

文章编号: 1673-3363-(2013)03-0337-06

软弱薄基岩放顶煤安全开采关键问题研究

杜锋, 白海波, 姜广辉

(中国矿业大学深部岩土力学与地下工程国家重点实验室, 江苏 徐州 221116)

摘要 采动裂隙发育规律和支架荷载变化规律是软弱薄基岩放顶煤安全开采的两个关键问题, 以淮北朱仙庄煤矿薄基岩区综放工作面为研究对象, 采用物理模拟、理论分析、现场实测等方法对这两个问题进行了深入研究。研究表明: 软弱薄基岩中的黏土质矿物较多, 在地下水的长期作用下, 极易发生风化崩解、膨胀, 有效地阻隔了采动裂隙的发育, 放顶煤开采时裂采比为 3.6~5.4, 裂隙带发育高度远远小于正常厚度基岩, 且基岩越薄, 裂隙发育高度受阻现象越明显; 薄基岩在风化作用下, 力学性质大大弱化, 煤层顶板中无基本顶承载层, 支架工作阻力远远小于额定工作阻力, 来压步距远小于正常基岩, 来压显现不明显。

关键词 厚煤层; 软弱薄基岩; 支架载荷; 综放开采; 采动裂隙

中图分类号 TD 823

文献标志码 A

Key problems of safety mining in caving coal with weak thin bedrock

DU Feng, BAI Hai-bo, JIANG Guang-hui

(State Key Laboratory for Geo-Mechanics and Deep Underground Engineering,
China University of Mining & Technology, Xuzhou, Jiangsu 221116, China)

Abstract The two key issues concerning safety mining in caving coal with weak thin bedrock are the development law of mining-induced fissure and variation regulation of support load. This paper uses physics simulation, theoretical analysis and field measurement to further research the two problems centered on the fully-mechanized caving face in thin bedrock area of Zhuxianzhuang coal mine. The result shows that weak thin bedrock is rich in clay minerals. The bedrock is liable to disintegrate and expand because of weathering under the chronicle impact of groundwater, effectively resisting the development of mining-induced fissure. The fissure-mining ratio in the top coal caving ranges from 3.6 to 5.4. The crack developing height of the breakage is much less than the normal thickness of the bedrock, and the thinner the bedrock is, the more obviously resisted the height of the fractured zone is. The bedrock's mechanical property will be greatly weakened under the weathering. Without basic roof bearing layer in the roof, the working resistance of support is much less than the rated working resistance. The roof weighting step is far less than that of normal bedrock, and therefore the phenomenon of weighting is not obvious.

Key words thick seam; weak thin bedrock; support load; fully mechanized caving mining; mining-induced fissure

收稿日期: 2012-10-26

基金项目: 国家自然科学基金项目(50974115); 高等学校学科创新引智计划项目(B07028); 江苏省研究生培养创新工程项目(CXLX12_0946)

作者简介: 杜锋(1984-), 男, 安徽省肥东县人, 博士研究生, 从事采动岩体力学方面的研究。

E-mail: fdu_cumt@126.com

Tel: 13952205165

两淮矿区位于我国华东地区,对华东经济发展起重要作用,是国家重点建设的能源基地之一。由于矿区开采年限较长,目前许多矿井为了充分挖掘生产能力,延长服务年限,采出更多的煤炭资源,提高了回采上限,对表外煤炭储量进行了开采,使得煤层基岩变薄,成为薄基岩工作面。通过大量的薄基岩煤层开采实践,取得了一些有益的研究成果^[1-5]。黄庆亨等^[6-8]通过对西部薄基岩浅埋煤层开采的岩层运动规律的研究,认为薄基岩开采时容易引起顶板整体切落,引起工作面支架工作阻力过大,造成压死支架事故,陈忠辉等^[9]对浅埋煤层放顶煤开采进行了研究,讨论了基本顶架后切落的原因。胡戈等^[10]统计分析了淮南煤田综放开采导水裂隙带的发育高度,一般裂采比都在 11 以上,采用放顶煤开采时,裂隙带发育高度较大。杜锋等^[11]研究了软弱薄基岩中厚煤层开采的矿压显现规律,认为支架所受静载荷大,动载荷小,来压显现不明显。

