

文章编号: 1673-3363-(2013)03-0323-00

浅埋近距离煤层出煤柱开采压架防治对策

鞠金峰, 许家林

(中国矿业大学煤炭资源与安全开采国家重点实验室, 矿业工程学院, 江苏 徐州 221116)

摘要 针对浅埋近距离煤层工作面在推出上覆遗留煤柱过程中普遍出现的压架灾害, 采用理论分析和模拟实验, 结合压架发生的机理, 提出了相应的防治对策。结果表明: 出煤柱开采时, 煤柱上方2关键块体形成的三铰式结构是不稳定的, 该结构的相对回转运动会造成煤层间关键层断裂结构的载荷过大而失稳, 最终引起工作面的压架。因此, 控制关键块体的回转运动是防治压架的关键。据此提出了以促使关键块体提前回转、阻止和破坏其回转3个方面为思路的压架灾害防治措施, 各措施的防治效果得到了相似材料模拟实验的验证, 现场应用效果显著。

关键词 浅埋煤层; 近距离煤层; 煤柱; 关键层; 压架防治

中图分类号 TD 323

文献标志码 A

Prevention measures for support crushing while mining out the upper coal pillar in close distance shallow seams

JU Jin-feng, XU Jia-lin

(State Key Laboratory of Coal Resources and Safe Mining, School of Mines,
China University of Mining & Technology, Xuzhou, Jiangsu 221116, China)

Abstract Aiming at the universal support crushing disasters during mining out the upper coal pillars in close distance shallow seams, the prevention measures for the disaster were proposed on the basis of the inherent mechanism of the support crushing by theoretical analysis and simulation experiments. The results showed that, while mining out the upper coal pillar, the three hinged structure of the key blocks above the coal pillar was unstable, whose relative rotary movement would cause the key stratum structure between the two seams to lose its balance because of overload. Thus the support crushing accident in the mining face jammed. Therefore, the key to the disaster prevention was to regulate the key blocks' rotary movement. Hereby, the disaster prevention measures of the support crushing were proposed by prompting the key blocks to rotate in advance, preventing and destroying their rotation. All the prevention measures were verified by the similar material simulation experiments with a notable field application effect.

Key words shallow seam; close distance seam; coal pillar; key stratum; support crushing prevention

地处蒙陕晋三省交界处的神府东胜煤田, 是我国典型浅埋煤层赋存煤田, 探明煤炭的储量2 300多亿吨, 占全国总储量的1/4, 是世界八大煤田之一。煤层埋藏浅、倾角小、地质结构简单、煤质优

收稿日期: 2012-11-04

基金项目: 国家“十二五”科技支撑计划项目(2012BAK04B06); 国家自然科学基金和神华集团有限公司联合资助项目(51174288); 江苏高校优势学科建设工程项目

作者简介: 鞠金峰(1986-), 男, 江苏省如皋市人, 博士, 从事岩层移动与绿色开采方面的研究。

E-mail: jjfcumt@163.com

Tel: 13776583410

良是该地区煤层赋存的典型特征。神东矿区和伊泰矿区即是坐落于这片煤田上的两大重型煤炭生产基地。近年来,随着煤炭需求和开采力度的不断加大,两矿区各大矿井均相继进入第 2 层主采煤层的开采,与上部已采煤层间距 0.8~37.8 m,属浅埋近距离煤层的开采条件。由于地质构造、工作面布置方式等因素的影响,多个矿井在第 1 层煤层开采时遗留了很多煤柱,造成下煤层工作面在推出此类煤柱的开采阶段发生了多起压架事故(见表 1),出现了支架活柱短时间急剧大幅下缩(超过 500 mm),支架被压死或导致采煤机无法通过等剧烈的来压现象,严重威胁着矿井的安全高效生产^[1-6]。以神东矿区为例,目前已累计发生类似案例 7 起,直接经济损失达 9 824.6 万元。因此,如何有效防范此类压架灾害的发生,是该矿区面临的重大技术难题。

表 1 浅埋近距离煤层出煤柱开采的压架案例统计表

Table 1 Support crushing cases when mining out of the upper coal pillar in close distance shallow seams

矿 井	工作面	面宽/采高/m	支架工作阻力/kN	埋深/m	煤层间距/m	活柱下缩量/mm	备 注
神东大柳塔井	22103	322.7/3.6	12 000	86.1	23.3	1 500	压死支架
	21304	240/4.3	8 638	97.6	19.2	1 200	
神东活鸡兔井	21305	257.2/4.3	12 000	116.4	18.9	700~800	
	21306	255.7/4.3	12 000	97.1	21.3	1 100~1 300	
神东石圪台矿	12102	217.2/2.8	8 824	65.5	5.2	1 200	煤机无法行走
	12103	329.2/2.8	8 824	63.5	0.6~5.0	500~700	停产 2 d
	12105	300/2.8	8 800	78.6	5.3~13.6	600	
伊泰凯达矿	1601 _下	166/1.7	6 800	47.6	13.0	1 700	压死支架, 停产 2 d

