

特厚顶煤大断面强采动煤巷围岩变形机理及支护对策

郭璋¹, 岑旺¹, 黄锐¹, 姜鹏飞², 张剑²

(1. 伊泰集团 酸刺沟煤矿, 内蒙古 鄂尔多斯 017000; 2. 天地科技股份有限公司 开采设计事业部, 北京 100013)

[摘要] 以酸刺沟煤矿 6_上 特厚煤层大采高综放回采巷道支护为工程背景, 基于井下地质力学实测结果, 采用数值模拟方法, 对比分析了酸刺沟煤矿 6_上 煤层不同煤柱宽度和不同巷道断面尺寸下煤岩体的受力、变形及破坏特征。研究表明: 6_上 煤层顶板结构较为单一, 以粗砂岩为主, 不同位置强度不同, 大多在 40~80MPa 之间, 巷帮煤体平均抗压强度为 19.80MPa, 所测测站中最大水平主应力为 7.94MPa, 总体处于较低的应力水平; 煤柱宽度由 15m 增加到 20m 时, 巷道变形减小最为显著; 煤柱宽度由 25m 增大到 30m 时, 巷道变形减小趋势变得不明显; 巷道掘进与工作面回采阶段巷道围岩应力随宽度增加的变化趋势相同, 随着巷道宽度的增加, 巷帮垂直应力呈线性增加, 巷道顶板的水平应力呈线性减小。基于上述结论, 对酸刺沟煤矿 6_上 煤层 1109 胶运巷进行了支护设计与井下试验, 工作面回采后巷道断面收缩率小于 15%, 实现了特厚顶煤大断面强采动围岩变形的有效控制。

[关键词] 特厚顶煤; 大断面煤巷; 强采动; 应力变化; 支护对策

[中图分类号] TD353 **[文献标识码]** A **[文章编号]** 1006-6225 (2015) 02-0050-06

Deformation Mechanism of Coal Roadway Influenced by Strong Mining in Extremely-thick Coal-seam and Supporting Countermeasure

GUO Zhang¹, CEN Wang¹, HUANG Rui¹, JIANG Peng-fei², ZHANG Jian²

(1. Suancigou Colliery, Yitai Group, Erdos 017000, China;

2. Coal Mining & Designing Department, Tiandi Science & Technology Co., Ltd., Beijing 100013, China)

Abstract: Applying numerical simulation, stress, deformation and failure characteristic of surrounding rock under different coal-pillar widths and section sizes was comparably analyzed on the basis of underground geological and mechanics test result from 6-upper coalseam of Suancigou Colliery. Result showed that roof structure of 6-upper coalseam was simple and dominated by coarse sandstone, its strength varied within 40~80MPa, average compression strength of two-side coal was 19.8MPa, measured maximum horizontal principal stress was 7.94MPa which was in lower stress level. When coal-pillar width increased from 15m to 20m, roadway deformation reduction was obvious; When it increased from 25m to 30m, deformation reduction tendency was noteless. In roadway driving and face mining, the tendency of surrounding rock stress increasing with coal-pillar width was the same. With roadway width increasing, vertical stress linearly rose, and horizontal stress linearly reduced. On the basis of the results, supporting design of 1109 transportation roadway in 6-upper coal-seam was made, underground test showed that roadway convergence ratio was minor than 15%. Surrounding rock deformation influenced by strong mining in extremely-thick coalseam was controlled effectively.

Keywords: extremely-thick top coal; large-section coal roadway; strong mining; stress variation; supporting countermeasure

特厚煤层开采需要掘进特厚顶煤巷道, 而对于此类巷道支护技术的研究, 王金华^[1] 采用数值模拟的方法研究了全煤巷道不同顶煤厚度、不同地应力大小、不同锚杆锚索预紧力等情况下巷道围岩受力与变形特征, 得出了巷道与采空区间煤柱应力集中区呈近似“三角形”的分布状态。张百胜等^[2] 研究了大断面强采动全煤巷道层状顶板离层变形及破坏规律。康红普等^[3-5] 提出预应力是煤巷锚杆支护的关键参数, 为此分析了不同预应力下锚杆、锚索在巷道围岩中形成的应力场分布特征及在煤岩体

