DOI:10.13532/j.cnki.cn11-3677/td.2013.03.023

大采高综采工作面初采强制放顶方案优化设计与施工

马矿生[1]，李厥高[1]，李 伟[2]

（1. 山西府谷能源股份有限公司 三道沟煤矿，陕西 府谷 719400；2. 大连大学 院士创业园，辽宁 大连 116622）

[摘 要] 三道沟煤矿大采高工作面初采时坚硬顶板极易形成大面积悬顶，对工作面的安全生产造成严重威胁。在对四盘区首采工作面 45201 矿压显现及强制放顶效果分析的基础上进行优化设计，在 85201 工作面实施了优化后的放顶方案，炮眼数量减少 22.6%，炸药使用量降低 17.5%，工期缩短 3d，取得了显著的社会和经济效益。

[关键词] 大采高；初采；强制放顶；参数优化

[中图分类号] TD327.2 3 [文献标识码] A [文章编号] 1006-6225（2013）03-0097-03

Optimization Design of Forced Roof Caving Projection and Construction in Large Mining-height Full-mechanized Mining Face during Initial Mining Period

MA Kuang-sheng[1], LI Jue-gao[1], LI Wei[2]

(1. Sandaogou Colliery, Shanxi Fugu Energy Co., Ltd., Fugu 719400, China; 2. Academician Park, Dalian University, Dalian 116622, China)

Abstract: Hard roof is easy to form large area hanging rock in large mining-height full-mechanized mining face during initial mining period and threats seriously for safe mining. Forced roof caving parameters were optimized by analyzing forced roof caving effect and underground pressure behavior in first 45201 Face. Optimized project was applied in 85201 Face. Blasting borehole reduced 22.6%, explosive consumption reduced 17.5% and project time reduced 3 days. Distinct social and economic profit was made.

Keywords: large mining height; initial mining; forced roof caving; parameter optimization

我国煤层赋存条件复杂，属于坚硬顶板的煤层约占 1/3，坚硬顶板导致煤层开采后，在采空区悬露面积较大、短时间顶板不易自然垮落[1-4]。由于岩层自身特点，其工作面具有矿压显现剧烈，来压步距及动载系数较大，特别是初次来压步距更大，冒落时产生强烈风暴，给煤矿安全生产带来了极大危害，同时也是冲击地压等重大灾害事故的诱因。对于坚硬顶板控制一直是国内外采矿及科研工作者十分重视的课题之一。目前，顶板控制技术主要分为坚硬顶板弱化和深孔松动爆破技术[5-6]，主要针对普通采高工作面，对于坚硬顶板大采高工作面初次来压强制放顶研究甚少。

因此，本文基于结构力学模型分析了坚硬顶板放顶的理论必要性，并在三道沟煤矿已采 45201 工作面强制放顶及矿压显现分析的基础上，优化了 85201 工作面强制放顶主要参数，为大采高工作面强制放顶提供了理论依据。

1 矿井及工作面条件

三道沟煤矿隶属陕北侏罗纪煤田神府矿区，井田面积 176.1km^2，设计可采储量为 9.3Gt，设计产量 9Mt/a。服务年限为 76.3a。矿井主采煤层为 5-2^{上}和 5-2 煤层，层间距平均为 20m。三、四采区分别开采 5-2^{上}，5-2 煤层。在此范围内煤层平均厚度分别为 1.9m，2.8m。2 个采区的巷道采用上下重叠布置形式。

45201 工作面为四采区的首采工作面，45202 北邻 45201 工作面，为四采区的第 2 个工作面。其正上方为三采区 35103 工作面的采空区。45202 综采工作面倾斜长度 300m，走向长度 2800m。工作面布置掩护式液压支架 173 架，支架中心距为 1.75m，工作阻力为 8600kN。

85201 面是八采区首采面，开采 5-2 煤，煤层厚度 6.48～6.95m，采面以南为矿井 3 条主大巷，西为 85202 辅运巷，北为矿井边界。工作面直接顶为 3.5m 粉砂质泥岩，局部有泥质粉砂岩，水平层理。基本顶为 21.5m 灰-灰白色细砂粉砂岩，层理明显，钙质或泥质胶结。

