4)$$

为方便计算，不考虑双向支承压力间耦合作用，此时双向支承压力耦合系数分别取值为 1。联立式(3),(4)得到工作面端头三角区内双向应力转移前，沿空巷超前支护段内煤体支承压力分布如图 6 所示。

由图 6 可看出：当同忻煤矿 8105 与 8106 工作面间区段煤柱留设宽度小于 35 m 时，8105 工作面 5105 沿空巷超前支护段正处于煤岩顶板双向高应力区域下方，承受较高煤岩体支承压力。可见，欲保证 8105 工作面的正常回采，应将工作面 5105 巷

布置在高应力剧烈影响区以外，即两相邻工作面的区段煤柱留设宽度应大于 35 m。为尽可能地回收煤炭资源，减少区段煤柱留设宽度，同时又保证 16.8 m 高的煤柱稳定，这里提出对工作面顶板实施水压致裂控制技术，实现煤层顶板断裂线内移、区域高应力向煤层内部转移，从而降低巷道压力，避免巷道超前支护段的双向高应力影响。

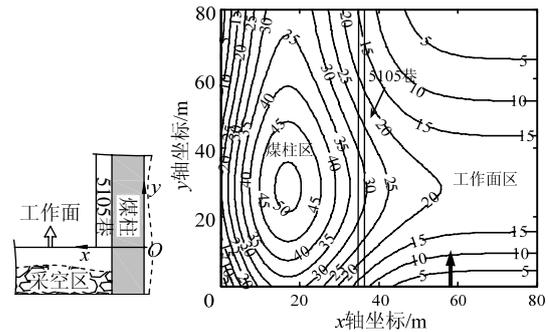


图 6 工作面双向应力转移前的支承压力分布 (MPa)

Fig.6 The support pressure distribution before the stress transfer

2) 应力转移后的沿空巷围岩应力分布

对大同矿区同忻煤矿 8105 工作面顶板岩层实施水压致裂措施后^[12-13]，使得 5105 巷道及工作面顶板断裂线分别向工作面方向靠近，从而实现了工作面高应力的转移，解放了工作面 5105 巷超前支护段附近的高应力区域。

由前述分析可知，沿工作面走向，当工作面顶板预裂步距为 a 时，此时煤岩体支承压力系数中的位置参数为 a ，即沿工作面走向的应力转移步距为 a 。同理，区段煤柱预留尺寸设定为 b 时，当沿巷道(沿空侧)边缘预裂覆岩沿空顶板时，区段煤柱中支承压力系数中的位置参数为 b ，即沿煤层倾向的应力转移尺寸为 b 。

为了便于水压致裂技术的实施，同时避免特厚煤层坚硬顶板长距离打钻工艺上的困难，在其他参数相同条件下，当工作面端部覆岩顶板双向预裂步距均设定为 35 m 时，端头三角区内的支承压力系数为

$$\begin{cases} k(x) = \frac{2(x-35)}{9} \exp \left[-\left(\frac{x-35}{30} \right)^2 \right] \\ k(y) = \frac{2(y-35)}{25} \exp \left[-\left(\frac{y-35}{50} \right)^2 \right] \end{cases} \quad (5)$$

同理，联立式(3)与式(5)得到工作面端头三角区

内双向应力转移后,沿空巷超前支护段内的煤体支撑压力分布如图 7 所示。

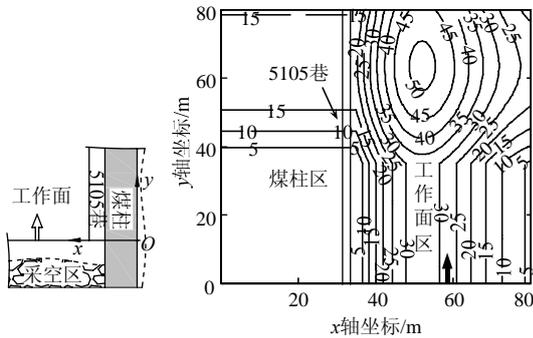


图 7 水压致裂后的巷道超前支护段附近煤体支撑压力(MPa)
Fig.7 The support pressure distribution after the hydraulic fracturing technology adopted

由图 7 可见:工作面及巷道侧顶板超前实施水压致裂技术后,原煤柱上的集中应力区向工作面深部发生转移,使得煤柱高应力承载环境得到一定改善,有利于煤柱自身的稳定,此时 5105 沿空巷位于煤柱卸压区内,降低了巷道支护要求,保证了巷道正常使用期间的稳定。同时也实现了工作面走向上的超前支撑压力向工作面煤体深部转移的需要,此时高应力集中区始终超前工作面煤壁 35 m,并随着煤层的开采推进而不断前移,降低了工作面煤壁近区煤体中的应力集中,满足了开采煤层工作面端部三角区卸压的要求。

