

文章编号:0253-9993(2013)06-0987-07

河下综放开采覆岩破坏发育特征实测及模拟研究

刘 贵^{1,2}, 张华兴^{1,2}, 刘治国^{1,2}, 邹友平^{1,2}, 郭爱国^{1,2}, 崔 锋^{1,2}

(1. 天地科技股份有限公司 开采设计事业部, 北京 100013; 2. 煤炭科学研究总院 开采设计研究分院, 北京 100013)

摘 要: 下沟煤矿位于泾河下的煤炭资源, 采用综放开采, 现有的导水断裂带高度计算方法不能满足水体下采煤安全评价的要求。为了掌握泾河下特厚煤层大面积综放开采的覆岩破坏发育特征, 实现水体下安全回采, 在研究区工作面不同位置布置了5个采后“两带”孔, 进行了钻孔冲洗液漏失量和彩色电视观测, 并通过物理模拟进一步研究了在各工作面间留设一定宽度隔离煤柱的开采方式的覆岩破坏过程。观测和模拟结果表明: 隔离煤柱有效地控制了覆岩破坏发育高度, 成为泾河下压煤安全回采的关键。根据得出的单工作面最大裂采比, 并通过最小防水安全煤岩柱垂高的计算, 认为地质条件满足泾河下安全回采的要求。

关键词: 河下采煤; 综放开采; 覆岩破坏; 导水断裂带

中图分类号: TD823. 83 **文献标志码:** A

Observation and simulation research on development features of overlying strata failure in conditions of fully-mechanized top-coal caving mining under river

LIU Gui^{1,2}, ZHANG Hua-xing^{1,2}, LIU Zhi-guo^{1,2}, ZOU You-ping^{1,2}, GUO Ai-guo^{1,2}, CUI Feng^{1,2}

(1. Coal Mining and Designing Department, Tiandi Science and Technology Co., Ltd., Beijing 100013, China; 2. Coal Mining and Design Branch, China Coal Research Institute, Beijing 100013, China)

Abstract: Coal resources of Xiagou Coal Mine locates under the Jing River, using fully-mechanized top-coal caving mining, therefore, it is difficult to calculate exactly the height of water conducted fissure zone by using the known methods. In order to master the overlying strata failure development features of great thick coal seam massive fully-mechanized top-coal caving mining under the Jing River, realization of safety mining under water, assigned 5 holes of “Two-zone” in different positions of the study area working face, conducted observation of borehole flushing fluid leakage and colour television, and further study on the overlying strata failure process of mining method that remained the isolated pillar with a definite width between the working faces by physical simulation. Observation and simulation results indicate that the isolated pillar has effective control of the development height of overlying strata failure, and it is the key about mining safety under the Jing River. According to the results provide the largest ratio of fissure zone height and mining thick of single working face, and by the least vertical height calculating of the safe coal post preventing water, hold that geological conditions meet the requirements of the mining safety under the Jing River.

Key words: coal mining under river; fully-mechanized top-coal caving mining; overlying strata failure; water conducted fissure zone

水体下采煤上覆岩层变形和破坏后形成的“两带”高度对安全生产影响重大, 一旦导水断裂带波及水体, 水体将成为开采工作面的直接充水水源, 增加

矿井的排水压力, 甚至造成淹井事故。因此为了研究煤层开采后覆岩破坏发育特征, 国内学者做了大量的研究工作, 其中刘天泉等^[1-2]提出了覆岩破坏“三带”

分布状态,认为导水断裂带范围的形态在走向及倾向剖面上均为“马鞍形”,并根据大量观测钻孔的现场实测数据总结出不同岩性顶板覆岩薄煤层及厚煤层分层开采的垮落带和导水断裂带高度的经验计算公式,为我国“三下”采煤研究奠定了基础。钱鸣高院士等^[3-4]对采场覆岩结构形态与受力状态及覆岩采动裂隙分布特征进行了研究。此后,高延法^[5]在覆岩破坏“三带”理论的基础上,提出了岩移“四带”模型;王金庄等^[6]研究了连续大面积开采条件下托板控制岩层变形模型等,对解释和计算导水断裂带的形状和高度都有重要意义。此外,在导水断裂带发育高度的观测方法上,国内学者也进行很多探索,包括钻孔冲洗液法、彩色电视法、综合物探法等^[7-9]都得到了广泛应用,观测手段的丰富,对保证煤矿安全生产起到重要作用。

以上学者研究覆岩破坏形态及发育高度时,多是在充分开采条件下进行的,且被编入《“三下”采煤规程》^[10]中的“两带”高度预计公式不适应综放开采的情况。研究及实践结果表明,在充分开采情况下,综放开采的覆岩破坏高度尤其是断裂带高度明显大于分层开采,而地质条件、顶板覆岩结构的不同,使得各个矿区在综放开采条件下的导水断裂带发育高度相差很大。而为了控制覆岩破坏发育高度,文献^[11-12]探讨了在工作面间留设一定宽度隔离煤柱,使各工作面处在非充分采动情况下,这样覆岩破坏高度会相应变小,实现河下安全回采或地表移动量的减小。

