

第一章 工程概况

第一节 概述

一、巷道名称

+1050m 水平辅助运输绕道。

二、掘进目的及用途

主要用于六煤人员通行、通风、矸石及材料运输。

三、巷道设计长度

设计工程量：140.466m。

四、预计开竣工时间

于 2013 年 1 月 8 日开工、预计 2013 年 12 月竣工。

第二节 编写依据

一、采区设计说明书

设计说明书名称为《二采区六煤轨道下山+1050m 水平上部车场平、断面图《S1070₍₆₎-121-1 (G1)》》。

二、地质说明书

地质说明书名称为《六煤+1050m 辅助运输绕道掘进地质说明书》。

三、矿压观测

根据周边巷道矿压观测记录数据分析：顶板相对较稳定

四、其它技术规范

《煤矿安全规程》(2011 版)、《羊场湾煤矿安全技术操作规程》、《通风管理细则》、《煤矿通风能力核定标准》(AQ 1056—2008)、《机电管理细则》等其它资料。

五、设计及批准时间

设计图批准时间为 2012 年 10 月。

六、地质说明书及批准时间

地质说明书名称为《六煤+1050m 辅助运输绕道掘进地质说明书》，批准时间为 2012 年 4 月。

第二章 地面位置及地质情况

第一节 地面相对位置及临近采区开采情况

地面相对位置及临近采区情况见表 1。

表1 井上下对照关系情况表

水平、采区	水平、二采区	工程名称	+1050m 水平辅助运输绕道
地面标高 (m)	+1351~+1360m	井下标高 (m)	+1053m
地面的相对位置建筑物、小井及其他	地面位于 52#与 40#勘探线之间，西天河西部 20~400m 之间，地表高低不平，地形复杂，为低山丘陵区。有沟谷、灌木林覆盖。		
井下相对位置对掘进巷道的影响	无		
临近采掘情况对掘进巷道的影响	无		

第二节 煤（岩）层赋存特征

一、煤层产状、厚度、结构、坚固性系数、层间距：

六煤+1050m 辅助运输绕道开口处为全岩巷道。位于粉砂岩和细砂岩层中，岩层厚度： 5.51~17.52m，平均厚度为 9.19m，灰白色，厚层状，节理、层理发育，普氏硬度 $f=3-4$ ；成分以石英为主，硅质胶结，六煤煤层厚度 2.65~3.85/2.90，平均厚度为 2.90m，此煤层较稳定，呈黑色，块状，半暗型煤，普氏硬度 $f=1-2$ ；具体岩层具体参数见附表 2、表 3 和图 1。

表2 煤层特征情况表

指 标	参 数	备 注
煤（岩）层厚度（最小~最大/平均）/m	六 煤： 2.65~3.85/2.90	
煤层倾角（平均）/（°）	10~11	
煤层硬度 f	3~4	
岩层层理（发育程度）	层理发育，较破碎，易冒落	
岩层节理（发育程度）	节理发育	
绝对瓦斯涌出量（ m^3/min ）	0.09	
相对瓦斯涌出量（ m^3/t ）	0.53	
地 温/ $^{\circ}C$	17	

表3 煤层顶底板情况表

顶底板名称		岩石类别	硬度	厚度 (m)	岩性特征
顶板	老顶	粉砂岩	3~4	14.21	粉砂岩，灰黑色与灰白色互层，中间夹五煤，层理节理发育。
	直接顶	粉砂岩	3~4	1.94	粉砂岩，灰白色，成份以石英为主，泥质胶结，局部硅质胶结，致密，具缓波状层理。
	伪顶	炭质泥岩	2~3	0.30	灰黑色，致密，细腻，具水平层理，层理发育，遇水变软。
底板	直接底	细砂岩	2~3	0.27	灰色细砂岩，成份以石英为主，泥质胶结，厚层状，节理、层理发育。
	老底	粉砂岩	4~5	5.13	浅灰色，成分以石英为主，硅质胶结，致密，坚硬。

第三节 地质构造

根据勘探资料及附近已施工的巷道地质资料分析：巷道施工区域内煤岩层为一单斜构造，倾向 100°、倾角 9-11°。本区地质构造简单，未发现有落差大于 0.5m 的断层，煤岩层中节理、层理发育，造成巷道施工时容易片帮、顶板易脱层、冒落。

第四节 水文地质

由于巷道在二煤、二煤底部粉砂岩、细砂岩中穿层施工，并且粉砂岩是良好的隔水层，粗砂岩是良好的含水层。因此，预计在穿层施工后，巷道局部顶板有滴、淋水现象。预计施工巷道涌水量 0.3—05m³/h。涌水对施工影响不大。

第五节 影响巷道施工的主要因素

影响 1：巷道施工位置把握不准确。

解决方法：①施工前地测部门严格按照图纸设计坐标给定中腰线。

②施工时严格按照地测部门所放巷道施工中、腰线进行施工。

影响 2：巷道在施工过程中，如有煤层、岩层的水文地质情况发生变化。

解决方法：技术人员应及时通知生产技术科及地测部门人员下井观测以便指导施工。

影响 3：煤层层理、节理发育，局部煤（岩）帮破碎。

解决方法：临时支护、永久支护(锚网)紧跟迎头。

第三章 巷道布置及支护说明

第一节 巷道布置

该巷道开口位置：开口坐标为：X=4209438.928m，Y=36379813.015m，Z=+1056.323（底板），施工时由测量现场给定中、腰线，按照设计施工。

附：图 3.1.1 六煤+1050m 辅助运输绕道平面图（比例：1：500）

附：图 3.1.2 六煤+1050m 辅助运输绕道剖面图（比例：1：500）

第二节 矿压观测

该巷道为锚网喷+锚索联合支护，煤巷掘进，根据《煤矿安全规程》规定，该巷需要进行顶板安全检查和锚杆和锚索载荷监测，具体观测内容、目的及方法见表 4

表 4 矿压观测内容、目的及方法一览表

序号	观测内容	观测目的	观测方法、工具
1	巷道顶板安全检查	监测巷道顶板安全情况	人工观测
2	锚杆抗拔力	检查锚杆安装质量	锚杆拉力计
3	锚杆螺母拧紧程度	检查锚杆安装质量	扭矩扳手
4	锚索预应力	检查锚索安装质量	锚索张紧器

锚杆拉力检测每班必须抽查，由每班验收员负责检测、记录；锚索预应力必须逐根检测。技术员对锚杆、锚索检测结果进行监督和分析并存档。

第三节 支护设计

一、巷道断面设计

1、巷道断面设计

+1050m 水平辅助运输绕道巷道断面设计为半圆拱形，掘进宽 4900mm，掘进高 4150mm（墙高 1700mm）， $S_{\text{毛}}=16.53\text{m}^2$ ；净宽 4600mm，净高 3700mm（墙高 1400mm）， $S_{\text{净}}=14.75\text{m}^2$ ，喷射混凝土龄强度为 C20；巷道水沟净规格为 300mm×300mm，壁厚 100mm，铺底 100mm，水沟用 C25 混凝土现浇，盖板规格为长×宽×厚=750mm×550mm×80mm；铺底厚度 300mm，铺底混凝土强度 C25，内铺 $\phi 8\text{mm}$ 的钢筋网，网孔尺寸为 200mm×200mm，轨枕采用 18a 型槽钢，间距为 700mm，爪筋采用 $\phi 18\text{mm}$ 圆钢焊制。

