

切顶卸压在预防巷道变形中的应用与研究

郑志新 张振龙

(山西兰花科技创业股份有限公司太阳煤矿分公司)

摘 要:为了保证 3405 工作面运输顺槽巷道保持原有属性,不发生重大变化,通过对 3404 回采工作面运输顺槽切顶卸压进行设计和实施,从而保证 3405 工作面的安全生产,为今后类似工作面的回采提供理论和经验参考。

关键词:切顶卸压;力学环境;爆破;裂隙

引言

太阳煤矿地质构造分布较多,煤质塑性差,相关的力学性能研究较少,在无理论基础为支撑的前提下,组织生产,势必会走很多弯路,不仅不利于企业的安全管理,也会间接影响企业效益。扩能技改后,为了尽快适应新产能的要求,加大回采相关方面的研究,显得尤为重要。为此,我矿对切顶卸压的探索做为优先考虑的方向。

1 工作面概况

1.1 工作面顺槽布置

山西兰花科创太阳煤矿分公司 3404 和 3405 两相邻工作面均采用综采放顶煤的开采方式进行回采,工作面布置图见图 1.1。3405 工作面位于四采区中部,西部为车山井田,北部为 3405 准备工作面(实体煤),南部为 3404 回采工作面运输顺槽。3405 运输顺槽以 20m 的保安煤柱与 3404 运输顺槽平行布置,3405 运输顺槽担负 3405 工作面原煤运输任务,兼作为进风巷道。3405 运输顺槽沿 3 号煤层顶板掘进(开口前 70 米沿 3 号煤底板掘进),该运输顺槽设计长度为 1325m。

1.2 煤(岩)层赋存特征

3#煤层节理发育、煤质普遍松软。3#煤层构造颇多,含有夹矸 1~2 层,硬度平均 $f=3$,煤层倾角平均在 0~10%,为缓倾斜煤层,通过 KT2 地质钻孔资料

显示,煤层厚度平均在5.6~6m。3405运输顺槽地面位于上河掌村西北部,地表以山梁和山谷居多,沟壑发育。地面标高为+1102.21~+1173.39m,井下标高为+655~+705m,埋深为+447.21—+468.39m,平均为+457.8m。

3404工作面煤层伪顶为灰黑色泥岩,厚度0~0.5m;直接顶为砂质泥岩,平均厚度为3.2m;基本顶为中砂岩或粗砂岩,厚度平均为8.5m;直接底为砂质泥岩或细砂岩,厚度平均为8.5m。3404工作面顶板柱状图见图1.2。

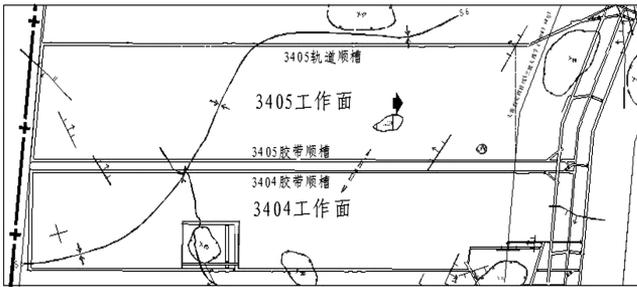


图 1.1 工作面布置图

3号煤层柱状图

地层系统	柱状	层厚(m)	岩性描述
二山叠西系组	10.5	细粉砂岩, 灰黑色, 上部为泥岩, 下部为粗砂岩。
	2.5	中砂岩、灰色石英砂岩, 局部含多量云母, 具黑色泥质和碎屑条带, 硅钙质胶结。
	3.75	泥岩, 常具粉砂岩及粗粉砂岩, 下部有时夹小煤一层。
	0.5	煤, 黑色, 半光亮煤, 不稳定。
	4.5	粗粉砂岩, 灰黑色, 上部为泥岩, 有时夹小煤一层。
	4.0	中砂岩、灰色石英砂岩, 局部含多量白云母片, 有时含炭质条带硅—钙质胶结。
	3.2	细粉砂岩、泥岩, 黑灰色, 局部有粗粉砂岩, 中上部有小煤一层。
	0~0.5	灰黑色泥岩。
		5.7	3号煤, 黑色以光亮为主, 似金属光泽, 主要以镜煤、亮煤组成, 燃烧时发兰青色火焰, 无味质好稳定, 夹石最多达四层, 结构简单。