本文以下沟煤矿为试验矿井,采用钻孔冲洗液漏失量观测和钻孔彩色电视系统探测在非充分采动情况下综放开采覆岩破坏的发育特征,以实现水体下安全回采。

1 下沟煤矿地质及开采条件

下沟煤矿于 1991 年建井,经技术改造后设计生产能力为 0.90 Mt/a,井田南高北低,泾河从井田北部流过,流量较大,河宽 1 000 m 左右,地表为泾河河滩与台地。井田断面海拔为 +1 040 ~ +1 060 m,泾河河滩标高为 +830 m 左右。主采侏罗系下统 8 号煤层,泾河下煤层平均厚度为 12 m,煤层平均埋深约为 340 m,煤层倾角为 0 ~ 5°,河下开采区无断裂构造。经分析,下沟矿河下采煤属复合水体下开采,因为河床松散层水体直接覆盖在白垩系下统洛河组厚层砂岩和宜君组砾石承压水层之上,上下水体之间没有有效隔水层,洛河砂砾岩水体之下至 8 号煤层防水煤岩柱为 192.5 m,且防水煤岩柱隔水性能良好。根据以前开采经验,本次研究区域共布置 7 个工作面,编号

为 ZF2801 ~ ZF2807,其中 ZF2801 工作面是试采工作面。工作面倾斜宽均为 93.4 m,如图 1 所示,每个工作面间设计留设 20 m 的隔离煤柱,以起到隔离覆岩破坏相互贯通,控制断裂带发育高度的目的。

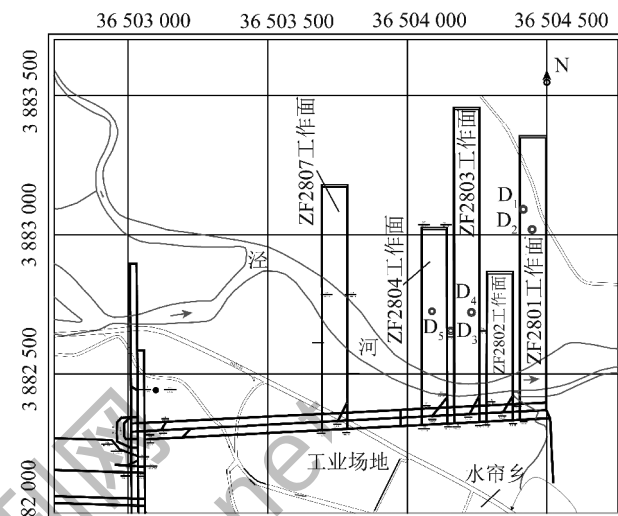


图 1 工作面与泾河井上下对照

Fig. 1 Comparison chart of working face and Jing River

2 试采工作面覆岩破坏发育特征

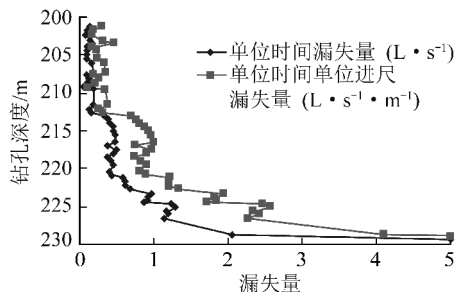
为了保证科学安全生产,秉承试采推广的原则,即在进行泾河下开采可行性论证的基础上确定首先在泾河下的一个工作面内进行综放开采试验,在取得试采经验的基础上再全面进行河下开采的原则。选取 ZF2801 工作面为试采工作面,进行综放开采覆岩破坏特征的研究。ZF2801 工作面走向长约 1 060 m,倾斜长 93.4 m,平均采厚 9.3 m,采深 316 ~ 347 m,煤层倾角 2°左右。

为确定试采工作面覆岩破坏发育特征,在工作面上方布置了 2 个采后“两带”观测孔,钻孔编号为 D₁ 和 D₂,D₁ 孔靠近回风巷一侧,D₂ 孔位于工作面中部(图 1)。