开口处前 5m，循环进度为 1.0m。开口时在+1050m 六煤运输石门与+1050m 水平辅助运输绕道交汇处打设锚索桁架加强支护，锚索规格为 $\Phi 17.8\times 8000\text{mm}$ ，桁架长度为 2500mm。

附图：开口加强支护示意图

2、巷道断面特征（附表 5）

表 5 巷道断面特征表

巷道名称	断面 编号	断面积（m ² ）					巷道断面（mm）				锚杆间排 距（mm）	锚索	
		净	掘 进				掘进断面		成巷断面			间距 （mm）	排距 （mm）
			巷道	基础	水沟	小计	宽	高	宽	高			
+1050m 水平 辅助运输绕 道	1-1	14.75	16.29	0.09	0.15	16.53	4900	4150	4600	3700	800×800	2000	4000

3、巷道每米材料消耗量表（附表 6）

表 6 巷道每米材料消耗量表

巷 道 名 称	断面 编号	锚杆（根）		树脂药卷（卷）		钢筋网 (m ²) Φ6.5 圆钢筋
		拱部 (Φ20×2400mm)	两帮 (Φ20×2400mm)	拱部每根 2 节 (Φ23×700mm)	两帮每根 2 节 (Φ23×700mm)	
+1050m 水平 辅助运输 绕道	1—1	15.71	5.71	36.42	11.43	43.67

二、支护设计

（一）危险源辨识

- 1、巷道顶板压力大，局部顶板破碎。
- 2、两肩窝及两帮压力大，局部破碎。
- 3、巷道个别地方顶板有滴水、淋水现象。

（二）永久支护设计

+1050m 水平辅助运输联络巷采用锚网喷+锚索联合支护，拱、帮部锚杆均采用为 Φ20×2400mm 螺纹钢树脂锚杆，拱、帮部锚杆充填 Φ23×700mm 树脂药卷 2 节，锚杆间排距均为 800mm，拱基线以下锚杆滞后迎头 4m，锚杆采用三花型布置；托板为铁制，托板规格：长×宽×厚为 150mm×150mm×10mm。巷道采取全断面挂网，采用 Φ6.5mm 无铅丝折边钢筋网，网格为 150×150mm；巷道拱部补打单点锚索，锚索滞后迎头 4m，巷道顶部沿巷道左、右 1m 各补打一根锚索加强支护，间距为 2000mm，排距为 4000mm，锚索直径为 17.8mm，长度为 8000mm，每眼充填 5 节 Z2370 型树脂药卷，托板采用穹型托板，规格为 300×300×15 mm，并配调心球。巷道拱部挂钢带，钢带间距 800mm，由 Φ

18mm 圆钢制成，规格档距 x 宽度为 800mmX80mm，锚索长度应根据锚固端岩性作适当调整，应锚固在砂岩等坚硬稳定岩体中。据锚固端围岩性作适当调整，应锚固在砂岩等坚硬稳定岩体中，当巷道遇软岩层或煤层时及时通知设计院，以便根据实际情况调整支护形式；喷射混凝土厚度为 150mm，砼强度等级为 C20，混凝土地坪厚度为 300mm，强度等级 C25；内铺 $\Phi 8$ mm 的钢筋网，网孔尺寸为 200mm $\times$ 200mm，爪筋采用 $\Phi 18$ mm 圆钢焊制；水沟净宽 300mm，深度 300mm，壁厚为 100mm，水沟盖板规格为长 $\times$ 宽 $\times$ 厚=750mm $\times$ 550mm $\times$ 80mm。

巷道顶帮锚杆抗拔力不低于 60KN（18MPa），锚索预应力不低于 100KN(28MPa)。

（三）临时支护设计

根据矿方下发《管式金属前探梁使用管理标准》，采用金属前探梁临时支护，前探梁为 2.5" 无缝钢管加工而成，每根前探梁长度 4.5m，数量：4 根；前部焊接 $\Phi 30$ mm $\times$ 500mm 圆钢，焊接牢固可靠。吊环为 $\Phi 20$ mm 螺纹钢螺母与 SGW-40T 刮板机用马蹄环焊接加工而成，使用 SGW-40T 刮板机用链环吊挂，马蹄环用螺杆及螺母固定配套使用。每根前探梁使用链环的数量为 2 条，链环长度以捆绑前探梁一圈并拴在马蹄环内为宜。吊环吊挂于顶部锚杆上，吊环间距 1.4m，最大控顶距为 2.2m。

附：+1050m 水平辅助运输绕道前探梁临时支护示意图

（四）工程质量标准及要求

1、保证项目

（1）铁托板规格：150 $\times$ 150 $\times$ 10mm，中部开孔规格为 $\Phi 22$ mm。

（2）钢筋网： $\Phi 6.5$ mm 的钢筋加工，规格为 6000mm $\times$ 1000mm，网子铺设长边与巷道走向垂直，折边钢筋网头留 120mm 与相邻网边扣扣相连，使用专用工具折叠紧。

（3）螺纹钢锚杆： $\Phi 20 \times 2400$ mm 普通螺纹钢加工而成，外端丝扣长不小于 80mm，螺母为 30mm 加厚螺母。

（4）锚索规格：锚索规格为 $\Phi 17.8 \times 8000$ mm，托板规格为：300mm $\times$ 300mm $\times$ 15mm。

（5）锚固剂： $\Phi 23 \times 700$ mm 树脂药卷，药卷无变质、破损现象，锚固剂必须有出厂合格证且必须在使用期内。

2、基本项目及允许偏差项目（附表 7）

表 7 基本项目及允许偏差项目表

项 目	设计参数	允 许 误 差 范 围
巷道掘进宽度	4900mm（1—1）	0 $\sim$ +150mm；
巷道掘进高度	4150mm（1—1）	0 $\sim$ +150mm；

锚杆间排距	800/800	-100~+100mm
-------	---------	-------------

铺网质量		合格：缺扣、松扣的数量不超过应绑扎量的 20%，且不连续；优良：缺扣、松扣的数量不超过应绑扎量的 10%，且不连续。
锚杆孔深度	2350	0～+50mm
锚杆外露		露出托板≤50mm
锚杆角度	≤15°	与井巷轮廓线的角度或岩层夹角≥75°
螺纹钢锚杆锚固力	60KN（18MPa）	合格：最低值不小于设计值 90%； 优良：最低值不小于设计值。
锚杆安装		合格：安装牢固，托板基本紧贴岩面，不松动； 优良：安装牢固，托板紧贴岩面
锚索孔深度	8000mm	±50mm
锚索安装深度	7700mm	合格：≥95%，优良：不小于设计深度。
锚索外露长度		外露≤350mm
锚索钻孔方向（垂直巷道轮廓线）		合格：<3°，优良：<2°。
锚索间排距	2000×4000mm	±100mm
锚索预紧力	100KN(28MPa)	合格：最低值不小于设计值 90%； 优良：最低值不小于设计值。

