



(12) 发明专利申请

(10) 申请公布号 CN 104453899 A

(43) 申请公布日 2015. 03. 25

(21) 申请号 201410618537. 4

(22) 申请日 2014. 11. 06

(71) 申请人 大同煤矿集团有限责任公司

地址 037003 山西省大同市新平旺校北街

(72) 发明人 陈旭忠 田利军 张效春 李有春

刘锦荣 陈涛 刘宏旺 刘宏珠

武卫东 马来斌 樊靖

(74) 专利代理机构 太原科卫专利事务所(普通合伙) 14100

代理人 朱源

(51) Int. Cl.

E21C 41/16(2006. 01)

E21F 16/00(2006. 01)

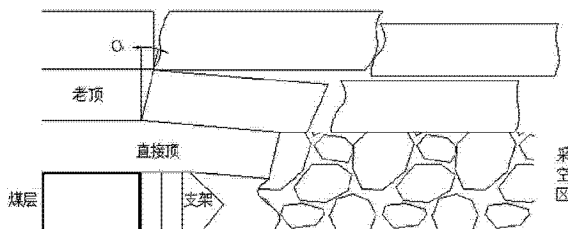
权利要求书1页 说明书8页 附图1页

(54) 发明名称

复杂条件下孤岛工作面安全回采方法

(57) 摘要

本发明涉及一种复杂条件下孤岛工作面安全回采方法,采用了“采前预排、边采边排”的创新方式,保证采空区积水不影响工作面的正常回采。防治冲击地压采用钻孔卸压、底板卸压爆破、煤层注水等其他相关的冲击地压防治办法,不仅提高了预测的准确程度,而且降低了冲击地压发生的可能,为工作面的正常回采提供了保障。采用工作面末采调斜、避开周期来压位置相结合的方式综合确定工作面停采位置,确保工作面长度在采煤机截割范围内及工作面两端头避开周期来压位置,工作面中部避不开周期来压位置。



1. 一种复杂条件下孤岛工作面安全回采方法,包括以下步骤:

A、排放采空区积水

在回采工作面之前,在工作面两顺槽施工放水孔,释放工作面两侧采空区积水,并将这一过程一直持续至工作面回采结束,通过顺槽排水管、集中轨道巷排水管排至井底水仓,当工作面推进至距排水孔 10 米处时,立即封闭该排水孔,打开下一排水孔,依次进行;

采用盘区间隔式排水法,即当一盘区进行排水时,其他盘区停止排水;

B、防止顶板大面积来压

工作面采用自然垮落兼两端头人工强制放顶控制顶板,同时根据工作面矿压显现情况,对两端头的顶板支护进行退锚,

C、冲击地压防治

采用钻孔卸压法、底板卸压爆破和煤层注水法结合的方法,

钻孔卸压法,采用大孔径卸压孔,从两顺槽巷道超前工作面 30 米开始,在顺槽巷道两帮、距巷道底板 0.6 米依次以 500mm 间距施工 $\phi=108\text{mm}\times L=8000\text{mm}$ 的卸压孔至停采线,在工作面开采时,保证卸压孔的施工超前工作面 200 米以上,临空帮一侧卸压孔施工后用黄土封孔 1 米;

底板卸压爆破,从两顺槽巷道超前工作面 60 米开始,在两顺槽巷道依次以 1000mm 间距施工 $\phi=42\text{mm}\times L=2000\text{mm}$ 的爆破孔至停采线,其中,运顺顺槽中爆破孔距临空帮 300mm,回风顺槽中爆破孔距临空帮 500mm,在工作面开采时,保证卸压孔的施工超前工作面 200 米以上,临空帮一侧卸压孔施工后用黄土封孔 1 米;

煤层注水法,用长孔、双向注水法,在两顺槽巷道工作面帮距巷道底板 1.5 米处 20 米间距平行工作面沿煤层倾斜方向打孔进行注水;