1 近距离煤层出煤柱开采的压架机理

随着工作面逐渐向煤柱边界推进,煤柱上方关键层将逐步发生周期破断回转运动,岩块之间相互铰接,最终会在出煤柱边界形成如图 1b 所示的三铰式拱形铰接结构^[1],此结构两侧的 C、D 块体便是控制工作面矿压显现的关键块体^[7]。而根据前苏联学者库兹涅佐夫提出的铰接岩块假说^[8],两关键块体形成的三铰式铰接结构是不稳定的,它会随着下部岩层的下移而逐渐发生相对回转运动,最终导致煤层间关键层 2 断裂块体 E 上的载荷过大而发生滑落失稳,进而使得关键块体及其控制的岩层整体压下,造成工作面压架灾害的发生。由此可见,两关键块体的相对回转运动是造成煤层间关键层 2 上载荷过大的根本原因;正是由于 D 块体处于悬空状态,具有向下自由回转的空间,才造成了工作面压

架的发生。此结论也得到了相似材料模拟实验的验证,如图 2 所示。

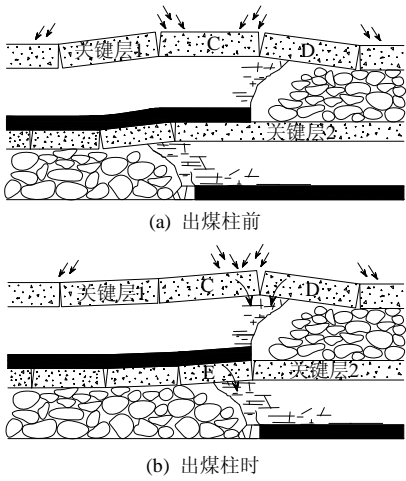


图 1 出煤柱阶段关键块体运动示意图

Fig.1 Moving process of the key blocks when mining out of the pillar

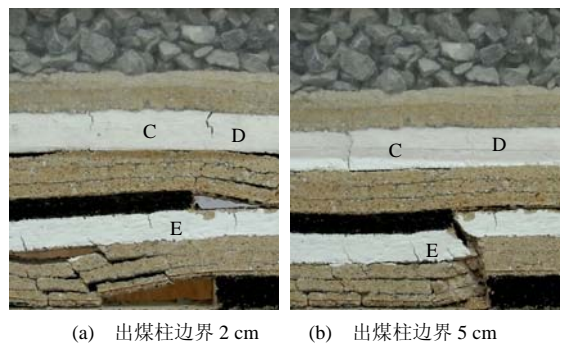


图 2 出煤柱开采压架机理的模拟结果图
Fig.2 Simulation experimental result of support crushing mechanism when mining out of the upper coal pillar

2 近距离煤层出煤柱开采的压架灾害防治对策

从上述的压架机理分析可知，如何控制煤柱边界上方关键块体的回转运动是压架灾害防治的关键。由此提出了以促使关键块体提前回转、阻止和破坏其回转 3 个方面为思路的压架灾害防治措施。

2.1 煤柱边界预掘空巷或预爆破

作者已有的研究表明^[4]，当煤柱边界存在空巷时，由于其承载能力的减弱，在工作面临近推出煤柱边界前，边界煤体会超前工作面发生失稳垮塌，从而导致上方关键块体提前发生回转运动，最终可对压架灾害产生明显的抑制作用。因此，本项措施即是从促使关键块体提前回转的角度出发，利用煤柱边界超前失稳对压架灾害的抑制作用，采用煤柱边界预掘空巷或预爆破措施促使煤柱边界发生超前失稳，从而抑制压架的发生。

1) 煤柱边界预掘空巷

此措施即是在上煤层煤柱留设时就开始实施空巷的掘进，空巷的尺寸与位置应保证煤柱边界在下煤层工作面临近出煤柱时能发生超前失稳。根据文献[4]，应满足

$$L-d_h-l_{sa} \leq d \leq l_{sb}$$
 (1)

