

# 厚松散层覆岩下大采高综采工作面矿压规律研究

李宏斌<sup>1</sup> 宋选民<sup>2</sup> 刘兵晨<sup>2</sup>

(1. 山西潞安矿业集团有限责任公司 基本建设管理中心 山西 长治 046204; 2. 太原理工大学 采矿工艺研究所 山西 太原 030024)

**摘要:**为研究石炭-二叠纪煤系厚松散层覆岩下煤层开采时工作面矿压规律和支架选型的合理性,采用YHY60(B)矿用本安型数字压力计对磁窑沟矿首采10101工作面支架工作阻力进行实测分析,结果表明:工作面初次来压步距为56.5 m,平均周期来压步距11.1 m;工作面初次来压和周期来压动载系数分别为1.33和1.23,周期来压动压较明显;来压期间支架载荷沿工作面呈中部大、两端小的特征。采用砌体梁理论计算和实测统计分析2种方法,计算出10101工作面所需支架合理工作阻力分别为7 346、7 057 kN,应用表明ZY8000/24/50D型液压支架适应性良好。

**关键词:**厚松散层覆岩;大采高;矿压规律;砌体梁理论

中图分类号:TD323 文献标志码:A 文章编号:0253-2336(2013)05-0055-03

## Study on Mine Strata Pressure Law of Fully Mechanized High Cutting Coal Mining Face Under Thick Unconsolidated Overburden Strata

LI Hong-bin<sup>1</sup> SONG Xuan-min<sup>2</sup> LIU Bing-chen<sup>2</sup>

(1. Capital Construction Management Center Lu'an Mining Industry Group Corporation Ltd., Changzhi 046204, China;

2. Research Institute of Mining Technology Taiyuan University of Technology Taiyuan 030024, China)

**Abstract:** In order to study the mine strata pressure law and the powered support selection rationality when the mining was in a seam of Carboniferous-Permian Coal Series with thick unconsolidated overburden strata, a YHY60(B) mine intrinsic safe digital pressure gage was applied to the site measurement on the working resistances of the powered supports in No. 10101 coal mining face in Ciyaogou Mine. The results showed the initial roof weighting distance of the coal mining face was 56.5 m, the dynamic coefficients of the initial roof weighting and the periodical roof weighting in the coal mining face were 1.33 and 1.23 individually and dynamic pressure of the periodic roof weighting was obvious. During the roof weighting period, the loading on the powered support along the coal mining face would be high in the middle of the coal mining face and be low at the two ends of the coal mining face. The rock lined beam theoretical calculation and the site measured statistic were applied to calculate the rational working resistances with 7 346 kN and 7 057 kN individually of the powered supports required for No. 10101 coal mining face. The results showed that ZY8000/24/50D mode powered support was good in suitability.

**Key words:** thick unconsolidated overburden strata; high cutting height; mine strata pressure law; rock lined beam theory

## 0 引言

我国西北赋存有大量的浅埋煤层,其厚度大,地质条件好,适宜一次采全高的开采方法<sup>[1]</sup>。实践表明,在浅埋深、厚松散层覆岩条件下安全开采,支架须有较高的工作阻力,才能有效控制厚松散层覆岩作用下基岩沿煤壁切落,但须合理选择综合机械化设备才有可能,并保证良好的运行状况,特别是液压

支架需具有良好的适应性<sup>[2]</sup>,否则不能保证工作面生产安全。文献[3]通过现场研究,分析了浅埋煤层大采高首采工作面的矿压规律,论证了支架的适应性。文献[4]利用模型试验研究了浅埋煤层开采支架的适应性,揭示了厚土层覆盖浅埋煤层开采条件下覆岩的破坏规律。文献[5]通过现场实测系统研究,得出了工作面长度的增大对浅埋煤层矿压显现规律的影响。文献[6]通过理论计算和数值分析

收稿日期:2011-11-08;责任编辑:曾康生

基金项目:“十一五”国家科技支撑计划资助项目(2007BAK29B02);山西省科技攻关资助项目(200631118-02)

作者简介:李宏斌(1964—),男,山西长治人,高级工程师,工程硕士。通信作者:宋选民,Tel:13935559116,E-mail:lhjyf@sohu.com

引用格式:李宏斌,宋选民,刘兵晨.厚松散层覆岩下大采高综采工作面矿压规律研究[J].煤炭科学技术,2013,41(5):55-57,71.