第四节 支护工艺

二、永久支护

（一）顶锚杆施工安装安全技术措施

1、定锚杆眼位

检查巷道规格尺寸是否符合设计要求，先处理完不合格部位后，按锚杆布置要求定锚杆眼位，并用红漆做好标记。

2、打锚杆眼

按照设计锚杆眼深度、角度打眼，顶部使用液压锚杆钻机和Φ28mm 钻头进行施工。

3、清理眼孔

安装锚杆前将眼孔内煤岩粉清理干净，确保锚固剂与锚杆眼壁良好接触。

4、锚杆安装

(1) 检查锚杆的规格尺寸是否符合设计要求：螺纹钢锚杆楔形尖角是否合格，杆体有无氧化生锈现象，若有必须擦刷干净；锚固剂有无过期结块变质，包装袋有无破裂损坏，影响正常使用，必须更换。

(2) 检查锚杆眼的眼位、角度、深度是否符合设计要求（用待安装锚杆伸入锚杆眼孔检查），若不合格必须重新打眼。

(3) 锚杆安装步骤：先将铁托板和螺帽上好，再将螺纹钢锚杆拧入连接套中，然后将树脂药卷依次放入锚杆眼孔内，用锚杆斜切端头顶在树脂药卷后端，缓缓将树脂药卷送入眼底，最后将锚杆钻机卡在连接套上，启动锚杆钻机边旋转边将锚杆推入眼底，要求旋转搅拌时间必须在 20~30 秒之间，搅拌结束，锚杆钻机保持推力一分钟，使锚杆杆体临时固定，保证搅拌后的树脂药卷充分凝固，防止锚杆在树脂凝固前下滑，锚杆推入眼底三分钟后取下连接套。每套锚杆安装一个加厚螺帽，取下连接套后必须将螺帽用扳手逐个再拧紧上牢。

5、顶锚杆紧跟迎头工作面进行支护，帮锚杆在研石出净后立即进行支护。

(二) 气动手持式钻机钻安装帮锚杆

1、打眼工作工序为：

准备（领取工具→携带工具）→检查→处理→打眼操作→（试转→开眼→钻进→排岩粉）→工作结束。

2、对工作地点的顶板、巷壁、支护等进行全面检查，打眼前，必须敲帮问顶，遇有伞檐、活块等应用手镐或长撬棍敲掉。

3、打帮锚杆眼使用长度为 2.5m 的钻杆和 $\Phi 28\text{mm}$ 钻头。

4、打眼工作由两人操作，一人定眼，一人操作。

5、定好眼位后，使钻头顶紧定位点，缓慢钻进，使钻头钻进煤（岩）体；点开眼位帮锚杆钻机前方及下方严禁站人，以防断钎伤人；打眼时，钻杆不要上下、左右摆动，以保持钻进方向。然后根据规程的规定，调整打眼的方向和角度。推进时要均匀钻进，不可用力过猛，要顺势推进，每隔一段时间要来回拉动钻杆，排除煤（岩）粉。

6、打够眼深后，必须将钻杆来回拉动几次，把眼内煤（岩）粉排净。底眼要用煤（岩）块、木楔掩盖好，以防煤（岩）粉堵塞。

7、安装锚杆前，必须将眼孔内煤（岩）粉吹净，保证锚杆锚固质量。

(三) 锚杆拉力检测

1、主要危险源

(1) 测试地点顶帮不完好，存在片帮、掉矸危险。

(2) 进行锚杆拉力试验安装时，违章站到刮板输送机运转或移动设备上，没有可靠的登高保险装置，导致人员坠落。

(3) 进行锚杆拉力试验，张拉器前方或附近有人，锚杆拉断弹出伤人。

(4) 锚杆拉力器不完好或配件与锚杆型号不符，无法进行锚杆拉力测试。

(5) 锚杆拉力试验操作不正确，测试结果不准确。

(6) 对已破坏锚杆没有进行补打维护，发现锚固力不合格没有采取纠正措施，巷道支护质量达不到规定要求。

2、巷道每施工 300 根锚杆必须至少进行一次锚固力测试，每次测试不少于 3 根。

3、螺纹钢锚杆的锚固力必须达到 60KN (18MPa)，合格率必须达到 100%，并做好检测记录。

4、操作准备：

(1) 检测前对工作环境安全检查：认真检查试验地点的顶板支护、通风、设备等安全状况，排除安全隐患，停止影响锚杆拉力试验的一切工作。

(2)、设备检查：

a、检查油量：逆时针方向打开拉力计手压泵的卸荷阀，使张拉器中的液压油回到手压泵的油筒中，拧开油筒端的堵头，抽出油标检查。如油量不足，应加注符合要求的机械油或液压油，直到油位符合要求。

b、排气：液压油路系统联结好以后，必须进行排气。排气的方法是：把手压泵放在比千斤顶稍高的地方，摇动手压杆，使张拉器活塞伸出，再打开卸荷阀，使活塞缩回，连续几次即可。排气不能加压。

c、设备连接：用高压软管两端的快速接头配合专用卡子将张拉器和手压泵连接起来。连接时应检查接头处是否有污物，严防污物进入接头内。

d、对锚杆拉力计各部件进行检查，使其符合使用要求。

5、操作要求：

(1) 连接拉力计：卸掉待测锚杆的螺母和托板，把锚杆拉力计的加长杆拧到待测锚杆末端并上满丝，再套上衬套及张拉器，使活塞伸出端朝外，最后拧紧螺母，张拉器要和锚杆保持同心同轴。

(2) 拉力测试：将手压泵的卸荷阀顺时针拧紧，压动手压泵压杆，用力要均匀，不要用力过猛。当压力表上的读数达到规定的数值后立即停止（不做破坏性拉力试验），并详细做好记录。