过去对薄基岩的研究表明,不同的顶板组成及性质,工作面矿压显现及冒裂带高度不同。并且,针对软弱薄基岩厚煤层放顶煤开采安全开采问题研究偏少,开采裂隙带是否会引发突水灾害,工作面是否会出现切落压架事故,是软弱薄基岩放顶煤安全开采的两个关键问题。本文利用物理模拟、理论分析、现场实测等多种手段,以朱仙庄煤矿 87 采区软弱薄基岩综放工作面为研究对象,对这 2 个关键问题进行了研究。

1 地质条件

淮北朱仙庄煤矿 87 采区工作面上覆基岩薄,松散层厚,基岩最薄处不足 20 m,松散层厚度均厚 250 m。煤层厚度约 9.72 m,平均倾角 10°,采用放顶煤开采方法。工作面顶板基岩风氧化带深度 0~20 m,其中,强风化带 7 m,弱风化带 5~10 m。距基岩面 0~10.0 m 范围内,泥岩的平均抗压强度为 2.8 MPa,粉砂岩类的平均抗压强度为 4.6 MPa,距基岩面 10~20 m 范围内,泥岩的抗压强度为 15.9~17.8 MPa。上述结果表明,87 采区顶板上覆岩层基本上属于软弱~极软弱岩层。

通过对该采区 871 工作面附近钻孔取样分析,发现软弱薄基岩的泥岩和细砂岩中高岭石、伊利石含量较高,见表 1。由表可知:

1) 风化带岩石类型主要为黏土质粉砂岩、砂质黏土质及黏土岩,这些岩石中含碎屑物比一般砂岩小,黏土矿物含量大,均大于 68%。

2) 岩石中的碎屑矿物主要为石英、长石及云母碎片,碎屑粒度较细。岩石中的矿物碎屑间充填有较多的黏土矿物,碎屑间互不接触,形成了岩石的基底式黏土胶结形式。

3) 岩石中黏土矿物主要为蒙脱石、高岭石及白云母等,矿物颗粒极细,颗粒多为细鳞片晶体集合体。这些黏土矿物具有吸水性强、吸水后体积膨胀的特性。

表 1 岩石矿物组分与微组构特征
Table 1 Rock mineral composition and micro fabric characteristics

编号	岩石类型(距底含距离/m)	矿物组分与含量			
		碎屑矿物		黏土种类	
		矿物种类	含量/%	矿物种类	含量/%
1	泥岩 (1.3)	石英	15	高岭石 伊利石	85
2	泥岩 (3.4)	石英	17	高岭石 伊利石	83
3	泥岩 (4.7)	石英	19	高岭石 伊利石	81
4	泥岩 (13.5)	石英	10	高岭石 伊利石	90
5	细砂岩 (15.2)	石英	32	高岭石 伊利石	68
6	泥岩 (17.5)	石英	20	高岭石 伊利石	80

2 物理模拟研究

2.1 实验设计

以 87 采区的 871 综放工作面为实验原型,主采 8[#]煤层,顶板以砂质泥质类岩石为主,底板以砂质泥岩为主。模拟采深平均为 247 m,煤层倾角 10°,

平均采厚 10.0 m,基岩厚度 20 m。模型设计在实际开采原型的基础上做了一些修改和简化,以便更好地揭示软弱薄基岩覆岩运动规律。物理模拟的主要参数见表 2,参数中的配比号为:砂:石灰:石膏。由于模型高度限制,未能模拟的部分松散层厚度以荷载方式补偿。

表 2 现场条件与模拟参数对比表
Table 2 Correlation table of site condition and simulation parameter

岩性	原型（现场）参数			模 型 参 数			配比号
	厚度/m	单向抗压强度/MPa	容重/(N·m ⁻³)	厚度/cm	单向抗压强度/MPa	容重/(N·m ⁻³)	
砂质黏土	85.85	2.21	13 000	85.85	0.014	625	973
砂	4.24	1.12	14 000	4.24	0.007	688	973
泥岩	13.18	4.91	24 000	13.18	0.031	1 600	873
细砂岩	1.82	19.10	26 400	1.82	0.119	1 650	655
泥岩	4.91	9.21	25 400	4.91	0.058	1 588	773
煤层	10.00	6.10	14 000	10.00	0.038	875	873
细砂岩	10.00	19.10	26 400	10.00	0.119	1 650	655