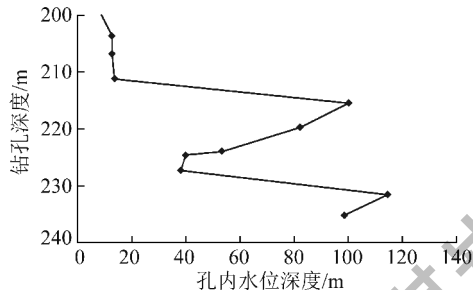
2.1 钻孔冲洗液观测确定的断裂带高度

根据观测结果,绘制了 D₁ 和 D₂ 钻孔冲洗液漏失量及钻孔水位随钻进深度的变化曲线,如图 2,3 所示。由图 2(a)可知,孔深 201.32 ~ 212.67 m 时,冲洗液漏失量变化不大,从孔深 212.67 m 开始,冲洗液漏失量增大,且有逐渐加大的趋势,岩芯较破碎,有纵向裂缝,至孔深 229.27 m 处冲洗液循环中断,全部漏失,经注水实验后无返水。由图 2(b)可知,孔深 203.54 ~ 211.17 m 时,钻孔水位较浅,提钻后孔内水位稳定在 12.7 ~ 13.2 m,至孔深 212.67 m 时钻孔冲洗液漏失量明显增大,同时该趟钻提钻后孔内水位迅

速降至 99.7 m。孔深 215.37 ~ 227.10 m 时,每次提钻后孔内水位有下降的趋势,变化范围在 38.0 ~ 99.7 m,从孔深 227.10 m 开始,孔内水位随着钻孔深度的增加呈下降趋势。从以上分析判定孔深 212.67 m 处为 D_1 孔导水断裂带的顶点,经计算该孔导水断裂带高度为 111.81 m,裂采比为 11.29。



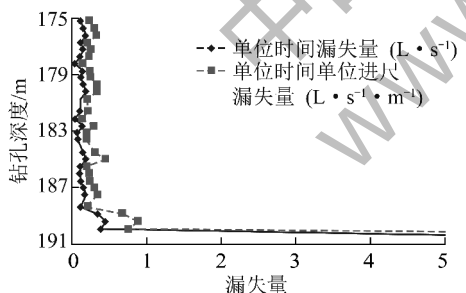
(a) 冲洗液漏失量与钻孔深度的关系



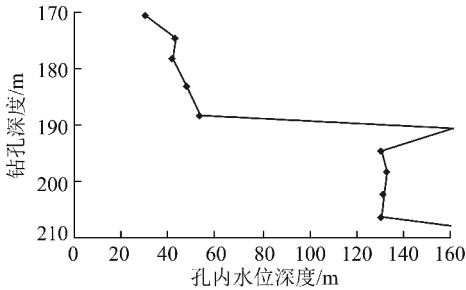
(b) 钻孔水位深度与钻孔深度的关系

图2 D_1 孔观测结果

Fig. 2 Monitoring results of D_1 borehole



(a) 冲洗液漏失量与钻孔深度的关系



(b) 钻孔水位深度与钻孔深度的关系

图3 D_2 孔观测结果

Fig. 3 Monitoring results of D_2 borehole

由图 3(a) 可知,孔深 175.20 ~ 188.37 m 时,冲洗液漏失量变化不大,从孔深 188.37 m 开始,冲洗液

漏失量增大,且有逐渐加大的趋势,岩芯较破碎,有纵向裂缝;至孔深 190.37 m 处冲洗液循环中断,全部漏失,经注水实验后无返水。由图 3(b) 可知,孔深 170.6 ~ 188.37 m 时,钻孔水位埋深较浅,孔内水位基本稳定在 30.1 ~ 54.3 m,从孔深 188.37 m 开始钻孔冲洗液漏失量明显增大,同时该趟钻提钻后水位迅速降至 161.0 m,之后每次提钻后孔内水位略有减小,但基本在 130.5 ~ 133.2 m,远大于相对稳定的 30.1 ~ 54.3 m。从以上分析判定孔深 188.37 m 处为 D_2 孔导水断裂带的顶点,经计算该孔导水断裂带高度为 125.81 m,裂采比为 12.71。

2.2 试采工作面覆岩破坏高度与形态特征

通过钻孔冲洗液漏失量观测及分析结果可知,下沟煤矿 ZF2801 工作面开采后覆岩破坏高度为 111.81 ~ 125.81 m。采空区中部钻孔(D_2 孔)实测导水断裂带高度高于靠近回风巷一侧的钻孔(D_1 孔)实测导水断裂带高度,相差 14 m,表明该工作面采后的导水断裂带发育形态为“拱形”,而非充分开采状态下的两边高,中间低的“马鞍形”。在采宽采深比接近 1/3 的情况下导水断裂带的发育规律属于不充分开采状态,区别于国内其他矿区的情况。

根据钻孔柱状图分析可知,工作面覆岩结构属于上强下弱类型,上部白垩系地层,即洛河砂岩、宜君砾岩的岩性较坚硬,厚度大,约 110 m,可视为控制覆岩破坏的主关键层。而直罗组约 35 m 厚的细砂岩可视为控制覆岩破坏的亚关键层。覆岩的关键层存在对覆岩破坏发育高度起到了控制作用。