(3) 拆卸拉力计：检测完毕，逆时针方向缓慢松开卸荷阀，使压力表指针降到零位，张拉器活塞全部缩回。再把各部件从锚杆上卸下，将锚杆拉力计放回专用工具箱内。

(4) 检测合格的锚杆要重新上好锚杆托板和螺母，并使其达到设计预紧力。检测不合格的锚杆应做好标记并安排补打锚杆。

6、注意事项

(1) 拉拔锚杆时，人员避开张拉器受力方向，站在安全地点。

(2) 锚杆杆尾直径一旦出现缩径时，立即卸载。

(3) 使用锚杆拉力计时，加压应缓慢均匀，一般不超过其额定压力或拉力的 85%。

(4) 高压软管应定期进行拉压试验，严禁使用不合格的软管。

(5) 当设计变更或材料变更时，应及时进行锚杆拉力试验。

(6) 锚杆拉力计应统一管理、定期校验，使其保持完好。

(四) 锚索预应力检测

1、主要危险源

(1) 测试地点顶帮不完好，存在片帮、掉矸危险。

(2) 进行锚索预应力试验安装时，违章站到装载机等运转或移动设备上，没有可靠的登高保险装置，导致人员坠落。

(3) 进行锚索预应力试验，张拉器前方或附近有人，锚索拉断弹出伤人。

(4) 锚索张拉器不完好或配件与锚索型号不符，无法进行锚索预应力测试。

(5) 锚索预应力试验操作不正确，测试结果不准确。

(6) 对已破坏锚索没有进行补打维护，发现预应力不合格没有采取纠正措施，巷道支护质量达不到规定要求。

2、巷道施工每根锚索必须进行预应力测试。

3、锚索的预应力都必须达到 100KN (28MPa)，锚索锁定后的预应力值不应小于设计值的 90%，并做好检测记录。

4、操作准备：

(1) 检测前对工作环境安全检查：认真检查试验地点的顶板支护、通风、设备等安全状况，排除安全隐患，停止影响锚索的预应力试验的一切工作。

(2)、设备检查：

a、检查油量：逆时针方向打开拉力计手压泵的卸荷阀，使千斤顶中的液压油回到手压泵的油筒中，拧开油筒端的堵头，抽出油标检查。如油量不足，应加注符合要求的机械油或液压油，直到油位符合要求。

b、排气：液压油路系统联结好以后，必须进行排气。排气的方法是：把手压泵放在比张拉器稍高的地方，摇动手压杆，使千斤顶活塞伸出，再打开卸荷阀，使活塞缩回，连续几次即可。排气时不能加压。

c、设备连接：用高压软管两端的快速接头配合专用卡子将张拉器和手压泵连接起来。连接时应检查接头处是否有污物，严防污物进入接头内。

d、对锚索张拉器各部件进行检查，使其符合使用要求。

5、操作要求：

(1) 锚索张拉器：将钢绞线穿入锚索张拉器中心孔，一人用手托住；一人操作手压泵，将手压泵的换向手把顺时针拧紧，压动手压泵压杆，待锚索张拉器卡住钢绞线，安装张拉器人员将锚索张拉器松开。

(2) 拉力测试：压动手压泵压杆，用力要均匀，不要用力过猛。当压力表上的读数达到规定的数值后停止，并详细做好记录。

(3) 拆卸张拉器：检测完毕，逆时针方拧紧换向手把至卸荷阀位置，张拉器活塞全部缩回，再把张拉器从锚索上卸下，将锚索张拉器放回专用工具箱内。

(4) 检测不合格的锚索应做好标记并安排补打。

6、注意事项

(1) 拉拔索时，人员避开张拉器受力方向，站在安全地点。

(2) 使用锚索张拉器时，加压应缓慢均匀，一般不超过其额定压力或拉力的 85%。

(3) 高压软管应定期进行拉压试验，严禁使用不合格的软管。

(4) 当设计变更或材料变更时，应及时进行锚索预应力试验。

(5) 锚索张拉器应专人保管、定期保养、维修，使其保持完好。

第四章 施工工艺

第一节 施工方法

一、施工方式概述

+1050m 水平辅助运输绕道开口采用光面爆破法掘进，使用 YT-28 风动凿岩机打眼。开口处前 5m，循环进度为 1.0m，待掘进长度大于 5m 后，循环进度为 2.2m，爆破前，将爆破点附近 20m 范围内的电缆、管路及风筒用板皮或废皮带遮盖保护，待爆破结束后再及时恢复。

爆破后，先对顶板进行敲帮问顶，再进行前探梁临时支护，然后对巷道顶部进行永久支护，然后蹬渣打上部炮眼，上部眼打完后，进行出渣；出渣时工作面不准有人，只准挖掘机司机进行作业，并悬挂警示牌，禁止人员入内；矸石出尽后挖机司机将挖掘机停靠在巷道边上，不影响工作面正常施工的地方；掘进工人进入工作面对巷道两帮进行支护，并开始打下部炮眼。两帮永久支护完毕后，对巷道开始喷浆。

巷道支护采用锚网喷+锚索联合支护，掘进工作面迎头使用 MQT 型拱部锚杆钻机打注顶部锚杆及锚索，ZQS—5.0/2.5S 型气动手持式钻机打注帮部锚杆。

+1050m 水平辅助运输绕道将在六煤+1050m 六煤运输石门 290.2m 点处进行开口，该联络巷坡度按 3% 下山进行施工。

二、施工组织设计

施工采用滚班制作业形式，掘支单行作业，两班掘进（包括锚网支护），最后一次初喷成巷。

三、工艺流程

1、爆破方法

(1) ZQS—5.0/2.5S 型气动手持式钻机打眼，正向装药采用全断面一次爆破，毫秒延期电雷管引爆。

(2) 爆破参数:

炮眼直径：43mm；药卷直径：35mm；

炮眼深度：掏槽眼 2400mm； 其它 2300mm。

循环进度：2200mm；掏槽方式：楔形掏槽；装药结构：正向装药。掘进循环进度根据锚杆排距进行控制，顶板稳定时循环进度为 2200mm，顶板破碎时循环进度为 1000mm。

每个炮眼均使用一节水炮泥，炮眼黄土封泥长度不小于 500mm。

2、掘进工艺设计

打眼，爆破落渣，支护，出渣。开口至 5m 段人工出渣，5m 后搭设临时溜子平台出渣至+1050m 六煤运输石门胶带输送机上；刮板机机头与胶带机搭接处用 1.2m 的梯形架搭接，且机头用四根锚杆固定。

3、工艺流程

掘进班：交接班——安全检查——（瓦检）——打眼——（瓦检）——装药——（瓦检）——爆破——敲帮问顶 —— 移前探梁临时支护——打锚杆眼——安装锚杆（挂网）——出渣。

喷浆班：敲帮问顶——清洗岩面——准备——机器试运转——喷浆——清理——收尾。

第三节 爆破设计

一、钻眼爆破参数（附表 8）

表 8 钻 眼 爆 破 参 数 表（1-1 断面）

炮眼名称	眼 号	眼深 (m)	眼距 (mm)	角度(度)		装药量(kg)			雷管 段号	联线 方法	封孔 长度 (mm)	水炮泥 数量(个)
				水平	垂直	每眼	眼数	总量				
中空眼	1	2.5	0	90	90	——	1	——			≥500	1
掏槽眼	2~10	2.4	550	79	90	0.75	9	6.75	I		≥500	9
辅助眼	11~48	2.3	415~510	90	90	0.45	38	17.1	II		≥500	38
周边眼	49~84	2.3	295	88	88	0.45	36	16.2	III		≥500	36
底 眼	85~89	2.3	900	90	90	0.45	5	2.25	III		≥500	5
合计							89	42.3				89