式中： d 为空巷距煤柱边界的距离； d_h 为空巷宽度； L 为煤层间关键层 2 在工作面临近出煤柱时的前一次破断位置(图 3)，若考虑此关键层在煤柱边界正下方破断，则 L 即为关键层 2 的破断步距 l_2 ； l_{sa} 、 l_{sb} 分别为空巷左右两侧小煤柱的临界失稳宽度，两者可根据煤柱边界塑性区的计算方法^[8]进行确定

$$l_{sa} = Y_1 + X_0 = \frac{M_1}{2\xi f} \ln \frac{C \cot \varphi + K\gamma H}{\xi(C \cot \varphi + \gamma H)(1 - \sin \varphi)} + \lambda \cdot r \left(\frac{(C \cot \varphi + \gamma H)(1 - \sin \varphi)}{P_z + C \cot \varphi} \right)^\xi$$
 (2)

$$l_{sb} = Y_2 + X_0 = \frac{M_1}{2\xi f} \ln \frac{C \cot \varphi + K\gamma H}{\xi C \cot \varphi} + \lambda \cdot r \left(\frac{(C \cot \varphi + \gamma H)(1 - \sin \varphi)}{P_z + C \cot \varphi} \right)^\xi$$
 (3)

式中： Y_1 为左侧小煤柱裂隙带一侧边界的塑性区宽度； Y_2 为右侧小煤柱采空区一侧边界的塑性区宽度； X_0 为空巷两帮的塑性区宽度； M_1 、 H 分别为煤柱厚度和埋深； C 、 φ 分别为煤体的内聚力和内摩擦角； γ 为岩层容重； K 为应力集中系数，一般取值 2~5； f 为煤层与顶底板接触面的摩擦因数； F_a 为左侧小煤柱裂隙带岩层对其的约束力(图 3)； λ 为矩形巷道的修正系数(表 2)； P_z 为巷道支护力； r 为巷道外接圆半径； ξ 为三轴应力系数， $\xi=(1+\sin\varphi)/(1-\sin\varphi)$ 。

同时，空巷距煤柱边界的距离还应能保证右侧小煤柱在空巷掘进时的稳定，即

$$d > X_0$$
 (4)

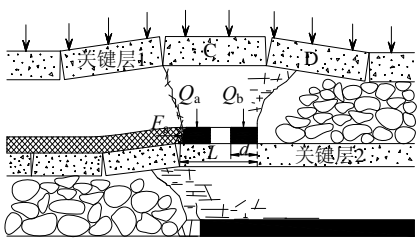


图 3 煤柱边界含空巷时边界煤体的受力模型
Fig.3 Mechanical model of coal body in the boundary of the upper coal pillar which has a abandoned roadway

表 2 矩形巷道塑性区宽度修正系数
Table 2 Correction factor of the practice zone width around the rectangular tunnel

宽高比	0.75~1.5	<0.75	>1.5
修正系数 λ	1.4	1.6	1.6

因此，煤柱边界空巷实际掘时，应联合考虑式(1)、(4)所示的条件，根据煤层的力学特性及其实际赋存条件进行空巷位置和尺寸的确定。

2) 煤柱边界预爆破

该项措施即是在上煤层开采留设煤柱时，利用人工预爆破的方式强制煤柱边界发生失稳，从而达到防治压架的目的。措施实施时，应考虑 2 种情况：若下煤层工作面出煤柱边界对应上煤层开采时的切眼位置，由于初采阶段工作面一般都需要进行顶板爆破强放措施，此时，煤柱边界的预裂爆破可与之同时进行。而若出煤柱边界对应上煤层开采时的停采线位置，则可在支架回撤前预先施工好爆破钻孔，装填药卷、封孔，待工作面设备完全撤出后再

行实施爆破。其中, 爆破钻孔的垂深可依照上煤层开采时的实测周期来压步距而定, 即爆破影响深度应能保证煤柱上方关键层发生预先破断回转。

当遇到特殊情况(如煤体强度较大、埋深较浅)时, 单纯采用上述某一种方法可能无法达到较好的效果, 此时可联合采用预掘空巷和预爆破的措施, 即在空巷掘出后, 分别在空巷两帮和煤柱边界实施钻孔爆破, 以提高煤柱边界的失稳破坏效果。

2.2 煤柱边界未压实采空区充填

受上覆岩层半拱式结构的控制作用, 工作面上方悬露岩层的载荷大部分将由前方煤岩体承担^[8], 所以煤柱边界承担了上部悬露岩层的大部分载荷, 从而形成了柱的集中应力, 如图 1a 所示。在下煤层工作面推出煤柱的过程中, 工作面回采空间上方岩层的重量将逐渐与煤柱边界上方悬露岩层重量共同叠加到前方的煤岩体上。然而, 当工作面处于出煤柱边界附近时, 由于煤柱边界采空区未压实, 此时, 上覆岩层的载荷将无法继续向前转移到工作面前方的煤岩体上, 而均集中在工作面支架及煤层间的顶板岩层上, 如图 1b 所示。若支架及其顶板岩层无足够的承载能力, 将发生工作面的压架。

