

松散煤层回采巷道顶板围岩控制技术 与应用

——高瓦斯矿井分层开采综采工作面采空区瓦斯治理新技术

马 璐

(山西兰花科创玉溪煤矿有限责任公司)

摘 要:在玉溪煤矿矿井建设过程中,1301工作面辅运顺槽矿压显现剧烈,巷道围岩变形量大,支护困难。通过煤层顶板钻孔窥视及FLAC数值模拟分析,对原岩应力作用下的松散煤层巷道变形破坏特征和机理进行了研究,得出类似巷道的围岩控制原则,并对联合补强支护方式及支护参数进行了设计。再次通过FLAC数值模拟分析方法理论上证明了该联合支护体系的有效性,并成功得到应用,取得良好的支护效果,有效解决了1301工作面辅运顺槽支护难题,社会效益显著。

关键词:松散煤层;窥视分析;FLAC数值模型;网格型;补强支护;

随着地表浅部煤炭资源匮乏和煤矿开采技术水平的提高,矿井采深不断增加,采掘活动逐渐向着地质条件复杂,地应力更高的区域推进。“开挖卸荷”致使围岩力学性能急速恶化,尤其是在地质构造复杂的区域,巷道支护问题日益突显,特别是对松散煤层巷道的支护提出了更高要求。文章通过对玉溪煤矿1301工作面辅运顺槽围岩变形量大、支护困难等问题,采用钻孔窥视和FLAC数值模拟分析法,对高原岩应力作用下的煤层巷道的围岩变形破坏特征进行分

析研究,提出适用于该类巷道支护的设计参数和布置方式,用以控制巷道顶板围岩变形,确保其安全。

1 工程地质条件

玉溪煤矿地处沁水煤田核心地带,位于山西高原东南部,太行山脉南端。井田地面总体趋势北高南低,3号煤层作为矿井主要开采煤层,产状为东高西低的单斜构造,倾角 $\leq 8^\circ$,底板标高+190~+450m,

煤层埋深450~880m。3号煤层平均厚度5.85m,单轴抗压强度8.69MPa,煤质松散,中下部含有0.2~0.3m炭质泥岩夹矸层。3号煤层基本顶主要由5.3m厚的中砂岩构成,单轴抗压强度107.82MPa,直接顶由2.4m厚的泥岩组成,单轴抗压强度93.98MPa。区内裂隙较为发育,总体稳定可采。

1301工作面辅运顺槽位于首采盘区南部,巷道毛高3.70m,沿煤层底板布置,全长1220m。据已完成的300m辅运顺槽施工现场观测,巷道煤层破碎、松散,煤体手搓可碎,呈碎块状且随掘随落,巷道围岩层位交错,层理结构较为复杂。3号煤层及顶底板岩性描述见表1。

表1 3号煤层及顶底板岩性

顶底板名称	岩石类别	平均厚度(m)	岩性描述	
顶板	老顶	中粒砂岩	5.3	灰-深灰色,中厚层状,细-中粒砂岩,具大型交错层理,脉状层理,波状层理,含少量植物茎叶化石。
	直接顶	泥岩	2.4	黑-灰黑色泥岩,砂质泥岩及粉砂岩,中-厚层状,具缓波状层理,水平纹理,含大量的植物茎叶化石。
煤层	3#煤	煤	5.85	黑色,中宽条带状结构,似金属光泽,夹镜煤条带,以亮煤为主,暗煤次之,属光亮型煤,夹1-2层泥岩夹矸,下部一层夹矸较稳定。
底板	直接底	泥岩	1.5	灰黑-黑色,中-厚层状,含丰富的植物根茎化石。
	老底	砂质砂岩	8.3	灰-灰黑色,中-厚层状泥岩,砂质泥岩为主,粉砂岩,细粒砂岩次之,具均匀层理,波状层理,透镜状层理,含植物化石碎片。

2 围岩变形破坏特征分析及控制机理

2.1 钻孔窥视分析

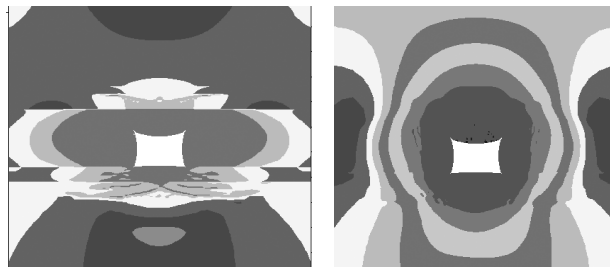
为进一步了解巷道围岩结构,采用CXK12矿用电子钻孔窥视仪对3号煤层顶板节理、层理、裂隙等结构面的发育情况及展布特征进行窥视。在1301工作面辅运顺槽里程250m和300m处,分别沿巷道