二、炮眼布置三视图

一、钻眼爆破参数（附表 9）

开口前 5m 钻 眼 爆 破 参 数 表（1-1 断面）

炮眼	眼 号	眼深	眼距	角度(度)	装药量(kg)	雷管	联线	封孔	水炮泥
----	-----	----	----	-------	---------	----	----	----	-----

名称		(m)	(mm)						段号	方法	长度 (mm)	数量 (个)
				水平	垂直	每眼	眼数	总量				
中空眼	1	1.2	0	90	90	——	1	——			≥500	1
掏槽眼	2~10	1.2	550	79	90	0.75	9	6.75	I		≥500	9
辅助眼	11~48	1.1	415~510	90	90	0.30	38	11.4	II		≥500	38
周边眼	49~84	1.1	295	88	88	0.30	36	10.8	III		≥500	36
底 眼	85~89	1.1	900	90	90	0.30	5	1.5	III		≥500	5
合计							89	30.45				89

附：炮眼布置三视图

三、爆破说明书（附表 10、11）

表 10 巷道循环爆破图表

编号	项 目 名 称	单 位	数 量	型号、规格
1	巷 道 工 程 量	m	140.466	
2	(煤岩种类、坚硬程度、普氏系数)	f	f=2~4	半煤巷
3	炸 药 种 类	Kg/m	15.75	二级煤矿许用乳化炸药 (RH-M-II)
4	雷 管 种 类	发/m	44.5	煤矿许用毫秒延期电雷管
5	雷 管 段 号 数			I、II、III、IV、V
6	循 环 进 度	m	2.2	
7	爆 破 体 积 (实体)	m ³ /m	16.53	
8	起 爆 器	台	1	
9	炮眼利用率	87%		
10	每 m ³ 岩石炸药消耗量	0.95		
11	每 m ³ 岩石雷管消耗量	2.69		

表 11 巷道爆破指标表

项 目	内 容
-----	-----

钻眼机具	ZQS—50/2.5S 型气动手持式钻机、YT—28 型风钻
------	--------------------------------

序号	名 称	规 格 型 号	单位	数量	备注
	起爆器材	矿用发爆器			
	掏槽方式	楔形掏槽			
	炮眼直径	43mm			
	炸药种类	二级煤矿许用乳化炸药			
	雷管种类	煤矿许用毫秒延期电雷管			
	起爆方式	全断面一次起爆方式			
	装药方式	正向装药			
	警戒设置	“人、绳、牌”三齐全			

四、警戒位置及警戒人员设置

在爆破作业期间，必须将+1050m 水平辅助运输绕道掘进工作面的施工人员撤至警戒点以外，并在工作面开口六煤+1050m 六煤运输石门巷道内两头不小于 120m 处、+1050m 六煤运输石门设 2 个警戒位置，爆破期间人员严禁进入，待爆破作业结束后方可行人。岩巷直巷段警戒设置距离不小于 120m、弯巷段不小于 100m。警戒设置必须由班组长布置专人在可能通向爆破地点的所有通路上担任警戒，各警戒点必须“人、绳、牌”三齐全。

附：+1050m 水平辅助运输绕道爆破警戒示意图

五、质量标准和要求

巷道施工爆破时必须严格按照炮眼三视图进行炮眼布置，爆破使用的爆破材料必须符合作业规程规定。

第四节 设备及工具配备

表 12 设备工具配备表

1	气动手持式钻机	ZQS—5.0/2.5S 型	台	2	打眼及安装帮部锚杆
2	气动锚杆钻机	MQT	台	2	安装锚杆
3	局 扇	2*15KW	台	2	通 风
4	喷 浆 机	Pz-5B	台	1	喷 浆
5	开 关	BKD16—400	台	1	总 馈
6	开 关	QBZ-4*120	台	1	风机开关
		BKD16-400	台	1	分 馈
		QBZ-80	台	1	喷浆机开关
		BZx-4.0	台	1	信号照明综保

第五节 主要机电设备配备表

序号	名 称	规格型号	单位	数量	用 途
----	-----	------	----	----	-----

1	挖掘机	KX135-3S	台	1	出渣
2	局部通风机	FBDN ₀ 6.3/2×15	台	2	供风
3	水泵	5.5kw	台	1	水加压
4	馈电	KBZ-200	台	1	馈电开关
5	馈电	KBZ-400	台	2	控制局扇、风电闭锁、瓦电闭锁
6	压风机	MOGF-22/8G-132	台	1	供应高压风
7	开关	QBZ-2×80SF			连锁
8	锚杆钻机	MQT-130	台	2	打锚杆
9	风动凿岩机	YT-28	台	2	打眼
10	放炮器	FD200D(A)	台	1	发爆
11	瓦斯报警仪		台	2	瓦斯检查
12	开关	QBZ-80	台	1	加压泵
13	开关	QBZ-120	台	1	喷浆机
14	喷浆机	PZ-5F	台	1	喷浆
15	皮带机	SDJ-80	台	1	运渣
16	刮板机	SGW-40T	台	3	运渣

第五章 生 产 系 统

第一节 通 风

一、通风系统设计

1、采用局部通风机压入式通风方式，通过 $\Phi 800\text{mm}$ 风筒将新鲜风流送入工作面，实行“双风机、双电源、自动切换”。

2、通风系统要合理可靠，保证工作面有足够的新鲜风流，每人供风量不低于 $4\text{m}^3/\text{min}$ ，巷内风速不低于 0.25m/s 、不高于 4m/s ，巷内任何地方有害气体和瓦斯浓度不超限。

3、局部通风机的设备齐全，吸风口有风罩和整流器，高压部位有衬垫，通风机必须吊挂或垫高，并装有消音器，距离地面不小于 300mm 。

本工作面采用压入式通风。风筒选用 $\Phi 800\text{mm}$ 阻燃、抗静电、柔性无缝风筒，风筒口距离工作面 ≤ 13 米。使用风电、瓦斯电闭锁装置。

局部通风机安装在+1065 车场斜巷内，距离全风压风流汇合处不得小于 20m ，进行吊挂。

新鲜风流：副斜井 $\longrightarrow$ 一采区二煤轨道下山 $\longrightarrow$ +1065m 水平车场 $\longrightarrow$ +1065 车场斜巷
局扇通风机、风筒 $\longrightarrow$ 工作面迎头。

污风风流：工作面迎头 $\longrightarrow$ 二采区运输下山 $\longrightarrow$ 二采区二煤回风下山 $\longrightarrow$ 一采区二煤回风下山 $\longrightarrow$ 回风井 $\longrightarrow$ 地面。