因此, 若能采取某种措施使得工作面出煤柱时, 将上覆岩层的载荷顺利转嫁到前方的煤岩体上, 则可避免压架灾害的发生。而煤柱边界未压实采空区充填措施的提出即是满足了这一要求, 此措施即是从阻止煤柱上方关键块体回转的角度进行。

该措施的实施就是在上煤层煤柱留设后, 采用充填材料对煤柱边界附近的未压实采空区进行充填, 使得煤柱上方关键块体 D (图 4a) 形成的铰接结构与下部采空区矸石紧密接触, 并与矸石形成一个整体共同承担上覆岩层的载荷。这种情况下, 当下煤层工作面推出煤柱时, 关键块体 C、D 形成的三铰式结构将会由于下部充填体的支撑作用而无法发生相对回转运动, 而关键块体铰接结构上覆岩层的载荷将能由于 C 块体的半拱式结构顺利转嫁到工作面前方的煤岩体上。仅当工作面推出煤柱边界使得关键层 2 再次发生破断时, 关键块体 D 才能与块体 C 发生相对回转运动(图 4b), 而此时工作面已推过关键块体回转运动的影响范围, 其传递的载荷只会施加到采空区矸石之上, 不会对工作面支架造成影响。

因此, 采用煤柱边界未压实采空区充填措施, 不仅能阻止关键块体在出煤柱时发生相对回转运

动, 它还可将关键块体结构的上覆载荷顺利转嫁到充填体和工作面前方的煤岩体上, 减缓层间岩层的负载, 从而防治了压架的发生。

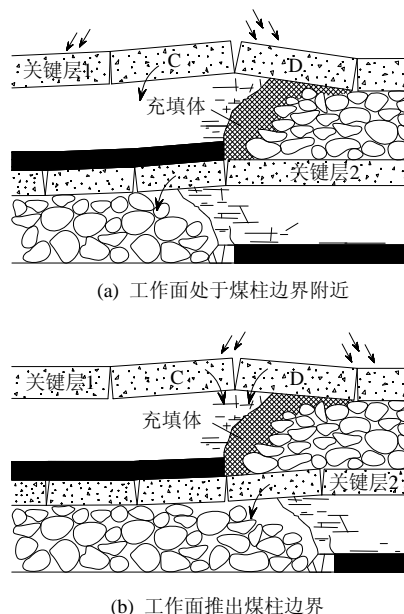


图 4 煤柱边界未压实采空区充填后关键块体运动示意图
Fig.4 Moving process of the key blocks after the filling in the uncompact area of the goaf near the pillar

具体充填方案实施时, 可按以下思路进行:

1) 本煤层预先充填

即是在上煤层工作面遗留煤柱后, 沿两侧邻近工作面巷道向煤柱边界的未压实采空区开设充填管路, 待工作面开采一定距离使得采空区形成一定范围的压实区后, 再向该区域实施充填, 如图 5a。

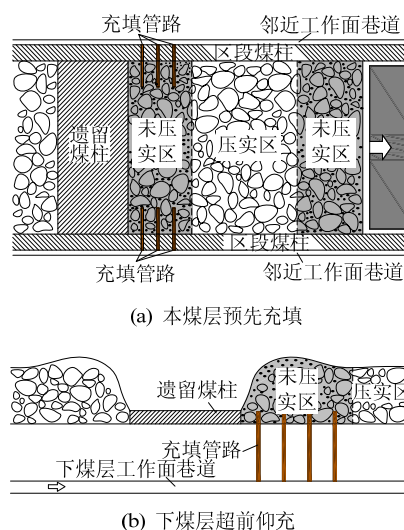


图 5 煤柱边界未压实采空区充填方案示意图
Fig.5 Programs of the filling in the uncompact area of the goaf near the pillar

图 5a 中所示煤柱边界对应上煤层开采的切眼位置, 而若煤柱边界对应上煤层开采的停采线位置, 则在工作面回撤结束后即可实施本充填方案。

2) 下煤层超前仰充

即是在下煤层工作面还未推进至出煤柱边界时, 沿下煤层工作面两侧巷道在煤柱边界附近向上开设充填管路, 直接对上部煤柱边界的未压实采空区进行仰充, 如图 5b 所示。

实际应用时, 可根据工作面的实际开采条件以及煤柱的分布情况进行充填方案的选择。对于上述 2 种充填方案, 充填材料的选择均以流体为佳, 如高水材料、膏体材料等; 且该措施适用于上煤层留设煤柱时采用仰采的情况。而对于具体的充填工艺及流程, 限于篇幅, 在此就不作详细介绍。

