



开滦集团有限责任公司荆各庄矿业分公司

2193 掘进作业规程

施 工 单 位: 掘进区

编 制 人: _____

施工负责人: _____

主管工程师: _____

主管副总工程师: _____

主 管 经 理: _____

安 全 经 理: _____

2010 年 05 月 15 日

目 录

第一章 概述	1
第一节 概述	1
第二节 依据	1
第二章 地面相对位置及水文地质情况	1
第一节 地面相对位置及邻近采区开采情况	1
第二节 煤（岩）层赋存特征	1
第三节 地质构造	2
第四节 水文地质	2
第五节 地质储量与瓦斯、煤尘及自然发火情况	2
第三章 巷道布置及支护说明	2
第一节 巷道布置	2
第二节 支护设计	2
第三节 支护要求及验收标准	3
第四章 施工工艺	4
第一节 施工方法	4
第二节 装载与运输	5
第三节 管线敷设	5
第四节 设备及工具配备	5
第五章 生产系统	6
第一节 通风系统	6
第二节 压风系统	7
第三节 防尘供水系统	7
第四节 防灭火灌浆系统	8
第五节 安全监测系统	8
第六节 通讯系统	8
第七节 供电系统	8
第八节 排水系统	8
第九节 运输系统	8
第六章 劳动组织及主要技术经济指标	8
第一节 劳动组织	8
第二节 主要经济技术指标	9
第七章 安全技术措施	9
第一节 “一通三防”管理安全技术措施	9
第二节 掘进安全技术措施	13
第三节 防治水与排水安全技术措施	16
第四节 机电安全技术措施	16
第五节 运输安全技术措施	17

第六节 其它安全技术措施	19
附图	25
附图 1 2193 综合柱状图	25
附图 2 生产系统示意图.....	26
附图 3 避灾路线示意图.....	27
附图 4 防尘供水系统示意图.....	28
附图 5 压风系统示意图.....	29
附图 6 排水系统示意图.....	30
附图 7 除尘风机使用示意图.....	31
附图 8 瓦斯传感器布置示意图.....	32
附图 9 安全监控布置、接线图.....	33
附图 10 供电系统图.....	34
附图 11 10.5m ² 金属拱形支架支护断面图	35
附图 12 10.5m ² 金属拱形支架炮眼布置图	36
附图 13 掘进机截割路线图.....	37

矿审批意见

2193 掘进作业规程初审记录

- 一、时间：2010 年 04 月 27 日
- 二、地点：掘进区会议室
- 三、主持人：张军田
- 四、参加人：王天峰、于友庆、于海涛、徐建军、赵永胜、李建法、李艳强、杨超、张超、王凤敏、李作一
- 五、初审意见
 - 1、提前完善 2190 运煤巷运输系统，摆好两部 SGW—40T 溜子，共计 60m。
 - 2、在 2193 运道开口 100m 范围摆一部 SDJ-150 皮带，形成运煤系统。

2193 掘进作业规程会审记录

- 一、时间：2010 年 05 月 13 日
- 二、地点：技术部会议室
- 三、参加人员见附表
- 四、会审意见
 - 1、将加强煤质管理措施写详细些。
 - 2、井下比在路线图加文字说明。
 - 3、做矸子窖时，另写补充安全技术措施。

第一章 概述

第一节 概述

一、巷道名称

本《作业规程》掘进的巷道为[运道、风道、切眼]

二、掘进的目的

掘进的目的：为 2193 综采工作面安装、回采做准备。

三、巷道设计长度

巷道设计长度：1167m；运道已施工 106m，风道已施工 135m；剩余工程量为 926m。

四、预计开竣工时间

2010 年 05 月 15 日～2010 年 11 月 30 日

五、为了保证生产安全，依照《煤矿安全规程》、《各工种操作规程》制定本规程，凡本工作面作业人员必须经过培训，考试合格后持证上岗；本工作面检查指导人员，必须学习掌握本规程。

第二节 依据

一、采区设计说明书及批准时间

采区设计说明书名称为《二水平轴东采区设计》，批准时间为：2010 年 03 月 01 日。

二、地质说明书及批准时间

地质说明书名称为《2193 掘进地质说明书》，批准时间为：2010 年 03 月 04 日。

三、《煤矿安全规程》、《各工种操作规程》。

第二章 地面相对位置及水文地质情况

第一节 地面相对位置及邻近采区开采情况

2193 掘进工作面位于二水平轴东采区第 9 煤层；地面标高+27.3～+32.7m，工作面标高-365～-440m，走向长度 530～537m，平均 533.5m。工作面长度 100m，面积 53300m²。该工作面西北部为 2020E 轨道正眼以及 207 外水仓，东南部为 2090 新皮带巷以及 2095、2099、2097、2092 采空区。该工作面上覆 2080 泄水中心，下伏 3048、3049、3040、2020E 巷道以及 3031 轨道巷。

第二节 煤（岩）层赋存特征

一、煤（岩）层赋存特征

该煤层为复合结构煤层，含炭质泥岩夹矸数层，煤层厚度变化较大，煤层厚度为 3.0～9.5m，平均 7.2m，煤（矿）层倾角 1～11°，平均 4°，为倾斜煤层。属半光亮型，玻璃光泽，粉末呈黑色性较脆，节理发育。

表 2-1 9 煤层顶底板情况表

顶底板名称	岩石名称	厚度(m)	抗压强度(MPa)	抗拉强度(MPa)	岩 性 特 征
老 顶	细砂岩	14.94	50.2	2.83	浅灰色~灰白色,内含灰褐色细砂岩条带,水平层理,植物化石成层分布。
直接顶	粉砂岩	9.65	43.5	3.15	致密均一,细腻有滑感,含层状菱铁质矿物。
直接底	泥岩	4.78	34	1.75	浅黑~深灰色,块状含菱铁质结核。

第三节 地质构造

一、地质构造情况

本区域地质条件较复杂，断裂构造发育。受断层、老硐影响煤层产状及煤厚变化较大。

第四节 水文地质

一、水文情况：

该工作面水文地质条件较复杂，主要受煤 9 顶板及煤 8 至煤 5 砂岩裂隙承压含水层水影响，上覆 2080 泄水中心，且掘进通过 2092 I 风道、2090N 皮带巷、2097 I 运道、2090 皮带巷老硐。建议过老硐时要加强顶板管理，备足排水设施，完善排水系统，形成排水能力。

正常涌水量 0.2m³/min，最大涌水量 0.5m³/min。

第五节 地质储量与瓦斯、煤尘及自然发火情况

一、地质储量

工作面工业储量：55261t；可采储量：41446t。

二、瓦斯、煤尘及自然发火情况

1、瓦斯绝对涌出量：0.55m³/min

2、二氧化碳绝对涌出量：0.53m³/min

3、煤尘爆炸指数：42.29%

4、煤层自然发火期：两个月。

第三章 巷道布置及支护说明

第一节 巷道布置

一、巷道布置

2193 掘进巷道具具体参数见下表：

表 3-1 巷道布置及参数表

工作面	名称	区段	工程量(m)	支护形式	巷道规格(m)	棚距(m)	备注
2193掘进工作面	运道	AB	36	金属拱形 支架支护	4.0×2.7	0.5	施工完毕
		BC	494		4.0×2.7	0.5	已施工 60m
	风道	DE	72		4.0×2.7	0.5	施工完毕
		EF	465		4.0×2.7	0.5	已施工 63m
	切眼	CF	100		4.0×2.7	0.5	
	合计 (m)		1167				