中的传力机制。上述研究成果为特厚煤层巷道支护提供了一定的理论依据。但特厚煤层巷道支护还存在以下问题: 一是特厚煤层综放开采由于煤层厚度和开采空间大^[6], 相对分层开采, 工作面顶板周期来压剧烈, 工作面回采巷道在受到相邻工作面及本工作面回采过程中采动影响十分强烈^[7-9], 而强烈采动影响下如何确定特厚顶煤大断面强采动煤巷合理的煤柱尺寸; 二是采用大采高综放开采, 为了满足大型设备运输和正常的通风需求, 巷道断面普遍较大, 特厚顶煤条件下断面尺寸的大小对巷道围

[收稿日期] 2014-10-21

[DOI] 10.13532/j.cnki.cn11-3677/td.2015.02.015

[基金项目] “十二五” 国家科技支撑计划项目 (2012BAK04B06); 天地科技生产力转化基金项目 (KJ-2014-TDKC-01)

[作者简介] 郭璋 (1968-), 男, 山西繁峙人, 工程硕士, 高级工程师, 现任伊泰集团酸刺沟煤矿总工程师, 主要从事煤矿技术管理。

[引用格式] 郭璋, 岑旺, 黄锐, 等. 特厚顶煤大断面强采动煤巷围岩变形机理及支护对策 [J]. 煤矿开采 2015 20(2): 50-55.

岩受力、变形有何影响。

针对上述问题, 本文以伊泰矿区酸刺沟煤矿 6_上 特厚煤层开采为工程背景, 基于井下地质力学测试结果, 研究特厚顶煤大断面强采动煤巷围岩变形机理, 并提出有效的支护对策。

1 巷道围岩地质力学测试分析

酸刺沟煤矿主采 6_上 煤层, 煤层平均厚度 12.7m。6_上 煤层顶底板岩石的岩性为泥岩、灰白色粗粒砂岩夹细粒砂岩泥岩等。

巷道围岩受力、变形以及支护方案的确定与所处的地应力分布和煤岩体强度密切相关。为此, 在研究特厚顶煤大断面强采动煤巷围岩变形机理前, 对酸刺沟煤矿 6_上 煤进行了 3 个测站的地质力学测试, 分别包括巷道围岩原岩应力、煤岩体强度。第 1 测站位于 6_上 煤 1103 回风巷 43 联巷, 该处巷道埋深 303.9m; 第 2 测站位于 6_上 煤 1101 回风巷 40 联巷, 该处巷道埋深 298.2m; 第 3 测站位于 6_上 煤 1105 回风巷 2 联巷, 对应巷道埋深 228.5m。

地应力测量结果见表 1, 酸刺沟煤矿第 1 测站、第 3 测站应力场形式为 σ_{HV} 型, 即 $\sigma_H > \sigma_V > \sigma_h$; 第 2 测站应力场形式为 σ_{VH} 型, 即 $\sigma_V > \sigma_H > \sigma_h$ 。3 个测站中最大水平主应力为 7.94MPa; 3 个测站侧压系数 σ_H/σ_V 分别为 1.04, 0.9, 1.27。测量结果表明顶板岩层中地应力总体上以水平应力为主, 总体处于较低的应力水平^[10]。3 个测站最大水平主应力方向分别为 N28.3°E, N50.8°E, N31.3°W。

表 1 6_上 煤层顶板地应力测试结果^[11]

测站名称	埋深 /m	垂直应力 /MPa	最大水平主应力 /MPa	最小水平主应力 /MPa	最大水平主应力方向
第 1 测站	303.9	7.60	7.94	4.2	N28.3°E
第 2 测站	298.2	7.45	6.70	3.4	N50.8°E
第 3 测站	228.5	5.71	7.27	3.8	N31.3°W

采用钻孔触探法对 3 个测站煤岩体强度进行了现场测试, 第 1 测站顶板煤体的平均抗压强度为 19.69MPa, 泥岩的平均抗压强度为 19MPa, 砂质泥岩的平均抗压强度为 20.3MPa, 粗粒砂岩的平均

抗压强度为 42.8MPa。第 2 测站顶板煤体的平均抗压强度为 13MPa, 粗粒砂岩的平均抗压强度为 43.4MPa, 细砂岩的平均抗压强度为 60MPa。第 3 测站顶板煤体的平均抗压强度为 19.5MPa, 泥岩的平均抗压强度为 17MPa, 粗砂岩的平均抗压强度为 71.7MPa。