2.3 煤柱边界上方关键块体结构预爆破强放

煤柱边界上方关键块体的相对回转运动是造成工作面出煤柱开采压架发生的根源, 本措施的制定就是从破坏其相对回转运动的角度进行。即是在上煤层开采时, 采用钻孔爆破的方法, 预先破坏煤柱上方采空区一侧关键层破断块体的铰接结构, 使其发生滑落失稳, 从而在工作面出煤柱时, 它将无法与煤柱一侧的关键块体发生同步的回转运动, 而其上的载荷也将无法传递至煤层间岩层及工作面支架之上, 从而也就不会有压架灾害的发生, 如图 6 所示。

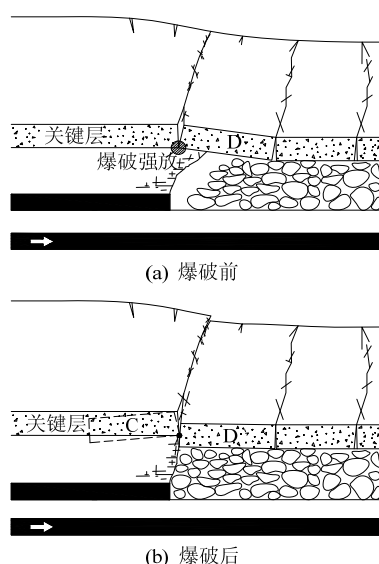


图 6 煤柱边界上方关键块体结构预爆破强放效果图

Fig.6 Effect diagram of forced roof caving by pre-blasting in the key block structure above the coal pillar

然而, 值得注意的是, 本措施仅适用于上煤层上方仅一层关键层的开采条件。若上煤层上方存在

2 层或 2 层以上的关键层, 虽然第 1 层关键层在煤柱边界的铰接结构已被破坏, 但由于上位第 2 层关键层的铰接结构仍存在, 工作面出煤柱时仍会出现煤柱边界上方第二层关键层破断块体的相对回转运动, 因而压架的危险仍将存在。

该措施具体实施时, 仍应分 2 种情况进行考虑: 若煤柱边界对应上煤层开采时的切眼位置, 则可在原先初采期顶板爆破强放设计的基础上, 增设加强炮眼, 以加大爆破力度, 使关键层不单单是发生破断, 还应能垮落下来, 从而使上方关键块体无法形成铰接结构。

而若煤柱边界对应上煤层开采时的停采线位置, 则可在工作面支架回撤之前于撤架通道内向斜后方钻进爆破炮眼, 使其到达关键块体铰接位置附近, 对其进行爆破强放。同时, 钻孔的施工应尽量在支架推进至关键层破断线之外时进行, 以避免爆破强放时关键块体的滑落失稳造成压架, 如图 7。

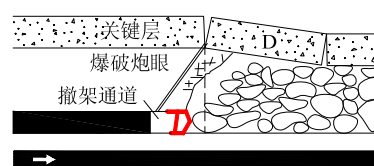


图 7 上煤层于停采线位置留设煤柱时的爆破示意图

Fig.7 Blasting diagram in the position of stopping line

该措施实施后, 可通过地表的塌陷形态来判断此措施的实施效果。若煤柱边界对应地表出现明显的台阶下沉, 则说明关键块体的铰接结构已被破坏; 若无台阶下沉, 则说明该措施未达到应有的效果, 下煤层工作面出煤柱时仍有压架的危险。

2.4 对比分析

对比上述 3 种防治措施可以看出, 最易实施的当属煤柱边界预掘空巷措施, 而对于其他几种防治措施, 在适用性及实施流程上都具有一定的限制和复杂性。如煤柱边界预爆破措施, 爆破炮眼的布置是否合适, 装药连线的方式是否合理等, 都会影响到煤柱边界的爆破效果, 实施流程较为复杂; 而煤柱边界未压实采空区的充填及关键块体结构的预爆破强放措施在适用条件上都具有一定的局限性。因此, 对比上述 3 种防治措施, 煤柱边界预掘空巷当属其中的最优措施。但实际应用时, 还应按照开采煤层的实际赋存条件以及下煤层工作面与上部遗留煤柱的相对位置情况, 优化选择, 以达到最佳的防治效果。

3 出煤柱开采压架灾害防治对策的模拟实验验证

3.1 物理模拟实验方案

为了验证上述采前预防防治措施的预防效果,采用相似材料模拟对前述 3 种防治措施进行了实验验证。模型选用重力应力条件下的平面应力模型架进行实验,实验架长 120 cm,宽 8 cm。模型的几何比为 1:100,重力密度比为 0.6。采用简化的实验模型,建立如图 8 所示的实验模型。其中,上下煤层厚度均为 4 cm,煤柱上方关键层 1 采用试块铺设,各岩层的物理力学参数及相似材料配比见表 3。