3 后续工作面覆岩破坏发育特征

试采工作面取得覆岩破坏发育规律后,也实现了复合水体下的安全回采,取得了试采的成功。为验证后续工作面的覆岩形态及研究泾河压煤区特殊覆岩结构条件下的多工作面综放开采的覆岩破坏规律,在后续开采过程设计 3 个覆岩破坏观测钻孔。为了研究相邻工作面开采后覆岩破坏是否相互贯通及验证工作面间留设 20 m 隔离煤柱的稳定性,将 D_3 钻孔布置在 ZF2803 工作面与 ZF2804 工作面间区段煤柱上方; D_4 和 D_5 孔分别布置在 ZF2803 与 ZF2804 工作面上方中部。

3.1 钻孔冲洗液观测确定覆岩的破坏高度

ZF2803 与 ZF2804 工作面采后,进行钻探观测,根据观测结果,绘制了 D_3 钻孔冲洗液漏失量及钻孔水位随钻进深度的变化曲线(图 4)。由图 4(a) 可看出,在整个观测段 147.96 ~ 255.10 m 范围内,尽管局部漏失量变化明显,但冲洗液至 255.10 m (距离煤层

顶板 40 m 左右) 仍未完全漏失, 并且所取岩芯仍较完整, 未发现纵向裂隙发育。说明该位置并未产生与井下连通的导水裂缝, ZF2803 与 ZF2804 工作面覆岩破坏没有贯通, 彼此之间是独立的。由图 4(b) 知, 孔深 145 ~ 175 m 范围内, 下钻前水位与起钻后水位有一定差别。其后下钻前水位与起钻后水位基本稳定在 4 m 左右, 到 255.28 m 时下钻前与起钻后水位分别为 3.95、4.10 m。整个观测段钻孔水位随孔深变化趋势平缓, 水位保持较高, 也证明孔深 255 m 左右时并未产生与井下连通的导水裂缝, 隔离煤柱能有效支撑顶板。

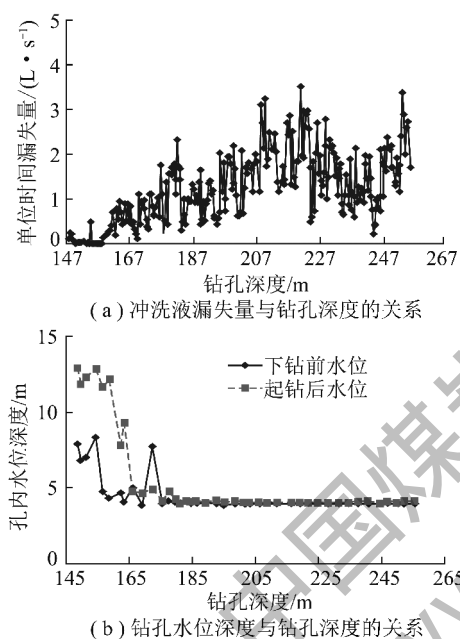


图 4 D₃ 孔观测结果

Fig. 4 Monitoring results of D₃ borehole

以上分析表明, 工作面隔离煤柱稳定性较好, 对覆岩破坏起到有效的控制作用, 抑制了覆岩破坏的横向贯通, 降低了覆岩破坏的纵向发育高度。

同样, 根据观测资料, 确定 ZF2803 工作面上 D₄ 孔导水断裂带的顶点位置为孔深 204.57 m 处, 经计算, 导水断裂带高度为 97.47 m, 裂采比为 11.20; ZF2804 工作面上 D₅ 孔导水断裂带的顶点位置为孔深 159.90 m 处, 经计算, 导水断裂带高度为 149.48 m, 裂采比为 16.79。

从各钻孔冲洗液漏失量观测确定的覆岩破坏的裂采比最大为 16.79, 根据河下开采安全煤岩柱留设原则, 防水安全煤岩柱的高度为导水断裂带的最大高度加上保护层厚度 (取 3 倍采放高度), 即泾河下最小防水安全煤岩柱的厚度为煤层采放高度的 19.79 倍, 按 ZF2804 工作面平均采放高度 8.9 m 计算, 最小防水安全煤岩柱的厚度为 176.13 m, 小于河下有效

防水煤岩柱的垂高 192.5 m, 可实现河下安全回采。

3.2 钻孔电视探测确定覆岩的破坏高度

图 5(a) 为 D₄ 钻孔断裂带顶点处裂隙分布 (孔深 204.60 m), 在孔深 204.60 m 处, 岩层出现拉伸近于竖直方向的裂隙发育形态。纵向裂隙出现交错, 裂隙较发育; 在孔深 206.40 m 处出现交错贯通的裂缝。图 5 揭示的岩层特征也解释了冲洗液漏失量观测中在孔深 204.57 m 处漏失量开始增大及在钻孔水位观测中 204.69、207.76 m 处水位急剧下降的原因。说明在孔深 204.60 m 处, 岩层进入断裂带范围, 与冲洗液漏失量观测的断裂带顶点位置可相互佐证。