对不同测站的巷道侧帮进行了煤体强度测试, 测试深度为 10m。第 1 测站巷帮煤体平均抗压强度为 18.32MPa; 第 2 测站巷帮煤体平均抗压强度为 18.84MPa; 第 3 测站巷帮煤体平均抗压强度为 22.23MPa。从巷道煤帮的测试结果来看, 煤体相对完整, 裂隙和破碎带相对较少, 煤体强度在煤帮处较小, 随帮孔深度增加, 强度有一定量增加, 这是由于煤帮深处受掘进或采动影响较小, 煤体相对比较完整。综合 3 个测站测试结果, 计算得出巷帮煤体平均抗压强度为 19.80MPa。

2 特厚煤层大断面强采动煤巷变形特征

2.1 数值模型

模型的建立按照酸刺沟煤矿实际工程地质状况, 整个模型尺寸为 550m × 350m × 200m, 其中沿 1107, 1109 两个工作面长度方向为 500m, 沿工作面推进长度为 350m, 沿煤岩层高度方向 200m, 模型共划分 163680 个单元, 180999 个节点。1109 综放工作面胶带巷掘进断面为 5.4m × 3.6m。具体模拟方案如下:

(1) 研究特厚煤层大采高综放开采条件下煤柱宽度为 15m, 20m, 25m 和 30m 时巷道围岩应力及变形分布特征, 根据模拟结果确定出合理的煤柱尺寸, 不同煤柱宽度数值计算模型见图 1 所示。

(2) 研究巷道宽度对围岩应力和变形的影响, 得出不同巷道宽度在巷道掘进和工作面回采不同阶段围岩的受力和变形规律。

(3) 研究特厚顶煤条件下, 相同锚杆预紧扭矩下, 不同尺寸托板对顶煤的支护作用。

模拟中选用摩尔-库伦本构模型, 模型边界条

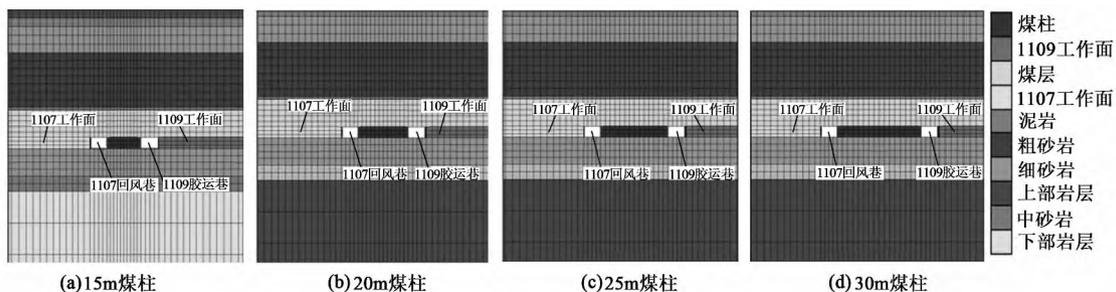


图 1 不同煤柱宽度数值计算模型

件为：模型底部采用固支，四周采用铰支，上部为自由边界。根据酸刺沟煤矿 3 个测站的地质力学测试结果，取其平均值，确定模型应力条件为：垂直应力 6.92MPa，最大水平主应力为 7.30MPa，最大水平主应力方向为 N15.93°E。计算中煤岩层物理力学参数见表 2。

表 2 数值模型中煤岩层物理力学参数

煤岩层	弹性模量/GPa	泊松比	黏聚力/MPa	摩擦角 / (°)	抗拉强度/MPa
煤层	3.00	0.30	1.20	36.0	0.30
泥岩	3.13	0.28	2.16	29.0	0.74
粗砂岩	7.52	0.18	6.15	22.9	2.48
中砂岩	6.42	0.20	6.14	22.7	2.04
细砂岩	6.38	0.21	6.15	22.1	2.01
上部岩层	6.18	0.23	6.19	23.2	1.95
下部岩层	6.23	0.23	6.19	23.5	1.97

锚杆锚索采用 Cable 结构单元模拟，考虑到酸刺沟煤矿煤层埋深较小，地应力水平较低，且顶板主要为砂岩，结构较为稳定。模拟中选择锚杆直径为 20mm，长度为 2.2m。锚索直径为 15.24mm，长度为 6.3m。锚杆间排距为 1000mm × 1000mm，锚索间排距为 1800mm × 2000mm。