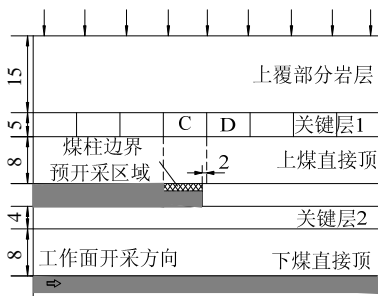


图 8 模拟实验模型图

Fig.8 Model of the simulation experiment

表 3 各岩层的相似材料配比

Table 3 Mixture ratio and the thickness of each stratum

岩层	厚度/ cm	砂子/ kg	碳酸钙/ kg	石膏/kg	水/L
上覆部分岩层	15	18.00	2.52	1.08	2.40
关键层 1	5				
上煤直接顶	8	9.22	1.61	0.69	1.28
上煤	4	5.04	0.50	0.22	0.64
关键层 2	4	4.32	0.43	1.01	0.64
下煤直接顶	8	9.60	1.34	0.58	1.28
下煤	4	5.04	0.50	0.22	0.64

上煤层开挖时由模型右侧边界开始开挖 62 cm,使得关键块体断裂线外错煤柱边界 2 cm^[1],下煤层开挖时直接由模型左侧边界开始。其中,煤柱边界预爆破方案即是在煤柱边界对应关键块体 C 的区域进行人工捣碎,以此模拟煤柱边界的爆破措施,使得关键块体 C 产生预先的破断回转,如图 8 所示。煤柱边界未压实采空区充填方案则是采用泡沫充当充填材料,将煤柱边界采空区未压实的空间填满,以此模拟充填措施。而煤柱边界上方关键块体结构的预爆破强放方案则是对块体 D 进行人为的强放,使其发生滑落失稳,以此来模拟爆破强放措施。而由于煤柱边界预掘空巷措施已在文献[4]中进行了模拟验证,在此就不再做重复实验。工作

面出煤柱开采的模拟过程中,以煤层间关键层 2 破断块体是否发生滑落失稳作为工作面压架与否的判断指标,即,若关键层 2 能破断形成稳定的铰接结构,则可视工作面未发生压架。

3.2 实验结果与分析

模拟实验时,当未采取任何措施时,工作面出煤柱时即发生了如图 2 的压架现象,而当采取上述 3 种防治措施后,工作面出煤柱阶段均得到了安全回采,各种防治方案的模拟实验结果如图 9。

当对煤柱边界对应上部关键块体 C 的区域进行人工捣碎后,关键块体 C 即产生了预先的回转下沉,如图 9a 所示。在下煤层工作面逐渐推出煤柱边界时,由于关键块体的预先回转,其上覆载荷未能传递至煤层间关键层之上,从而其破断块体形成了稳定的铰接结构,工作面顺利地通过了煤柱区域。

当对煤柱边界未压实的采空区域进行人工充填后,关键块体 D 与下部冒落矸石形成了紧密接触,如图 9b 所示。在下煤层工作面处于煤柱边界附近的开采过程中,关键块体结构始终未能发生相对回转运动,从而煤层间关键层破断块体结构也始终处于稳定的铰接状态;而仅当工作面推出煤柱边界 15 cm 时,关键块体结构才逐步发生了相对回转运动,但此时其已处于工作面后方采空区内,它的回转运动已无法对工作面产生影响,工作面同样顺利地通过了煤柱区域。

对于第 3 种方案,在上煤层开采留设煤柱后,其上关键层在煤柱边界破断形成了稳定的铰接结构(即关键块体 D 的铰接结构),为了模拟关键块体结构的爆破强放措施,人为地将关键块体 D 进行了强放,使其直接进入了垮落带,如图 9c 所示。在下煤层工作面推出煤柱边界的过程中,由于关键块体 D 已无向下自由回转的空间,因此,两关键块体始终未能发生同步的回转运动,而是单个地发生了运动。从图 9c 可以看出,工作面处于煤柱边界附近时,虽然关键块体 D 已失稳滑落,但关键块体 C 在回转挤压过程中仍与关键块体 D 上部形成了铰接点,从而阻止了上覆载荷的向下传递,保证了煤层间关键层破断结构的稳定,从而工作面最终也顺利通过了煤柱区域。

通过对前述 3 种防治措施的模拟实验可以看出,各方案的实施对出煤柱开采压架灾害的发生均起到了显著的抑制效果,说明前述分析中按照控制煤柱边界上方关键块体回转运动的角度来进行压