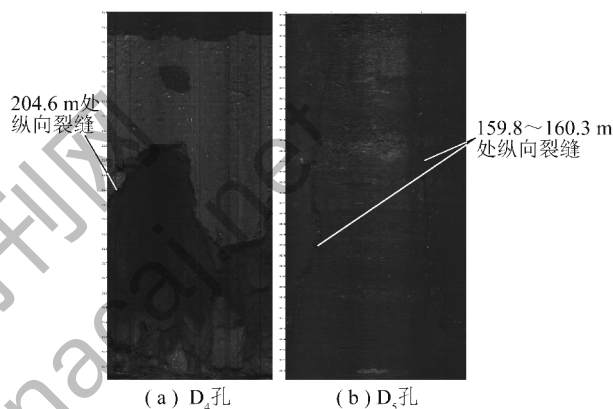


图 5 断裂带顶点位置附近裂隙分布

Fig. 5 Fissure distributions in peak position of crack zone

图 5(b) 为 D₅ 钻孔断裂带顶点处裂隙分布 (埋深 159.80 m), 从 159.80 m, 纵向裂隙增多, 且贯通较长。在冲洗液漏失量观测中, 从 159.90 m 处开始冲洗液单位时间漏失量、单位进尺漏失量呈增大趋势, 并在 162.65 m 处, 冲洗液全部漏失。钻孔水位观测中水位在 159.40 m 处开始大幅下降, 159.40 m 处下钻时水位为 122.10, 162.65 m 时提钻后, 水位增大至 161.30 m。钻孔电视探测结果导水断裂带顶点位置 (孔深 159.80 m) 与冲洗液漏失量观测确定导水断裂带位置 (孔深 159.90 m) 相差较小。

4 物理模拟研究

4.1 相似材料模拟试验的模型设计

模型的原始参数取自下沟煤矿地层综合柱状图及研究区域的地质资料, 以 8 号煤为研究对象, 煤层平均厚 12 m。试验模型尺寸 4 200 mm × 250 mm × 1 700 mm, 采用平面应力模型, 几何相似比为 $C_l = 1 : 200$, 容重比为 $C_\gamma = 1 : 1.6$, 应力比为 $C_\sigma = C_l C_\gamma = 1 : 320$, 时间相似常数: $C_t = \sqrt{C_l} = 14.14$ 。由此可确定模型主要岩性参数: 容重和抗压强度, 以进行相似材料的配比, 表 1 是原型与模型主要岩性参数。

表 1 原型与模型主要岩性参数
Table 1 Main lithologic character parameters of the original and test model

层号	岩性	原型		模型	
		容重/ ($\text{kN} \cdot \text{m}^{-3}$)	抗压强 度/MPa	容重/ ($\text{kN} \cdot \text{m}^{-3}$)	抗压强 度/MPa
1	亚黏土	10.0		6.3	
2	中砂岩	25.0	80.0	15.6	0.250
3	砾岩	24.0	72.0	15.0	0.225
4	粉砂质泥岩	24.7	32.0	15.4	0.100
5	中粒砂岩	24.9	18.4	15.6	0.058
6	粉砂质泥岩	24.7	19.0	15.4	0.059
7	细砾岩	24.0	14.0	15.0	0.044
8	泥岩	23.4	34.0	14.6	0.106
9	细砂岩	22.9	30.0	14.3	0.094
10	泥岩	23.8	29.0	14.9	0.091
11	细砂岩	24.0	34.0	15.0	0.106
12	中砂岩	24.8	24.0	15.5	0.075
13	泥岩	23.5	32.0	14.7	0.100
14	8 号煤	14.0	26.0	8.8	0.081
15	泥岩	24.0	34.0	15.0	0.106

模型布置了 7 个综放工作面,分别编号为 ZF2801~ZF2807,每个工作面长度 0.467 m,原型长度为 93.4 m,2 个工作面之间留设 20 m 的隔离煤柱,煤柱编号为煤柱 1~煤柱 6。由于研究区煤层倾角较小,模型取水平煤层模拟,试验模型设计如图 6 所示。

4.2 相似模拟试验结果分析

根据开采规划,工作面开采顺序为 ZF2801,ZF2802,ZF2807,ZF2803,ZF2804,ZF2805,ZF2806,为了研究覆岩破坏发育特征,待各工作面开采稳定后,回收留设煤柱,查看覆岩破坏情况。各工作面顺序开采后覆岩破坏形态如图 7 所示。