二、风量计算

1、按瓦斯涌出量计算： $Q = 100q_k \text{ m}^3/\text{min}$

式中 q_k — 掘进工作面的瓦斯绝对涌出量， $0.527\text{m}^3/\text{min}$

K —掘进工作面瓦斯涌出不均衡的风量系数，应根据实际观测的结果确定，一般可取 $K=1.5\sim 2.0$ 。本规程中 K 取 1.5 。

$$Q = 100 \times 0.527 \times 1.6 = 84.32 \text{ m}^3/\text{min}$$

2、按人数计算： $Q = 4 \times N \text{ m}^3/\text{min}$

式中 N — 掘进工作面同时工作的最多人数

$$Q = 4 \times 25 = 100 \text{ m}^3/\text{min}$$

3、按风速进行验算： $15 \text{ m}^3/\text{min} \leq Q \text{ m}^3/\text{min} \leq 240 \text{ m}^3/\text{min}$

$$15 \times 17.03 \text{ m}^3/\text{min} \leq Q_{\text{局}} \leq 240 \times 17.03 \text{ m}^3/\text{min}$$

$$255.45 \text{ m}^3/\text{min} \leq Q_{\text{局}} \leq 4087.2 \text{ m}^3/\text{min}$$

4、按炸药量计算： $Q_{\text{掘}} \geq 10A \text{ 药, m}^3/\text{min}$

$$Q_{\text{掘}} \geq 10 \times 49.8 = 498 \text{ m}^3$$

据以上验算，设计确定工作面所需的最小风量为 $201\text{m}^3/\text{min}$ 。

三、局部通风设备、设施选型

按局扇的实际吸风量计算：

大巷风量计算：

$$Q_{\text{掘}} = Q_{\text{扇}} + 15S = 230 \times 1 + 15 \times 13.4 = 431 \text{ m}^3/\text{min}$$

式中：

Q 扇—局部通风机（2*15KW）实际吸风量，取 230m³/ min。

Ii—掘进巷道同时通风的局部通风机的台数。取 1 台

Q 风机>Q 掘

从以上计算结果显示说明+1050m 运输石门工作面实际需风量 201m³/min 为合适。

附：通风系统图）

四、局部通风机及通风设备选型

经过验算知需要最小风量为 315m³/min，矿配备两台 2×15KW 对旋式局扇，考虑到整个矿通风需求，开单电机运行；两台风机一台使用，一台备用，风量可以满足使用要求。风筒采用 Φ800mm 胶质柔性风筒，风筒出风口距巷道迎头距离不大于 13m，可以满足正常掘进的风量及安全的需要。采用双电源进行供电，局扇安排专人看管，能够自动延时切换，并做到风电、瓦斯电闭锁。

第二节 综 合 防 尘

一、防尘系统设计

巷道掘进防尘措施主要采用：爆破喷雾、湿式钻眼、净化水幕。

二、防尘设施位置布置和安装质量标准

1、供水管路规格为 Φ19mm 钢丝软胶管，沿巷道北帮敷设，采用 14#铁丝吊挂于帮部永久支护锚杆上，管路吊挂必须平直。

2、接头处采用快速接头，必须上齐全胶圈及接头卡、连接牢固，以防漏水。

3、供水管路上每 50 米设置一个三通阀门，阀门手柄必须能灵活使用。

4、管路距迎头距离不得大于 20m。

5、+1050m 水平辅助运输绕道工作面回风巷巷口设置 1 处净化水幕，距迎头不大于 50m 设道水幕喷雾，方向与乏风流方向相反，能覆盖整个巷道断面，手柄灵活，喷头完好，雾化效果好。

附：防尘系统图

第三节 防 灭 火

防灭火系统设施主要采用直径为 4.0" 消防供水管路，管路布置于巷道右帮，并随工作面的掘进向前延伸，距掘进工作面迎头距离不超过 50m。油脂存放点等处按照规定设置灭火器等完备的防火器材。

一、防灭火安全技术措施

(1) 矿井必须设井下消防管路系统，并且消防管路每隔 50m 设置支管和阀门。

(2) 井下工作人员必须熟悉灭火器材的使用方法，并熟悉本职工作区域内灭火器材的存放地点。

(3) 每季度应对井上、下消防管路系统，防火门，消防材料库和消防器材的设置情况进行 1 次检查，发现问题，及时解决。

(4)新建矿井的所有煤层的自燃倾向性由地质勘探部门提供煤样和资料，送国家授权单位作出鉴定，鉴定结果报省级煤矿安全监察机构及省(自治区、直辖市)负责煤炭行业管理的部门备案。

(5)生产矿井延深新水平时，必须对所有煤层的自燃倾向性进行鉴定。

(6)集中运输大巷和总回风巷应布置在岩层内或不易自燃的煤层内；如果布置在容易自燃和自燃的煤层内，必须砌碛或锚喷，碛后的空隙和冒落处必须用不燃性材料充填密实，或用无腐蚀性、无毒性的材料进行处理。

(7)采用注入惰性气体、灌注泥浆（包括粉煤灰泥浆）、压注阻化剂、喷浆堵漏、凝胶、均压技术、建立监测系统并定期检测分析、整理结果；

(8)对巷道中出现的冒顶区必须及时进行防火处理，并定期检查。

(9)任何人发现井下火灾时，应视火灾性质、灾区通风和瓦斯情况，立即采取一切可能的方法直接灭火，控制火势，并迅速报告矿调度室。矿调度室在接到井下火灾报告后，应立即按灾害预防和处理计划通知有关人员组织抢救灾区人员和实施灭火工作。

矿值班调度和在现场的区、队、班组长应依照灾害预防和处理计划的规定，将所有可能受火灾威胁地区中的人员撤离，并组织人员灭火。电气设备着火时，应首先切断其电源；在切断电源前，只准使用不导电的灭火器材进行灭火。

抢救人员和灭火过程中，必须指定专人检查瓦斯、一氧化碳、煤尘、其他有害气体和风向、风量的变化，还必须采取防止瓦斯、煤尘爆炸和人员中毒的安全措施。

第四节 安 全 监 测

一、安全监测的设备型号及数量

在掘进工作面迎头 5m 范围内回风流侧（左手帮）安设一个瓦斯探头，在距全风压风流混合口 10~15m 处分别安设一个瓦斯探头，并在距风筒出口 50m 内安装一风筒传感器。通过通信电缆将数据传送到地面中心站进行处理并监控。

二、安装位置及工作参数设置

1、掘进工作面甲烷传感器应靠近工作面设置，传感器距迎头距离不大于 5m。传感器应布置在巷道的上方，设置在经常有人工作便于观察的地点，并应不影响行人和行车，安装维护方便。甲烷传感器应垂直悬挂，距顶板不得大于 300mm，距巷帮不得小于 200mm。

2、工作参数设置

(1)掘进工作面甲烷传感器：

CH₄报警浓度≥0.8%；断电浓度≥1.3%，复电浓度<0.8%。

断电范围：工作面内，回风流中所有非本质安全型电气设备。

(2)回风流中甲烷传感器：

CH₄报警浓度≥0.8%，断电浓度≥0.8%，复电浓度<0.8%。

断电范围：工作面及回风流内，所有非本质安全型电器设备。

第五节 供 电

一、供电系统设计

利用 Y222 检修联络巷 KBSGZY-1250/10/1.14 移动变电站提供的电源对工作面现有电气设备进行供电。使用电缆型号及设备电流整定值参数详见供电系统图。随着供电距离增加、供电负荷增大，需调整供电系统时，再重新修改供电系统设计。