2.2 不同煤柱宽度巷道围岩受力变形特征

分别对煤柱宽度为 15m，20m，25m 和 30m 共 4 种条件下巷道掘进和工作面回采过程煤柱及巷道围岩的受力变形及破坏规律进行了分析。

由于工作面回采后，煤柱中的应力集中主要表现为垂直应力，因此主要分析了不同宽度煤柱条件下垂直应力的变化规律。选取巷顶部 2m 位置处顶煤和巷顶部 10m 处顶板位置进行分析，从巷顶部 2m 位置处顶煤垂直应力变化曲线（图 2）中可以看出：随着煤柱宽度的增加，顶煤垂直应力分布形态发生变化。针对酸刺沟煤矿 6_上 煤层，煤柱宽度为 15m，20m，25m 和 30m 时，煤柱中最大垂直应力分别为 30.6MPa，28.1MPa，25.9MPa 和 24.9MPa。4 种不同煤柱宽度条件下，煤柱内部垂直应力最大的位置均出现在靠近采空区一侧 6~8m 位置，当煤柱宽度为 15m，20m 时，煤柱中垂直应力主要表现为“单峰”分布状态；当煤柱宽度增大到 25m 以上时，煤柱中垂直应力表现为“双峰”分布形态，但是靠近煤柱一侧的应力峰值显著大于靠近巷道一侧的应力峰值。4 种不同煤柱宽度下，巷道表面围岩垂直应力释放，巷道正上方 2m 处顶煤垂直应力普遍在 3MPa 左右。

相比顶煤垂直应力分布，巷顶部 10m 位置处顶板的垂直应力分布与顶煤有所不同，如图 3 所示。4 种不同宽度煤柱顶板中垂直应力峰值较顶煤存在一定程度地下降，煤柱宽度为 15m，20m，

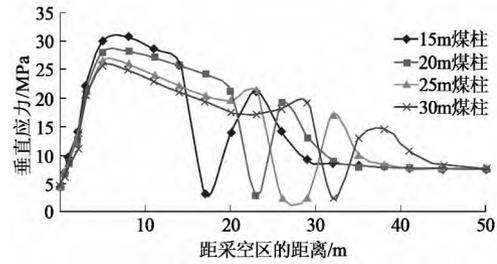


图 2 不同煤柱宽度顶煤垂直应力变化曲线（巷顶部 2m）
25m 和 30m 时，煤柱中最大垂直应力分别为 24.6MPa，22.7MPa，21.5MPa 和 20.4MPa。4 种不同煤柱宽度条件下，煤柱上部顶板岩层垂直应力最大的位置均出现在靠近采空区一侧 4~7m 位置，4 种煤柱宽度垂直应力均主要表现为“单峰”分布状态。4 种不同煤柱宽度下，巷顶部 10m 位置垂直应力均在 8MPa 左右，大约是巷顶部 2m 位置垂直应力的 2.7 倍。

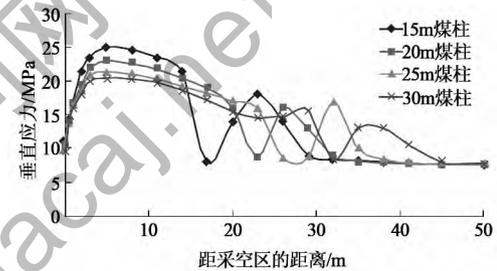


图 3 不同煤柱宽度顶板垂直应力变化曲线（巷顶部 10m）
由此表明，对于酸刺沟煤矿，煤巷顶煤中的垂直应力集中程度大于上部顶板应力集中程度，顶煤中的应力变化剧烈程度也大于上部顶板。

1107 工作面回采阶段，随着煤柱宽度的增加，1109 胶运巷变形逐渐下降，如图 4 所示。当煤柱宽度由 15m 增加到 20m 时，巷道变形减小最为显著；当煤柱宽度由 25m 增大到 30m 时，巷道变形减小趋势变得不明显。同时随着煤柱宽度的增加，顶板、底板和巷帮的位移变化剧烈程度存在较大区别，顶煤下沉和靠近工作面侧帮变形量减小趋势最为明显。由于底板为岩石、靠近 1109 工作面侧帮煤体较为完整，随着煤柱宽度的增加，底鼓和靠近 1109 工作面侧帮变形量变化相对较小。