2 基于结构力学模型来压步距的理论计算

2.1 大采高坚硬顶板初次来压步距

在结构力学模型条件下，初次来压步距可由式

[收稿日期] 2012-10-18

[基金项目] 国网能源开发有限公司科技创新项目：三道沟煤矿大采高工作面围岩控制技术研究（FMISC1207-07）

[作者简介] 马矿生（1966-），男，河南密县人，工程师，主要从事矿山压力及控制、综采三机配套及优化等研究。

中国煤炭期刊网 www.chinacaj.net

(1) 求出[7]。

$$L_0 = \sqrt{\frac{2m_z[\sigma]}{\gamma}} \tag{1}$$

式中，m_z 为基本顶厚度，m；σ 为岩梁抗拉强度，MPa；γ 为岩梁容重，kN/m^3。

以 85201 工作面数据计算，基本顶厚度 m_z = 21.5m，σ = 7.62MPa，γ = 25kN/m^3，可得初次来压步距为 L_0 = 114m。因此，需要进行强制放顶。

2.2 大采高坚硬顶板控制计算

在大采高坚硬顶板条件下，势必形成悬臂梁的状态，其悬臂长度计算公式为[7]

$$l_f = \sqrt{\frac{m_z[\sigma]}{3\gamma}} \tag{2}$$

将已知数据带入式 (2) 可得 l_f = 46.7m。根据结构力学模型，在“给定变形”支护条件下，支架每米支护强度为[8,10]：

$$q_z = m_{z_1}\gamma_{z_1} + m_{z_2}\gamma_{z_2}\left(1 + \frac{l_f}{l_k}\right)^2 = 105(\mathrm{MPa})$$

式中，m_{z1} 为直接顶厚度，3.5m；γ_{z1} 为直接顶容重，25kN/m^3；m_{z2} 为基本顶厚度，21.5m；γ_{z2} 为基本顶容重，25kN/m^3；l_f 为悬臂梁长度，46.7m；l_k 为控顶距，3.6m。

由此可以看出，在极限悬臂梁的条件下，每米支护强度大大高于实际的支护强度，而不存在悬臂梁的条件下，其支护强度为 0.63MPa。因此，必选采用端部强制放顶方案，以确保直接顶不能形成较大的悬梁结构。

3 45201 和 45202 工作面强制放顶

3.1 放顶基本参数

3.1.1 放顶高度确定

根据工作面采高，顶板垮落高度以充满整个采空区为宜，同时结合工作面开切眼沿底板掘进，则直接顶放顶厚度为:

$$h_{冒} = h_{采}/(c - 1) \tag{4}$$

式中，$h_{冒}$为直接顶能全部充填采空区的冒落高度，m；$h_{采}$为工作面采高，取 2.8m；c 为岩石碎胀系数，取值为 1.1 ~ 1.3，本文取 1.3。

经计算，$h_{冒}$ = 10m，取炮眼垂深 13.5 m > $h_{冒}$，则能满足要求。

3.1.2 最小抵抗线的确定

根据工作面实际赋存情况、爆破经验数据和炸药参数，最小抵抗线取 2.0 ~ 4.0m。

3.1.3 放顶炮眼孔数和组数的确定

按照采空区充填合理，同时兼顾装药和打炮孔方便的原则，确定放顶炮眼的孔深、分组和个数等，见表 1。

表 1　45201 及 45202 综采工作面放顶炮孔参数

工作面	炮眼长度/m	炮眼垂深/m	眼口间距/m	炮眼种类	炮眼数量/个	总装药量/t
45202	19.0	13.5	8	掏槽眼 辅助眼	41	1.5
45201	17.5	12.4	6	掏槽眼	53	2.0

炮眼垂直间距 $d = \cos\alpha \times l$ = 8.57(m)，l 为炮眼眼口间距，取 8m；α 为炮眼仰角，取 45°。

3.2 强制放顶矿压显现特点及效果分析

同 5-2^{上}煤层工作面相比，5-2 煤层综采工作面矿压显现有来压较急促猛烈的特点。在来压时工作面支架连续发出嘎嘎声，支架活柱迅速收缩。根据现场观察资料，2011 年 8 月 16 日，45201 工作面推至离切眼 884m 处，夜班 1：48，工作面 129 号架附近来压，在之后的 20min 时间内，活柱(左) 缩量为 100mm。其中前 4min 下缩了 75mm，至 2：08 时，每分钟下缩约 2mm。在 1 个来压周期中，压力处于峰值时间持续较长，压力平稳期持续时间较短，甚至消失。