顶板层面向上施工1个窥视钻孔(250m处钻孔编号为1号窥视孔,300m处钻孔编号为2号窥视孔),其中1号窥视孔深21.5m;2号窥视孔深14.1m。

通过对以上两处观测点的窥视分析情况来看,3号煤层顶板约15m处有一条平均厚度为0.2m的煤线,局部岩层存在大量破碎带,节理和裂隙等不连续面比较发育,一定程度上弱化了顶板岩层强度。

2.2 有限差分数值模拟分析

按照Mohr-Coulomb和应变软化准则,依据1301工作面辅运顺槽地质及生产条件,结合岩层综合柱状图建立FLAC数值模型,模型上表面设为应力边界,四个侧面设为水平位移约束边界,下表面设为垂直位移约束边界,共划分20711个单元,来模拟巷道围岩的实际地质条件。依据1301工作面巷道地应力评估情况,模型上表面载荷取上覆岩层自重引起的平均原岩应力12.5MPa。围岩物理力学参数,通过挑选部分具有代表性的岩样,经过一系列实验后得出。巷道掘进后,围岩应力重新分布。围岩应力及位移分布见图1~2所示。



(a)水平应力分布图 (b)垂直应力分布图

图1 巷道围岩应力分布图



(a)水平位移分布图 (b)垂直位移分布图

图2 巷道围岩位移分布图

从图1~2可以看出,1301工作面辅运顺槽围岩很不稳定,围岩变形破坏范围较大且剧烈,其中顶板最大塑性屈服半径达到4392mm,最大下沉量为841mm;两帮最大塑性屈服半径达到8930mm,最大相对移近量达1204mm;底板最大塑性屈服半径达到6493mm,最大底鼓量达169mm。局部地段节理和裂隙发育,极容易引起顶板冒落和片帮、垮帮现象,并伴随有巷道底鼓发生。

2.3 巷道围岩控制

根据以上两处实验观测点钻孔窥视情况和有限差分数值模拟分析结果,结合现场围岩表面变形特征,综合判定3号煤层1301工作面辅运顺槽属IV类不稳定煤层巷道。

考虑到IV类不稳定煤层巷道的地质情况,在借鉴国内外巷道支护最新研究成果及实践经验的基础上,针对1301工作面辅运顺槽支护方案的选择提出以下原则:

1)及时、主动支护原则。巷道形成后采用高预紧力锚杆等围岩加固措施立即对顶、帮进行支护,使围岩的变形在可控范围内进行,以减小变形及破坏的不均匀程度,为松散岩体形成承载结构创造条件。

2)“三高—低—小”原则。即高强度、高刚度、高可靠性、低支护密度与小直径原则。在适应围岩变形特征的同时,支护应具有较高的支护阻力,以使围岩变形受到一定程度的制约,防止巷道围岩发生冒落、垮落。在保证支护系统可靠性的前提下,降低支护密度,减少单位面积上锚杆数量,确保巷道整体稳定。同时在满足支护强度的前提下,优先选用小直径锚杆和锚索提高预紧力,确保巷道主动支护有效。

3)相互匹配原则。各种支护材料,包括锚杆、锚索、托盘、螺母、球垫片、金属网、钢带及梯子梁等构件的参数与力学性能应相互匹配,以最大限度地发挥联合支护的整体作用,防止支护系统与围岩压力达到平衡之前就发生破坏、失稳。

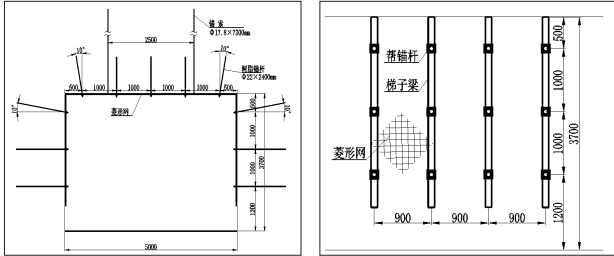
4)可操作性原则。围岩支护在满足各种技术要求的同时,还要从经济成本、施工管理和可操作性等方面来考虑支护系统的可行性,为巷道的快速掘进奠定基础。