第二节 支护设计

一、支护设计

1、顶底板分析

9 煤层直接顶为粉砂岩，厚度 9.65m，致密均一，细腻有滑感，含层状菱铁质矿物，为二类直接顶；老顶为细砂岩，厚度 14.94m，灰色，内含灰褐色细砂岩条带，水平层理，植物化石成层分布，为二级老顶；直接底为泥岩，厚度 4.78m，灰黑色，块状含菱铁质结核。

2、地应力分析

水平地应力方向为 NE 136°；2193 运道、风道与水平地应力方向夹角为 88°，巷道侧压较大，不利于支护，掘进施工时应加强支护。2193 切眼与水平地应力方向夹角为 1°，巷道侧压较小，有利于支护。

3、采动影响及地质构造分析

该工作面西北部为 2020E 轨道正眼以及 207 外水仓，东南部为 2090 新皮带巷以及 2095、2099、2097、2092 采空区。该工作面上覆 2080 泄水中心，下伏 3048、3049、3040、2020E 巷道以及 3031 轨道巷。掘进通过 2092 I 风道、2090N 皮带巷、2097 I 运道、2090 皮带巷

老硐，施工过程中必须加强顶板管理，保证工程质量。掘进时将过的老硐、采空区位置及老硐、采空区名称，见表 3-2。

表 3-2 掘进巷道将过的老硐位置及老硐名称：

老硐（采空区）名称	2193 运道（将见位置）	老硐（采空区）名称	2193 风道（将见位置）
2092 I 风道	249m	2092 I 风道	239m
2090N 皮带巷	311m	2090N 皮带巷	317m
2090 皮带巷	396m	2097 I 运道	392m
2097 I 运道	402m	2090 皮带巷	514m

4、10.5m²金属拱形支架间距验算及选择、确定：

①巷道顶板压力

$$P_t = \alpha \times L^2 \times r \times a \times 9.8$$

P_t —巷道顶板压力（KN）；

α —承载系数（煤取 1） $\alpha = 1 \div 3f$ ；

f —普氏系数（煤取 0.3）；

L —巷道掘进宽度（m），

r —顶板岩石容重（2.5t/m³）；

a —金属拱形支架架间距（m）。

②矿用金属拱形支架额定载荷

$$P_{10.5} = 338.9 \sim 395 \text{KN}$$

③计算棚距

$$\text{依据 } P_{10.5} > P_t = \alpha \times L^2 \times r \times a \times 9.8$$

$$a_{10.5} < P_{10.5} / \alpha L^2 r \times 9.8$$

$$= P_{10.5} / (1 \div 3f) L^2 r \times 9.8$$

$$= 338.9 \sim 395 / (1 \div 0.9) \times 4.3^2 \times 2.5 \times 9.8$$

$$= 0.635 \sim 0.739 \text{m}$$

因此，25U 型钢，10.5m²金属拱形支架间距 0.6m 能满足支架额定载荷，为加大支护安全系数，并考虑我矿常用棚距，施工时棚距采取 0.5m。

第三节 支护要求及验收标准

根据设计，2193 掘进工作面除运道 36~96m 范围采用 29U 型钢 11.3m²金属拱形支架支护外，其它范围均采用 25U 型钢 10.5m²金属拱形支架支护。

1、10.5m²金属拱形支架支护验收标准：

(1)巷道净宽：4000mm（0，+100）。

(2)巷道净高：2700mm（-20，+100）。

(3)支架间距：500mm（-100，+100）。

(4)搭接：350mm（-40，0）；卡缆包两头，接口严密，卡缆上齐上紧。

(5)支架前倾后仰：水平巷道允许偏差 $\pm 0.5^\circ$ （1m 垂线不大于 9mm）；倾斜巷道支架架设要迎山有劲（每上山起坡 6~8°，出 1°迎山角），迎山角允许偏差 0.5°，不得抢、退山。

(6)卡缆：采用 25U 卡缆，每架支架使用七个卡缆，即上顶中间一个，两帮搭接处各三个，卡缆螺栓扭矩： $\geq 150 \text{N} \cdot \text{m}$ 。

(7)支架梁扭向： $\leq 100 \text{mm}$ 。

(8)柱窝深度：300mm（-30，0），棚腿戳在实底上。

(9)支拉杆位置：每架三道，上顶中间一道，两帮搭接中间卡缆处各一道；支拉杆规格：（长×宽×厚）380×60×5mm³角钢，眼距 324mm。

(10)巷道插背：采用木质背板插背，木质背板规格为（长×宽×厚）600×100×50mm³；背板间距：上顶不大于 150mm，两帮不大于 200mm；上顶插严背实，充分接顶。插背要求：背紧背牢且直、顺。

(11)最大控顶距 0.8m。

第四章 施工工艺

第一节 施工方法

一、施工方法

以机掘为主，巷道开口及其它不适应机掘的条件采用炮掘，刮板输送机（胶带输送机）运输煤（矸）；采用 25U、10.5m² 金属拱形支架支护。

二、施工工序

1、炮掘

首先将溜子机尾接到掘进迎头，然后按爆破说明书的规定打眼放炮崩出荒断面，人工手镐找掉，刨出完整的断面，将前探梁（前探梁规格：由两根长 2.5m，80mm 槽钢背靠背焊接而成）串至掘进迎头、上梁、上好上顶支拉杆、木质背板背顶、挖窝子、戳腿、紧卡缆、上好两帮金属支拉杆、木质背板插背好两帮、打好机尾压柱，将煤出清，完成一个工艺循环。

2、机掘

首先用掘进机或 JH-5 型回柱绞车将皮带机尾拉到掘进机的转载下，然后开机割煤，割出完整的断面后，再进行找掉工作，将前探梁（前探梁规格：由两根长 2.5m，80mm 槽钢背靠背焊接而成）串至掘进迎头、上梁、上好上顶支拉杆、木质背板背顶、挖窝子、戳腿、紧卡缆、上好两帮金属支拉杆、木质背板插背好两帮，完成一个工艺循环。

三、放炮说明书

表 4-1 10.5m² 金属拱形支架放炮说明书（附图 12 炮眼布置图）

炮眼序号	炮眼名称	眼深(m)	炮眼角度		炸药名称	每眼装药量(kg)	装药量合计(kg)	封泥长度	预想爆破效果	起爆顺序	连线方式
			水平	垂直							
1-6	掏槽眼	1.0	75-80°	90°	三级煤矿许用炸药	0.45	6.9	封满	85-90%	I	串联
7-12	辅助眼	0.8	90°	90°		0.30			90-95%	II	
13-28	周边眼	0.8	80-90°	80-90°		0.15			95%	III	

四、根据放炮说明书选取发爆器：

$$R_{\max} \geq 1.6 R_c$$

式中：

$R_{\max}$ ——选取发爆器最大负载电阻， Ω ；

R_c ——测算爆破网络全电阻阻值， $R_c = R_m + R_L \times n$ ， Ω ；

R_m ——测算该工作面所使用爆破母线最大电阻值， $R_m = 2 \times R_b \times L / 100$ ， Ω ；

L ——该工作面所需最长爆破母线长度（双根线），取 260m；

R_b ——我公司爆破母线（单根）每百米电阻值，9~10 Ω ，本计算中取 10 Ω ；

R_L ——爆破网络中单个雷管电阻值，取 6.8 Ω ；

n ——该工作面爆破图表中最多炮眼个数，取 28 个；

经计算：1.6 $R_c = 1.6 \times 242.4 = 387.84 \Omega$

因此该工作面所选取的发爆器的最大负载电阻 $R_{\max} \geq 387.84 \Omega$ ，方可使用。

我公司所使用的发爆器是 FD200-XS-BL，其最大负载电阻 $R_{\max} = 1220 \Omega$ ；

$R_{\max} = 1220 \Omega > 1.6 R_c = 387.84 \Omega$

因此该工作面选用 FD200-XS-BL 型发爆器（双闭锁）进行爆破工作符合要求。

五、电爆网路测试操作：

1、爆破网络全电阻阻值验算： $R_c = R_m + R_L \times n$ （ Ω ）

爆破母线最大电阻值 $R_m = 2 \times R_b \times L / 100$ （ Ω ）= $2 \times 10 \times 260 / 100 = 52 \Omega$