根据开采后覆岩跨落及裂缝发育,经测量得平均导水断裂带高度为 101.8 m,平均裂采比为 8.5,最大导水断裂带高度确定为 135 m,最大裂采比为 11.3。从图 7 可知,工作面间留设的 20 m 煤柱把各工作面隔离成为非充分开采单元,隔离煤柱有效地分隔了相邻工作面垮落空间的横向贯通,同时也抑制了垮落空间的纵向扩展,使得各工作面开采形成了彼此独立的覆岩破坏形态,覆岩破坏形态为“拱形”,而非“马鞍形”,与钻孔冲洗液漏失量观测确定的覆岩破坏形态吻合。

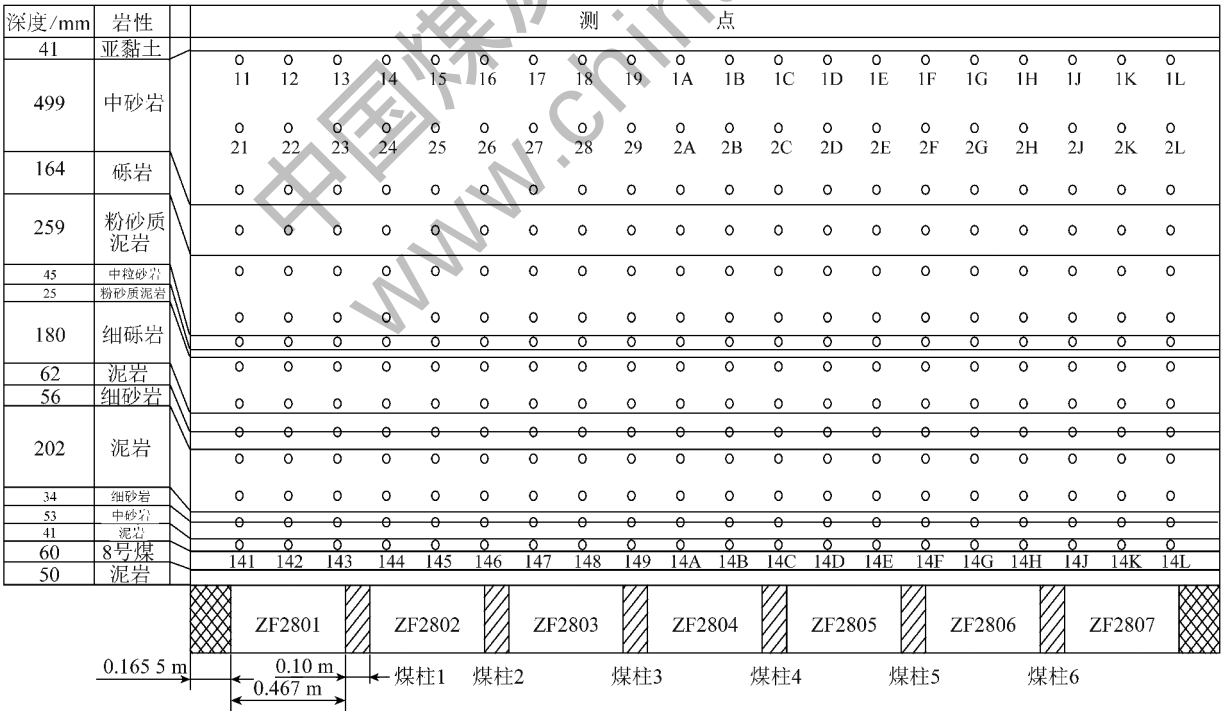


图 6 试验模型设计

Fig. 6 Design for test model

为了研究充分开采情况下的覆岩破坏特征,可把两工作面间的隔离煤柱回收,达到增加工作面宽度的目的。图 8 为回收煤柱 5 后覆岩破坏示意,2 个工作面合成一个工作面后,工作面形成较为充分的开采状

态,断裂带高度为 161.4 m,相对于 ZF2805,ZF2806 单工作面开采的最大导水断裂带高度 108.4 m,高度增加 48.9%,并且贯通了横向裂隙,覆岩破坏呈现类似“马鞍形”的两边高中间稍低的形态,最小防水安