2.2 测点布置及开采方案

在距离煤层顶板 15, 20, 25 cm 的水平位置分别布置了 1~3 号观测线, 每条线布置了 29 个测点, 测点间的水平距离均为 10 cm, 共计 87 个测点, 见图 1。利用经纬仪每天全面观测 1 次。在采前进行了 2 次全面观测, 采动和采后期间共进行了 10 次全面观测。模型 2 h 采 1 次, 推进 2.0 cm, 模型推进长度 180 cm, 模型两边各留 60cm 边界煤柱。模型开采过程中, 对冒落带、裂隙发育带进行观测。整个模型开采 90 次, 相当于现场开采 90 d。

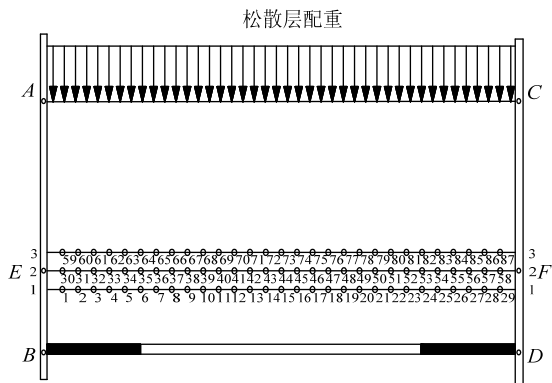


图 1 朱仙庄煤矿测点布置示意图
Fig.1 Arrangement diagram of Zhuxianzhuang coal mine measuring points disposition

2.3 实验结果分析

2.3.1 顶板裂隙发育特征分析

工作面推进至 9~13 m 时, 直接顶泥岩顶板开始离层垮落。当工作面继续推进到 25~28 m 时, 2 m 的细砂岩基本顶岩梁在煤壁前方上部出现裂隙, 随着工作面继续推进, 基本顶岩梁中部下方也出现裂隙, 当工作面推进至 30 m 时, 基本顶岩梁中部触矸, 故初次来压步距为 30 m。进入正常推进阶段, 顶板随采随冒, 其块度因顶板距煤层的距离、岩层的强度和岩性不同而异, 直接顶冒落岩石的块度较小, 连通性较差, 容易弥合, 压实压密的速度较快,

基本顶周期破断步距为 6~8 m, 步距较短。

随着工作面的推进, 顶板裂隙带的高度也逐渐增大, 但工作面推进到 144 m 后, 有效导水裂隙带发育速度减缓, 回采工作面推进到 180 m 时, 顶板有效导水裂隙带高度基本稳定在 30 m 左右; 冒落带高度在工作面推进到 72 m 左右时, 发育到最大, 达到 13.6 m, 随后随着工作面继续推进, 冒落带高度反而有所降低。冒裂带高度随推进步距的变化规律见图 2。

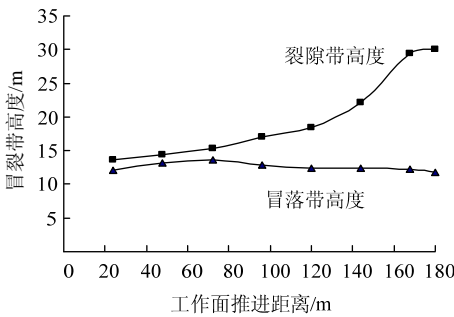


图 2 冒裂带高度随推进步距变化曲线
Fig.2 Curve of break height of coal with promote step

2.3.2 顶板垂直位移特征分析

上覆岩层的移动是自下而上开始的。同一垂线上各测点下沉曲线如图 3, 4 所示。

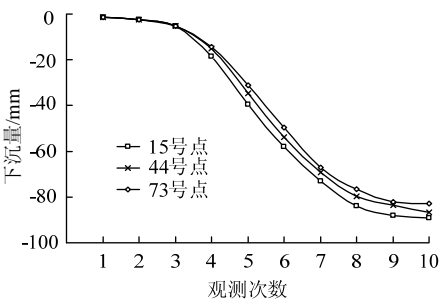


图 3 15, 44, 73 测点最大下沉点下沉曲线
Fig.3 Subsidence curve Maximum subsidence point No.15, 44, 73 measuring points