附：+1050m 水平辅助运输绕道供电系统图

第六节 供、排 水

一、供水系统设计

一、系统设计

掘进工作面用水主要由地面消防水池提供，采用直径为 4.0 寸管路供水，管路靠巷道左帮侧按规定铺设。

供水线路：

地面 → 回风井 → 1170m 车场绕道 → 一采区二煤回风下山 →
+1065m 车场绕道 → 二采区煤仓绕道 → 二采区运输下山机头硐室 → +1050m 六煤运输
石门 → 工作面迎头。

二、供水设备、供水管路选择

- 1、管路沿巷道下帮底板敷设，使用 4 寸焊管，管路铺设要平直。
- 2、供水管上每隔 50m 设置一个三通阀门，阀门手柄必须能灵活使用。
- 3、供水管路必须随掘进及时敷设，距迎头距离不得小于 50m。

三、排水系统设计

工作面掘进过程中在巷道的左帮挖一条水沟，将水引至辅助运输绕道水沟内。

附：+1050m 水平辅助运输绕道供排水系统图

第七节 运 输

一、出渣系统

工作面（挖掘机）→刮板输送机→胶带输送机→滑槽→集中煤仓→主斜井（皮带）→地面

二、运输路线

运输系统地面（矿车）→副斜井（矿车）→ +1065 车场→煤仓绕道（绞车提升）→煤仓口（人力扛运）→
+1050m 六煤运输石门 →工作面迎头。

附：+1050m 水平联络巷运输绕道系统图

第八节 通 讯

掘进工作面安设 1 部 GB-21 型隔爆电话机，安设在距离工作面迎头不大于 50m 范围内，电话必须保持 24 小时畅通，随掘进向前移动。

第六章 劳动组织及主要技术经济指标

第一节 劳动组织

采用单行作业的循环方式，每循环掘进进尺 2.2m，日循环 2 次，日成巷 4.4m，考虑其他影响，月成巷 60m。采用“三八”制劳动组织形式。

附表 13：劳动组织人员配备表。

表 13 劳动组织人员配备表

工 种	出 勤 人 数			
	掘进一班	掘进二班	喷浆一班	合计
班 长	1	1	1	3
打 眼 工	5	4	0	9
爆 破 工	1	1	0	2
质 量 验 收 员	1	1	(1)	2
跟 班 副 队 长	1	1	(1)	2
电 钳 工	1	1	(1)	3
喷 射 工	0	0	1	1
拌料上料工	0	0	5	5
地面拌料工	0	0	2	2
合 计	10	9	12	31
在 册 人 数	10	10	14	34
出 勤 率	100%	90%	85%	91%

第二节 作业循环

为保证正规循环作业的完成，工作面施工必须根据劳动组织的人员配备，合理安排工序，充分利用工作时间，同时要做好设备的维修。附：+1050m 水平辅助运输绕道正规循环图表

第三节 主要技术经济指标

附表 14：主要技术经济指标表。

表 14 主要技术经济指标表（1-1 断面）

序号	项 目	单位	数量
1	巷 道 长 度	m	140.466
2	在 册 人 数	人	34
3	出 勤 人 数	人	31
4	出 勤 率	%	91
5	循 环 进 度	m	2.2
6	每 班 循 环 次 数	次	1
7	每 日 循 环 次 数	次	2
8	日 进 度	m	4.4
9	月 进 度	m	80
10	炸 药 消 耗	kg/m	15.75
11	雷 管 消 耗	个/m	45.5
12	混 凝 土 消 耗	m ³ /m	3.12

第七章 安全技术措施

第一节 危险源辨识和风险预控

附表 15：危险源辨识和 risk 预控。

表 15 危险源辨识表

任务	危险源	风险 类型	风险 等级	管理 对象
----	-----	----------	----------	----------

爆破作业	1、没有严格执行一炮三检制度； 2、没有对周围电缆、风筒、管线及其它电气设备进行保护； 3、警戒设置不规范；	人	中等	班组长 爆破工
临时支护	1、没有严格执行敲帮问顶制度或空顶作业； 2、前探梁架设不规范；	人	中等	支护工
锚杆支护	1、没有严格执行敲帮问顶制度； 2、打眼操作不当	人	一般	支护工
锚索支护	1、没有严格执行敲帮问顶制度； 2、打眼操作不当； 3、高空作业人员没有系保险绳；	人	一般	支护工
顶板管理	1、没有严格执行敲帮问顶制度； 2、没有按照规程规定进行临时和永久支护。	人	一般	班组长
机电设备管理	1、没有定期对机电设备进行检修； 2、没有严格执行停送电制度；	人	一般	电钳工
巷道开口施工	1、没有严格按照规程规定循环进度进行爆破； 2、没有严格执行敲帮问顶制度； 3、锚索支护不及时； 4、没有对周围电缆、风筒、管线及其它电气设备进行保护；	人	一般	班组长
一通三防管理	1、没有严格按照规程规定延伸风筒，风筒距迎头距离超过规定。 2、没有严格按照规定进行瓦斯、CO 及温度等的检查。 3、消防器材设置不合理。 4、双风机、双电源设置不规范或风电、瓦斯电闭锁设置不规范。	人	一般	班组长

第二节 一通三防

主要危险源辨识：未执行“双风机、双电源”及“风电、瓦斯电闭锁”

；未按照规定对风机进行切换试验；局部通风机的安装及使用不符合规定；风筒的延接不符合规定；未按规定检查瓦斯浓度；瓦斯浓度超限时未及时停止作业；安全监测仪器不完好或设置不合理；棉纱等易燃物品未及时归类回收；未按规定设置灭火器材。

一、通风系统（通风机、风筒、通风设施）管理安全技术措施

1、风机供电必须实行专用电源，并严格执行“风电、瓦斯电闭锁”，风机、瓦斯电闭锁装置必须检查校验，动作灵敏可靠，消除无计划停电、停风；保证停风自动切断掘进工作面内所有非本质安全型电气设备。

2、风筒必须派专人进行维护，风筒吊挂平直。不得随意停开风机私自拆接风筒或扒开风筒作业。

3、风机必须由当班电工负责管理，不论工作面是否有人，必须保证风机正常运转，因停电或其它原因造成停风时，工作人员必须全部撤出，在巷口向里 2m 处设栅栏，留专人看管，并通知安检组和施工队及时处理。

4、工作面的进风流中，氧气浓度不低于 20%，二氧化碳浓度不超过 1.5%。工作面温度不应超 26℃。

5、安装和使用局部通风机和风筒应遵守下列规定：

（1）局部通风机必须由指定人员负责管理，保证正常运转。

（2）局部通风机的启动装置，必须安装在进风巷道内，距离掘进巷道回风口不得小于 10m；全风压供给该处的风量必须大于局部通风机的吸入风量，局部通风机安装地点到回风口间的巷道中的最低风速必须符合安全规程第一百零一条的有关规定。