图 1.2 3404工作面顶板柱状图

2 切顶卸压设计

为减小3404工作面采动压力传递至3405运输顺槽,造成3405工作面回采困难,对邻近3405运输顺槽的3404运输顺槽进行爆破切割顶板,降低传导至3405运输顺槽的围岩压力,从根本上改善巷道所承受的力学环境,保证3405运输顺槽满足工作面回采时的巷道属性要求。

2.1 爆破准备和实施

(1) 煤矿许用炸药

品种:三级乳化炸药

规格:Φ60×480mm

密度:1180kg/m³

炸药爆速:3500m/s

单卷药量:1.5±0.1kg/卷

(2) 雷管

所用雷管为煤矿许用8#普通瞬发电雷管(或同段位毫秒延期电雷管)

(3) 导爆索

使用专用导爆索,规格为Φ5.2~5.5mm(或Φ6.5±0.3mm),爆速≥6000m/s。

(4) 钻孔施工机具

钻机采用ZLJ-350煤矿用坑道钻机1台(也可用矿上已有钻机,不管何种型号完成炮孔即可)。并配备Φ63.5mm钻杆,金刚石钻头,钻头直径70~75mm。炮泥规格Φ60×200mm,炮泥采用沙子与黄土制作。

2.2 孔网参数

(1) 布孔方式

沿胶带巷回采侧肩角布一排平行孔,直径Φ=75mm,倾角β=75°,见图2.1。

(2) 炮孔长度计算

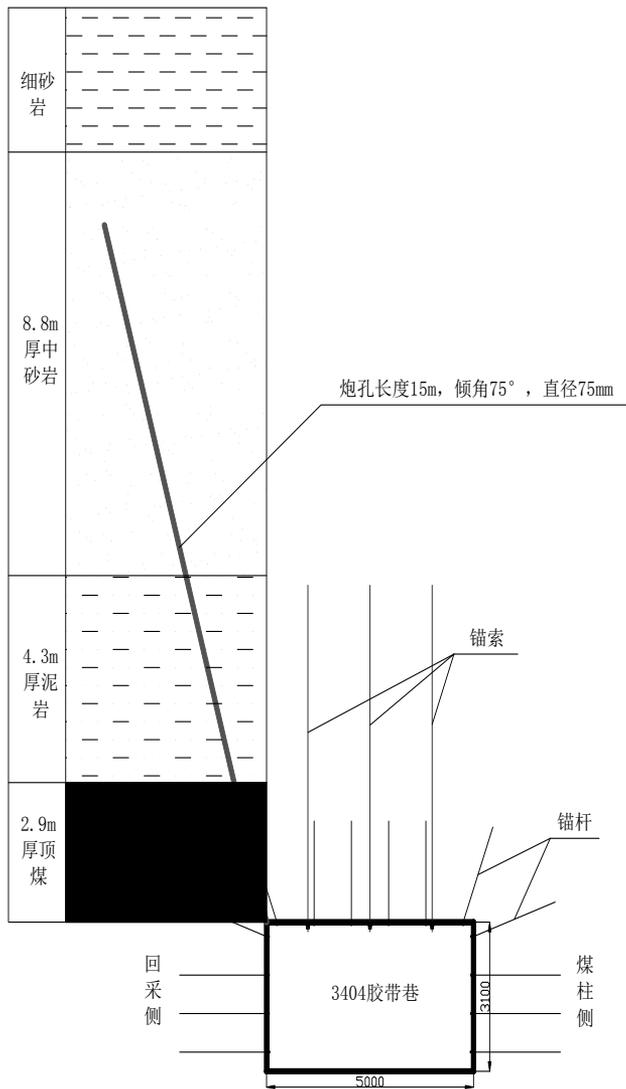


图 2.1 预裂爆破炮孔布置方式

①切顶高度计算

为使工作面上隅角垮落后,完全充填采空区,则切顶高度 M_z 依据如下公式(1)计算:

$$M_z = \frac{H+T-S_A-C}{K_A-1} \quad (1)$$

$$C = (1-\eta)TK_m$$

式中: M_z 一切顶高度;

K_A 一冒落岩石的破碎胀大系数,取 1.35;

H 一割煤高度,取 2.7m;

T 一顶煤厚度,取 3.3m;

S_A 一老顶下位岩梁触矸处的沉降值,在一般采场 $S_A = 0.2H$;

C 一残煤厚度;

η 一放出率,取 0.85;

K_m 一顶板垮落碎胀系数,取 1.2;

经计算得: $M_z = 14\text{m}$ 。

②炮孔长度计算

从上式切顶高度分析,可以得出巷道上方铅直距离 14m 为爆破对象。为了取得较好爆破效果,取切顶高度的 1.1 倍作为炮孔深度,结合现场施工条件,确定炮孔长度取 $L = 15\text{m}$ 。

