

液压支架炮采工作面矿压显现规律研究

路建军

(长治市郊区煤炭工业局,山西 长治 046011)

摘要:炮采工作面采用液压支架支护的开采方法应用较少,为评价并改善该技术的应用效果,在田庄煤矿 3601 工作面进行了液压支架炮采工作面矿压显现规律的研究,分析了工作面顶板运动规律,在工作面和两巷布置测站,监测了工作面支架工作阻力和两巷超前支承压力变化情况,并对监测数据进行了处理分析。结果表明:3601 工作面老顶周期来压时支架平均动载系数为 1.64,属于周期来压较明显的炮采工作面,且存在分段来压现象;工作面超前支承压力峰值在工作面前方 8 m 左右,采动影响范围约在工作面前方 0~20 m。

关键词:液压支架;炮采工作面;矿压;周期来压;超前支承压力

中图分类号:TD355

文献标识码:A

Study on Strata Behavior of Blasting Mining Face with Hydraulic Support

LU Jianjun

(Changzhi Suburban Bureau of Coal Industry, Changzhi 046011, China)

Abstract:Hydraulic support in blasting working face is used less. In order to evaluate and improve the application of the technology, the research on the strata behavior of the hydraulic support in the blasting working face was carried out in the No. 3601 working face of Tianzhuang Coal Mine. The roof movement in the working face was studied. By setting the monitoring stations in the working surface and two roadways, we monitored the variation of the working resistance and the advance abutment pressure and then processed the data. The results show that, with 1.64 average dynamic load factor of the support in the periodic weighting, the No. 3601 working face belongs to the blasting working surface with obvious periodic weighting and there exists segment weighting. The peak of the advance abutment pressure is about 8 meters in front of the working face, with the mining impact ranging from 0 to 20 meters.

Key words:hydraulic support; blasting mining face; mining pressure; periodic weighting; advance abutment pressure

在炮采工作面采用液压支架支护的开采方式在我国比较鲜见,原因有:一方面,这种方式会增加设备初期投入和开采成本;另一方面,也会使操作更加复杂,灵活性会受到影响。但是,这种支护方式能大大提高支护的承载能力、对围岩变形的适应性以及作业的机械化程度,增强作业安全性,降低工人劳动强度,减少顶板事故。因此,在地质构造比较复杂或

顶板稳定性较差的炮采工作面采用液压支架支护有其积极的意义^[1-3]。

临沂矿业集团田庄煤矿 3601 炮采工作面使用泰安煤机厂生产的液压支架支护,由于该矿以前没有采用过液压支架支护条件下的炮采开采方法,因此研究该工作面的矿压显现规律对安全高效开采具有重要意义^[4-5],且能为该技术的推广应用积累宝贵

* 收稿日期:2018-05-18

作者简介:路建军(1967-),男,河南林州人,大学本科,工程师,从事煤矿管理方面的工作。

的经验。

1 工作面地质与生产条件概况

1.1 地质概况

3601 工作面为二采区南翼第一个采煤工作面,埋深 203 m~251 m。工作面主采 16 上煤,煤层倾角 $0^{\circ}\sim 12^{\circ}$, 平均 7° , 厚度 1.1 m~1.5 m, 平均 1.22 m。

据实测分析,煤层直接顶和老顶均为十下灰岩,厚 4.85 m~5.75 m, 平均 5.4 m, 致密坚硬, 裂隙较发育, 为钙质充填, 其中, 直接顶厚 2.8 m, 老顶厚 2.6 m; 直接底为泥岩, 厚 1.62 m~3.37 m, 平均 2.71 m, 深灰色, 块状构造, 上有一层约 1.2 m 的灰白色铝质粘土, 松软, 遇水易膨胀。

1.2 工作面生产技术状况

3601 工作面走向长度为 637 m, 倾斜长度为 272 m, 采用对拉布置, 上下面错距为 3.6 m~5 m。工作面采用走向长壁采煤法, 全部垮落法处理采空区, 使用煤电钻人工打眼、装药, 爆破落煤, 液压支架控制顶板。

工作面总计配置支撑掩护式液压支架 212 架, 上面 98 架, 下面 114 架, 其中上、下顺槽端头各配置 1 架 ZZT3600/12/23 型过渡端头支架, 中顺槽配置 3 架 ZZH2400/12/23 型中巷端头支架。基本支架型号为 ZZ2400/08/15。支架初撑力为 31.5 MPa, 额定工作阻力为 39.7 MPa。