D、确定停采线位置

为避开周期来压,即依据停采线距上一次周期来压 $(2/5)L \sim (3/5)L$ 的原则来确定停采线位置, L 为周期来压步距;

E、工作面收尾调斜

在工作面停采线位置处进行调斜,以工作面机头端为中心旋转机尾端,调斜后工作面长度增加 1.5 米,在调斜过程中,采用“长”、“短”刀穿插割煤,由于机头无推进度,为防止出现输送机和支架下滑、上窜、挤架、散架等问题,割短刀时,推移输送机在机组空刀行进时进行;割长刀时,正常进行推移输送机,并将输送机沿全工作面调直并割齐煤壁,全工作面支架排成直线。

复杂条件下孤岛工作面安全回采方法

技术领域

[0001] 本发明涉及一种煤矿工作面回采方法,特别是一种复杂条件下孤岛工作面安全回采方法。

背景技术

[0002] 孤岛工作面一般两顺槽及工作面内矿压显现比较严重,并在工作面两侧采空区多有积水,工作面条件复杂。如同煤集团忻州窑矿 11[#]层东一盘区 8101 工作面为一孤岛工作面,距 5101 巷 20 米处为 8103 工作面采空区,距工作面开切眼 23 米处为原 11[#]层东二盘区 8312 工作面采空区,距 2101 巷 30 米处为原 11[#]层 302 盘区采空区,工作面两侧采空区有积水,两顺槽及工作面内矿压显现比较严重,工作面条件比较复杂,给工作面回采带来很大困难。

发明内容

[0003] 本发明要解决的技术问题是提供一种复杂条件下孤岛工作面安全回采方法,该方法可保证工作面正常回采。

[0004] 本发明一种复杂条件下孤岛工作面安全回采方法,包括以下步骤:

A、排放采空区积水

在回采工作面之前,在工作面两顺槽施工放水孔,释放工作面两侧采空区积水,并将这一过程一直持续至工作面回采结束,通过顺槽排水管、集中轨道巷排水管排至井底水仓,当工作面推进至距排水孔 10 米处时,立即封闭该排水孔,打开下一排水孔,依次进行;

采用盘区间隔式排水法,即当一盘区进行排水时,其他盘区停止排水;

B、防止顶板大面积来压

工作面采用自然垮落兼两端头人工强制放顶控制顶板,同时根据工作面矿压显现情况,对两端头的顶板支护进行退锚,施工强制放顶孔的目的是切断煤层直接顶的完整性,加剧直接顶垮落,避免顶板大面积悬顶,造成局部应力集中,从而在一定程度上减弱矿压显现及降低冲击地压发生的可能性。

[0005] C、冲击地压防治

采用钻孔卸压法、底板卸压爆破和煤层注水法结合的方法,

钻孔卸压法,采用大孔径卸压孔,从两顺槽巷道超前工作面 30 米开始,在顺槽巷道两帮、距巷道底板 0.6 米依次以 500mm 间距施工 $\phi=108\text{mm}\times L=8000\text{mm}$ 的卸压孔至停采线,在工作面开采时,保证卸压孔的施工超前工作面 200 米以上,因两顺槽巷道临空帮一侧应力较集中,为避免出现意外,故临空帮一侧卸压孔施工后用黄土封孔 1 米;

底板卸压爆破,从两顺槽巷道超前工作面 60 米开始,在两顺槽巷道依次以 1000mm 间距施工 $\phi=42\text{mm}\times L=2000\text{mm}$ 的爆破孔至停采线,其中,运顺顺槽中爆破孔距临空帮 300mm,回风顺槽中爆破孔距临空帮 500mm,在工作面开采时,保证卸压孔的施工超前工作面 200 米以上,因两顺槽巷道临空帮一侧应力较集中,为避免出现意外,故临空帮一侧卸压孔施工后用