3 围岩支护设计及技术参数

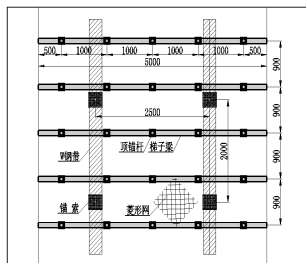
根据1301工作面辅运顺槽围岩变形破坏特征结合现场施工情况,采用工程类比为主,辅以理论计算和数值模拟试验分析的综合方法,在原有锚网支护基础上,提出顶板采用沿巷道走向的“锚索—钢带”与径向的“锚杆—菱形网—梯子梁”结合,形成“网格型”联合支护;帮部采用“锚杆—菱形网—梯子梁”补强支护。具体支护方式见图3所示。

1301工作面辅运顺槽顶板支护设计分为两部分,首先沿巷道径向布置的“锚杆—菱形网—梯子梁”紧跟迎头及时支护,顶部锚杆采用 $\Phi 22$ mm高强左旋无纵筋螺纹钢锚杆,材质选HRB335钢材,长2400mm,杆尾螺纹M24,型号为 $\Phi 22-M24-2400$,托盘采用高强拱形托盘,规格为 $150 \times 150 \times 10$ mm,配高强度球形垫圈和塑料减摩垫片,每根锚杆配两支锚固剂,一支K2335,一支Z2360,锚固力不小于50KN;梯子梁选用 $\Phi 14$ mm圆钢焊制,宽100mm,锚杆安装位置焊接两段纵筋,焊缝饱满无虚焊;网片采用10#铁丝编织,网孔尺寸 50×50 mm,菱形网宽1.0m,长根据巷道尺寸裁剪,铺网时需将网铺平拉紧,网与网通过14#铅丝双股扎紧,搭接长度100mm。其次沿巷道走向布置的“锚索—钢带”滞后迎头一循环进尺,顶板锚索采用高强度低松弛预应力钢绞线,直径 $\Phi 17.8$ mm,长度7300mm,树脂加长锚固,采用三支锚固剂,一支K2335,另两支Z2360,锚固长度1900mm,W护板托盘 $300 \times 280 \times 14$ mm,预紧力不小于150KN;W钢带选BHW-280-2.50型,长2300mm,宽度280mm,厚度2.5mm,锚索安装位置预留长 \times 宽=

60mm×30mm 安装孔。两帮支护与顶板径向支护设计参数及技术要求一致,具体见图3(c)巷帮支护布置图。



(a) 断面支护布置图 (c) 帮部支护布置图



(b) 顶板支护布置图

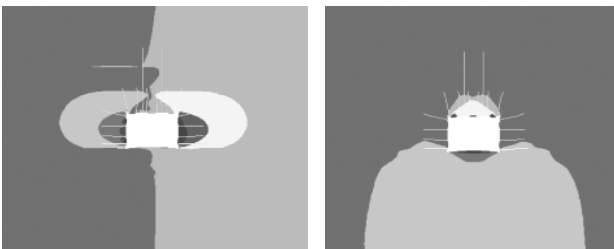
4 控制围岩稳定效果

按照上述围岩补强支护所对应的物理力学参数,通过建立 FLAC 数值模型,施加 12.5MPa 垂直压力后,围岩应力及表面位移分布见图4~5所示。



(a) 水平应力分布图 (b) 垂直应力分布图

图4 巷道围岩应力分布图



(a) 水平位移分布图 (b) 垂直位移分布图

图5 巷道围岩位移分布图

由联合支护前后巷道围岩应力分布图4与图1对比发现,巷道支护前,顶板及两帮水平应力集中区距巷道表面较远;而支护后,应力集中区明显向巷道表面移近且最大应力集中区比支护前明显减小。巷道围岩位移分布图5与图2对比发现,支护前,顶底板最大移近量 1010mm,两帮最大移近量 836mm;而支护后,顶底板最大移近量 321mm,两帮最大移近量 267mm,即巷道支护后顶底板移近量降低 68.22%,两帮移近量降低 68.06%。