爆破网络全电阻阻值 $R_c = 52 + 6.8 \times 28$ （ Ω ）= 242.4Ω

根据要求实测 R_s 应满足：发爆器最大负载电阻 $R_{\max} \times 0.8 > R_s > R_c$ 及 $1.15 \times R_c > R_s > R_c$ 时方可爆破；

经计算： $R_{\max} \times 0.8 = 976 \Omega$ ； $R_c \times 1.15 = 278.8 \Omega$ ；

经比较 $R_{\max} \times 0.8 > R_c \times 1.15$, 因此, 在实际操作过程中满足 $1.15 \times R_c > R_s > R_c$ 时就可以进行爆破。

2、当实际测量的爆破网路全电阻阻值 R_s 超过超过下表规定数值时, 不得进行起爆操作:

表 4-2 现场实测爆破网电阻值不得爆破情况一览表

巷道断面 (m ²)	实测全电阻阻值 $R_{\max} / \Omega$		备 注
10.5	$278.8 > R_s > 242.4$	显示实测全电阻值极其不稳定时, 不得起爆。	当实测全电阻值小于 242.4 Ω 时, 或大于 278.8 时严禁起爆, 必须检查爆破网络链接是否合格。

2、现场遇以下情况时不得爆破:

当实际测量的爆破网路全电阻所显示的最大阻值小于 242.4 Ω 时, 必须检查爆破网络链接是否有漏联、短路等情况; 当实际测量的爆破网路全电阻所显示的最大阻值大于 278.8 Ω 时, 必须检查爆破网络链接是否有虚联、放炮母线是否接茬超规定或有折断处等情况。每次爆破前, 检查实测全电阻: 当实际测量的爆破网路全电阻 R_s 小于 278.8 Ω 并且大于 242.4 Ω 时符合要求, 方可起爆。

3、当爆破网路全电阻值检查不合格时, 需到工作面检查连接情况时, 必须将两爆破母线从测试端子上解下并扭结在一起, 并取下闭锁钥匙, 爆破员到工作面检查时应随身携带闭锁钥匙和遥控器, 或将闭锁钥匙交给班组长自己带遥控器离开, 以避免其他人误操作发爆器, 造成事故发生。直至检查全网路电阻值合格后人员到齐再进行爆破。(爆破网络阻值不合格严禁爆破, 否则会有哑炮)。

六、施工顺序

1、首先, 按设计施工 2193 运道及切眼至设计位置。

2、然后, 按设计施工 2193 风道与切眼贯通形成通风、运输、安装、回采条件。

第二节 装载与运输

一、装煤(矸)方式

采用 EBZ-90 型掘进机破煤(矸)、装煤(矸)。

二、运输方式

采用胶带输送机、刮板输送机运输煤(矸)。

第三节 管线敷设

掘进工程中在 2193 运道、2193 切眼(面向掘进迎头)左帮, 2193 风道(面向掘进迎头)右帮, 敷设三趟信号线、二趟电缆、三趟 $\Phi 108\text{mm}$ 管路, 由上至下为电话线、监测线、信号线、掘进机电缆、备用排水线、供水管路、压风管路、排水管路, 并按标准吊挂、随掘进及时向前延接。

第四节 设备及工具配备

表 4-3 掘进机电设备一览表

序号	设备名称	设备型号	单 位	数 量	备 注
1	胶带输送机	SDJ-150/SDJ-44	部	2	
2	刮板输送机	SGW-40T	部	7	
3	局扇	2X15kW对旋	台	4	
4	潜水泵	BQW20-50-5.5	台	6	备用2台
5	电话	KTH-33	台	3	
6	电钻	MZ-12	台	4	

7	掘进机（带转载）	EBZ-90	台	1	
8	断电控制器	DK-2	台	2	
9	开关	BQD-120（220）	台	11	备用2台
10	开关	QC83-80（80N）	台	22	备用4台
11	开关	KBZ2-400/1140	台	2	备用1台
12	电缆	MY-0.38/0.66	米	2400	
13	综保（照明、煤电钻）	ZB-2.5	台	4	备用2台
14	绞车	JD-1（JD-1.6）	台	6	
		JH-5T（8T）	台	4	
15	铁管路	Φ108mm	米	3600	
16	除尘设备	KCS/2×5.5kW型	套	2	

第五章 生产系统

第一节 通风系统

一、掘进工作面风量计算

施工过程中，掘进工作面采用局部通风机压入式通风。

掘进工作面实际需要风量，按瓦斯涌出量、二氧化碳涌出量和炸药量以及局部通风机的实际需风量等规定分别进行计算，然后取其中最大值。

（一）按瓦斯涌出量计算

$$\begin{aligned}
 Q_{hf} &= 100 \times q_{hg} \times k_{hg} \\
 &= 100 \times 0.55 \times 1.2 \\
 &= 66 \text{m}^3/\text{min} \\
 &= 1.1 \text{m}^3/\text{s}
 \end{aligned}$$

式中： q_{hg} ——掘进工作面回风流中平均绝对瓦斯涌出量， $0.55 \text{m}^3/\text{min}$ ；

k_{hg} ——掘进工作面瓦斯涌出不均匀的备用风量系数（ $K=1.2$ ）；

100——按掘进工作面回风流中瓦斯的浓度不应超过 1%的换算系数。

（二）按二氧化碳涌出量计算

$$\begin{aligned}
 Q_{hf} &= 67 \times q_{hc} \times k_{hc} \\
 &= 67 \times 0.53 \times 1.2 \\
 &= 42.61 \text{m}^3/\text{min} \\
 &= 0.71 \text{m}^3/\text{s}
 \end{aligned}$$

式中： q_{hc} ——掘进工作面回风流中平均绝对二氧化碳涌出量， $0.53 \text{m}^3/\text{min}$ ；

k_{hc} ——掘进工作面二氧化碳涌出不均匀的备用风量系数（ $K=1.2$ ）；

67——按掘进工作面回风流中二氧化碳的浓度不应超过 1.5%的换算系数。

（三）按炸药量计算（三级煤矿许用炸药）

$$\begin{aligned}
 Q_{hf} &\geq 10A_{hf} \\
 &\geq 10 \times 6.9 \\
 &\geq 69 \text{m}^3/\text{min} \\
 &\geq 1.15 \text{m}^3/\text{s}
 \end{aligned}$$

式中： A_{hf} ——掘进工作面一次爆破所用的最大炸药量， 10.5m^2 断面使用 6.9kg。

根据以上计算，掘进工作面风量按炸药量计算风量选取，确定工作面风量为 $87 \text{m}^3/\text{min}$ 。经查压入式局部通风机性能参数（ $5.5 \times 2 \text{kW}$ 压入式局部通风机风量为 $157 \sim 242 \text{m}^3/\text{min}$ ；风压 $311 \sim 3070 \text{Pa}$ ）选用 $5.5 \times 2 \text{kW}$ 对旋压入式局部通风机风量满足使用要求