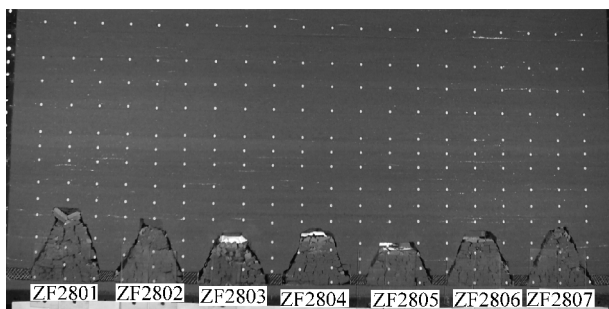


图 7 各工作面开采后覆岩破坏形态

Fig. 7 Shape of overlying strata failure after the work face mining

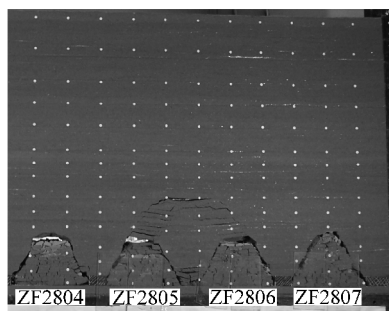


图 8 煤柱 5 回收后覆岩破坏形态

Fig. 8 Shape of overlying strata failure after pillar 5 was recovered

全煤岩柱高度不能满足河下安全回采的要求。

5 结 论

(1) 通过钻孔冲洗液漏失量观测及分析结果可知, 下沟煤矿试采工作面 (ZF2801) 开采后导水断裂带发育形态为“拱形”, 而非充分开采状态下的两边高、中间低的“马鞍形”。在采宽采深比接近 1/3 的情况下导水断裂带的发育规律属于不充分开采状态, 覆岩中直罗组细砂岩亚关键层对覆岩破坏起到了控制作用。

(2) 通过钻孔冲洗液漏失量观测和钻孔彩色电视系统探测结果, 得到泾河下工作面间留设一定宽度隔离煤柱的综放开采覆岩破坏高度为 97.47 ~ 149.48 m, 可实现泾河下安全回采。

(3) 对位于 ZF2803 工作面与 ZF2804 工作面间区段煤柱上方 D_3 孔的观测结果表明, ZF2803 与 ZF2804 工作面覆岩破坏没有贯通, 彼此之间是独立的, 隔离煤柱能有效支撑顶板, 相似模拟结果与此较吻合。

(4) 相似模拟结果表明, 各工作面开采后, 隔离煤柱有效地分隔了相邻工作面垮落空间的横向贯通, 使得各工作面开采形成了彼此独立的覆岩破坏形态, 覆岩破坏形态为“拱形”; 当隔离煤柱回采后, 导水断

裂带高度会急剧增加, 增加比例达 48.9%, 覆岩破坏呈现类似“马鞍形”的两边高、中间稍低的形态。

参考文献:

- [1] 煤炭科学研究总院北京开采所. 煤矿地表移动与覆岩破坏规律及其应用[M]. 北京: 煤炭工业出版社, 1983.
- [2] 刘天泉. 矿山岩体采动影响与控制工程学及其应用[J]. 煤炭学报, 1995, 20(1): 1-5.
Liu Tianquan. Influence of mining activities on mine rock mass and control engineering[J]. Journal of China Coal Society, 1995, 20(1): 1-5.
- [3] 钱鸣高, 缪协兴. 采场上覆岩层结构的形态与受力分析[J]. 岩石力学与工程学报, 1995, 14(2): 97-106.
Qian Minggao, Miao Xiexing. Theoretical analysis on the structural form and stability of overlying strata in longwall mining[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 1995, 14(2): 97-106.
- [4] 钱鸣高, 许家林. 覆岩采动裂隙分布的“O”形圈特征研究[J]. 煤炭学报, 1998, 23(5): 466-469.
Qian Minggao, Xu Jialin. Study on the “O Shape” circle distribution characteristics of mining induced fractures in the overlying strata[J]. Journal of China Coal Society, 1998, 23(5): 466-469.
- [5] 高延法. 岩移“四带”模型与动态位移反分析[J]. 煤炭学报, 1996, 21(1): 51-56.
Gao Yanfa. “Four-zone” model of rock mass movement and back analysis of dynamic displacement[J]. Journal of China Coal Society, 1996, 21(1): 51-56.
- [6] 王金庄, 康建荣, 吴立新. 煤矿覆岩离层注浆减缓地表沉降机制与应用探讨[J]. 中国矿业大学学报, 1999, 28(4): 331-334.
Wang Jinzhuang, Kang Jianrong, Wu Lixin. Discussion on mechanism and application of grouting in separated bed to reduce surface subsidence induced by coal mining[J]. Journal of China University of Mining and Technology, 1999, 28(4): 331-334.
- [7] 张玉军, 李凤明. 高强度综放开采采动覆岩破坏高度及裂隙发育演化监测分析[J]. 岩石力学与工程学报, 2011, 30(S1): 2994-3001.
Zhang Yujun, Li Fengming. Monitoring analysis of fissure development evolution and height of overburden failure of high tension fully-mechanized caving mining[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2011, 30(S1): 2994-3001.
- [8] 孙亚军, 徐智敏, 董青红. 小浪底水库下采煤导水裂隙发育监测与模拟研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2009, 28(2): 238-245.
Sun Yajun, Xu Zhimin, Dong Qinghong. Monitoring and simulation research on development of water flowing fractures for coal mining under Xiaolangdi reservoir[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2009, 28(2): 238-245.
- [9] 张平松, 刘盛东, 吴荣新. 采煤面覆岩变形与破坏立体电动态测试[J]. 岩石力学与工程学报, 2009, 28(9): 1870-1875.
Zhang Pingsong, Liu Shengdong, Wu Rongxin. Dynamic detection of overburden deformation and failure in mining workface by 3D resistivity method[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2009, 28(9): 1870-1875.
- [10] 国家煤炭工业局. 建筑物、水体、铁路及主要井巷煤柱留设与压煤开采规程[M]. 北京: 煤炭工业出版社, 2000: 225-233.