45202 综采面自 2012 年 3 月 24 日中班开始试采，至 26 号早班 15 点，共推进 4 刀，采空区走向悬顶距离为 4.8m。经检查评估后，开始装药。3 月 27 日晚 21 点成功放炮。经检查，除工作面两端头各 4 架采空区顶板未落外，中部也有 4 处共 20 架顶板未落，仅占采空区倾斜长度的 12%。由于中部未落区顶板比较完整，推测有 3 个炮眼未爆。

2012 年 3 月 28，29 号早班各割煤 2.4m，至 29 号中班，除机尾剩余 8 架顶板未落外，其余地段采空区顶板均已垮落。工作面切眼强制放顶取得了理想的预期效果。

4 强制放顶方案优化设计与施工

85201 工作面直接顶为 3.5m 的泥岩，垮落后不能完全充填采空区，而其基本顶为细砂岩，硬度及厚度极大，会导致工作面来压步距及矿压显现比较强烈，顶板控制难度大，极易引发次生灾害。根据工作面的实际情况，推进初期阶段需要进行人工强制放顶，结合在四采区放顶的成果，针对具体顶板和支架的具体情况，优化爆破的各项参数，使之减小采空区基本顶悬顶的长度，通过初次来压的强制放顶，满足采空区冒落支撑点的“给定变形”条件，以保证工作面的安全高效开采。

4.1 放顶基本参数

中国煤炭期刊网 www.chinacaj.net

4.1.1　炮眼布置及材料消耗

综合考虑各种因素，共布置 31 个孔，切眼内炮眼呈“一”字型布置，垂深 5.5～20.8m，切眼内炮眼中线距离切眼中心线 1.5m，1～8 号孔距为 8m 和 9～31 号孔距为 10m，见图 1 和图 2（l 为炮眼间距），炮眼特征见表 2，材料消耗见表 3。

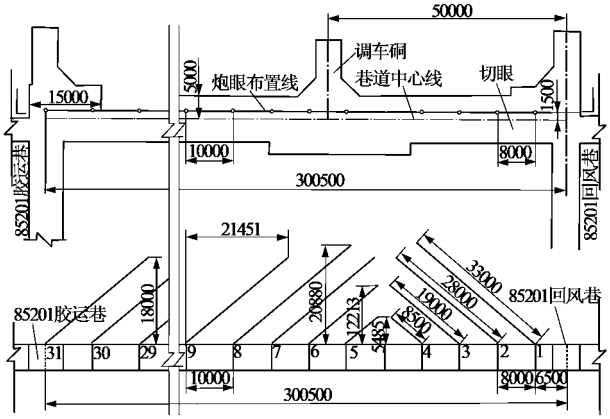

图 1　炮眼布置

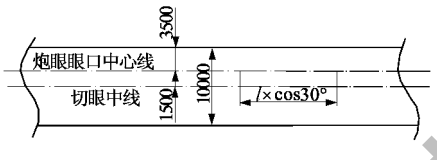

图 2　炮眼平面放大

4.1.2　设备配备

炮眼采用全液压坑道钻机施工，钻头直径为 80mm，成孔直径最终为 90mm。

4.1.3　装药结构

爆破采用水胶炸药，雷管采用符合煤安标志的毫秒延期电雷管并按串联布置，起爆方式采用延期雷管导爆索起爆。装药系数为 0.7 左右，每米炮眼装药量约为 3.6kg，炮泥装填系数约为 0.3，炮泥采用黄泥制作，如图 3 所示，图中 L 为炮眼长度。