2 工作面顶板运动规律分析

2.1 直接顶初次垮落步距

根据现场实测, 3601 工作面直接顶初垮步距在 14.8 m 左右。

直接顶初次垮落后, 在采空区冒落厚度大致在 3.5 m, 小于岩层的允许冒落空间高度(约 4.02 m), 因此尚有较大空隙未接顶。

2.2 直接顶悬顶距

岩层质量指数是评价岩层稳定性和运动特征的重要参数, 反映了岩石的抗压强度、分层厚度和节理裂隙间距这三个影响岩层运动的最主要因素对岩层运动的综合影响^[6]。

在直接顶厚度为采高 2 倍左右的采场进行统计, 结果表明: 直接顶质量指数 u_z 与悬顶距 L_s 近似

关系如表所示 1。

表 1 u_z-L_s 关系表
Table 1 Relation of u_z-L_s

直接顶质量指数	悬顶距/m
<0.4	0
$0.4\leq u<0.6$	1
$0.6\leq u<0.8$	2
>0.8	4

$$u_z = \frac{\sum_{i=1}^n H_i u(i)}{\sum_{i=1}^n H_i} \quad (1)$$

式中: u_z 为直接顶质量指数; n 为组成直接顶的岩层数; $H_i, u(i)$ 为第 i 层的厚度和质量指数。

代入数据可求得 $u_z = 0.63$ 。根据表 1, 可知 3601 工作面悬顶距为 2 m 左右。

现场观测表明, 工作面直接顶垮落后随支架前移, 直接顶大多有悬顶现象, 通常悬顶在 1 m~3 m 后基本能自行垮落, 个别地方最大悬顶可达到 4 m~5 m。

2.3 老顶初次来压步距

类似地, 将老顶的基本参数代入式(1)可计算出老顶质量指数 $u_E = 0.51$ 。

表 2 反映了老顶质量指数与其结构形式的关系。由于 $0.2 < u_E \leq 0.75$, 而老顶为石灰岩, 根据表 2 可知: 3601 工作面老顶的结构形式为石灰岩拱梁结构。

表 2 质量指数与老顶结构形式关系

Table 2 Relation between quality index and main roof structure

老顶质量指数 u_E	其他条件	结构形式
$u_E \leq 0.2$		类拱结构
$0.2 < u_E \leq 0.75$	基底岩层质量指数小于 0.75	拱梁结构
$0.2 < u_E \leq 0.75$	基底岩层质量指数大于 0.75	带载梁式结构
$0.75 < u_E \leq 0.95$	老顶为石灰岩	一般梁式结构
	石灰岩上有软载	石灰岩拱梁结构
	宽厚比、煤岩硬度、面长	带载石灰岩拱梁结构
u_E		可能剪切、铰接梁或不跨

由式(2)^[7]可计算老顶的初次来压步距:

$$C_0 = 1.8M + 25.7 = 31.64 \text{ m} \quad (2)$$

根据《缓倾斜煤层采煤工作面顶板分类》(MT554-1996)规定, 周期来压步距近似为初次来压步距的 $1/2.5 \sim 1/2$, 因此, 周期来压步距大致为 12.66 m~15.82 m。

2.4 老顶周期来压步距

在工作面内布置上、中、下 3 个测站, 4 条连续监测的支架工作阻力测线^[8-9], 从下至上观测支架编号依次为 106#、61#、21# 和 20#。以工作面支架循环末工作阻力的高峰值作为依据来划分, 在观测期间共经历了 5~7 个周期来压, 图 1 列出了各支架位置顶板周期来压步距数值。

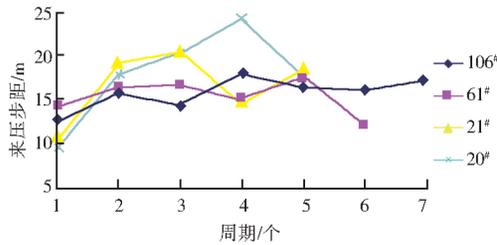


图 1 各测点处顶板实测来压步距
Fig. 1 Periodic weighting intervals of measuring points on the roof

由图 1 数据求得的工作面各部位周期来压步距有较大波动变化, 平均为 16.47 m。

2.5 合理支护强度的确定

工作面合理支护强度按如下方法综合考虑确定^[7]。

1) 按直接顶初次垮落步距估算: 为防止直接顶第一次垮落时造成切顶事故, 所必须的支架承载能力 P_{0z} 为:

$$P_{0z} = \frac{m_z \gamma_z L_{0z}}{2L_k} \quad (3)$$

式中: m_z 为直接顶厚度, m; γ_z 为直接顶容重, 取为 2.5×10^3 Kg/m³; L_{0z} 为直接顶初次垮落步距, m; L_k 为控顶距, 根据工作面支架支护情况取为 4.5 m。