研究了浅埋煤层顶板的垮落规律。文献[7]通过大量现场实测资料分析,对浅埋煤层长壁采场矿压显现规律和工作面支架临界支护强度做了研究,认为采高、工作面长度和推进速度是影响浅埋煤层采场矿压显现与支架工作阻力的3大因素。学者们大多研究的埋深条件是100 m左右的浅部侏罗纪煤系地层,而对于石炭-二叠纪煤系地层中的浅埋煤层开采时矿压规律和支架适应性尚未开展过系统研究。

## 1 工作面概况

10101工作面是河曲矿区磁窑沟矿第1个综采工作面,开采太原组 $10^{-2}$ 煤层,地面多为新生界黄土及红土覆层。工作面宽200 m,推进长620 m,煤层厚4.03~9.50 m,平均厚 $M$ 为5.86 m,采高4.80 m,平均埋深 $H$ 为147 m,倾角 $8^\circ \sim 10^\circ$ (表1)。井田内没有大的褶皱、断层构造。该工作面采用倾向长壁后退式一次采全高综合机械化采煤法。工作面共布置118台掩护式液压支架,支架型号为ZY8000/24/50D,宽度为1.75 m。

表1 地层综合岩性

岩性	$M/m$	$H/m$	容重 $\gamma/(kN \cdot m^{-3})$	弹性模量 $E/MPa$
风积沙	18.02	18.02	19.0	—
红土	54.40	72.42	20.1	—
砂质泥岩	11.20	83.62	25.0	14.00
泥岩	6.10	89.72	25.0	16.00
粗砂岩	8.50	98.22	26.0	15.80
砂质泥岩	3.50	101.72	26.0	14.00
粗砂岩	9.60	111.32	26.0	15.80
细砂岩	1.00	112.32	26.0	21.86
中砂岩	1.50	113.82	25.0	23.00
泥岩	2.40	116.22	25.0	11.00
砂质泥岩	2.50	118.72	26.0	15.00
粗砂岩	2.00	120.72	26.0	18.00
泥岩	2.00	122.72	25.0	11.00
砂质泥岩	2.04	124.76	26.0	15.00
粗砂岩	4.00	128.76	24.0	18.00
9号煤	0.55	129.31	13.5	9.80
泥岩	1.50	130.81	25.0	11.00
细砂岩	0.65	131.46	26.0	21.86
泥岩	1.00	132.46	23.0	25.00
砂质泥岩	1.00	133.46	26.0	15.00
中砂岩	1.00	134.46	25.0	23.00
泥岩	1.64	136.10	25.0	11.00
$10^{-1}$ 煤	2.68	138.78	13.5	9.80
泥岩	3.00	141.78	25.0	15.91
$10^{-2}$ 煤	5.86	147.64	15.0	11.00
泥岩	4.65	152.29	24.0	25.00

## 2 综采工作面矿压显现规律

1) 监测方案。工作面采用YHY60(B)矿用本安型数字压力计对综采支架工作阻力进行连续监测。在工作面上、中、下部各1个测区(图1),每个测区分别安装3台矿用本安型数字压力计。

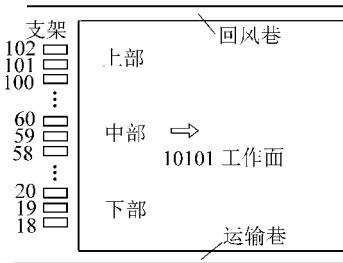


图1 工作面测区布置

2) 工作面初次来压规律。工作面初次放顶后,随工作面推进,直接顶在支架后随采随冒。工作面推进55.3~58.9 m时煤壁片帮严重,顶板出现断裂声,观测到工作面支架受力增大。由图2中支架末阻力、初撑力与推进距离关系可知,工作面推进53 m时支架末阻力突然增大。生产现场工作面煤壁局部片帮,回风巷片帮严重,此时的采场基本顶发生初次来压,为采场上位基本顶破断失稳造成的。初次来压过程持续3 d,工作面顶板初次来压时,工作面下部、中部和上部的推进距离分别为58.9、55.3和55.3 m,初次来压步距平均为56.5 m。初次来压期间工作面下、中、上3个测区支架最大压力相应为7 707.5、8 425.8和7 660.7 kN,来压动载系数分别为1.25、1.49和1.25,平均来压动载系数为1.33。