黄土封孔 1 米；

煤层注水法,用长孔、双向注水法,在两顺槽巷道工作面帮距巷道底板 1.5 米处 20 米间距平行工作面沿煤层倾斜方向打孔进行注水。

[0006] D、确定停采线位置

为避开周期来压,即依据停采线距上一次周期来压 $(2/5)L \sim (3/5)L$ 的原则来确定停采线位置, L 为周期来压步距；

E、工作面收尾调斜

在工作面停采线位置处进行调斜,为保证调斜期间运输畅通,以工作面机头端为中心旋转机尾端,考虑到采煤机的截割范围,决定调斜后工作面长度增加 1.5 米,在调斜过程中,采用“长”、“短”刀穿插割煤,由于机头无推进度,为防止出现输送机和支架下滑、上窜、挤架、散架等问题,割短刀时,推移输送机在机组空刀行进时进行;割长刀时,正常进行推移输送机,并将输送机沿全工作面调直并割齐煤壁,全工作面支架排成直线。

[0007] 本发明具有以下有益效果：

1、打破治理水患“先治后采”的传统,采用了“采前预排、边采边排”的创新方式,保证采空区积水不影响工作面的正常回采。

[0008] 2、防治冲击地压采用钻孔卸压、底板卸压爆破、煤层注水等其他相关的冲击地压防治办法,不仅提高了预测的准确程度,而且降低了冲击地压发生的可能,为工作面的正常回采提供了保障。

[0009] 3、打破传统的采用单一方式确定工作面停采位置,即只考虑停采位置顶、底板及两帮围岩稳定情况,采用工作面末采调斜、避开周期来压位置相结合的方式综合确定工作面停采位置,确保工作面长度在采煤机截割范围内及工作面两端头避开周期来压位置,工作面中部避开周期来压位置。

附图说明

[0010] 图 1 是工作面煤壁处长时间承受直接顶、老顶的双重回转压力示意图。

[0011] 图 2 是工作面末采调斜示意图。

具体实施方式

[0012] 下面以同煤集团忻州窑矿 8101 工作面对本发明要求保护的技术方案做进一步清楚、完整的说明。

[0013] 工作面基本情况

8101 工作面位于忻州窑矿井田向斜东部,大致呈一褶曲构造,工作面长 126 米,煤层厚度 2.8 米~4.6 米,平均 3.56 米,工作面双巷布置,采用单一长壁后退式、自然垮落兼两端头人工强制放顶控制顶板的综合机械化采煤方法。经综合指数法分析 8101 工作面冲击危险指数 $W_t=0.69$,有中等冲击危险。工作面东邻 402 盘区 8215 工作面(1986 年已采)采空区,南邻 8405 工作面(1970 年已采)采空区,北邻东二盘区 8314 工作面(1987 年已采)采空区,西邻 8103 工作面采空区,为孤岛工作面,顶、底板均为 8 米左右的中细砂岩与页岩互层,为典型的大同矿区“三硬”煤层,褶曲、孤岛、“三硬”煤层都会造成工作面及两顺槽巷道局部应力集中,从而诱发冲击地压,工作面东西两侧采空区有积水。

排放采空区积水

由于 8105、8103 工作面在治理水患过程中发现采空区积水为活水，且补给量比较大，不能实现先治后采，经研究决定，采用“采前预排、边采边排”的方法，保证采空区积水不影响工作面的正常回采，采取在工作面内、外施工放水孔释放相邻工作面采空区积水，即在回采 8101 工作面之前，在矿井主要运输大巷即 865 皮带巷向 8105 工作面采空区施工放水孔，累计排水 1960m³，放水孔具体参数见下表；在回采 8101 工作面之前，在工作面两顺槽施工放水孔，释放工作面两侧采空区积水，并将这一过程一直持续至工作面回采结束，累计排水 12440m³。两顺槽每隔 100 米施工一放水孔，通过顺槽排水管、集中轨道巷排水管排至井底水仓。当工作面推进至距排水孔 10 米处时，立即封闭该排水孔，打开下一排水孔，依次进行。由于受大巷水沟排水流量的限制，各盘区排水工作不能同时进行，为此，我矿采用盘区间隔式排水法，即当一盘区进行排水时，其他盘区停止排水，各盘区根据实际情况密切配合、轮流排水，保证了矿井排水工作的正常进行。在工作面回采过程中，采空区积水并没有涌入到工作面，实践证明，放水孔的施工很好地解决了工作面的水患问题，为工作面的顺利回采创造了条件。