- [11] 刘 贵,刘治国,张华兴,等. 河下综放开采隔离煤柱对覆岩破坏控制作用的物理模拟[J]. 岩土力学,2011,32(S1):433-437.
Liu Gui, Liu Zhiguo, Zhang Huaxing, et al. Physical simulation of isolated pillar controlling role to overlying strata failure in conditions of fully-mechanized top-coal caving mining under Jing River [J]. Rock and Soil Mechanics, 2011, 32(S1):433-437.
- [12] 戴华阳,王世斌,易四海,等. 深部隔离煤柱对岩层与地表移动的影响规律[J]. 岩石力学与工程学报,2005,24(16):2929-2933.
Dai Huayang, Wang Shibin, Yi Sihai, et al. Influential laws on strata and ground movement of face-separated pillars at a great depth[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2005, 24(16):2929-2933.

《煤炭学报》22 篇优秀论文入选“领跑者 5000——中国精品期刊顶尖学术论文平台(F5000)”

2012 年 12 月 7 日,中国科技论文统计结果发布会在北京召开,中国科学技术信息研究所公布了“领跑者 5000——中国精品科技期刊顶尖论文(F5000)”,《煤炭学报》总共有 22 篇论文入选。

“领跑者 5000——中国精品期刊顶尖学术论文(F5000)”是由中国科学技术信息研究所按照一定的评价指标(主要为被引用次数)在中国精品科技期刊 2007—2011 年所刊载的论文中遴选的优秀学术论文,旨在进一步推动我国科技期刊的发展,提高其整体水平,更好地宣传和利用我国的优秀学术成果,起到引领和示范作用。该平台通过与国外大型出版平台链接的方式(拟利用 WOK 国际检索系统平台,与 SCI 数据库在同一平台实现文献连接和国际引文索引),将中国的优秀论文推送出去,同时也为优秀期刊和论文作者提供一个交流和合作的平台。

序号	论文题目	第 1 作者	年	卷	期	页码
1	我国煤巷锚杆支护技术的新发展	王金华	2007	32	2	113-118
2	高预应力强度支护系统及其在深部巷道中的应用	康红普	2007	32	12	1233-1238
3	保水开采隔水关键层的基本概念及力学分析	缪协兴	2007	32	6	561-564
4	预应力在锚杆支护中的作用	康红普	2007	32	7	680-685
5	锚索支护传力机制与应力分布的数值模拟	王金华	2008	33	1	1-6
6	卸压开采抽采瓦斯理论及煤与瓦斯共采技术体系	袁 亮	2009	34	1	1-8
7	全断面高预应力强力锚索支护技术及其在动压巷道中的应用	康红普	2009	34	9	1153-1159
8	非均匀、随机裂隙展布岩体渗流应力耦合模型	张春会	2009	34	11	1460-1464
9	煤矿乏风的蓄热逆流氧化	郑 斌	2009	34	11	1475-1478
10	煤矿安全监控系统联网技术研究	孙继平	2009	34	11	1546-1549
11	大采高综采煤壁片帮冒顶机理与控制技术	宁 宇	2009	34	1	50-52
12	特厚煤层大采高综放开采支架外载的理论研究	闫少宏	2009	34	5	590-593
13	深部巷道围岩力学特征及其稳定性控制	常聚才	2009	34	7	881-886
14	综合机械化固体充填采煤方法与技术研究	缪协兴	2010	35	1	1-6
15	煤矿安全生产监控与通信技术	孙继平	2010	35	11	1925-1929
16	煤炭的科学开采	钱鸣高	2010	35	4	529-534
17	生态脆弱矿区含(隔)水层特征及保水开采分区研究	王双明	2010	35	1	7-14
18	屯兰煤矿“2·22”特别重大瓦斯爆炸事故原因及教训	孙继平	2010	35	1	72-75
19	煤矿物联网特点与关键技术研究	孙继平	2011	36	1	167-171
20	煤矿安全生产理念研究	孙继平	2011	36	2	313-316
21	煤炭开采新理念——科学开采与科学产能	谢和平	2012	37	7	1069-1079
22	三论数字矿山——借力物联网保障矿山安全与智能采矿	吴立新	2012	37	3	357-365