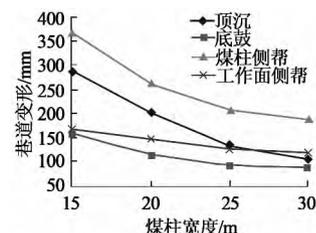


图 4 1109 胶运巷变形随煤柱宽度变化曲线

图 5 为不同尺寸煤柱下，工作面回采后 1109

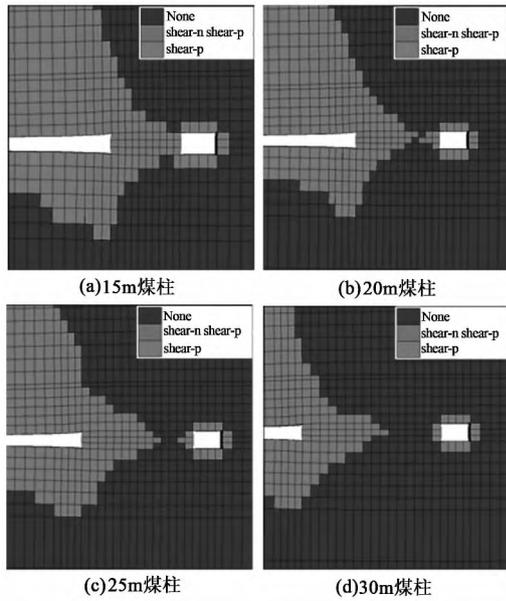


图 5 不同煤柱宽度下塑性破坏区分布

胶运巷围岩塑性破坏区的分布情况。留设 15m 煤柱时, 巷道围岩塑性破坏区与煤柱塑性破坏区已相互贯通; 留设 20m 煤柱时, 巷道围岩塑性破坏区和回采所形成的塑性破坏区几乎贯通; 留设 25m 煤柱时, 巷道围岩塑性破坏区和工作面回采所形成的塑性破坏区未贯通, 中间存在 4m 左右的弹性核区; 留设 30m 煤柱时, 巷道围岩塑性破坏区与工作回采所形成的塑性破坏区中间约有 8~9m 范围的弹性核区。

2.3 不同巷道断面尺寸围岩受力变形特征

由于特厚煤层大采高综放开采对巷道断面要求较大, 为此分析了不同巷道宽度条件下掘进和回采不同阶段巷道围岩的应力和变形规律, 模拟巷道的宽度分别为 3.5m, 4m, 4.5m, 5m, 5.5m, 6m, 6.5m 和 7m 共 8 种情况, 巷道高度均为 3.6m。

从巷道掘进阶段不同宽度巷道围岩应力分布来看 (图 6), 随着巷道宽度的增加, 巷道两帮的垂直应力基本呈现线性增加的趋势。随着巷道宽度的增加, 巷道顶煤和顶板所承受应力的范围扩大, 其巷道顶板的水平应力反而呈现出线性减小的趋势。通过线性回归, 得出掘进阶段垂直应力与水平应力随着巷道宽度增加的趋势公式为:

$$\begin{cases} \sigma_v = 0.215B + 10.24 \\ \sigma_h = -0.166B + 14.67 \end{cases} \quad (1)$$

式中, σ_v 为巷帮垂直应力; σ_h 为巷顶水平应力, B 为巷道宽度。

工作面回采阶段巷道围岩应力随宽度增加的变化趋势与巷道掘进期间类似 (图 7), 同样表现为随着巷道宽度的增加, 巷帮垂直应力呈线性增加,

巷道顶板的水平应力呈线性减小的趋势。

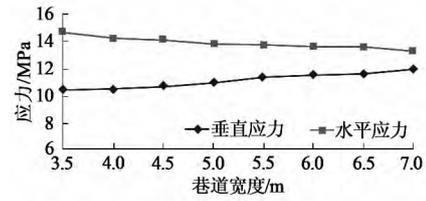


图 6 掘进阶段不同宽度巷道围岩应力变化曲线

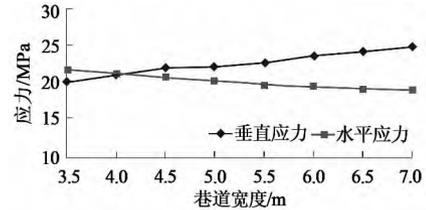


图 7 回采阶段不同宽度巷道围岩应力变化曲线

通过线性回归, 得出工作面回采阶段垂直应力与水平应力随着巷道宽度增加的趋势公式为:

$$\begin{cases} \sigma_v = 0.664B + 19.48 \\ \sigma_h = -0.416B + 21.9 \end{cases} \quad (2)$$