将有关数值代入上式, 可得: $P_{0z} = 0.11$ MPa。

2) 按老顶初次来压估算所需支护强度: 防止老顶岩梁来压时造成切顶垮落事故所必须的支架承载能力 P_{0E} 可按下式进行计算:

$$P_{0E} = A + \frac{m_E \gamma_E L_E}{4L_K} \quad (4)$$

$$A = m_z \gamma_z f_z \quad (5)$$

$$f_z = \frac{1}{2n_i} \left(1 + \frac{L_s}{L_K}\right)^2 \quad (6)$$

式中: m_E 为老顶厚度, m; L_E 为老顶岩梁初次断裂步距, m; γ_E 为老顶容重, 取为 2.5×10^3 Kg/m³; f_z 为直接顶悬顶系数; n_i 为控顶区内支护反力合力作用位置与控顶距的比值, 此处取为 0.67。

将有关数值代入上式, 可得: $P_{0E} = 0.36$ MPa。

3) 按正常推进阶段估算所需支护强度: 支架对顶板的工作状态有两种形式, 一种是“给定变形”, 一种是“给定载荷”。本研究以“给定变形”为例进行计算老顶来压期间合理支护强度的确定。所谓“给定变形”指的是老顶的最大下沉量(老顶无阻碍最终沉降量)比较小, 支架有足够的下缩空间保证顶板的最大下沉而不被压死, 这时支架主要承担直接顶的重量, 对老顶采取让压措施, 也就是说老顶的荷载由于支架的下缩而被释放了。此时支架所受的载荷为:

$$P = m_z \gamma_z f_z \quad (7)$$

$$f_z = \frac{(L_s + L_K)^2}{2 \times x_0 \times L_K} \quad (8)$$

式中: x_0 为控顶区内支护反力合力作用位置, 此处取为 3 m。

将有关数值代入上式, 可得: $P = 0.11$ MPa。

根据上述理论, 3601 工作面合理支护强度 P 应不小于 0.36 MPa, 基本支架型号为 ZZ2400/08/15, 额定支护强度为 0.58MPa, 理论计算得到的支护强度 P 为额定值的 62.46%, 可见 ZZ2400/08/15 支架的支护强度满足本工作面顶板支护要求。

3 工作面矿压显现特征

3.1 顶板来压期间支架工作阻力变化

顶板运动引起的工作面不同位置顶板来压对支架阻力的影响见图 2, 共统计了 5~7 个周期来压的顶板压力显现情况, 表 3 为各支架顶板来压时的平均动压比。

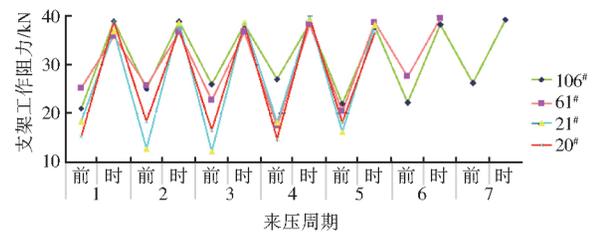


图 2 实测顶板来压时各支架活柱工作阻力
Fig. 2 Working resistance of supporting pillars during roof weighting

表 3 顶板来压时各支架平均动压比
Table 3 Average dynamic pressure ratio of the support during roof weighting

压力部位	106#	61#	21#	20#	综合
动压比	1.59	1.63	2.45	2.29	1.64

由上述测试数据及支护阻力分布情况可以看出:

1) 周期来压时支架的平均动载系数为 1.64, 属

周期来压较明显的炮采工作面。

2)老顶周期来压时工作面上部和下部矿山压力显现较明显,相对而言,中部的矿山压力显现较弱。

3)上部 21#、20# 和中部 61# 支架来压前后支架工作阻力分布差距较大。而下部 106# 支架来压前后支架工作阻力分布差距较小。

3.2 老顶周期来压步距

通过对老顶 5 个周期来压的观测,周期来压的持续步距统计结果见图 3 和表 4。可见,顶板来压前,工作面不同部位老顶的来压步距相差不大;老顶来压持续时间的差异性较大,工作面有明显的分段来压现象,工作面下部老顶先来压,中部次之,上部来压最晚。