,但考虑到使用除尘风机,故选取 15×2kW 对旋压入式局部通风机(风量 280~447m³/min,风压 440~5030Pa), 15×2kW 对旋压入式局部通风机实际吸风量为 300m³/min。

(四) 按掘进工作面人员数量验算

$$\begin{aligned} Q_{af} &\geq 4N_{hf} \times K \\ &\geq 4 \times 23 \times 1.25 \\ &\geq 115 \text{m}^3/\text{min} \\ &\geq 1.92 \text{m}^3/\text{s} \end{aligned}$$

式中: N_{hf} ——掘进工作面同时工作的人数, 23 人;

K ——备用系数; 取 1.25;

Q_{af} ——局部通风机实际吸风量, m³/min。

(五) 按风速进行验算

a) 验算最小风量

$$\begin{aligned} Q_{af} &\geq 60 \times 0.25 S_{hf} \\ &\geq 60 \times 0.25 \times 9.08 \\ &\geq 136.2 \text{m}^3/\text{min} \end{aligned}$$

式中 S_{hf} ——掘进工作面巷道的净断面积 (选 9.08m² 断面验算);

Q_{af} ——局部通风机实际吸风量, 300m³/min。

$S_{hf} = B(h - 0.1075B)$

式中 B ——巷道净宽度, 取 4.0m

h ——巷道净高度, 取 2.7m

$$\begin{aligned} S_{hf} &= 4.0 \times (2.7 - 0.1075 \times 4.0) \\ &\approx 9.08 \text{m}^2 \end{aligned}$$

b) 验算最大风量

$$\begin{aligned} Q_{af} &\leq 60 \times 4.0 S_{hf} \\ &\leq 60 \times 4.0 \times 9.08 \\ &\leq 2179.2 \text{m}^3/\text{min} \end{aligned}$$

式中 S_{hf} ——掘进工作面巷道的净断面积 (选 9.08m² 断面验算);

Q_{af} ——局部通风机实际吸风量, 300m³/min。

$S_{hf} = B(h - 0.1075B)$

式中 B ——巷道净宽度, 取 4.0m

h ——巷道净高度, 取 2.7m

$$\begin{aligned} S_{hf} &= 4.0 \times (2.7 - 0.1075 \times 4.0) \\ &\approx 9.08 \text{m}^2 \end{aligned}$$

根据上述验算, 校正工作面所需风量为 136.2m³/min。选择 15×2kW 对旋压入式局部通风机满足要求。

(六) 按局部通风机所在巷道配风量计算

$$\begin{aligned} Q_{hf} &= Q_{af} \times I + 60 \times 0.25 S_{hd} \\ &= 300 \times 1 + 60 \times 0.25 \times 8.73 \\ &= 300 + 130.95 \\ &= 430.95 \text{m}^3/\text{min} \\ &= 7.18 \text{m}^3/\text{s} \end{aligned}$$

式中: Q_{af} ——局部通风机实际吸风量, 15×2kW 对旋局部通风机实际吸风量为 300m³/min;

I ——掘进工作面同时通风的局部通风机台数;

0.25——有瓦斯涌出的半煤岩巷和煤巷允许的最低风速;

S_{hd} ——局部通风机安装地点到回风口间的巷道最大断面积, 现场实测断面 8.73m²。

安装局部通风机所在巷道实际风量 $Q > 7.18 \text{m}^3/\text{s}$, 满足使用要求。

二、通风系统

1、新风路线:

副井→1248 大巷→1448 外→1448 里→3140 大巷→2190 斜井→局扇→掘进工作面

2、乏风路线:

掘进工作面→2092 I 运道→2033 斜井→2020E→1040 回风巷→1038 回风巷→-246 水平回风巷→主井→地面

第二节 压风系统

压风系统:

三水平压风泵房→3048 大巷→3048 斜井→2048 大巷→2030 轨道巷→2190 轨道巷→

掘进工作面；随掘进滞后迎头不大于 30m 接一趟 $\Phi 108\text{mm}$ 压风管路。

第三节 防尘供水系统

防尘水源来自地面

防尘供水系统：

副井→→0440 回风巷→0140 回风巷→0040 回风巷→1038 回风巷→1040 回风巷→2020E 斜井→3031 斜井→3090 轨道正眼→2190 大巷→掘进工作面；随掘进滞后迎头不大于 30m 接一趟不小于 $\Phi 108\text{mm}$ 供水管路。

第四节 防灭火灌浆系统

场内灌浆站→0440 回风巷→0140 回风巷→0040 回风巷→1038 回风巷→1040 回风巷→2020E 斜井→3031 斜井→3090 轨道正眼→2190 大巷→掘进工作面。

第五节 安全监测系统

监测信号传输系统：由 KJ101N 监测系统直接与井下监控分站进行通讯，其传输路线为：

掘进工作面→2190 斜井→2030 配电室→2190 轨道巷→3031 斜井→2020E 斜井→1048 大巷→副井→地面监测机房。

瓦斯传感器安装型号：KJ101-45B、监控分站安装型号 KJ101N-F1，位于掘进工作面局部通风机进风侧。

第六节 通讯系统

通讯系统：副井→1048 大巷→2020E 斜井→3031 斜井→2190 轨道巷→掘进工作面；随掘进滞后迎头不大于 50m 处倒装通讯设施。

第七节 供电系统

供电系统：

供电系统（详见附供电图）

第八节 排水系统

排水系统：

掘进工作面→2190 运煤巷→3049 皮带巷排水管→3048 大巷水沟→三水平水仓；随掘进滞后迎头不大于 30m 接一趟不小于 $\Phi 108\text{mm}$ 排水管路。