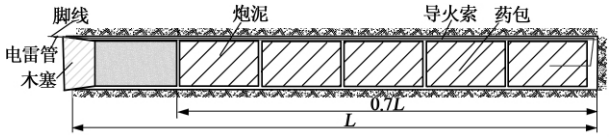

图 3　装药方式示意

4.2　施工要求

（1）炮眼采用双雷管双导爆索引爆，连续耦合方式装药，两个雷管在孔口采用并联连接，并用木塞固定，采用并联回路。

（2）严格按照设计要求施工炮眼，并采取湿式打眼；装药和放炮前必须切断所有相关电器设备电源。

（3）每次装药和放炮前必须对工作面和回风巷及放炮地点的瓦斯和煤尘浓度进行检测，并在放炮前对工作面和回风巷及整个回风系统内的煤尘进行彻底清洗。

表 2　炮眼特征

眼号	炮眼名称	炮眼深度/m	炮眼长度/m	炮眼数/个	装药量/（kg·眼$^{-1}$）	倾角/（°）	爆破顺序	连线方式
1，8	掏槽眼	20.9	33.0	2	83.2	40/140	四	串联
2，7		18.0	28.0	2	70.6	40/140	三	
3，6		12.2	19.0	2	47.9	40/140	二	
4，5		5.5	8.5	2	14.9	40/140	一	
9～31	辅助眼	18.0	28	23	70.6	40/140	五	分组串联起爆

表 3　材料消耗

名称	数值	名称	数值
岩石坚固系数	4～8	工作面瓦斯/%	0
炮眼长度/m	8.5～33	水胶炸药/（kg·m^{-1}）	3.6
炮眼个数/个	31	导爆索/m	1000
炮眼直径/m	0.09	电雷管/个	62
炮眼倾角/（°）	40	总装药量/kg	2057

（4）放炮前所有人员必须撤至工作面胶带巷内，炮烟回风系统内严禁有人，放炮人员必须站在距放炮地点 500m 以外的工作面胶带巷内进行放炮工作。

（5）放炮前工作面所有支架需在同一平面并界定良好，初撑力达到额定工作阻力 80% 以上，超前支护齐全完好达到设计要求，否则不得放炮。

（6）在工作面开切眼煤壁处打孔开始装药，装药前先清净炮眼，用直径 0.7m，长度 1.5m 的木棒将药卷、炮泥和导爆索装入炮孔内，同时，药包要推至孔底，装紧装实，并用黄泥充填密实。

（7）放炮实行分组放炮，先放 8 个掏槽眼，接着辅助眼，辅助眼每 3 个 1 组；要根据炮眼的性质，使用不同段号的雷管，但每个炮眼内使用的 2 个雷管段号必须相同。

（8）整个强制放顶工作结束后，有毒有害气体和粉尘浓度达到规程要求后，工作人员方可进入工作面正常工作。

5　结论

针对大采高工作面顶板的特殊条件（悬顶达到极限跨度时，往往发生突变失稳，造成采场动压

（下转 29 页）

中国煤炭期刊网 www.chinacaj.net

挥、统一行动。要安排专人具体负责与地面救援指挥中心保持联系，对避难硐室内部各系统、设备运行情况进行检查控制，对避难硐室环境进行检测。

（9）进入避难硐室的人员必须听从指挥，必须保持冷静、有序，尽量减少体力消耗。

（10）现场第 1 负责人要组织对受伤人员进行必要、及时的急救。

（11）现场第 1 负责人必须加强避难硐室内各资源的管理，做到统一管理、伤员优先、合理使用。

（12）在接到地面救援指挥中心的指令或者避难硐室无法保证人员生存的特殊情况下，现场指挥人员必须指令、结合现场情况，认真组织，确保有序、快速撤离。

（13）撤离前现场指挥人员必须清点人数，并规定联系方式，确保撤离过程始终保持联系。

（14）撤离前必须提前安排好伤员救治转移。

4　结束语

国内外经验表明，煤矿井下避难硐室对于突变后人员自救逃生，减少伤亡起着重要作用。

我国矿井避难硐室的研究处于起步阶段，在借鉴国外经验的基础上，结合我国煤矿开采特点，已初步形成体系。近年来，国家先后发布了一系列文件，大力推动煤矿井下避难硐室和防护系统构建，兰兴煤矿井下避难硐室的建设是其一例。随着时间的推移，人们对避难硐室的认识会进一步增强，其在井下突变的避险救生效果将越明显。

[参考文献]

[1] 孙继平．煤矿井下安全避险“六大系统”的作用和配置方案［J］．工矿自动化，2010（10）：1-4.