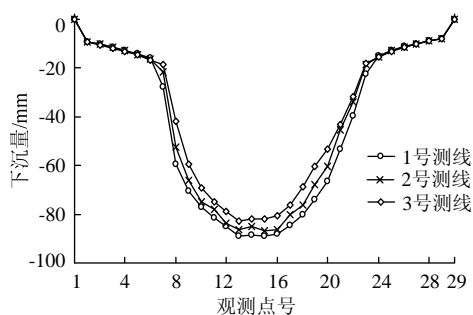


图 4 采后下沉曲线

Fig.4 Subsidence curve after mining

由图 3, 4 可看出, 3 条测线上测点基本保持同步下沉, 3 条测线之间没有大的离层, 说明冒落带发育高度处于 1 号测线以下。裂隙带岩层下沉到一定位置, 受到冒落矸石的支撑, 下沉速度急剧减小, 此时下位岩层的下沉速度小于上位岩层, 岩层逐渐由离层状态重新呈现压缩状态。随着工作面推进, 上覆岩层的下沉速度几乎一致且愈来愈小, 约在滞后工作面 60 m 处, 顶板下沉速度开始缓慢, 滞后工作面 90 m 以上时, 顶板下沉基本趋于稳定。

3 采动裂隙现场实测研究

3.1 工作面采矿条件

为了进一步研究软弱薄基岩放顶煤开采采动裂隙的发育规律, 在 87 采区中的 873 综放工作面布置 2 个采后“两带”孔, 采用冲洗液消耗量法观测“两带”的发育高度。873 综放面南至朱仙庄井

田边界, 北至 87 运输上山, 上邻 87 一区段工作面、下邻 875 工作面, 均未开采。工作面标高为 -276.8~-313.4 m, 走向长 370~440 m, 平均 380 m, 倾斜长 138~142 m, 平均 140 m, 煤层倾角为 6° ~ 28° , 平均为 8° 。

3.2 “两带”观测孔布置

873 综放工作面地表上方布置的 2 个采后“两带”孔编号分别为 873-1 号和 873-2 号, 钻孔布置在 873 工作面靠近上、下巷道内侧, 两孔与上下巷道距离分别为 18 m 和 20 m。

3.3 “两带”观测结果分析

由图 5 看出, 钻进至基岩段止水合格后, 随着钻进深度不断增加, 冲洗液消耗量也不断增加, 孔深 263.12 m 处为 $0.5 \text{ L}/(\text{s} \cdot \text{m})$, 钻进至孔深 272.45 m 处, 冲洗液循环中断, 至终孔未见反水, 表明此时已到裂隙带发育的顶端, 该钻孔附近基岩均度为 68.57 m, 裂隙带的高度为 42.31 m。873-1 号钻孔附近煤层平均厚度为 7.85 m, 裂采比为 5.39。

随着钻进至孔深 295.75 m, 每次上下钻水位稳定在 27.8~40.37 m 之间。钻进至孔深 296.40 m 时出现掉钻现象, 在孔深 299.12 m 处提钻后, 水位陡然下降, 无法测得; 在孔深 303.42 m 处孔口出现吸风现象, 并且在孔深 299.12~303.42 m 层段钻进过程中掉钻较为频繁, 由此判断孔深 303.42 m 处为垮落带顶点, 冒落带高度为 11.34 m, 冒采比为 1.44。