第九节 运输系统

一、运煤系统

掘进工作面→2190 运煤巷→3049 皮带巷→2049 皮带巷→1049 皮带巷→主井→地面。

二、运料系统

副井→1248 大巷→1448 外→1448 里→3140 大巷→2190 斜井→2190 轨道巷→掘进工作面

第六章 劳动组织及主要技术经济指标

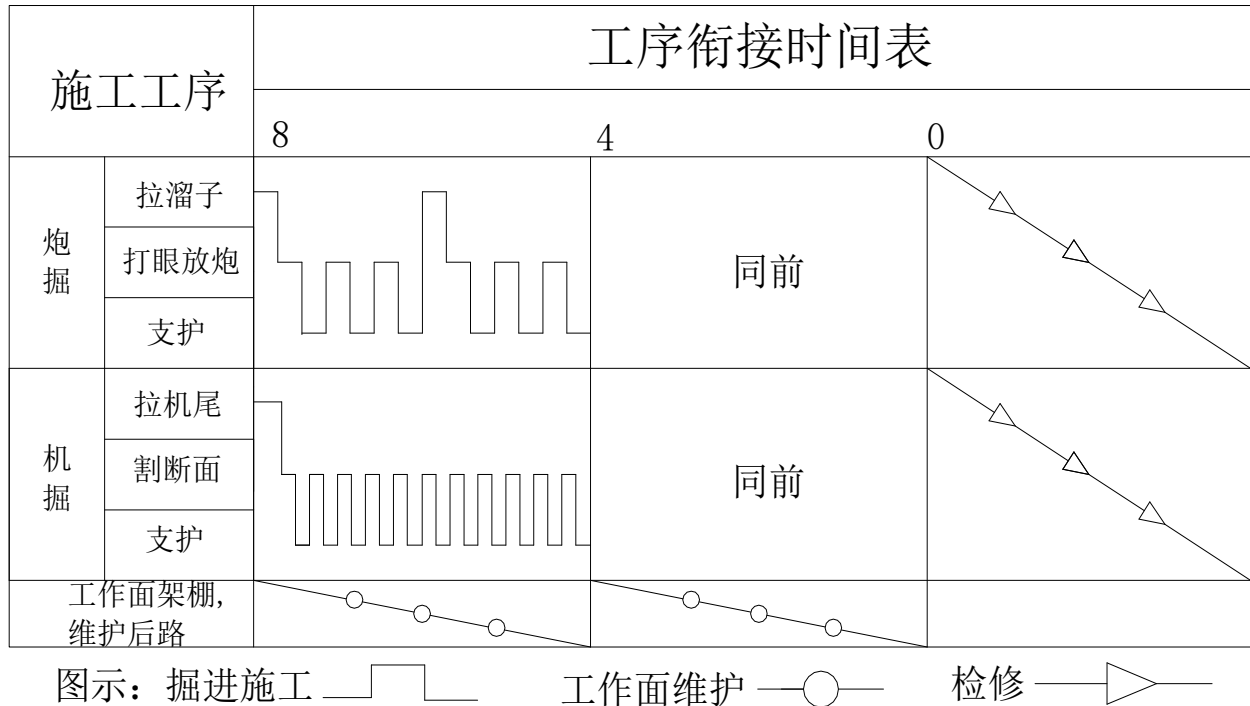
第一节 劳动组织

采用“三八”制作业，8 点班、4 点班掘进，0 点班准备。

表 6-1 劳动组织图表

项目	掘进	运料	看转	绞料	搬运	维护	其他	合计
掘进班	7	6	4	4		1	1	23
准备班				4	6	6	4	20
备注								

表 6-2 循环作业图表



第二节 主要经济技术指标

表 6-3 技术经济指标表

名称	单位	数量	名称	单位	数量
日进尺（炮）	m	6	火药	kg/m	13.8
日进尺（机）	m	11	雷管	个/m	56
出勤人数	人	66	油脂	kg/m	4.0
效率（炮）	m/d. 人	0.09	出勤率	%	95
效率（机）	m/d. 人	0.17	坑耗	m ³ /m	0.20

第七章 安全技术措施

凡本工作面作业人员，本工作面检查指导人员，除严格执行《煤矿安全规程》、《各工种安全技术操作规程》、国家和集团公司矿业公司等上级相关规定外，还必须执行如下安全技术措施：

第一节 “一通三防” 管理安全技术措施

一、通风与瓦斯管理

（一）风筒采用 $\Phi 600\text{mm} \times 10000\text{mm}$ 柔性风筒，风筒口（出风口）距迎头 $< 5\text{m}$ 。风筒用 $\Phi 6.5\text{mm}$ 钢丝绳（或 $\Phi 9.5\text{mm}$ 钢丝绳）吊挂，吊挂要平、直、顺，逢环必吊，风筒与局部通风机连接处使用 $\Phi 600\text{mm} \times 3500\text{mm}$ 柔性三通风筒，且与局部通风机连接处、与风筒连接处，接口要严，有破口风筒要及时修补或更换。更换风筒的时间不得大于 5min ，同时，全部人员必须提前撤到更换风筒地点以外。钢丝绳吊挂要求，距迎头不超过 50m ；风筒坚持编号管理。

（二）任何人不得随意破坏通风设施（包括风门、密闭、测风站等）。过大件需临时拆除通风设施时，要与通风区提前联系好。

（三）巷道内要保持清洁，料场要码放整齐，以保证通风断面。风门、密闭前后 5m

，测风站前后 10m 严禁堆放杂物。

(四) 加强风门的管理，所有风门使用连锁装置，运料时要保护好风门，严禁用矿车撞风门。发现风门破损或漏风严重时，及时向值班室汇报，以保证通风系统的稳定。

(五) 局部通风机 20m 范围内必须安装电话一台，并保持完好。必须专职或兼职司机操作压入式局部通风机，巡视沿线风筒，发现有风筒脱节、风筒漏风等问题必须立即汇报及时处理，局部通风机司机必须现场交接班，并坚持摘挂牌制度。

(六) 压入式局部通风机必须实现“四、三、二、一”，并保证其完好可靠。严禁无计划停电、停风。加强机电管理工作，回风流中电气设备必须保证完好，杜绝失爆。

(七) 风电闭锁的断电范围：掘进工作面巷道内所有非本质安全型电气设备。

(八) 加强顶板管理，避免出现顶空现象，造成瓦斯积聚。

(九) 掘进过程中避免出现盲硐，废巷，掘出的盲硐、废巷要及时回撤并打好密闭。

(十) 每天应对风电闭锁进行一次跳闸试验，并做好记录。掘进工作面及其他作业地点风流中，电动机或其他开关安设地点附近 20m 以内风流中瓦斯浓度 $\geq 1.5\%$ 时，必须停止工作，切断电源，撤出人员，进行处理。

(十一) 掘进工作面，体积 $\geq 0.5\text{m}^3$ 空间内积聚瓦斯的浓度 $\geq 2.0\%$ 时，附近 20m 以内必须停止工作，撤出人员，切断电源，进行处理。

(十二) 掘进巷道内，对因瓦斯浓度超过规定被切断电源的电气设备，必须在瓦斯浓度 $< 1.0\%$ 以下时，且打开电气设备大盖，待电气设备内部瓦斯浓度 $< 1.0\%$ 时方可恢复供电。

(十三) 管技人员、班组长、移动机电维护，必须携带瓦斯便携式报警仪。

(十四) 当掘进工作面局部通风机因故停止运转时，停风区域内必须立即停止工作、撤出人员，切断工作面内所有电气设备电源并将电源开关打到零位，现场班长必须立即组织人员在停风工作面外口打好栅栏，安排专人警戒，禁止人员进入，并在将风筒在工作面外口新鲜风流处断开。立即派专人查找停风的原因，并向矿业公司调度室、通风区调度室汇报；通风区调度室派瓦斯检查工尽快赶到现场，处理瓦斯。

二、防尘及隔爆管理

1、防尘管理：

(1) 工作面必须完善灭尘系统，做到无灭尘系统不掘进。

(2) 掘进机喷雾必须实行开机先开水，无水不开机。掘进机应使用内外喷雾装置，且喷雾必须能够有效地抑制煤尘飞扬。掘进机：内喷雾装置的使用水压不得小于 3Mpa，外喷雾装置雾装置使用的水压不得小于 1.5Mpa；如果内喷雾装置的使用水压小于 3Mpa 或无内喷雾装置，则必须使用外喷雾装置和除尘器。

(3) 巷道长度达到 30m 必须设置一道净化水幕，巷道长度达到 80m 设置两道净化水幕，其中第一道净化水幕距迎头不大于 30m，两道净化水幕间距不大于 50m，净化水幕构件齐全，雾化效果好，喷雾时能够有效地封闭巷道全断面，喷雾装置安装的地点和喷雾的质量要符合规定，净化水幕下方严禁存放设备、物件。

(4) 各转载点都必须安装合格的喷雾装置，并保证完好有效。阀门安装地点必须便于操作。

(5) 必须安排专人负责冲刷巷道和洒水灭尘；掘进工作面至少每日冲刷一次；外围所属巷道冲刷的时间间隔根据巷道积尘情况每周至少冲刷一次，并要保证巷道内煤尘堆积连续长度不超过 5m、厚度不超过 2mm。