[0014] 防止顶板大面积来压

①采空区顶板管理

工作面采用自然垮落兼两端头人工强制放顶控制顶板，同时根据工作面矿压显现情况，对两端头的顶板支护(锚杆、锚索)进行退锚。施工强制放顶孔的目的是切断煤层直接顶的完整性，加剧直接顶垮落，避免顶板大面积悬顶，造成局部应力集中，从而在一定程度上减弱矿压显现及降低冲击地压发生的可能性。

[0015] 8101 工作面在推进过程中，采用“步距式”中、深孔相结合的放顶方式，除了在开切眼内施工放顶孔外，还从距开切眼 4 米处开始在两顺槽巷道每隔 6 米施工 3 组放顶孔，施工至距停采线 11 米处结束，放顶孔超前工作面 80 米施工，当两端头悬顶超过 5×10m²时，进行装药、爆破，爆破时，炮孔让过支架切顶线 1.5 米，当采空区顶板塌落较好时，不装药、爆破。11[#]东一盘区煤层伪顶厚 0.6m～0.7m，直接顶厚 1.9m～2.8m，老顶厚 4.5m～10.24m，介于工作面两端头靠近煤柱帮一侧顶板较难垮落，而靠近工作面帮一侧则较易垮落，同时，又要考虑到“放顶”的直接目的是将工作面两端头直接顶产生裂隙，破坏煤层直接顶的完整性，同时又要对老顶进行预裂，所以，在煤柱帮一侧施工 2 组深孔，在工作面帮一侧施工 1 组中孔，并必须保证孔深的垂深至少进入老顶 1 米，至此，放顶孔具体参数如表 1 所示。

[0016] 表 1

参 数 孔 号	仰角 (度)	孔深 (米)	孔径 (毫米)	装药 长度 (米)	封孔 长度 (米)	装药量 (千克)
深孔	60	8	63	5	3	10
浅孔	60	5	63	3.5	2	7

经过长期的实践，发现当封孔长度为孔深的 1/3 时，爆破效果最好，同时采用黄土封

孔,装药采用正向装药结构。

[0017] 强制放顶孔与两端头退锚相结合避免了顶板大面积悬顶,减小了应力的集中程度,从源头上防止了顶板大面积来压。

[0018] ②工作面顶板管理

8101 工作面采用 ZZS6000/17/36 型四柱支撑掩护式液压支架,共计 87 架,支架安全阀开启压力 31MPa。同时采用先进的 KJ216 型顶板在线动态监测系统,分别在 1#、10#、20#、30#、40#、50#、60#、70#、80#、87# 支架各安设一套,分区监测工作面内支架工作阻力变化规律及安全阀开启频率。由矿压室采集、整理矿压资料,分析、统计矿压数据,根据矿压分析,结合工作面宏观观测情况,预计初次及周期来压步距,及时下发工作面来压预报,保证工作面安全、快速推进。

[0019] 相比较邻面 8103 工作面,8101 工作面采用了先进的顶板在线动态监测系统,能够随时监测工作面顶板压力分布情况及矿压显现情况,同时,结合工作面宏观观测情况,寻找顶板活动规律及周期来压步距,为评价支架支护效果、支架对该类顶板的适用性以及顶板来压规律提供依据。

[0020] 依据 8105、8103 工作面的回采经验、本工作面支架工作阻力变化情况及工作面矿压显现情况,该工作面的周期来压步距为 21 米,当工作面老顶周期来压时,支架工作阻力普遍在 28-30MPa,安全阀开启频次较高,工作面煤壁有片帮现象,两顺槽巷道闷墩频繁,表明此时压力集中程度较高。当工作面采空区见方时,矿压显现更为强烈。