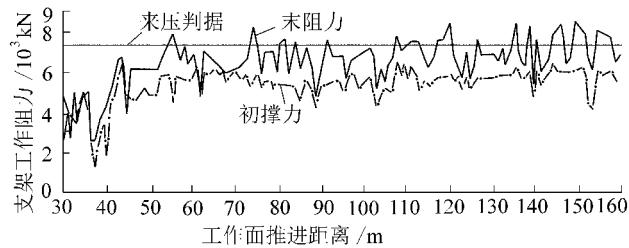


图2 支架工作阻力与推进距离曲线

3) 工作面周期来压规律。工作面基本顶初次来压后,工作面暂进入正常回采时期<sup>[8]</sup>,但随着回采工作面的继续推进,由于上覆岩层载荷的作用,工作面顶板下沉变形趋于明显。由于岩块的回转,岩块的前端点破碎,导致结构失稳。两关键块合为一体时,结构进入暂时稳定状态。但随着工作面继续推进,基本顶的悬露长度达到极限跨距时,就会进入

一个类似初次来压的失稳过程。从实测数据分析可知,工作面上、中、下部周期来压平均步距分别为11.4、10.2、11.8 m,平均动载系数分别为1.21、1.23、1.25,整个工作面呈现中部来压步距比上下部来压步距短。

4) 支架末阻力沿工作面分布规律。根据回归分析可知,磁窑沟矿10101工作面支架末阻力均值 $y$ 与工作面位置 $x$ ( $x$ 为支架编号)的关系式为 $y = -0.5848x^2 + 69.378x + 5119.000$ ,沿工作面长度方向,支架载荷分布呈现中间大、两端小的抛物线分布的矿压显现特征,这是因为顶板呈O-X型破断及来压时受两端顶板的弧三角板保护造成的<sup>[9]</sup>。支架末阻力沿工作面分布特征曲线如图3所示。

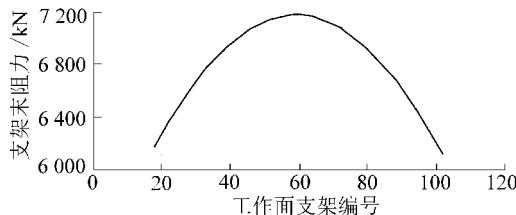


图3 支架末阻力沿工作面分布

### 3 支架工作阻力特性及适应性评价

#### 3.1 支架工作阻力特性分析

支架工作阻力统计如图4所示。由观测数据统计得知,在实际生产期间工作面支架平均初撑力为5 436.8 kN,为支架额定初撑力的85%。因此工作面支架初撑力利用率较高,对顶板有良好的主动支撑作用,能有效地防止直接顶离层下沉。在所有初撑力中仅有6.6%的初撑力小于4 000 kN,应该加强顶板管理,使支架更好地发挥支护能力。在所有支架末阻力中有73.3%的支架末阻力为5 000~7 000 kN,有4.8%的支架末阻力超过8 000 kN,表明工作面矿压显现较剧烈;来压期间支架末阻力平均值为7 528.5 kN,是额定工作阻力的94%,表明支架选型比较成功,支架尚有一定的富余量。

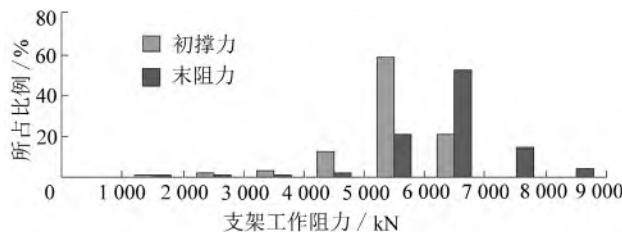


图4 10101工作面支架工作循环初末阻力分布

#### 3.2 支架适应性评价

1) 基于砌体梁理论计算的评价。根据表1,计算10<sup>-2</sup>煤层上方的泥岩所能控制的岩层数的基本顶上载荷公式为

$$(q_n)_1 = \frac{E_1 h_1^3 (\gamma_1 h_1 + \gamma_2 h_2 + \cdots + \gamma_n h_n)}{E_1 h_1^3 + E_2 h_2^3 + \cdots + E_n h_n^3} \quad (1)$$