架灾害的思路是正确的，由此提出的3种采前预防 措施也是可行的。

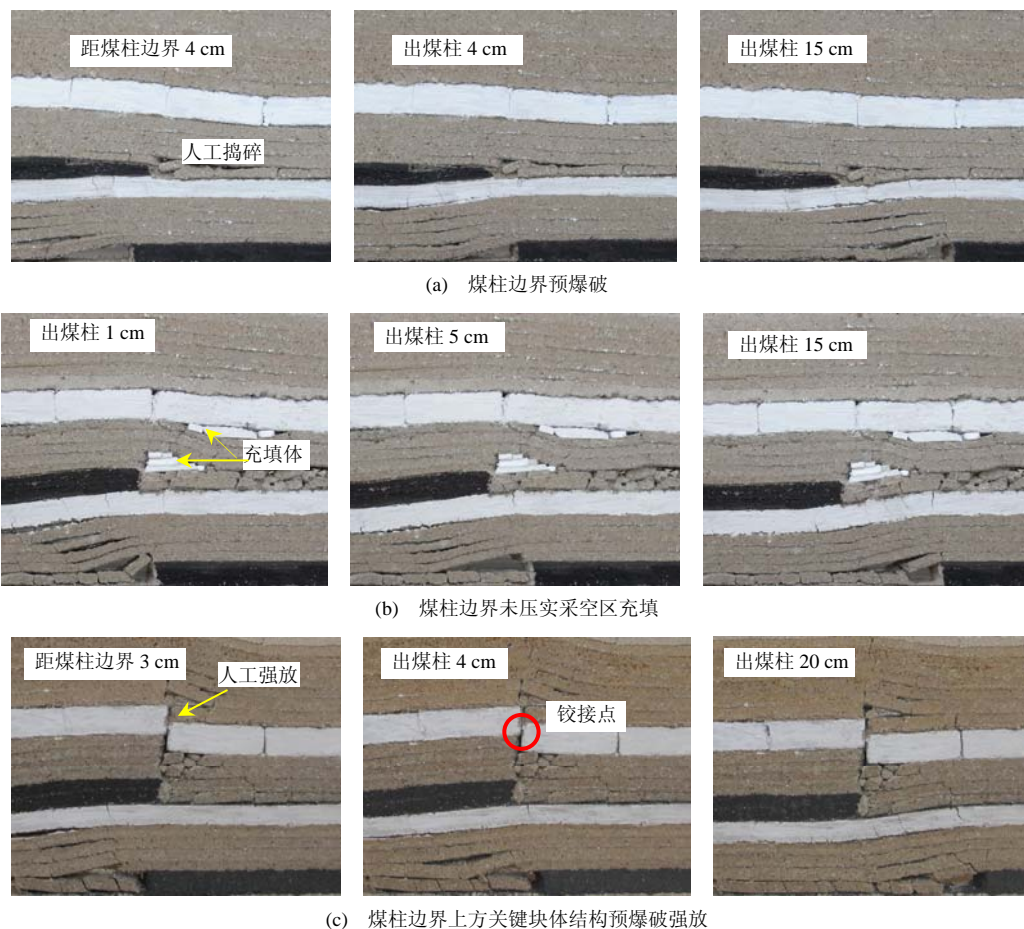


图9 出煤柱开采压架灾害防治对策的模拟实验结果图

Fig.9 Simulation experimental results of the support crushing disaster prevention when mining out of the upper coal pillar

4 工程应用

神东矿区补连塔煤矿 1^{-2} 煤三盘区12304工作面开采时，在切眼附近留设了100 m宽的边界保护煤柱，为了保证下部 2^{-2} 煤工作面的安全回采，对此保护煤柱边界选择采用了预掘空巷的防治措施。其中，上部 1^{-2} 煤厚6.84 m，煤层埋深182 m，空巷宽、高分别施工为6.8 m和4.0 m。空巷掘进时，根据前述式(1)~(3)进行了空巷位置的确定。取煤体的内聚力和内摩擦角分别为1.8 MPa和 30° ， f 取值0.4， K 取值4，巷道支护力一般取值范围为0.19~0.36 MPa，本研究取0.36 MPa， F_a 参照 P_z 同样取值0.36 MPa。由此，根据式(2)，(3)可求得 $Y_1=2.0$ m， $Y_2=2.3$ m， $X_0=14.7$ m，由此可得空巷左右两侧小煤柱的临界失稳宽度分别为 $l_{sa}=16.8$ m， $l_{sb}=17.1$ m。 L 值根据相邻盘区 2^{-2} 煤开采时的周期来压步距平均值取15 m，则根据式(1)和式(4)最终可确定出空巷距煤柱边界的合理距离应为 $14.7\text{ m}<d\leq 17.1\text{ m}$ 。由此，最