[0021] 鉴于上述现象,当工作面推进长度接近距上次周期来压 20 米时,严格保证泵站工作压力、支架初撑力、两顺槽超前支护初撑力及提高工作面两端头爆破效果。

[0022] 根据长时间的跟踪监测发现,当工作面两端头爆破效果差、退锚不及时时,一方面,不仅会造成两端头直接顶悬顶面积增大、两端头处支架工作阻力增大,同时,当采空区直接顶悬顶距离达到极限跨距时,一旦塌落,会向工作面排放大量有毒有害气体,影响工作面的正常生产;另一方面,

两端头直接顶长时间不垮落致使工作面煤壁处长时间承受直接顶、老顶的双重回转压力如图 1 所示,导致煤壁片帮现象加重、支架工作阻力增大。

[0023] 顶板在线动态监测系统的应用不仅能及时掌握工作面内支架工作阻力的变化、了解工作面矿压显现程度,以便指导队组安全生产,而且,其与两端头人工强制放顶、两端头退锚相结合后,能掌握人工强制放顶、退锚对工作面应力集中程度的缓解情况,以便进一步优化强制放顶孔的设计参数,使其更科学、合理。

[0024] 4、冲击地压监测技术

①钻屑法

钻屑法是通过在煤层中打直径 42 ~ 50mm 的钻孔,根据排出的煤粉量及其变化规律和有关动力效应,鉴别冲击危险的一种方法。

[0025] 为证实钻孔效应的存在及寻找 5101 巷超前支护段的应力分布规律,并依据 8105、8103 工作面的回采经验,在 5101 巷邻空帮一侧每隔 10 米打一直径为 50mm 的钻孔,并在冲击地压发生后再打一钻孔,与发生前进行比较,经过长时间的实验发现,在 5101 巷超前工作面 10 米 ~ 15 米范围内、距煤壁 8 米 ~ 12 米处煤粉量明显上升,并有时伴有钻杆跳动、卡钻等动力效应,同时,实践证明绝大多数冲击地压发生在该范围内。冲击地压发生前,在

5101 巷超前工作面 10 米左右处,应力较集中,冲击地压发生后,应力峰值向煤体深处转移。同时,井下实际情况也符合了这一点,该范围内巷道底板明显出现底鼓,超前支护钢梁有弯曲现象。

[0026] ②微震法

随着工作面的不断推进,势必会造成矿山压力重新分布,不可避免的会带来一定程度的震动,微震法就是记录采矿震动的能量,进而确定、分析震动的方向,对震中定位来评价和预测矿山动力现象。伴随着工程技术人员素质的不断提升、微震监测技术的不断更新,我矿利用该技术预测冲击地压发生的准确率已提高到 60% 以上。

[0027] ③电磁辐射法

回采空间形成后,工作面煤体失去应力平衡,处于不稳定状态,煤体必然要发生变形或破裂,以向新的应力平衡状态过渡,这种过程会引起电磁辐射,采用非接触方式接受电磁辐射信号,从而能够分析应力集中程度,进一步预测冲击地压的发生概率。

[0028] 我矿现采用电磁辐射法中的临界法进行预测,即在没有冲击地压危险的区域内连续观测电磁辐射幅值最大值、幅值平均值和脉冲数数据,取其平均值的 k 倍(一般 k=1.5)作为临界值,其预测公式为

$$E_{\text{临界}} = kE_{\text{平均}}$$

目前电磁辐射法在我矿还处于起步阶段,尚不成熟,在以后的工作中还需要进一步加强该领域的监测。

[0029] ④矿压观测法

传统的矿压观测法主要观测顶板下沉量、支架工作阻力、支架活柱压缩量及每天对工作面情况进行宏观观测,包括煤壁片帮、闷墩、顶板破碎、采空区悬板及冒落、泵站压力、两顺槽巷道顶板离层量等。在此基础上,我矿采用先进的 KJ216 型顶板动态监测系统,每隔十架安设一套,分区监测工作面内支架的工作阻力变化规律及安全阀开启频率,寻找顶板活动规律及周期来压步距,由矿压室采集、整理矿压资料,分析、统计矿压数据,根据矿压分析,结合工作面宏观观测情况,预计初次及周期来压步距,及时下发工作面来压预报,为有重点地预防冲击地压的发生提供依据。