(6) 掘进巷道内，输送机转载点等部位及其它能产生和沉积粉尘的地点，均要设置防尘管路；每隔 50m 设一个水咀，水咀的完好率达到 100%。

(7) 加强个体保护，工作人员都必须配戴防尘口罩。

(8) 炮掘必须坚持湿式钻眼或采用打眼浇水的方法，放炮前后坚持做好放炮地点前后 20 米范围内巷道洒水灭尘工作及使用好水炮泥。

(9) 在巷道开口 5m 范围内设置水压观测点，水压观测设施要保证完好，数值要准确。

2、隔爆管理：

(1) 首排隔爆水槽与工作面距离必须保持 60~200m。隔爆水槽与巷道交叉口转弯处距离不小于 50m。隔爆水槽应设在巷道的直线段内，隔爆水槽区内的巷道断面应与其前后各 20m

的巷道断面一致。

(2)隔爆水槽用水量要符合要求即根据断面计算用水量不得小于 $200\text{L}/\text{m}^2$ ， 10.5m^2 断面用水量不得小于： $200 \times 10.5 = 2100\text{L}$ 。每个隔爆水槽的容量为 30L ，所以安置的隔爆水槽的数量不得小于： $2100/30 = 70$ 个。

(3)隔爆水槽之间的间隙与隔爆水槽同支架或巷壁之间的间隙之和不大 1.5m ，特殊情况下不超过 1.8m ，两个隔爆水槽之间的间隙不得大于 1.2m 。

(4)隔爆水槽距巷道底板不应小于 1.6m ，隔爆水槽边与巷壁、支架、顶板、构筑物之间的距离不小于 0.1m 、隔爆水槽底部至顶梁的距离不大 1.6m ，如大于 1.6m ，则必须在该隔爆水槽的上方增设一个。

(5)要经常保持隔爆水槽的完好和规定的水量；上边缘需成水平状态，达到设计要求；每周检查一次。

(6)隔爆水槽要求挂牌编号管理。

3、使用除尘风机安全技术措施：

(1)除尘风机选型：

除尘风机选用 KCS 型除尘风机，并且保证压入式通风机供风量及巷道风速要求。 $15 \times 2\text{kW}$ 对旋压入式局部通风机风量为 $280 \sim 447\text{m}^3/\text{min}$ ，除尘风机 $5.5 \times 2\text{kW}$ 风机的吸风量为 $126\text{m}^3/\text{min}$ ，因此除尘风机满足使用要求。

(2)除尘风机位置及风筒的选用：

①将局部通风机柔性风筒出风口安装旋流器，且旋流器出口距工作面迎头 $5 \sim 10\text{m}$ 处，随掘进随向前倒移。

②除尘风机安装在皮带机尾上或安装在掘进工作面非行人侧，风筒采用 $\Phi 600 \times 5000\text{mm}$ 刚性风筒，风筒口（吸风口）距迎头 $2 \sim 5\text{m}$ 。除尘风机距迎头 $20 \sim 30\text{m}$ ，刚性风筒吊挂时要保证距巷道底板不小于 0.3m ，除尘风机随掘进，及时向前倒装。

(3)供电电源：除尘风机的电源取掘进机电源。

(4)除尘风机使用前先接通供水喷雾系统，检查喷雾是否正常，检查水箱水位是否符合要求，否则不许使用。

(5)除尘风机在启动 2min 后，应注意观察除尘器脱水是否正常，严禁无水使用。

(6)除尘风机产生的污水要及时排出，且保证水箱水位符合要求。

(7)除尘风机由各班专职（或兼职）除尘风机司机负责管理，其他人不得随意停开除尘风机。

(8)要求风筒吊挂平、直，接口要严，防止漏风，风筒损坏必须及时修补、更换。

(9)确保风流中瓦斯浓度 $\leq 1.0\%$ ，压入式局部通风机风电闭锁及掘进工作面瓦斯闭锁范围包括除尘风机，当压入式风机停止运转时，除尘风机（抽出式除尘装置）联动停止运转，此时压入式风机未启动时，除尘风机（抽出式除尘装置）闭锁，不能先启动。

(10)炮掘工作面不使用除尘风机，机掘工作面必须使用除尘风机。

三、防火管理

1、及时铺设防火供水管路，供水管路使用 $\Phi 108\text{mm}$ 铁水管。

2、在掘进巷道中，每 50m 出一个水咀，所用胶管不得小于 25m ，供灭火、灭尘和注水使用。

3、掘进工程竣工后，所有铺设的供水管路不得回撤。

4、防止外因火灾措施：

(1)井下储油点和皮带机头必须备不少于 0.2m^3 防火砂，储油点和皮带机头要按要求备足消防器材（两把锹、一把镐、两个灭火器），机尾按要求备足消防器材（两个灭火器），并妥善保管好。

(2)所有运输皮带必须使用阻燃皮带，并安装齐全有效的烟雾、温度、洒水、煤位、速度、急停、跑偏等保护装置、声光信号灵敏可靠。皮带托辊保持运转灵活，浮煤随时清理，严禁托皮带。

(3)

井下的废油、棉纱、布头等易燃品，必须放在盖严的铁桶内，集中运到井上处理，不得乱放乱扔。

5、防止内因火灾措施：

(1)掘进过程中遇有老硐或塌冒地点，除采取措施充填严密外，还应在现场做好标记，作为防火检查重点。

(2)掘进过程中发现异常地点及时采取打钻注水的措施处理，并列为防火检查的重点。

(3)发现巷道出现热气或冒烟、异味等发火征兆时，要立即通知矿业公司调度室与通风区调度室，现场组织人员撤至全风压进风巷待命，指派专人守候电话，听从矿业公司调度指挥。

(4)对巷道交叉点支护必须将上顶及两帮充填严密，不留自燃隐患，掘进施工时加强顶板管理防止冒顶事故发生。

6、任何人员发现井下火灾时，必须采取一切可行的方法进行直接灭火，并迅速报告矿业公司调度室，当火势很大无法扑灭时，现场班（组）长要立即组织现场工作人员沿避火灾路线撤至安全地点。

四、安全监测线路

1、瓦斯传感器及 CO 传感器安装（瓦斯传感器型号：KJ101-45B；CO 传感器型号：KJ101-CO）

在掘进工作面距掘进迎头不超过 5m 回风侧设置一个瓦斯传感器 T1 及悬挂便携式瓦斯报警仪并与 T1 挂在一起，T1 报警浓度 $\geq 1.0\%$ ，（考虑到使用除尘风机）复电浓度 $< 1.0\%$ ，便携式瓦斯报警仪报警浓度 $\geq 1.0\%$ ；掘进工作面距回风口 10~15m 处设置瓦斯传感器 T2 及 CO 传感器 T3，T2 报警浓度 $\geq 1.0\%$ ，断电浓度 $\geq 1.0\%$ ，复电浓度 $< 1.0\%$ ，T3 报警浓度 $\geq 0.0024\%$ 。T1、T2 断电范围均为掘进巷道内全部非本质安全型电气设备。

2、瓦斯传感器 T1、T2、CO 传感器 T3 及便携式瓦斯报警仪吊挂位置距顶不大于 300mm，距巷道侧壁不小于 200mm 处；瓦斯传感器 T1 监测线随掘随接。

3、监测信号电缆：MHYV4 $\times$ 1mm²阻燃电缆；监测信号电缆路线：分站→2190 斜井→掘进工作面。

4、监控分站安装（型号 KJ101N-F1）：供电电源取自被控开关的电源侧，安装在局扇进风侧巷道内，局扇开关、监测主机必须安设在局扇进风侧巷道内。

5、班（组）长开工前要检查瓦斯传感器和线路，发现异常，及时向矿业公司调度室和通风监测部门汇报，严禁甩开安全监测设备的电源和故意损坏安全监测设备。

6、严格按照安全监测系统管理的有关规定组织生产，当掘进工作面回风流中瓦斯浓度 $\geq 1.0\%$ 或二氧化碳浓度 $\geq 1.5\%$ 时，必须停止作业，撤出人员，采取措施，进行处理；掘进工作面及其他地点风流中、电动机或其开关安设地点附近 20m 以内风流中的瓦斯浓度达到 1.5%时，必须停止工作，切断电源，撤出人员，进行处理；掘进工作面及其他巷道内，体积大于 0.5m³的空间内积聚的瓦斯浓度达到 $\geq 2.0\%$ 时，附近 20m 内必须停止工作，撤出人员，切断电源，进行处理。