[2] 李荣升．矿井避难［J］．云南冶金，1989（1）：47-50.

[3] 高广伟，张禄华．煤矿井下移动救生舱的设计思路［J］．中国安全生产科学技术，2009，5（4）：162-164.

[4] 杨源林．瓦斯煤尘爆炸的超压计算与预防［J］．煤炭工程师，1996（2）：32-37.

[5] Michael A. Parametric Design of a Coal Mine Refuge Chamber［D］. Morgantown，West Virginia University，2007.

[6] 相桂生．应急避难室在矿难救援中的应用［J］．劳动保护，2006（9）：92-93.

[7] 孙继平．煤矿电气安全关键技术研究［J］．工矿自动化，2011（1）：1-4.

[8] 孙继平．煤矿井下人员位置检测技术与系统［J］．煤炭科学技术，2010，38（11）：1-4.

[9] 隋鹏程．矿工自救与避难硐室［J］．现代职业安全，2007，7（71）：86-87.

[责任编辑：邹正立]

（上接 56 页）

[3] 郑书兵，康红普，等．大采高工作面撤架通道加固支护技术［J］．煤矿开采，2006，10（3）：47-50.

[4] 康红普，林　健，吴拥政．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［J］．煤炭学报，2009，34（9）.

[5] 吴建星．锚杆托板的力学性能研究［D］．北京：煤炭科学研究总院硕士学位论文，2009.

[6] 杨希瑞，刘志文．强矿压区撤架通道的可行性研究与应用［J］．科技成果管理与研究，2012，16（2）：97-101.

[7] 孙井喜．“三软”煤层“孤岛”综放面扩撤架通道围岩控制研究［J］．现代经济信息，2012，16（2）：97-101.

[责任编辑：林　健]

（上接 99 页）

冲击，压死支架），结合三道沟煤矿综采工作面的实际情况及矿压显现特点，采用理论分析，建立了坚硬顶板弱化模型及方案，分析了强制放顶的力学特性，确定了大采高工作面切巷强制放顶主要参数。通过在 85201 工作面的实施，削减了 38% 的炮眼数量，降低了 27.9% 的炸药使用量，形成了一套较为完善的强制放顶弱化技术，经过现场实践检验，达到了理想的爆破效果，取得了较好的经济效益，为以后类似工作面强制放顶设计提供了重要依据，并为实现包括大采高工作面的安全高产高效开采提供了可靠的技术保障。

[参考文献]

[1] 靳钟铭，徐林生．煤矿坚硬顶板控制［M］．北京：煤炭工业出版社，1994.

[2] 朱德仁，钱鸣高，徐林生．坚硬顶板来压控制的探讨［J］．煤炭学报，1991，16（2）：11－18.

[3] 宋永津．大同煤矿采场坚硬顶板控制方法与工程效果［J］．煤炭科学技术，1991（12）：18－22.

[4] 高木福．坚硬顶板处理步距的数值模拟［J］．辽宁工程技术大学学报，2006，25（5）：649－650.

[5] 程家国．深井高地压坚硬顶板采场围岩特性与支护设计方法［D］．青岛：山东科技大学，2004.

[6] 王　开，康天合，李海涛，等．坚硬顶板控制放顶方式及合理悬顶长度的研究［J］．岩石力学与工程学报，2009（11）.

[7] 宋振骐．实用矿山压力控制［M］．徐州：中国矿业大学出版社，1988.

[8] 宋振骐，蒋宇静，杨增夫，等．煤矿重大事故预测和控制的动力信息基础的研究［M］．北京：煤炭工业出版社，2003.

[9] 文志杰，汤建泉，王洪彪．大采高采场力学模型及支架工作状态研究［J］．煤炭学报，2011，36（S1）：42-46.

[10] 赵晓东，王海龙．梯形荷载下的采场顶板岩层运动及支架承载计算研究［J］．煤炭学报，2012，37（5）：731-736.

[责任编辑：李宏艳]

中国煤炭期刊网 www.chinacaj.net