[0030] 经过邻面(8103 工作面)回采经验及对本工作面的长期观测,发现本工作面的周期来压步距平均为 22 米,来压时,支架工作阻力最大可达到 5950KN,顶、底板最大移近量为 90mm,并伴有闷墩,两顺槽巷道超前支护段出现底鼓、超前支护钢梁弯折、工作面煤壁片帮等,基于此,工作面在推进过程中,当采至距上次周期来压处 15 米左右时,密切观测工作面、两顺槽巷道矿山压力显现情况并结合监测系统的数据分析,进一步确定顶板是否来压,以便采取相关防护措施。

[0031] 采取 KJ216 型顶板动态监测系统后,对工作面内支架的工作阻力变化规律的研究更加科学化,不再像以前盲目的依靠经验,同时,第一次对安全阀开启频率做出研究,并结合工作面宏观观测情况,对顶板活动规律及周期来压步距的预测更加准确,对区队有了更加现实的指导意义。

[0032] 5、冲击地压防治技术

①钻孔卸压法

钻孔卸压法是利用钻孔降低积聚在煤层中的弹性能,是释放弹性能的一种有效方法。

[0033] 我矿采用大孔径卸压孔,从两顺槽巷道超前工作面 30 米开始,在顺槽巷道两帮、距巷道底板 0.6 米依次以 500mm 间距施工 $\phi=108\text{mm}\times L=8000\text{mm}$ 的卸压孔至停采线,在工作面开采时,保证卸压孔的施工超前工作面 200 米以上,因两顺槽巷道临空帮一侧应力较集中,为避免出现意外,故临空帮一侧卸压孔施工后用黄土封孔 1 米。

[0034] 卸压孔施工后,随着工作面的不断推进,支承压力同样以一定的速度向前移动,当到达卸压孔所在位置时,如果支承压力不超过孔壁的稳定性时,孔壁不破坏;当支承压力超过孔壁的稳定性时,孔壁变形,支承压力愈高,孔壁破坏范围愈大,进一步说明,巷道压力得到转移、释放。

[0035] ②底板卸压爆破

从两顺槽巷道超前工作面 60 米开始,在两顺槽巷道依次以 1000mm 间距施工 $\phi=42\text{mm}\times L=2000\text{mm}$ 的爆破孔至停采线,其中,运顺顺槽中爆破孔距临空帮 300mm,回风顺槽中爆破孔距临空帮 500mm,爆破孔装三卷 $\phi=35\text{mm}\times L=200\text{mm}$ 的 3 级煤矿许用粉状乳化炸药,在工作面开采时,保证卸压孔的施工超前工作面 200 米以上,因两顺槽巷道临空帮一侧应力较集中,为避免出现意外,故临空帮一侧卸压孔施工后用黄土封孔 1 米,爆破孔的施工在工作面回采前均已完毕。

[0036] 施工卸压爆破孔后,受超前支承压力影响,之前松动的底板逐渐被压实,说明,压力得到了有效释放,巷道底鼓程度明显减弱。

[0037] ③煤层注水法

煤层注水的目的主要是降低煤体的弹性和强度,使工作面的煤岩层边缘区减少内部粘聚力,降低其弹性,减少其潜能。

[0038] 8101 工作面采用长孔、双向注水法,在两顺槽巷道工作面帮距巷道底板 1.5 米处,以 20 米间距平行工作面沿煤层倾斜方向打孔,孔深为工作面长度的 $(1/3)\div\cos\gamma$, γ 为钻孔角度,即孔深 =42 米,钻孔角度 $\gamma=\alpha-\theta$,