由此可见,对工作面顶板实施双向水压致裂预裂措施后,工作面 5105 巷围岩高应力得到一定卸载,实现了工作面端部三角区内的高应力转移,此时工作面 5105 巷超前支护段位于工作面端部低应力区,巷道两帮实体煤稳定性有所增强,从而避免了巷道超前支护段的强矿压显现。

3 端部三角区应力转移技术实施与效果

3.1 水压致裂技术实施

总结分析了同忻煤矿 8105 工作面 5105 巷的强矿压显现特征后,在工作面顶回风巷及 5105 沿空巷内距离工作面切眼 1 045~1 480 m 处分别施工水压致裂试验孔 20 个。参考同煤集团坚硬顶板水压致裂现场试验观测结果^[14],为保证水压致裂孔沿工作面走向顺利贯通,现场实施中将孔间距设定为 20 m,孔深 15~32 m,孔径 $\Phi 50$ mm,致裂压力一般达 20~46 MPa,注水时间约 30 min。5105 巷水压致裂现场实施,如图 8 所示。

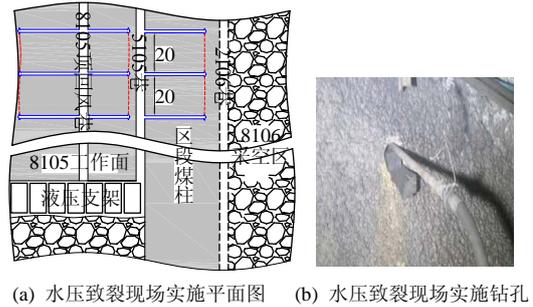


图 8 5105 巷水压致裂现场实施
Fig.8 The site implementation of the hydraulic fracturing technology

3.2 巷道控制效果

在 5105 巷水压致裂段布置了 10 个测点观测巷道变形量,实测结果如图 9 所示。可看出,水压致裂前的巷道顶板下沉量与两帮移近量都明显大于水压致裂后的相应量值。在 5105 巷进行水压致裂坚硬顶板岩层后,巷道变形量明显变小,超前支护范围内巷道顶板基本无下沉,超前工作面煤壁 5 m 范围内有局部底鼓,巷道整体顶板可控。

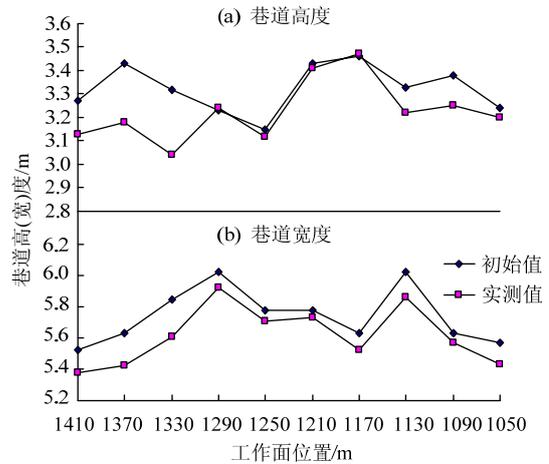


图 9 水压致裂前后巷道变形量曲线
Fig.9 The roadway deformation curve before and after the hydraulic fracturing technology adopted

可见,通过对 5105 沿空巷道顶板进行水压致裂,降低了坚硬顶板岩层的完整性,使得采空区顶板及时垮落,降低了相邻采空区对巷道的影响,起到了切顶卸压的效果。

4 结论

1) 同忻煤矿 8105 工作面 5105 沿空巷超前支护段内的应力集中区域较广,区域长度可达 40 m 左右,最大应力集中系数达到 2.8;巷道来压期间,强矿压显现明显,并伴有一定的冲击特性,巷道围

岩变形严重, 两帮内挤量可达 1.0 m 左右, 顶板下沉与底鼓量最大达到 0.8 m, 严重影响了回采巷道的正常使用。

2) 分析得到了工作面 5105 巷超前支护段强矿压影响因素为工作面端头三角区双向支承压力的作用, 提出对工作面端头顶板实施双向预裂措施的办法, 实现端头三角区内高应力的转移。

3) 采用变化形式下的威布尔三参数函数, 对工作面煤体及区段煤柱内的支承压力进行拟合, 得到了双向支承压力作用下的端部高应力集中特点, 给出顶板双向预裂后的高应力集中区向煤层深部转移的特征, 此时工作面 5105 沿空巷位于工作面端部低应力区, 巷道围岩应力明显有所降低。

4) 对工作面顶板实施水压致裂技术措施, 实现了工作面端部高应力集中区的转移, 实测结果表明, 8105 工作面 5105 巷超前支护段内的巷道围岩变形明显减小, 巷道强矿压显现也得到明显改善。