(3)炮孔间距计算

①按应力波叠加作用计算(采用不耦合装药)

$$a = 2(b \cdot p_2 / \sigma_t)^{1/\alpha} \cdot r_b \quad (2)$$

$$p_2 = \frac{1}{8} \rho_0 D^2 \left(\frac{d_c}{d_b} \right)^3 \cdot n \quad (3)$$

式中: a 一炮孔间距(m);

σ_t 一岩石的抗拉强度(MPa),此处为 3.9MPa;

p_2 一炮孔壁开始时候的最大受力(MPa);

ρ_0, D 一炸药密度(kg/m^3),爆炸速度(m/s);

α 一应力波峰值在岩体内的衰减指数,

$\alpha = 2 - b$,此处 $\alpha = 1.67$ 。

b 一侧应力系数, $b = \mu / (1 - \mu)$,

取 $b = 0.25 / (1 - 0.25) = 0.33$;

r_b 一炮孔半径(m);

n 一压力增倍数,取 $n = 5$;

d_c —炸药直径(mm);

d_b —炮孔直径(mm);

有公式(3)计算:

$$p_2 = \frac{1}{8} \times 1005 \times 3500^2 \times \left(\frac{60}{75}\right)^3 \times 5 = 3940.36 \text{MPa}$$

有公式(2)计算:

$$a_1 = 2(0.33 \times 3940.36 / 3.9)^{1/1.67} \times 0.0375 = 2.42 \text{m}$$

②从爆生气体准静压和受到的应力波同时作用于炮孔壁分析

在炮孔内的爆生气体以密封的状态存在,以准静压的方式作用在炮孔壁,其应力分布状态等同于均匀内压的厚壁筒。根据弹性力学的厚壁圆筒理论及岩石中的抗拉强度准则,有

$$a = 2(p_0 / \sigma_t)^{1/2} \cdot r_b \quad (4)$$

上式中: p_0 —作用于炮孔壁的准静态压力,当采用不耦合装药时,有

$$p_0 = \frac{1}{8} \rho_0 \cdot D^2 \times \left(\frac{d_c}{d_b}\right)^6 = \frac{1}{8} \times 1005 \times 3500^2 \times \left(\frac{60}{75}\right)^6 = 403.42 \text{MPa} \quad (5)$$

有公式(4)计算:

$$a_2 = 2(p_0 / \sigma_t)^{1/2} \cdot r_b = 2 \times (403.42 / 3.9)^{0.5} \times 0.0375 = 0.76 \text{m}$$

爆生气体准静压和受到的应力波同时作用炮孔

布置的间距取 $a = a_1 + a_2 = 2.42 + 0.76 = 3.18 \text{m}$

因为 p_2 和 p_0 均远大于顶板抗压强度,所以会造成孔壁严重破碎,使能量损失,为了爆破后裂隙可靠延伸, a 暂取3m。最终炮孔间距须根据顶板岩性、岩层结构和切缝效果对炮孔间距进行动态调整。

2.3 装药参数

采用孔底不耦合连续装药,装药长度9m。单孔装药量

$$Q = q \times l \quad (6)$$

式中: q —每米装药量(kg/m),此处 $q = 3 \text{kg/m}$;

l —装药长度(m)。

有公式(6)计算:

$$Q = q \times l = 27 \text{kg} (18 \text{卷})$$

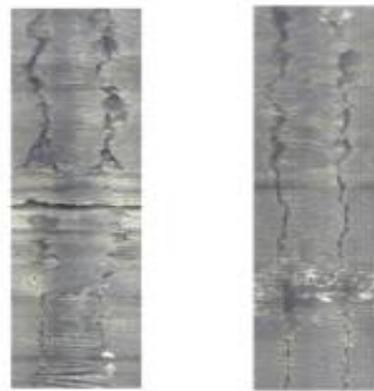
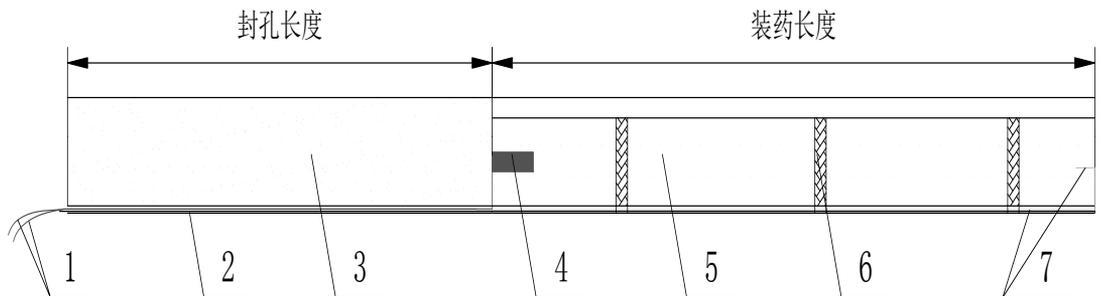