α - 煤层倾角,取 3° ;

θ - 钻孔最大下沿角,一般取 $0.2\sim 0.5^\circ$,该处取 0.5° ;

最后,钻孔角度 $\gamma=2.5^\circ$ 。

[0039] 钻孔间距为水湿润煤体的宽度,依据经验值取 20 米

注水超前工作面的距离 $X=Te\cdot S+M$

Te - 注水天数, S - 工作面日推进度,取 4 米, M - 停止注水时钻孔距工作面的距离,取 70 米~ 80 米

经计算 $X=90$ 米。

[0040] 注水超前工作面的距离必须确保工作面推进到注水孔时煤体得到充分浸润。

[0041] 注水量 $Q=LBM\gamma q$

q - 吨煤注水量,应根据注水时的水分流失率、煤体的孔隙率及注水实践中的经验确定,一般取 $0.03\text{m}^3/\text{t}$;

L - 工作面长度 /2 ; M - 煤层厚度,取 3.56 米 ; γ - 煤层容重,取 $1.34\text{t}/\text{m}^3$; B - 注水孔间距。

[0042] 注水时间 $t=Q/60\cdot S$,

Q - 单孔注水量 ; S - 注水流量,取 $0.1\text{m}^3/\text{min}$ 。

[0043] 注水压力 5MPa, 采用注水封孔器封孔。

[0044] 表 2 为注水孔参数。

表 2

施工地点	孔径 mm	仰角	孔深 (m)	间距 (m)	加压 方式	注水 压力 Map	注水 时间 (时)	注水 天数 (天)	注水量 (m ³)	封孔 方式
2101 巷	60	2.5°	42	20	动压	5	30	5	180	封孔器
5101 巷		2.5°	42				30		180	封孔器

经对注水前、后煤层相关指数对比、分析后,发现注水前煤层硬度系数为 4,注水后为 2.85,由此可见,注水可降低煤岩层硬度,使煤岩松软湿润,减少弹性,从而减弱了煤层积聚能量的可能性。

[0045] 在 8101 工作面防冲工作中,严格按照防冲六字方针,即“测、卸、支、断、护、避”,工作面生产期间,5101 巷严禁行人,并在 5101 巷风门位置处悬挂“危险,严禁单独进入”牌板,工作面因故停产时、停采时,必须避开周期来压位置,同时,提高超前支护质量,并且超前支护材料均采用柔性支护材料,两顺槽巷道在掘进时均采用锚、网、带支护方式,杜绝采用刚性支护。

[0046] 在 8101 工作面开采过程中,只在 5101 巷 170 米、180 米处发生了 2 次冲击地压,且均预测准确,并没有发生人员伤亡事故,这些都得益于上述措施的采取。

[0047] 同时,对工作面进行调斜也可避免顶板大面积悬顶,其原理为,将工作面与两顺槽巷道斜交,此时老顶悬顶呈梯形,根据顶板达极限跨度时破段的原理,老顶的破断将不致于造成工作面全面来压,在一定程度上可降低诱发冲击地压发生的可能。其次通过超前顺槽内中深钻孔埋设传感器,监测随着开采的不断推进,超前支承压力的显著影响范围、支承压力高值、支承压力高峰位置以及前移速度等,为超前支护范围和重点地预防冲击地压的发生提供依据。这些对冲击地压的监测、防治新技术很有必要在我矿进行试验、推广。

[0048] 6、确定停采线位置

为避开周期来压,即依据停采线距上一次周期来压 $(2/5)L \sim (3/5)L$ (L 为周期来压步距) 的原则来确定停采线位置,即停采线距上一次周期来压 7 米~ 10.5 米。