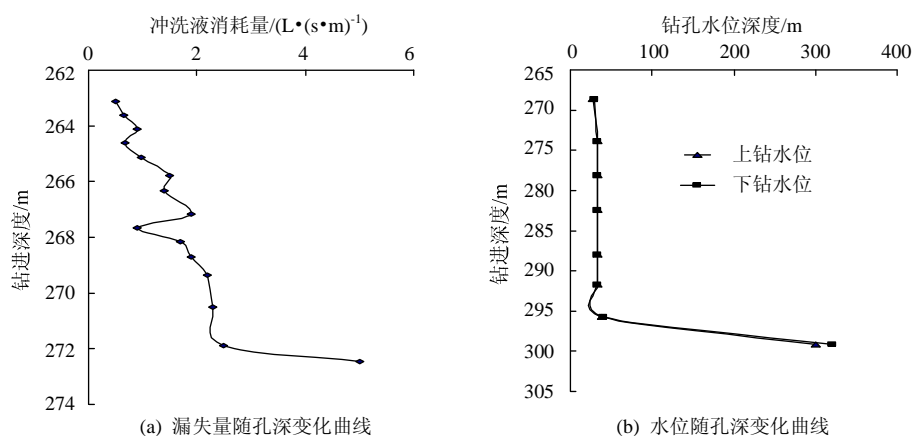


图 5 873-1 号钻孔观测结果

Fig.5 Observed result of 873-1 drill hole

由图 6 可以看出, 钻进至 264.41~265.91 m 层段时, 孔口有极少量的反水现象, 冲洗液漏失量达到 $4 \text{ L}/(\text{s} \cdot \text{m})$, 提钻后的水位下降至 165.25 m; 在 268.41~271.48 m 层段时, 孔口始终没有反水, 且上钻水位下降至 200 m, 表明已经探测到裂隙带的顶

点位置, 该钻孔附近基岩均度为 51.86 m, 裂隙带的高度为 33.7 m, 873-2 号钻孔附近煤层平均厚度为 9.3 m, 裂采比为 3.6。

继续钻进时发现, 孔深 271.65~280.15 m 层段, 孔内水位有较大幅度的回升, 同时出现数次抱钻现

象,表明此层段的泥岩遇水后受采动影响发育的纵向裂缝闭合形成了再生隔水能力。钻进至孔深 283.26 m 时,上钻水位迅速下降至 218.6 m,在孔深 283.26~286.37 m 层段有掉钻现象,同时上钻水

位无法测得,孔口出现吸风现象,由此判断孔深 286.37 m 处为垮落带顶点,冒落带高度为 15.74 m,为采厚的 1.69 倍。

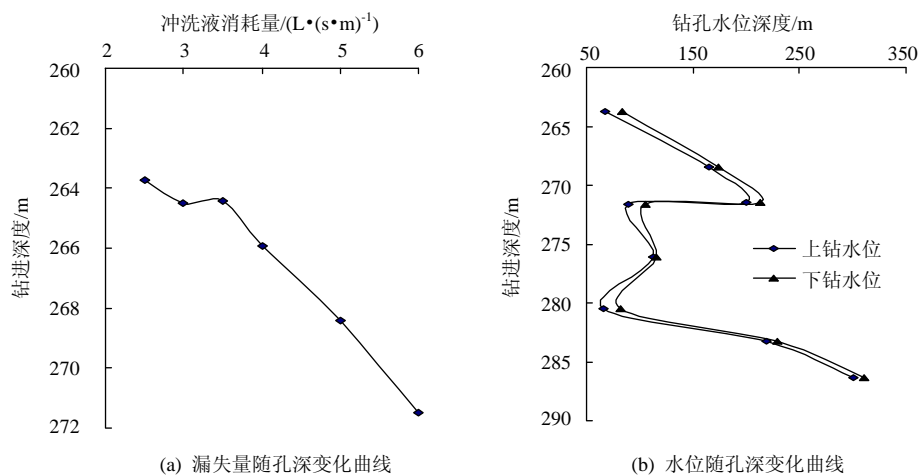


图6 873-2号钻孔观测结果
Fig.6 Observed result of 873-2 drill hole

由上述观测结果可以看出,基岩中的黏土矿物在风化和地下水的共同作用下,容易泥化膨胀,使破断岩层产生了再生阻隔水性能,致使放顶煤开采的裂隙带发育高度远远低于正常基岩。综合2个“两带”孔冒裂带高度数据、相应的基岩厚度和煤层厚度可以发现,基岩越薄,风化程度增加,裂隙带高度发育受阻现象越明显,高度越低。