式中:( $q_n$ )<sub>1</sub>为n层覆岩对泥岩施受的载荷,kPa; $E_1, E_2, \dots, E_n$ 分别为第1层到第n层岩层的弹性模量,MPa; $h_1, h_2, \dots, h_n$ 分别为第1层到第n层岩层的厚度,m; $\gamma_1, \gamma_2, \dots, \gamma_n$ 分别为第1层到第n层岩层的容重,kN/m<sup>3</sup>。

经计算可知4 m厚的粗砂岩为关键层,再根据式(1)计算得出4 m厚粗砂岩所承受载荷大小为248.3 kPa。计算4 m厚的粗砂岩能否形成平衡可根据砌体梁理论公式:

$$P_2 = \left[ 2 - \frac{L \tan(\varphi - \theta)}{2(H - \delta)} \right] Q l B \quad (2)$$

式中: $P_2$ 为支架的附加力,kN; $L$ 为周期来压步距,m; $\varphi$ 为岩块间摩擦角; $\theta$ 为岩块破断角; $H$ 为基本顶岩层厚度,m; $\delta$ 为基本顶回转下沉量,m; $Q$ 为上覆岩块载荷,kPa; $l$ 为控顶距,m; $B$ 为支架宽度,m。

由采高及直接顶厚度计算基本顶的回转下沉量 $\delta$ 取岩石的平均碎胀系数为1.3,计算得 $\delta=0.52$ m。取 $\tan \varphi=0.7$ , $\theta=0^\circ$ ,实测周期来压步距为11.2 m,控顶距 $l$ 为5.99 m,假设4 m厚的粗砂岩不能形成平衡,将上述参数代入式(2),则支架为保持岩块平衡,应具有的附加力 $P_2$ 为4 253.76 kN。说明支架必须对4 m厚粗砂岩层施加4 253.76 kN的附加力,才能使岩层断裂回转时不会发生滑落失稳<sup>[10]</sup>。

计算支架合理的工作阻力 $P_H$ 用砌体梁理论计算合理支护强度公式:

$$P_H = l B \sum \gamma_i h_i + P_2 \quad (3)$$

其中: $\sum \gamma_i h_i$ 为直接顶载荷,kPa; $B$ 取1.75 m。将所有参数及据式(2)计算所得的 $P_2$ 代入式(3),得 $P_H$ 为7 346 kN。

2) 基于实测统计法评价。根据原国家煤炭工业局发布列为国家煤炭行业标准的液压支架工作阻力 $P$ 计算公式为

$$P = [(72.3M + 4.5L + 78.9l - 10.24N - 62.1) l B] / K_s \quad (4)$$

(下转第71页)

## 4 结 论

1) 分析了 12405 工作面回采过程中的瓦斯来源,计算出了本煤层瓦斯涌出量、采空区瓦斯涌出量和邻近层瓦斯涌出所占的比例。经过研究,采空区瓦斯和邻近层瓦斯占全部涌出瓦斯的 50% 以上。

2) 结合试验区的特殊情况,采用了裂隙带高位钻孔瓦斯抽采与传统瓦斯抽采相结合的抽采方法。确定了 12405 工作面裂隙带高度为 15.68 ~ 28.68 m。同时根据实际情况确定了邻近层裂隙带及其余对区域的瓦斯抽采钻孔布置参数。

3) 通过对实际抽采效果的考察,工作面瓦斯抽采率达到 53%,同时瓦斯裂隙发育区高位钻孔单孔瓦斯抽采效果大于本煤层和邻近层瓦斯抽采单孔效率,达到了瓦斯抽采的预期效果。