总体来看, 巷道掘进期间, 随着巷道宽度增加, 巷道应力变化趋势相对平缓; 工作面回采阶段, 巷道应力变化更为剧烈。

掘进和回采不同阶段不同宽度巷道围岩变形情况见图 8 和图 9 所示。从巷道变形情况来看, 掘进阶段随着巷道宽度的增加, 顶板下沉量增加最为明显, 底鼓量增加次之, 而巷帮的变形基本保持不变。工作面回采阶段, 随着巷道宽度的增加, 顶板下沉量、底鼓量增加较为明显, 靠近煤柱侧帮变形也呈现出线性增加的趋势, 但增加梯度较小。靠近煤柱侧帮变形也存在少许增加, 但增长幅度较为缓慢。

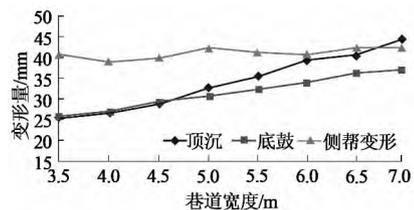


图 8 掘进阶段不同宽度巷道围岩变形曲线

3 井下试验研究

3.1 支护设计

考虑到 1109 胶运巷在掘进过程中设备尺寸, 通风需求和巷道围岩变形预留量, 设计 1109 胶运巷尺寸: 断面为矩形, 巷道净宽 5200mm, 净高 3400mm; 巷道掘进宽度 5400mm, 高度 3600mm。采用树脂加长锚固锚杆支护, 并进行锚索补强^[12]。

3.1.1 顶板支护

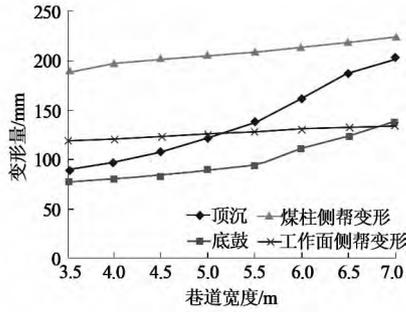


图 9 回采阶段不同宽度巷道围岩变形曲线

锚杆杆体为直径 20mm 的左旋无纵筋螺纹钢，长度 2.2m；锚固方式：钻孔直径为 28mm，加长锚固，锚固剂 1 支规格为 CK2360，另 1 支规格为 Z2360，锚固长度为 1500mm；顶锚杆垂直于顶板；锚杆初始预紧扭矩 150N·m 以上；钢筋托梁为直径 14.0mm 的钢筋焊接而成，宽度 80mm，长度 5.0m；拱型高强度托板，规格为 130mm × 130mm × 10mm；8 号铁丝编织的菱形网护顶，网格为 50mm × 50mm，规格为 5.6m × 1.1m；锚杆间距 1000mm，排距 1000mm，每排 6 根锚杆；锚索直径 15.24mm，长度 6.3m，加长锚固，采用 3 支锚固剂锚固，1 支规格为 CK2360，2 支规格为 Z2360。每排布置 2 根，间距为 1.8m，排距为 2.0m。托板规格为 300mm × 300mm × 16mm^[13]。

3.1.2 巷帮支护

3.1.2.1 煤柱侧帮支护

锚杆杆体为直径 20mm 左旋无纵筋螺纹钢，长度 2.2m^[14]；锚固方式：钻孔直径为 28mm，加长锚固，锚固剂 1 支规格为 CK2340，另 1 支规格为 Z2340，锚固长度为 1000mm；帮锚杆角度：巷帮顶底角锚杆与巷帮垂直方向夹角不能超过 10°；锚杆初始预紧扭矩 150N·m 以上；采用拱型高强度托板，托板规格为 130mm × 130mm × 10mm；钢筋托梁为直径 12mm 的钢筋焊接而成，宽度 80mm，长度 2.9m；8 号铁丝编织的菱形网护顶，网格为 50mm × 50mm，规格为 3.2m × 1.1m；锚杆间距 900mm，排距 1000mm，每排 4 根锚杆。

3.1.2.2 工作面侧帮支护

锚杆杆体为直径 18mm 玻璃钢锚杆，长度 2.0m；加长锚固，2 支锚固剂分别为 CK2340 和 Z2340。钻孔直径为 28mm，锚固长度为 1000mm；巷帮顶底角锚杆与巷帮垂直方向夹角不能超过 10°；锚杆初始预紧扭矩为 50N·m；拱型高强度托板，规格为 130mm × 130mm × 10mm。