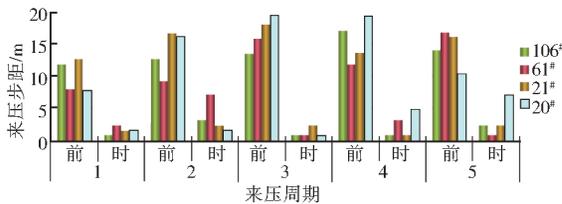


图 3 顶板周期来压持续步距/m
Fig. 3 Continuous interval of roof periodic weighting

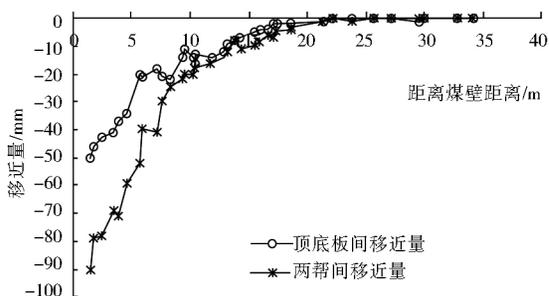
表 4 各支架顶板来压时平均持续步距
Table 4 Average continuous interval during roof weighting /m

压力部位	106#	61#	21#	20#	平均
来压前	13.9	12.4	15.5	14.7	14.1
来压时	1.6	2.88	1.94	3.22	2.41

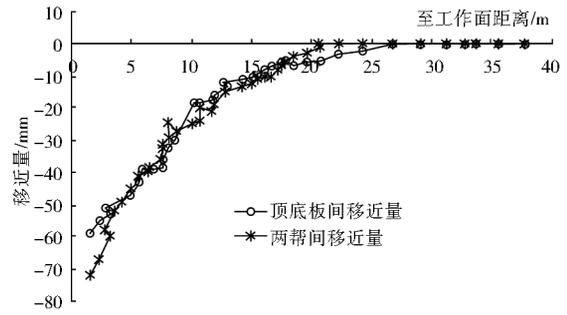
4 工作面超前支承压力的显现规律

4.1 工作面顺槽巷道围岩变形

3601 工作面两巷的平均围岩平均移近量曲线见图 4。由图可知下顺槽和上顺槽的顶底板和两帮移近量都主要集中在工作面前方约 20 m 范围内,且距工作面煤壁越近,移近速度越快。从整体变化趋势上来看,下顺槽的顶底板移近量明显小于两帮移近量,而上顺槽内两帮移近量与顶底板移近量相差不大。



4-a 下顺槽



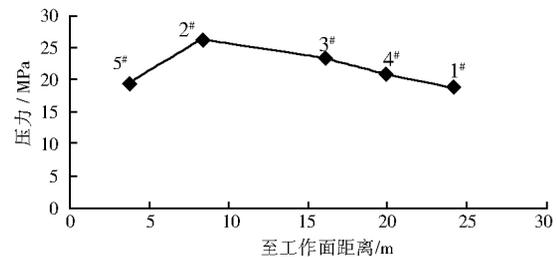
4-b 上顺槽

图 4 工作面两巷围岩平均移近量

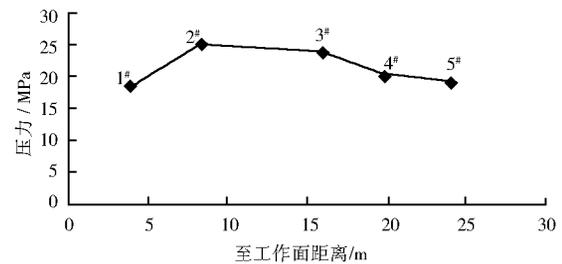
Fig. 4 Average convergence of surrounding rock between two roadways in working face

4.2 超前支护单体液压支柱载荷变化规律分析

随着工作面推进,巷道前方应力集中程度逐渐加大,在老顶断裂时达到最大,超前支护区的单体液压支柱载荷变化也说明了这一点。图 5 为下顺槽和上顺槽超前支护单体支柱各循环平均载荷随距工作面距离变化的曲线图。



5-a 下顺槽



5-b 上顺槽

图 5 工作面两巷超前支护单体支柱各循环平均工作阻力

Fig. 5 Average working resistance of single prop of advance support of two roadways in working face

由图 5 可知,顺槽在工作面前方 20 m 处已经受到采动影响,在工作面前方 8 m 处单体液压支柱承受荷载最大,在 8 m 范围之内和之外单体液压支柱承受荷载都有减小的趋势,由此推断,工作面上、下顺槽的超前支承压力的峰值均在工作面前方 8 m 左右处,而工作面采动影响范围约在工作面前方 0~20 m。(下转第 92 页)