[0049] 由此,确定 2101 巷停采位置在距上一次周期来压 9 米处,工作面调斜后 5101 巷停采位置在距上一次周期来压 7.5 (9+19.5-21)米处,两顺槽停采线位置符合要求。其中,6# 支架~ 84# 支架不符合要求,52# 支架位于周期来压处。

[0050] 7、工作面收尾调斜

为了提高资源回收率,决定在工作面停采线位置处进行调斜,为保证调斜期间运输畅通,以工作面机头端为中心旋转机尾端,考虑到采煤机的截割范围,决定调斜后工作面长度增加 1.5 米,即调斜后工作面长度为 127.5 米,停采处机尾端头超前机头端头 19.5 米,在调斜过程中,为管理好顶板、快速调斜,采用“长”、“短”刀穿插割煤,由于机头无推进度,为防

止出现输送机和支架下滑、上窜、挤架、散架等问题,割短刀时,推移输送机在机组空刀行进时进行;割长刀时,正常进行推移输送机,并将输送机沿全工作面调直并割齐煤壁,全工作面支架排成直线,为下一转角打好基础。图2是工作面末采调斜示意图。工作面调斜后,6#支架~84#支架不符合停采线停设要求,52#支架位于周期来压处。为此,在调斜过程中当机组推进至该区域时,采用擦顶带压及时移架,支架少降快拉,并确保支架初撑力合格。工作面调斜使我矿多采煤量0.58万吨,不仅提高了资源回收率,同时也在一定程度上缓解了采掘衔接的紧张程度。

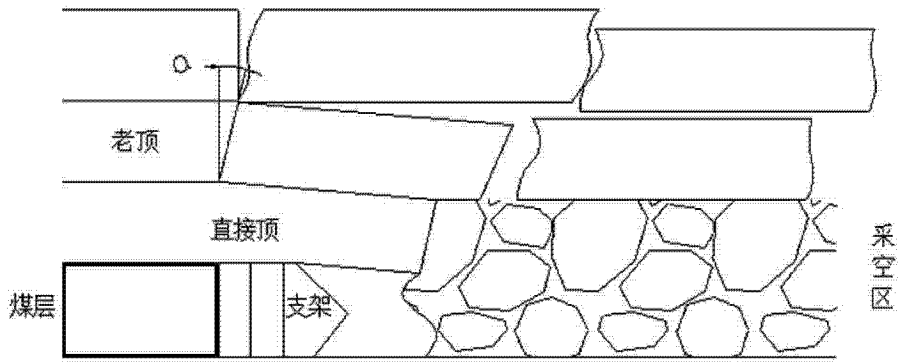


图 1

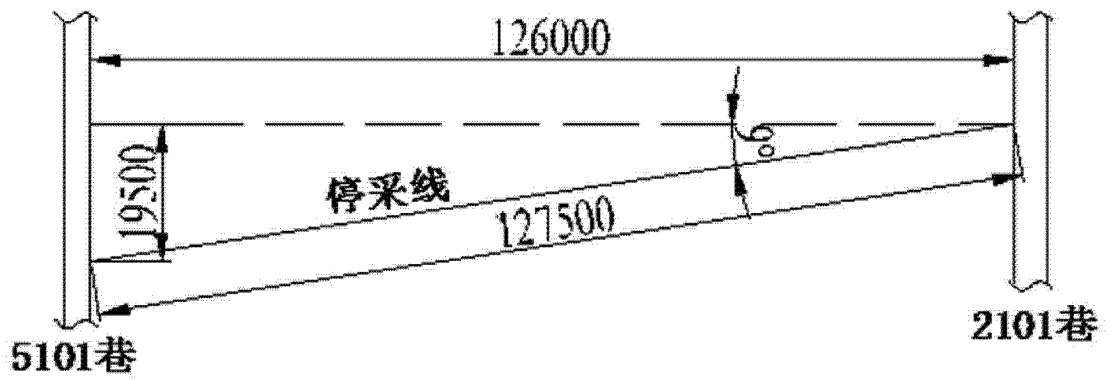


图 2