参考文献:

- [1] 钱鸣高, 石平五. 矿山压力与岩层控制[M]. 徐州: 中国矿业大学出版社, 2010: 221-227.
- [2] 李学华, 黄志增, 杨宏敏, 等. 高应力硐室底鼓控制的应力转移技术[J]. 中国矿业大学学报, 2006, 35(3): 296-300.
LI Xuehua, HUANG Zhizeng, YANG Hongmin, et al. Stress transfer technique of controlling chamber's floor heave under high mining stress[J]. Journal of China University of Mining & Technology, 2006, 35(3): 296-300.
- [3] 田建胜, 靖洪文. 软岩巷道爆破卸压机理分析[J]. 中国矿业大学学报, 2010, 39(1): 50-54.
TIAN Jiansheng, JING Hongwen. Blasting to relieve pressure around a soft rock roadway[J]. Journal of China University of Mining & Technology, 2010, 39(1): 50-54.
- [4] 王襄禹, 柏建彪, 李伟. 高应力软岩巷道全断面松动卸压技术研究[J]. 采矿与安全工程学报, 2008, 25(1): 37-45.
WANG Xiangyu, BAI Jianbiao, LI Wei. Stress-relief technique of full face gangue dropping in soft rock roadway under high stress[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2008, 25(1): 37-45.
- [5] 康红普. 临近井巷卸压法维护软岩大断面硐室的研究实践[J]. 岩石力学与工程学报, 1993, 12(2): 20-27.
KANG Hongpu. Practice on stress relieving in maintenance big section chamber[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 1993, 12(2): 20-27.
- [6] 柏建彪, 侯朝炯. 深部巷道围岩控制原理与应用研究[J]. 中国矿业大学学报, 2006, 35(2): 145-148.
BAI Jianbiao, HOU Chaojiong. Control principle of surrounding rocks in deep roadway and its application[J]. Journal of China University of Mining & Technology, 2006, 35(2): 145-148.
- [7] 何富连, 陈建余, 邹喜正. 综放沿空巷道围岩卸压控制研究[J]. 煤炭学报, 2000, 25(6): 589-592.
HE Fulian, CHEN Jianyu, ZOU Xizheng. Study on depressurizing control of the surrounding rock of a roadway along gob area in sub-level caving mining[J]. Journal of China Coal Society, 2000, 25(6): 589-592.
- [8] 安伟光, 蔡荫林, 陈卫东. 随机结构系统可靠性分析与优化[M]. 哈尔滨: 哈尔滨工程大学出版社, 2007: 15-18.
- [9] 刘长友, 黄炳香, 孟祥军, 等. 超长孤岛综放工作面支承压力分布规律研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2007, 26(增刊 1): 2671-2676.
LIU Changyou, HUANG Bingxiang, MENG Xiangjun, et al. Research on abutment pressure distribution law of over length isolated fully-mechanized top coal caving face[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2007, 26(Sup 1): 2671-2676.
- [10] 谢广祥, 杨科, 刘全明. 综放面倾向煤柱支承压力分布规律研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2006, 25(3): 545-549.
XIE Guangxiang, YANG Ke, LIU Quanming. Study on distribution laws of stress in inclined coal pillar for fully-mechanized top-coal caving face[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2006, 25(3): 545-549.
- [11] 康红普, 林健, 张晓, 等. 潞安矿区井下地应力测量及分布规律研究[J]. 岩土力学, 2010, 31(3): 827-831.
KANG Hongpu, LIN Jian, ZHANG Xiao, et al. In-situ stress measurements and distribution laws in Lu'an underground coal mines[J]. Rock and Soil Mechanics, 2010, 31(3): 827-831.
- [12] 欧阳振华, 齐庆新, 张寅, 等. 水压致裂预防冲击地压的机理与试验[J]. 煤炭学报, 2011, 36(增刊 2): 321-325.
OUYANG Zhenghua, QI Qingxin, ZHANG Yin, et al. Mechanism and experiment of hydraulic fracturing in rock burst prevention[J]. Journal of China Coal Society, 2011, 36(Sup 2): 321-325.
- [13] 闫少宏, 宁宇, 康立军, 等. 用水力压裂处理坚硬顶板的机理及实验研究[J]. 煤炭学报, 2000, 25(1): 32-35.
YAN Shaohong, NING Yu, KANG Lijun, et al. The mechanism of hydro-breakage to control hard roof and its test study[J]. Journal of China Coal Society, 2000, 25(1): 32-35.
- [14] HUANG Bingxiang, YU Bin, FENG Feng, et al. Field investigation into directional hydraulic fracturing for hard roof in Tashan coal mine[J]. Journal of Coal Science & Engineering, 2013, 19(2): 153-159.