1109 胶运巷锚杆锚索布置见图 10 所示。

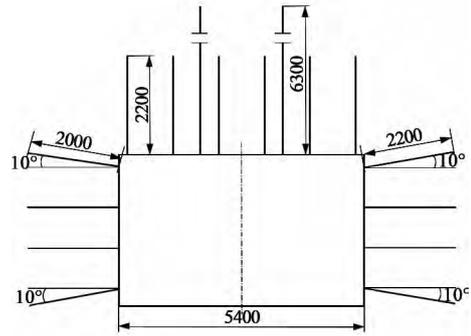


图 10 1109 胶运巷锚杆锚索布置

3.2 矿压监测

巷道掘进和工作面回采期间对巷道围岩变形进行了矿压监测，掘进与回采期间巷道围岩表面位移变化见图 11 所示。

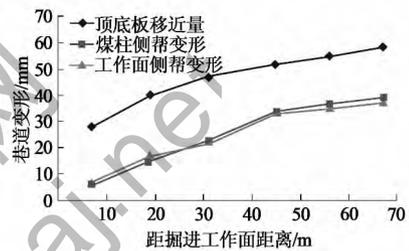


图 11 巷道掘进期间围岩表面位移变化

掘进期间巷道顶底板最大移近量 58mm，煤柱帮的最大移近量 39mm，巷道变形很小，断面收缩率仅为 3%。从现场观察来看，巷道顶板没有出现鼓包、掉渣现象；两帮平直，没有发生片帮和鼓出现象，巷道支护效果良好。

当留设 25m 煤柱，工作面回采 430m 后，在工作面前方 5m 位置进行了巷道表面位移现场监测，顶板下沉量为 157mm，底鼓量为 102mm，煤柱侧巷帮变形为 231mm，工作面侧巷帮变形为 148mm。

现场实测受巷道掘进及工作面回采采动影响后巷道断面有效面积： $(5.4 - 0.38) \times (3.6 - 0.26) = 16.77\text{m}^2$ 。

工作面回采后实测巷道断面有效面积与初始设计巷道断面有效面积比值： $16.77 \div 19.44 = 86.27\%$ 。

根据监测结果，工作面回采后，巷道断面收缩率小于 15%，能够满足工作面正常的功能需求。

4 结论

(1) 对酸刺沟煤矿 6_上煤层煤岩体进行了地质力学现场测试，得出 6_上煤顶板岩层中地应力总体上以水平应力为主，各测站中最大水平主应力为 7.94MPa，总体处于较低的应力水平。煤岩体强度

测试结果表明, 6_{\pm} 煤层顶板以粗砂岩为主, 不同位置强度不同, 大多在 40 ~ 80MPa 之间, 巷帮煤体平均抗压强度为 19.80MPa。

(2) 当煤柱宽度为 15m, 20m, 25m 和 30m 4 种情况下, 依据酸刺沟煤矿地质采矿条件, 煤柱内部垂直应力最大的位置出现在靠近采空区一侧 6 ~ 8m 位置, 煤柱上部顶板岩层垂直应力最大的位置出现在靠近采空区一侧 4 ~ 7m 位置, 煤巷顶煤中的垂直应力集中程度和变化剧烈程度均大于上部顶板岩层。煤柱宽度由 15m 增加到 20m 时, 巷道变形减小最为显著; 煤柱宽度由 25m 增大到 30m 时, 巷道变形减小趋势变得不明显。

(3) 巷道掘进和工作面回采阶段巷道围岩应力随宽度增加的变化趋势相同, 主要表现为: 随着巷道宽度的增加, 巷帮垂直应力呈线性增加, 巷道顶板的水平应力呈线性减小。掘进阶段随着巷道宽度的增加, 顶板下沉量增加最为明显, 底鼓量增加次之, 而巷帮的变形基本保持不变。回采阶段随着巷道宽度的增加, 顶板下沉量、底鼓量及靠近煤柱侧帮变形增加较为明显, 靠近煤柱侧帮变形增长幅度较为缓慢。

(4) 对伊泰矿区酸刺沟煤矿 6_{\pm} 煤层 1109 胶运巷进行了支护设计与井下试验, 工作面回采后, 巷道断面收缩率小于 15%, 能够满足工作面正常的功能需求, 实现了特厚顶煤大断面强采动围岩变形的有效控制。

[参考文献]

[1] 王金华. 全煤巷道锚杆锚索联合支护机理与效果分析 [J].