终取 d 值为15 m，如图10所示。

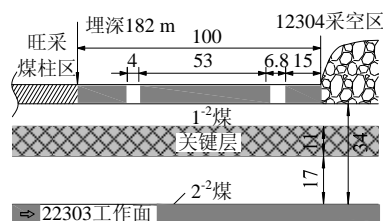


图10 补连塔煤矿12304工作面遗留煤柱空巷留设图 (m)

Fig.10 Arrangement of the roadway in the pillar left over by No. 12304 working face in Bulianta mine

正是由于上部 1^{-2} 煤遗留煤柱边界空巷的实施，下部 2^{-2} 煤22303工作面在通过此煤柱的过程中一直未出现支架活柱急剧下缩的压架现象，而仅呈现出支架阻力偏高（仍在额定工作阻力之内）、煤壁片帮严重、端面冒顶等现象，其矿压显现强度明显低于前述表1所示的类似工作面。由此验证了煤柱边界预掘空巷防治措施的可靠性。

5 结 论

1) 浅埋近距离煤层工作面在推出上部遗留煤柱的过程中, 易出现支架活柱急剧下缩的压架现象, 严重影响着矿井的安全高效生产。煤柱边界上方关键块体结构的相对回转运动造成的煤层间关键层断裂结构的载荷过大而滑落失稳, 是发生压架的根本原因。

2) 结合出煤柱开采压架灾害的发生机理, 从控制关键块体回转的角度提出了 3 种压架灾害的防治措施, 分别为煤柱边界预掘空巷或预爆破、煤柱边界未压实采空区充填以及煤柱边界上方关键块体结构爆破强放。其中煤柱边界预掘空巷为最优措施, 各措施的防治效果均得到了相似材料模拟实验的验证。

3) 神东矿区补连塔煤矿 2⁻² 煤 22303 工作面出煤柱开采前, 预先对上部 1⁻² 煤遗留煤柱边界采取了预掘空巷的措施, 杜绝了工作面出煤柱开采过程中的压架灾害, 现场应用效果显著。

参考文献:

- [1] 鞠金峰, 许家林, 朱卫兵, 等. 近距离煤层工作面出倾向煤柱动载矿压机理研究[J]. 煤炭学报, 2010, 35(1): 15-20.
JU Jin-feng, XU Jia-lin, ZHU Wei-bing, et al. Mechanism of strong strata behaviors during the working face out of the upper dip coal pillar in contiguous seams[J]. Journal of China Coal Society, 2010, 35(1): 15-20.
- [2] 鞠金峰, 许家林, 朱卫兵, 等. 近距离煤层采场过上覆 T 形煤柱矿压显现规律[J]. 煤炭科学技术, 2010, 38(10): 5-8.
JU Jin-feng, XU Jia-lin, ZHU Wei-bing, et al. Strata behavior law of coal mining face with short distance to above seam passing through upper seam T crossing coal pillar[J]. Coal Science and Technology, 2010, 38(10): 5-8.
- [3] 鞠金峰, 许家林, 朱卫兵, 等. 大柳塔煤矿 22103 综采面压架机理及防治技术[J]. 煤炭科学技术, 2012, 40(2): 4-7.
JU Jin-feng, XU Jia-lin, ZHU Wei-bing, et al. Hydraulic powered support jammed mechanism and prevention technology of fully mechanized coal mining face in Daliuta mine[J]. Coal Science and Technology, 2012, 40(2): 4-7.
- [4] 鞠金峰, 许家林. 倾向煤柱边界超前失稳对工作面出煤柱动载矿压的影响[J]. 煤炭学报, 2012, 37(7): 1080-1087.
JU Jin-feng, XU Jia-lin. Influence of leading instability in the upper dip coal pillar boundary to the strong strata behaviors during the working face out of the pillar[J]. Journal of China Coal Society, 2012, 37(7): 1080-1087.
- [5] 王国旺. 活鸡兔井工作面矿压规律及安全措施[J]. 陕西煤炭, 2007(1): 53-54.
WANG Guo-wang. Strata behavior and safety measure of working face in Huojitui coal mine[J]. Shanxi Coal, 2007(1): 53-54.
- [6] 杨光玉, 贺兴元. 局部煤柱下安全采煤技术[J]. 煤炭科学技术, 2001, 29(10): 16-19.
YANG Guang-yu, HE Xing-yuan. Safety coal mining technology with partial coal pillar[J]. Coal Science and Technology, 2001, 29(10): 16-19.
- [7] 钱鸣高, 缪协兴, 许家林, 等. 岩层控制的关键层理论[M]. 徐州: 中国矿业大学出版社, 2003: 10-42.
- [8] 钱鸣高, 石平五, 许家林. 矿山压力与岩层控制[M]. 徐州: 中国矿业大学出版社, 2010.
- [9] 谢明荣, 林东才. 矿压测控技术[M]. 徐州: 中国矿业大学出版社, 1997.