图 2.3 炮孔布置图



1—脚线; 2—竹片; 3—炮泥; 4—雷管; 5—炸药卷; 6—胶带; 7—导爆索

图 2.2 炮孔装药结构

2.4 装药结构

由切缝钻机完成炮眼孔,总深度为15m,其中炸药安装长度取9m,炮泥封孔长度取6m。将许用雷管塞入最外端药卷端头,采用正向起爆装药方式,2根脚线引入孔外。将1根导爆索与炸药捆扎,导爆索总长度取9.5m,装药结构见图2.2。

2.5 爆破网络与起爆方式

试炮时,采用煤矿许用瞬发电雷管,串联接法,正向起爆,考虑到保持巷道顶板的稳定性,单次最多起爆取3个炮孔。视炮孔变形情况,确定爆破参数后,采用毫秒延时爆破,但总延时不超过120毫秒。

2.6 切缝试验

(1)初始装药炮孔间距确定为3m,为了便于观测切缝效果,在两个装药炮孔之间增加空孔。炮孔布置图见图2.3。

(2)首先根据试验方案进行单孔试验,确定合理的装药量和封孔长度。当顶板岩性或岩层结构变化较大时必须重新进行单孔爆破试验,确定合理的装药量和封孔长度。

(3)分别实施间隔爆破,对预留空孔进行窥视察看,确定爆破效果。

(4)若在放炮眼中间的空眼中煤岩未产生缝隙,必须重新开始放炮,从效果来决定采用的爆破方式和孔眼数量。

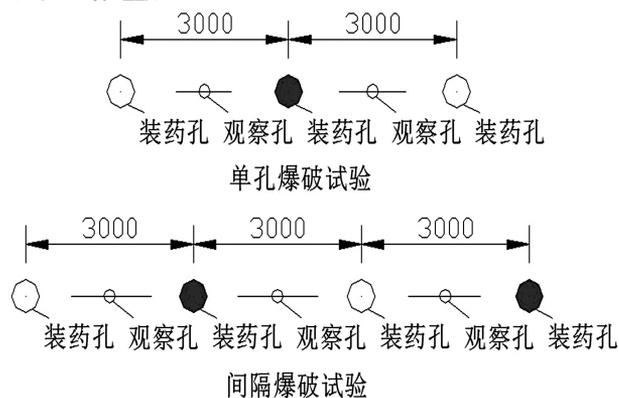


图 3.1 切顶效果图

3 结论

(1)爆破完成后,通过利用钻孔窥视仪对预留空孔观察(切顶效果图见图3.1),孔内裂隙明显,起到了切顶爆破的效果,有效地降低了侧向顶板悬臂梁上覆荷载以及旋转变形压力,改善了巷道应力环境。

(2)通过对3405胶带顺槽安设的顶板在线监测仪和巷道收敛仪数据比对分析,顶板离层量和巷道收敛量均控制在30mm之内,有效减缓了运输顺槽巷道顶底板移近量和巷道收敛量。

(3)收集和改善了合理的爆破参数,实现顶板按照管理人员的意志进行跨落,确保了回采工作面的正常生产,并且积累了丰富的技术经验,为今后接续工作面的回采提供了理论支撑和经验参考。

(4)切顶爆破过程中,装药完成后,应用电阻检测仪对全电路电阻进行检测,预防“哑炮、瞎炮”的发生。

参考文献:

[1]陈上元,郭志飏,马资敏,等.城郊矿切顶聚能爆破参数优化研究[J].煤炭技术,2016,35(8):17-19.
 [2]刘衍利,黎卫兵,黄星源.切顶卸压爆破技术在沿空留巷中的应用[J].2016,45(6)132-133.
 [3]汤建泉,刘吉存,宋文军,王诗海,李伟涛.切顶卸压沿空留巷预裂切缝技术指标研究[J].煤炭技术,2017,36(06):174-176.
 [4]杨汉宏,薛二龙,罗文,宋立兵.神华集团切顶卸压自动成巷无煤柱开采技术的应用[J].煤炭科技,2015,(03):1-3.