五、人员上下班路线及避灾路线

A、上班路线：

副井→1048 大巷→2049 皮带横管→1040 回风巷→2020E 斜井→3031 斜井→2190 轨道巷→掘进工作面。

B、下班路线：

掘进工作面→2190 轨道巷→3031 斜井→2020E 斜井→1040 回风巷→2049 皮带横管→1048 大巷→副井→地面。

二、避灾路线

1. 发生火灾及瓦斯煤尘爆炸事故时，现场管理人员佩戴便携式瓦斯报警仪、自救器，组织所有现场灾区员工要立即佩戴好自救器就近进行撤离至安全地点，具体避灾路线为：

掘进工作面→2190 轨道巷→2190 斜井→3140 大巷→1448 里→1448 外→1248 大巷→副井→地面。

2、发生水灾时避灾路线：

发生水灾事故时，现场管理人员组织所有现场灾区员工要立即按避灾路线就近进行撤离

至安全地点，具体避灾路线为：

掘进工作面→2190 轨道巷→2190 斜井→3140 大巷→1448 里→1448 外→1248 大巷→副井→地面。

发生上述灾害时，现场管理人员要亲自指挥按避灾路线（采用就近的原则）撤人，清点人数，并及时、准确地向矿业公司调度室再向区值班室汇报。如果发生伤亡事故，必须先向矿业公司调度室再向区值班室汇报，并在现场积极组织抢救。

第二节 掘进安全技术措施

一、巷道掘进安全技术措施

1、掘进开工前，班（工）长必须首先检查工作范围内顶板支架完好情况，发现问题处理好后再施工，开工前必须先将线返至距迎头不大于 8m 处。

2、支架架设要平、稳、迎山有劲，使用三道金属支拉杆，即上顶一道，两帮搭接中间卡缆处各一道，上顶的支拉杆用卡缆联接在棚梁上，需要找向，支拉杆不能用时，打好木撑木并及时加工合适的金属支拉杆，使支架整体连锁，倾斜巷道支架架设要迎山有劲（每上山起坡 $6\sim 8^\circ$ ，出 1° 迎山角。），不得抢、退山。

3、巷道采用木质背板插背。木质背板插背要直、顺；两帮有帮空现象时，要用木背板或煤（矸）等背实；小板间距：上顶不大于 150mm，两帮不大于 200mm。

二、放炮措施：

1、严格按本规程中《炮眼布置图》和《放炮说明书》的规定打眼、装药、放炮。

2、炮眼间距：掏槽眼 0.6~0.8m，辅助眼及周边眼 0.4~0.8m。

3、采用毫秒雷管爆破，即可全断面一次起爆，也可采用分组装药起爆的方法，但一组装药必须一次起爆。

4、爆破前必须执行如下要求：

(1)严格执行“一炮三检制”、“三人联锁放炮制”及“炮机加箱上锁制”。班（组）长必须亲自布置截人工作，截人位置应设放炮截人牌和拉绳，截人每次每处去两人，一人截人一人汇报，截人人员要带截人袖标，班（组）长收齐汇报后才能向爆破工下达响炮命令（在班长监督下爆破工将发炮器箱打开并取出发炮器后，班长将随身携带发炮器的遥控器交给爆破工），爆破工响炮前 5 秒吹口笛三声或大喊 3 声“放炮啦”作为响炮信号、示警。截人距离按下列要求执行：煤巷掘进工作面，平巷（下山）掘进直线 75 米，有一个直角弯 50 米；上山掘进直线 100 米，有一个直角弯 75 米；放炮截撤人地点由现场盯班区（队）长进行确认并挂牌标记。当工作面遇有变化时，必须重新确认放炮截撤人地点，其他人不得变更其地点。

(2)各爆破警戒地点截人必须严格落实拉线、挂牌制度，截人大牌上写有“现在放炮，禁止入内”的字样。

(3)班（组）长必须亲自安排有责任心的人在《作业规程》规定的截人距离执行警戒工作。起爆前工作面所有人员都要撤至截人以外的安全地点，并由班（组）长负责清点核实人数。

(4)坚持使用水炮泥，以减少炮烟量及煤、岩尘的在风流中悬浮量。

5、爆破操作严格按照下列要求进行：

(1)爆破母线每次爆破使用前，必须对爆破母线进行全电阻检查，并要进行安全确认，保证符合相关要求。出现两个以上接头或出现三处以上破损的爆破母线不得使用。每班使用后要对爆破母线进行烘干处理，烘干温度不得大于 40°C 。

(2)爆破连线工作，必须做到雷管脚线之间的连接、雷管脚线与爆破母线的连接牢靠结实，确保电爆网路全电阻值稳定，符合规定。连线时要逐炮眼一一确认其连线是否符合要求，是否正确。在母线没接入电爆网路前，再次对各爆破眼连线情况进行核验，防止丢炮现象的发生。在爆破时先进行网络检查。将条形闭锁钥匙插入钥匙孔内，将爆破网路的两根母线分别压在两个测试端子上，如果网路连接正确，显示窗数码管会显示整个爆破网路的阻值，网路连接合格后才可爆破。

(3)爆破网路测试合格后，将爆破网路的母线从测试端子上拆下，再把爆破母线两端缠绕到发爆器发爆接线柱上不少于 1 圈，并将压线螺栓拧紧压实。在《煤矿安全规程》规定的安全起爆条件下，首先在遥控距离内使用发爆器遥控器（该遥控器与发爆器配套具有唯一性，请妥善保管）向着发爆器连接按两下“开”

键。此时充电指示灯亮为红色指示，则说明闭锁开关已经打开，此时显示窗数码管显示熄灭，电路已经导通，仪器能够正常工作。然后，把爆破钥匙开关转到“充电”位置，充电指示灯为绿色或橙色指示，经 10-20 秒后爆破指示灯亮且待其稳定，并不得小于 20 秒的时间，表明主电容已经达到额定电压（发爆器根据主电容的容量不同不必计算电压值，要引燃冲量大于 $8.7A^2ms$ 即可）。这时快速把爆破钥匙开关转到“爆破”位置进行起爆。爆破工作完成后，将条形闭锁钥匙从钥匙孔中拔出，发爆器处于闭锁状态，然后再取出爆破钥匙带上防尘帽。并将发爆器妥善保管好。