### 参考文献:

- [1] 许家林,钱鸣高.岩层采动裂隙分布在绿色开采中的应用[J].中国矿业大学学报,2004,33(2):141~144.
- [2] 周世宁,林柏泉.煤层瓦斯赋存与流动规律[M].北京:煤炭工业出版社,1999:30~60.
- [3] 孔祥言.高等渗流力学[M].合肥:中国科学技术出版社,1999:20~40.
- [4] 高保彬.采动煤岩裂隙演化及其透气性能试验研究[D].北京:北京交通大学,2010:10~50.
- [5] 杨科,谢广祥.综采开采采动裂隙分布及其演化特征分析[J].矿业安全与环保,2009,30(4):1~3.
- [6] 彭永伟,齐庆新,汪有才,等.煤体采动裂隙现场实测及其应用研究[J].岩石力学与工程学报,2010,29(S):4188~4193.
- [7] 杨科,谢广祥.采动裂隙分布及其演化特征的采厚效应[J].煤炭学报,2008,33(10):1092~1096.
- [8] 王福厚.高位钻孔抽放瓦斯冒落带及裂隙带高度确定办法[J].煤炭技术,2008,27(8):75~76.
- [9] 马伟,杨胜强,郑万成,等.采空区高位钻孔瓦斯抽放与防灭火的一体化应用[J].煤炭技术,2009,28(10):69~70.
- [10] 李华伟,刘玉德,张莉聪.综放面覆岩移动与裂隙带瓦斯运移规律及瓦斯抽采工程实践[J].中国煤炭,2010,37(11):56~60.
- [11] 于不凡.煤矿瓦斯灾害防治及利用技术手册[M].北京:煤炭工业出版社,2005:12~23.
- [12] 刘建中,赵保平,孔祥义,等.高位钻孔配合埋管抽放综合治理采面上隅角瓦斯[J].煤炭科学技术,2010,38(2):46~49.
- [13] 马伟,杨胜强,郑万成,等.采空区高位钻孔瓦斯抽放与防灭火的一体化应用[J].煤炭技术,2009,28(6):69~70.
- [14] 李宵尖,姚精明,何富连,等.高位钻孔瓦斯抽放技术理论与实践[J].煤炭科学技术,2007,35(4):16~18.
- [15] 赵铁桥,尹红球,陈小辉.煤矿采掘工作面瓦斯涌出不均衡系数研究[J].湖南安全与防灾,2012(6):46~50.

(上接第 57 页)

其中:  $M$  为采高,取 4.8 m;  $L$  取 11.2 m;  $l$  取 5.19 m;  $N$  为直接顶厚度与采高之比,取 2.93;  $B$  取 1.75 m;  $K_s$  为支架支撑效率,取 0.92。将各参数代入式(4),计算得  $P = 7057$  kN。按上述 2 种方法计算得出回采  $10^{-2}$  煤层所需支架支撑力分别为所用支架额定工作阻力的 92% 和 88%,所以现使用 8 000 kN 额定工作阻力的支架是可行的。

## 4 结 论

浅埋深、上覆厚松散层覆岩煤层开釆时,工作面具有明显的周期来压,来压步距具有不同步性,工作面中部比上下部步距小。工作面上、中、下部初次来压步距分别为 58.9、55.3 和 55.3 m,初次来压平均步距为 56.5 m,初次来压动载系数为 1.33;周期来压平均步距 11.1 m,动载系数平均为 1.23,动压较明显。工作面采用高阻力的液压支架能有效的控制台阶下沉,明显的改善了支架-围岩相互作用关系。从现场实测和理论计算得出支架工作阻力均未超过支架的额定工作阻力,支架适具有很好的适应性。

### 参考文献:

- [1] 黄庆享,张沛,董爱菊,等.浅埋煤层地表厚砂土层“拱梁”结构模型研究[J].岩土力学,2009,30(9):2722~2726.
- [2] 张杰,刘增平,赵兵朝,等.厚松散层浅埋煤层矿压规律实测分析[J].矿业安全与环保,2011,38(1):13~16.
- [3] 崔廷锋,张东升,范钢伟,等.浅埋煤层大采高工作面矿压显现规律及支架适应性[J].煤炭科学技术,2011,39(1):25~28.
- [4] 张杰.厚土层覆盖浅埋煤层支架适应性分析[J].西安科技大学学报,2009,29(4):396~399,409.
- [5] 宋选民,顾铁凤,闫志海.浅埋煤层大采高工作面长度增加对矿压显现的影响规律研究[J].岩石力学与工程学报,2007,26(S1):4007~4013.
- [6] 付玉平,宋选民,邢平伟,等.浅埋煤层大采高超长工作面垮落带高度的研究[J].采矿与安全工程学报,2010,27(2):190~194.
- [7] 吕梦蛟.神东矿区长壁采场矿压显现规律与支架选型[J].煤炭科学技术,2010,38(11):48~52.
- [8] 付玉平,宋选民,邢平伟,等.浅埋薄煤层综采工作面矿压规律及围岩控制研究[J].中国煤炭,2010,36(11):40~42,51.
- [9] 封金权,张东升,王旭锋,等.土基型浅埋煤层矿压显现规律实测与分析[J].煤矿安全,2008,39(1):90~91,94.
- [10] 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,2003.