4 工作面矿压实测研究

4.1 工作面概况

870工作面位于87一区段上方,切眼处基岩厚度小于20 m,煤层均厚8.0 m,倾角5°~15°,硬度系数 $f=0.3$,顶板为砂质泥岩和风化细砂岩,强度极低,基岩中不存在基本顶承载层。开采过程中,采高为2.1 m,为了能够实现快速推进,防止开采过程中发生压架事故,引进了新型的ZF6000/17.5/28综放支架,其初撑力为4 603~4 667 kN,额定工作阻力5 931~6 012 kN。在工作面布置了上、中、下3个压力监测站,安装支架自动监测系统92个,对支架工作阻力进行记录。

4.2 结果分析

图7反映的是中部测站支架初撑力和工作阻力变化情况。从图7中可以看出,支架支撑力平均为1 828 kN,为额定初撑力的39.74%。工作面的推进至7~9 m时,直接顶初次垮落。工作面推进至27 m时,支架工作阻力增加较明显,此为工作面的初次

来压,来压时支架工作阻力为2 397 kN,动载系数为1.24。工作面推进至36 m时,工作面发生第1次周期来压,来压时支架工作阻力为2 209 kN,动载系数为1.14,周期来压步距为9 m。随着工作面继续推进,工作面呈现出明显的周期性来压显现,来压步距为9~11 m。

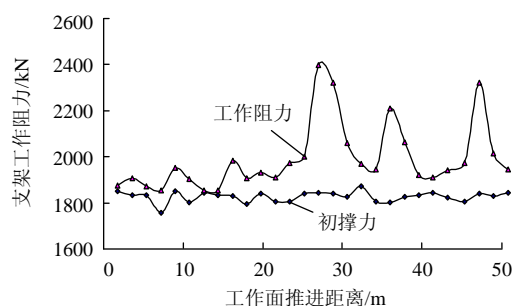


图7 支架工作阻力变化曲线
Fig.7 Curve of support's working resistance

由于软弱薄基岩厚煤层的综放开采时,基岩中无基本顶承载层,顶板岩层以静荷载的形式作用于顶煤,导致来压特征不明显;同时软弱顶煤通过变形消耗了基岩作用的大部分能量,导致基岩通过顶煤传递给支架的荷载大幅度降低,支架实测工作阻力远远低于额定工作阻力。

根据870薄基岩综放面矿压观测结果,可以得到如下规律:

1) 支架的工作阻力低。来压时工作阻力占额定工作阻力的32.85%,远远低于额定工作阻力。

2) 来压步距短。工作面初次来压步距为 27 m, 周期来压步距为 9~11 m, 远远低于正常条件下综放开采时的来压步距。

3) 来压显现不明显。初次来压时的动载系数为 1.24, 周期来压时的动载系数为 1.14, 顶板周期性断裂特征不明显。

5 结 论

1) 通过物理模拟得出, 工作面推进至 72 m 时, 冒落带高度达到最大 13.6 m; 工作面推进至 180 m 时, 裂隙带发育高度达到最大 30 m。

2) 现场实测裂隙带发育最大高度为 33.7~42.31 m, 裂采比为 3.6~5.39, 冒落带高度为 11.34~15.74 m, 垮采比为 1.44~1.69, 软弱薄基岩放顶煤开采引起的裂隙高度远小于正常基岩, 基岩越薄, 采动裂隙受阻现象越明显, 裂隙高度越低。

3) 软弱薄基岩放顶煤开采时, 顶板基岩中无基本顶承载层, 但支架工作阻力 2 397 kN, 小于额定工作阻力, 来压步距远小于正常基岩放顶煤, 来压显现不明显, 不会出现压架事故。

参考文献:

- [1] 熊晓英, 李俊斌. 1402(3)综采工作面压架分析[J]. 中国煤炭地质, 2004, 16(3): 34-37.
XIONG Xiao-ying, LI Jun-bin. A case study on support break-off at fully mechanized mining face 1402(3)[J]. Coal Geology of China, 2004, 16(3): 34-37.
- [2] 吴玉华. 超薄基岩采场矿压显现规律与调控技术研究[J]. 安徽理工大学学报, 2006, 26(2): 12-16.
WU Yu-hua. Investigations into strata behaviors and the adjusting and controlling technology of ultrathin bedrock working face[J]. Journal of Anhui University of Science and Technology, 2006, 26(2): 12-16.
- [3] 许家林, 蔡东, 傅昆岚. 邻近松散层承压含水层开采工作面压架机理与防治[J]. 煤炭学报, 2007, 32(12): 1239-1243.
XU Jia-lin, CAI Dong, FU Kun-lan. Mechanism of supports crushing accident and its preventive measures during coal mining near unconsolidated confined aquifer[J]. Journal of China Coal Society, 2007, 32 (12): 1239-1243.
- [4] 杨本水, 孔一繁, 余庆业. 风氧化带内煤层安全开采的试验研究[J]. 中国矿业大学学报, 2004, 33(1): 50-54.
YANG Ben-shui, KONG Yi-fan, YU Qing-ye. Testing research of coal layer safe extraction in efflorescent oxygenized belts[J]. Journal of China University of Mining & Technology, 2004, 33(1): 50-54.
- [5] 许延春. 综放开采防水煤岩柱保护层的“有效隔水厚度”留设方法[J]. 煤炭学报, 2005, 30(3): 305-308.
XU Yan-chun. Design methods of the effective water-resisting thickness for the protective seam of the water barrier in fully-caving mechanized coal mining [J]. Journal of China Coal Society, 2005, 30(3): 305-308.
- [6] 黄庆享. 浅埋煤层的矿压特征与浅埋煤层定义[J]. 岩石力学与工程学报, 2002, 21(8): 1174-1177.
HUANG Qing-xiang. Ground pressure behavior and definition of shallow seams[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2002, 21(8): 1174-1177.
- [7] 黄庆享, 胡火明, 刘玉卫, 等. 浅埋煤层工作面液压支架工作阻力的确定[J]. 采矿与安全工程学报, 2009, 26(3): 304-307.
HUANG Qing-xiang, HU Huo-ming, LIU Yu-wei, et al. Determination of proper support resistance in working face of shallowly buried coal seam[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2009, 26(3): 304-307.
- [8] 侯忠杰, 吴文湘, 肖民. 厚土层薄基岩浅埋煤层“支架-围岩”关系实验研究[J]. 湖南科技大学学报, 2007, 22(1): 9-12.
HOU Zhong-jie, WU Wen-xiang, XIAO Min. Research on relation of “support and surrounding-rock” in shallow seam covered with thick soil stratum and thin basic rock [J]. Journal of Hunan University of Science & Technology, 2007, 22(1): 9-12.
- [9] 陈忠辉, 冯竞竞, 肖彩彩, 等. 浅埋深厚煤层综放开采顶板断裂力学模型[J]. 煤炭学报, 2007, 32(5): 449-452.
CHEN Zhong-hui, FENG Jing-jing, XIAO Cai-cai, et al. Fracture mechanical model of key roof for fully-mechanized top-coal caving in shallow thick coal seam[J]. Journal of China Coal Society, 2007, 32(5): 449-452.
- [10] 胡戈, 李文平, 程伟, 等. 淮南煤田综放开采导水裂隙带发育规律研究[J]. 煤炭工程, 2008(5): 74-76.
HU Ge, LI Wen-ping, CHENG Wei, et al. Study on the law of fractured full-mechanized caving mining in Huainan Coal[J]. Coal Engineering, 2008(5): 74-76.
- [11] 杜锋, 杨本水, 邵明建. 风氧化带内倾斜长壁综采面矿压显现与控制[J]. 煤炭科学技术, 2008, 36(5): 10-13.
DU Feng, YANG Ben-shui, SHAO Ming-jian. Strata behavior and control of inclined fully mechanized long-wall mining face in oxidized zone of seam[J]. Coal Science and Technology, 2008, 36(5): 10-13.