随着“网格型”联合补强支护正式投入使用后,1301工作面辅运顺槽围岩表面变形明显减少。联合补强支护前后巷道围岩变形对比,见图6~7。

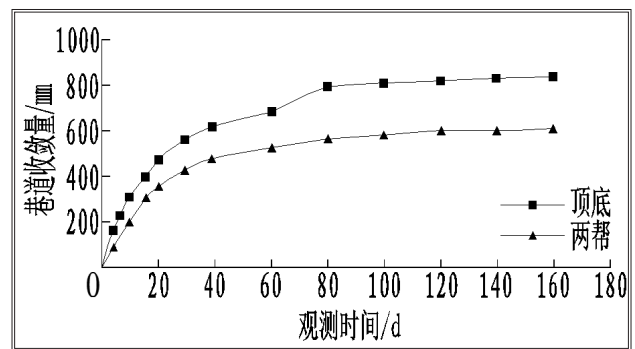


图6 原支护巷道围岩变形

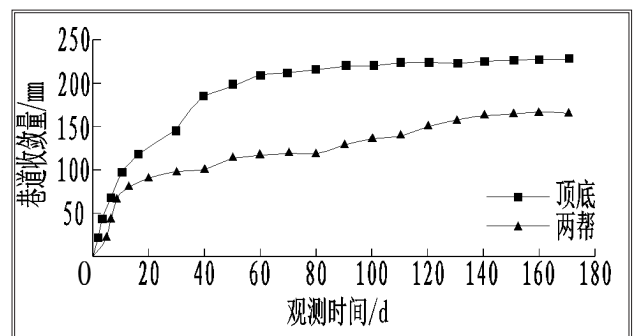


图7 联合补强支护巷道围岩变形

由巷道表面实际观测结果可知:巷道顶底板移近量大于两帮移近量,属典型的松散破碎巷道矿压显现现象,联合补强支护前后顶底板移近量减小 72.22%,两帮移近量减小 72.41%,实际观测结果与数值模拟结果基本一致,进一步验证了“网格型”联合补强支护的控制效果。(下转第 22 页)

4.3 控制效果

在反底拱锚固梁实施之前,井底车场区域的底鼓严重,经多次刷卧,虽然从一定程度上解决了暂时性的底鼓,但没有从根上解决实际问题,而且过多的扩刷量甚至危及井底车场和井壁的稳定。实施反底拱锚固梁加锚注结合治理后,井底车场的维护周期已达2a,底鼓量控制在10mm之内。表明反底拱锚固梁可有效解决此工程的底鼓问题。



图7 实施反底拱锚固梁2a后的底板支护效果图

5 结论

(1)根据对巷道底板的滑移线场与速度场的分

析,揭示了反拱高度与岩石的内摩擦角和巷道宽度之间的关系,同时解出了底角锚杆的长度、排距以及底板在没有施加反底拱时所能承受的极限载荷。

(2)把反底拱梁简化为力学模型,推导出了反底拱锚固梁的支护强度;并通过Ecel软件分析了当巷道宽度位于4.5m~5.5m时,随着巷道埋深的增加,支护强度则在0.2~0.35MPa之间呈线性增长;当巷道宽度大于5.5m时,支护强度则在0.33~0.4MPa之间,此阶段的变化趋于平缓,且反底拱锚固梁的支护强度则是逐渐趋于0.4MPa,而最终达到稳定。

(3)在大屯某煤矿井底车场区域实施反底拱锚固梁加锚注结合治理后,井底车场的维护周期已达2a,底鼓量控制在10mm之内,反底拱锚固梁技术是控制深井静压巷道挠曲褶皱性底鼓的一条有效技术途径。

(上接第29页)

5 结论

1)随着开采深度的加大,巷道矿压显现尤为明显,普通锚网支护已不能满足要求。采用综合性联合补强支护治理围岩变形,已成为巷道支护研究方向。

2)松散煤层巷道顶板控制宜采用及时、主动和“三高一低一小”原则,使支护结构体系具有足够强度、刚度和适合的密度,同时应具有一定可缩性,允许围岩在可控制范围内适当变形。

3)巷道顶板“网格型”联合补强支护在1301

工作面辅运顺槽得到推广使用,支护效果良好。

参考文献:

- [1]陈炎光,钱鸣高. 中国煤矿采场围岩控制[M]. 徐州:中国矿业大学出版社,1994.
- [2]李兵,张东峰. 松软煤层动压巷道围岩控制机理研究及合理支护设计[J]. 煤炭工程,2013,(9):41~46.
- [3]董艳军. 软岩巷道联合支护结构研究及工程应用[J]. 煤炭工程,2011,(8):78~80.
- [4]张荣立,何国纬,李铎. 采矿工程设计手册[M]. 北京:煤炭工业出版社,2003.
- [5]文建东. 松软煤层巷道锚网梁喷支护技术实践[J]. 煤炭工程,2009,(11):31~33.