(4)注意事项：

①支领发爆器时必须进行严格检查，包括仪器外观、电量、电冲能力及附件是否齐全，发现问题必须及时更换。

②危险场合严禁拆装电池，严禁井下打开维修，严禁井下做短路打火实验，严禁使用说明书规定以外的电池。

③爆破母线应采用标准的专用爆破母线或铜芯线，100 米爆破母线其阻值不大于 $9-10\Omega$ （单条线）。

④母线有接头必须错开连接，并要用防水胶布包实，各雷管接头严禁接地，以免消耗电流出现哑炮。

⑤雷管之间的连接线如需加长，必须使用连接线连接，否则雷管偏流会造成个别哑炮。爆破网路必须采用串连接法。

⑥爆破母线必须与连接线柱接牢固，（充电前爆破场地人员必须撤离现场，才允许爆破）确保不打火花，安全爆破。

⑦发爆器存放不用时，发爆器应在清洁、干燥、无硫化物及无腐蚀性气体处存放并有专人看管。

⑧爆破时严禁用手触摸发爆器接线端子（接线端子指网路测试两个端子和爆破接线两个端子）。

⑨发爆器每班必须送交仪器房进行维护及维修。

6、具有电爆网络全电阻测试功能的发爆器，仅用于测试电爆网络全电阻，严禁测量其他电量。

7、严禁在井下用发爆器测试非电爆网络中的单发电雷管。测试电爆网络全电阻时，必须在人员撤出爆破作业地点，允许爆破工进行爆破操作时，在截撤人地点以外进行。

8、每次爆破作业前，爆破工必须做电爆网路全电阻检查，并做好记录（电爆网路全电阻值），符合要求时，方可进行爆破。严禁用发爆器打火放电方法检测电爆网路是否导通。爆破前，检查线路和通电工作只准爆破工一人完成。

9、放炮后待炮烟吹散后方可进入工作面，要及时验炮，验炮工作在现场班长的指挥下由现场班长、现场组长（爆破安全员）、爆破工三人共同负责完成。爆破工必须现场监督验炮全过程（从员工清理浮煤或矸石开始到清理完毕；从掏槽眼、窝子眼到辅助眼、周边眼要做到全面、全过程验炮；特别是有雷管脚线处、爆破效果不好处、断面下部眼和煤或矸堆积部位更要认真验炮，只有经现场班长、现场组长、现场爆破工三人共同确认后验炮结束后，方可进入下一个工序），经确认无拒爆、残爆时爆破工方可离开到后路安全地点待命；如发现拒爆、残爆时，必须在班（组）长陪同下对电爆网路进行检查、处理，按《煤矿安全规程》第 342 条规定，在距拒爆炮眼 0.3m 以外另打与拒爆炮眼平行的新炮眼，重新装药起爆进行处理，在现场班组长再次确认截撤人无误后，方可进行起爆操作，并应在当班处理完毕。如果当班未能处理完毕，当班爆破工与班（组）长必须和下班的爆破工与班（组）长在现场交待清楚，方可换班。

10、严格执行爆破前后 20 米范围内洒水降尘的规定，爆破前的洒水降尘必须在打眼后装药前完成。爆破作业面比较潮湿或有淋水时，必须对电爆网路中的所有接头用绝缘胶布包好，并悬空，避免水浸湿接头处。

11、在巷道开口、做家具房、绞车窝及遇地质构造，达不到机掘条件等特殊情况需响炮时，另行补充安全技术措施。当崩梁窝、做水沟、卧底、找疙瘩，崩基础及两条相近平行巷道同时作业等特殊作业地点时必须制定专门爆破措施，报矿总工程师批准。

12、爆破地点 20 米范围内有电气设备时，爆破现场必须进行杂散电流测量工作，并做好记录。杂散电流超过 30 毫安严禁装药、响炮。

13、爆破作业由现场班组长组织实施，现场班组长、瓦斯检查工、爆破工等人员在爆破工作中各司其职，严格落实煤矿爆破的各项规定。

三、顶板管理

1、每班开工前，现场施工人员必须对顶帮情况进行确认，确认无误后方可施工。

2、每班必须派专人对巷道距迎头不少于 10m（炮掘不少于 20m）及每次放炮前进行卡缆循环紧固，班末卡缆紧固到迎头末架支架，卡缆紧固力矩不小于 $150\text{N} \cdot \text{m}$ 。

3、施工时，严格执行“敲帮问顶、找掉观山”制度，控制好顶板，坚持一架一棚，最大控顶距不超过 0.8m，其他人员未经现场施工人员允许，严禁靠近迎头。

4、迎头必须备好找掉工具，工具为两根钎子杆（其规格为：长度为不小于 1.5m 钎子杆，且一个一头为尖形，另一个一头为扁形。）、一把大锤及一把锹、一把镐，人员找掉时必须使用找掉工具进行找掉，找掉时，现场由班（工）长负责观山。找掉人员严禁站在无支护范围进行找掉。

5、前探梁使用要求：

（1）掘出完整的断面后，开始进行找掉工作，然后把前探梁串到迎头，前探梁前探长度 600~700mm，前探梁到位后将吊挂钩移至合适位置挂牢固，紧固吊挂钩螺母确保前探梁不松动，配齐人力上梁、上顶支拉杆、插背好上顶、挖柱窝、戳腿紧卡缆、上两帮支拉杆、插背两帮，前探梁随掘进及时向前串。

（2）在巷道变坡点、遇地质构造、顶板破碎和其它情况下，使用前探梁困难时，可以不用前探梁，但要打好超前撞楔或其它有效临时支护。施工工艺变为先戳腿后上梁，具体操作方法：掘出完整断面后进行找掉、护顶、挖柱窝、戳腿、配齐人力上梁、紧固卡缆、上齐支拉杆、对上顶及两帮背实。

6、串前探梁、上梁时，先将截割臂调整至距巷道底板 1.0~1.4m 高度处，且切割头钻进迎头煤壁不小于 200mm 深，切断掘进机电源，掘进机司机精神集中，不得离开操作台，防止掘进机误动伤人，掘进机电源开关由专人看管，防止其他人员误动开关，操作人员要站在掘进机截割臂上，严禁直接站在掘进机切割刀齿上，（响炮掘进时，串前探梁、上梁等操作前，当操作人员高度不够时要站在提前准备的牢固板凳上或搭好的牢固脚手上，脚手所用材料为 1.5m、2.0m 或 3.0m 半圆。）且站稳防止摔伤；上梁时，不少于 3 人操作，现场由班（工）长负责观山。

7、掘进机开机割煤前，人员必须撤到铲煤板以外不小于 2m 处，并躲开煤（矸）可能飞出的方向，割出完整断面后，开始找掉，找掉顺序先外后里，先顶后帮；找掉时，要保持后路畅通，有撤身地方，现场由班（工）长负责观山。

8、掘进机在未割出完整断面前，任何人员不许进入迎头作业，避免煤（矸）体松动，发生片帮事故，影响人身安全。

9、两帮及断面煤（矸）体松软、破碎、离层时，掘进机司机要放慢切割速度，如出现劈帮现象时，要多动手镐，勤找掉。并必须用木质背板背实。

10、支架架设要迎山有劲，不得抢、退山。

11、后路要备足撞楔材料（规格为不小于： $\Phi 150 \times 1500\text{mm}$ 或 $\Phi 150 \times 2000\text{mm}$ 、 $\Phi 160 \times 3000\text{mm}$ 的半圆），遇顶板破碎发生抽冒时，要及时打好超前撞楔。如冒落高度在 0.3m 以下，用木质背板背实或乱料接顶；冒落 0.3m 以上要打木垛接顶，如果冒落 1m 以上时，支架间还要用铁道连锁好。

12、掘进施工人员作业时，必须做好安全确认、自主保安、相互保安，并安排专人观山。

13、每班班末现场班（工）长必须将现场情况向区值班室汇报清楚，以便通知下一班做好准备。

14、绞车窝做好后，在迎头末架支架上卡好 25U 支撑钢三道：支架的下卡缆位置为第一道、第二道在第一下方 1.0m 处、第三道在巷道底板处，其它范围用半圆插好（竖插）。

以上内容仅为本文档的试下载部分，为可阅读页数的一半内容。如要下载或阅读全文，请访问：<https://d.book118.com/515031042014011312>