参考文献:

- [1] 李元,马瑞勇,鲍雪君,等. 矿用链条的弯曲疲劳失效[J]. 煤矿机械,2017,38(5):139-142.
LI Yuan, MA Ruiyong, BAO Xuejun, et al. Bending Fatigue Failure of Mining Chain[J]. Coal Mine Machinery, 2017, 38(5): 139-142.
- [2] 赵奕磊. 刮板输送机刮板链故障分析与对策[J]. 煤矿机械,2018,39(4):126-128.
ZHAO YiLei. Failure Analysis and Countermeasures on Scraper Chain of Scraper Conveyor[J]. Coal Mine Machinery, 2018, 39(4): 126-128.
- [3] 高昌乐, 闵令江, 林翔. 刮板输送机张力特性分析与仿真[J]. 煤矿机械, 2019, 40(1): 64-66.
GAO Changle, MIN Lingjiang, LIN Xiang. Analysis and Simulation of Dynamic Tension Characteristics of Scraper Conveyor [J]. Coal Mine Machinery, 2019, 40(1): 64-66.
- [4] 王季鑫. 刮板输送机链传动系统动态波动特性研究[D]. 太原: 太原理工大学, 2019.
- [5] 苏华阳. 刮板输送机驱动链轮的动力学分析及其优化设计[D]. 太原: 太原理工大学, 2019.

(编辑: 樊 敏)

(上接第 60 页)

5 结论

在 3601 工作面现场矿压观测资料的基础上, 结合矿山压力理论, 对液压支架炮采工作面矿压显现规律进行了全面分析, 得出以下主要结论:

1) 3601 工作面直接顶初次垮落步距为 14.8 m, 老顶初次来压步距为 31.64 m, 老顶周期来压步距为 16.47 m。

2) 3601 工作面老顶周期来压时支架的平均动载系数为 1.64, 属于周期来压较明显的炮采工作面; 老顶周期来压时工作面上部和下部矿山压力显现较明显, 中部的矿山压力显现较弱; 工作面有明显的分段来压现象, 工作面下部老顶先来压, 中部次之, 上部来压最晚。

3) 工作面超前支承压峰值在工作面前方 8 m 左右, 采动影响范围约在工作面前方 0~20 m。

参考文献:

- [1] 王兴雨, 陈少华, 孔宪生. 薄煤层炮采液压支架的技术特点及其应用[J]. 中国煤炭, 2007, 33(7): 53-54.
- [2] 娄军辉. 炮采工作面新型支护设备的研究[J]. 煤矿机械, 2015, 36(11): 195-196.
LOU Junhui. Research on New Supporting Equipment for Guns Taken Face[J]. Coal Mine Machinery, 2015, 36(11): 195-196.
- [3] 张帅胆. 禹州矿区薄煤层高产高效开采技术实践与应用[J]. 中国煤炭, 2013, 39(10): 56-58.
ZHANG Shuaidan. Practice and Application of High Production and Efficient Mining Technology in Thin Coal Seam in Yuzhou Mining Area[J]. China Coal, 2013, 39(10): 56-58.
- [4] 齐方跃, 孟宪斌, 李安林. 薄煤层液压支架工作面矿压观测分析[J]. 山东煤炭科技, 2010(2): 87-93.
- [5] 井庆贺. 浅埋薄煤层工作面矿压规律及支架适用性研究[J]. 煤炭技术, 2017, 36(4): 51-53.
JING Qinghe. Study of Mine Pressure Behavior Law and Powered Support Suitability of Mining Face in Shallow Thin Coal Seam[J]. Coal Technology, 2017, 36(4): 51-53.
- [6] 宋振骥, 姜福兴. 顶板控制设计专家系统研究[J]. 矿山压力与顶板管理, 1989, 6(1): 52-57.
- [7] 姜福兴, 王同旭, 潘立友, 等. 矿山压力与岩层控制[M]. 北京: 煤炭工业出版社, 2004.
- [8] 尹增德, 宁建国. 矿山压力监测与预报[M]. 北京: 煤炭工业出版社, 2011.
- [9] 冉松河. 梁北矿薄煤带矿压显现规律分析[J]. 煤矿安全, 2012, 43(10): 198-200.
RAN Songhe. Analysis on Strata Behaviors Laws of Thin Coal Zones in Liangbei Coal Mine[J]. Safety in Coal Mines, 2012, 43(10): 198-200.

(编辑: 薄小玲)