[责任编辑: 王兴库]

(上接 29 页)

(5) 理论研究和大量实践证明采用整体顶梁结构的两柱放顶煤液压支架支护性能较好, 不存在前、后柱受力不均问题, 电液控制易于实现自动化, 建议优先选用。

[参考文献]

[1] 王国法, 等. 液压支架技术 [M]. 北京: 煤炭工业出版社,

煤炭学报, 2012, 37 (1), 1-7.

[2] 张百胜, 康立勋, 杨双锁. 大断面全煤巷道层状顶板离层变形模拟研究 [J]. 采矿与安全工程学报, 2006, 23 (3): 264-267.

[3] 康红普, 姜铁明, 高富强. 预应力锚杆支护参数的设计 [J]. 煤炭学报, 2008, 33 (7): 721-726.

[4] 康红普, 王金华, 林健. 高预应力强力支护系统及其在深部巷道中的应用 [J]. 煤炭学报, 2007, 32 (12): 1233-1238.

[5] 王金华, 康红普, 高富强. 锚索支护传力机制与应力分布的数值模拟 [J]. 煤炭学报, 2008, 33 (1): 1-6.

[6] 李化敏, 蒋东杰, 李东印. 特厚煤层大采高综放工作面矿压及顶板破断特征 [J]. 煤炭学报, 2014, 39 (10): 1956-1960.

[7] 毛德兵, 姚建国. 大采高综放开采适应性研究 [J]. 煤炭学报, 2010, 35 (11): 1837-1841.

[8] 闫少宏. 特厚煤层大采高综放开采支架外载的理论研究 [J]. 煤炭学报, 2009, 34 (5): 590-593.

[9] 闫少宏, 尹希文. 大采高综放开采几个理论问题的研究 [J]. 煤炭学报, 2008, 33 (5): 481-484.

[10] 刘江. 伊泰矿区井下地应力测量及应力场分布特征研究 [J]. 煤炭学报, 2011, 36 (4): 562-566.

[11] 牛志清. 孤岛采面巷道锚杆支护技术 [J]. 煤矿开采, 2005, 10 (3): 54-55.

[12] 林健, 赵英利, 吴拥政, 等. 松软破碎煤体小煤柱护巷高预紧力强力锚杆锚索支护研究与应用 [J]. 煤矿开采, 2007, 12 (3): 47-50.

[13] 刘文朝. 强力锚杆支护系统在成庄矿的应用 [J]. 煤炭科学技术, 2008, 36 (12): 9-11, 48.

[14] 曾金元, 郭民俭, 吴拥政, 等. 地质力学测试及其在司马矿的应用 [J]. 煤矿开采, 2005, 10 (2): 51-52, 80.

1999.

[2] 闫少宏, 富强. 综放开采顶煤顶板活动规律的研究与应用 [M]. 北京: 煤炭工业出版社, 2003.

[3] 何风强, 李宏, 王东攀. 四柱放顶煤液压支架立柱受力不均规律及机理研究 [J]. 煤矿开采, 2012, 17 (6): 35-37.

[4] 马端志. 四柱支撑掩护式放顶煤液压支架支护性能分析 [J]. 煤矿开采, 2010, 15 (5): 66-68. [责任编辑: 徐亚军]

(上接 49 页)

(3) 以高强锚杆、锚索为基础的锚网喷支护显著提高了井底大断面硐室的支护效果, 有效地控制了硐室围岩变形, 减小了巷道围岩破碎程度, 可有效提高硐室使用寿命, 保证工作安全。

[参考文献]

[1] 康红普, 王金华, 等. 煤巷锚杆支护理论与成套技术 [M]. 北京: 煤炭工业出版社, 2007.

[2] 寇永嘉. 大断面巷道硐室围岩控制及锚固支护技术研究 [D].

太原: 太原理工大学, 2011.

[3] 肖同强, 李化敏, 杨建立, 等. 超大断面硐室围岩变形破坏机理及控制 [J]. 煤炭学报, 2014, 39 (4): 631-636.

[4] 韦寒波, 高谦, 余伟健, 等. 大断面硐室开挖支护与围岩稳定性分析 [J]. 中国矿业, 2007, 16 (10): 80-82, 85.

[5] 张占涛, 鞠文君. 大断面煤巷变形破坏规律与支护对策 [J]. 煤矿开采, 2009, 14 (2): 86-88, 53.

[6] 薛军正, 都海龙. 井底大断面关键永久硐室围岩变形机理及其控制技术 [J]. 煤矿开采, 2014, 19 (3): 85-89.

[责任编辑: 王兴库]