（3）必须采用抗静电、阻燃风筒。风筒口到掘进工作面的距离应不大于 13m。

（4）工作面的局部通风机，采用装有选择性漏电保护装置的供电线路供电。

（5）使用局部通风机供风的地点必须实行风电闭锁，保证停风后切断停风区内全部非本质安全型电气设备的电源。风机自动切换试验必须每天做一次，并做好记录。

（6）局部通风机通风因检修、停电等原因停风时，必须撤出人员，切断电源。恢复通风前，必须检查瓦斯。只有在局部通风机及其开关附近 10m 以内风流中的瓦斯浓度都不超过 0.5%时，方可人工开启局部通风机。

6、风筒吊挂要求：

（1）风筒吊挂在巷道左帮，风筒不能缺吊，吊挂必须逢环必挂，且坚持“两靠一直”，即靠帮、靠顶、吊挂平直，风筒距离迎头距离符合作业规程规定。

（2）风筒延接不允许有接漏，异径风筒接头要用过渡节，先大后小，不准花接。风筒接头必须严密（手距接头 0.1m 处感觉不到漏风）无破口、无反接头，软质风筒接头要双向反压边。

二、瓦斯管理

工作面的专职瓦斯检查工必须每班至少检查两遍瓦斯气体浓度。当发现有异常情况时，瓦斯检查工有权停止工作面作业，并协助班组长立即组织人员按避灾路线撤出并报告矿综合办，并切断电源，设置警戒。

（一）防止瓦斯引燃的措施

- 1、定期检查电气设备，消灭电气失爆。
- 2、加强井下防火管理，具体见后面防火安全技术措施。

（二）瓦斯检查和监测、监控安全措施

- 1、瓦检员必须按规定做好瓦斯检查及汇报工作。

2、瓦检员每班必须对工作面瓦斯浓度进行两次检查，打眼时，如果风流中瓦斯浓度大于 0.8% 时，应立即停止打眼。工作面回风流中瓦斯浓度达到 0.8% 或二氧化碳浓度达到 1.5% 时停止工作面一切工作，撤出人员，切断电源，并向有关单位汇报。

- 3、坚持使用瓦斯报警仪，每班班组长必须携带便携式瓦斯报警仪，对掘进工作面瓦斯经常性的检查。

4、当瓦斯浓度 $\geq 0.8\%$ ， CO_2 浓度 $\geq 1.5\%$ 时，必须停止工作，将所有人员撤出至安全地点，在巷口设置栅栏。复工时，瓦检员必须由外向里逐段认真检查工作面瓦斯浓度，确认安全后，由瓦检员负责撤除栅栏，恢复通风；若瓦斯浓度 $\geq 0.8\%$ ， CO_2 浓度 $\geq 1.5\%$ 时，不许送电，及时恢复栅栏，由安检组编制排放瓦斯措施，进行瓦斯排放。

- 5、瓦斯报警仪和传感器使用要求：

- （1）施工人员必须按照规程规定佩戴便携式瓦斯报警仪。
- （2）领用的报警仪必须完好，电量充足，并管理完好。
- （3）当班报警仪必须及时交回，连续使用时间不得超过规定时间。
- （4）报警仪若出现故障不得在井下随意打开，必须到井上找专业人员修理。
- （5）传感器挂在距工作面迎头 5m 范围回风流一侧，距顶不大于 300mm，距帮不小于 200mm。

（三）安全监测监控系统安全技术措施

- 1、工作面必须设置甲烷传感器用以对工作面进行安全监控。

- 2、传感器的安装与使用必须执行以下规定：

（1）传感器在投入使用前，必须按产品使用说明书的要求进行调试并登记备案，合格正常后由发放使用。传感器必须每 7 天标校一次。

- （2）传感器必须挂牌管理，牌板要统一制作。

三、防火安全技术措施

（一）防止外因火灾措施

- 1、工作人员严禁将烟草、点火物品及易燃物品带入井下,井下严禁抽烟或使用明火。
- 2、井下电气设备必须设专人保护,严禁使用失爆电器;井下供电必须做到“三无四有”;机械设备转动件按规定加润滑油,机电设备严禁带病运转。
- 3、井下严禁存放各类油类;擦拭电器设备的棉纱必须随身带至井上,严禁乱扔乱放。
- 4、干粉灭火器放在沙箱上,每班进行检查,确保完好。沙箱内的沙子定期更换。
- 5、井下任何人发现明火火源时,应视火灾的性质,灾区通风和瓦斯情况,立即采取一切有效措施进行直接灭火,并及时汇报调度室。电气设备着火时,应首先切断电源,在切断电源前,只准用不导电的灭火器材进行灭火。灭火过程中,必须由班长统一指挥,在安监人员的监督下进行,并要指定专职瓦检员检查有害气体和风向、风量的变化,采取有效的措施。当火情较大,不能直接灭火时,必须立即汇报矿综合办,现场班组长、瓦检员应组织好人员戴上自救器向进风方向,按避灾路线进行避灾。

四、防尘安全技术措施

1、净化水幕:

防尘管路每隔 50 米设置三通一个,在距离巷道开口 100 米内设 2 道能封闭全断面的固定水幕,在距离迎头 100m 内设两道移动式封闭全断面的风流净化水幕。喷浆、爆破作业时,必须将此装置打开且保证喷雾装置能够正常洒水降尘

2、爆破前后,必须进行洒水降尘工作。

3、个人防尘:作业人员入井必须携带防尘口罩,作业期间必须佩戴防尘口罩。

第三节 顶 板

一、顶板管理安全技术措施

主要危险源:没有严格执行敲帮问顶制度;没有按照规程规定进行临时和永久支护。

1、每班开工前都要先进行敲帮问顶工作,及时撬掉活石。敲帮问顶工作应由两名有经验的人员担任,一人敲帮问顶,一人观察顶板和退路。敲帮问顶人员应站在安全地点,观察人应站在敲帮问顶人的侧后方,并保证后路畅通。敲帮问顶人员应戴手套,使用专用长柄工具。找顶时,轻敲顶板,当发出“空空或翁翁”声时,说明顶板已离层,应顺着层理或裂缝慢慢撬下,。找顶时,应防止矸石顺杆而下伤人。顶帮遇有大块岩石断裂离层时,应首先站在安全地点保证退路畅通,再顺着层理、裂隙慢慢撬下,不得硬刨强挖。

2、当巷道出现岩(煤)层离层、脱层时,必须及时清除掉活动矸石,清除时必须用长柄工具,人员必须站在有支护的安全地点,并保持后退路线畅通,清除后进行临时支护及永久支护;永久支护时必须先顶后帮。

3、如巷道压力情况危及人身安全时,必须立即将人员撤至安全地点,在巷口设置警戒,并及时向调度室汇报,全体人员等候调度室命令。

4、严格按照设计循环图表掘进，每次爆破完毕，敲帮问顶后，立即伸出前探梁进行临时支护，严禁空顶作业。

5、临时支护、永久支护的材质及支护质量必须符合本作业规程有关规定，临时支护必须紧跟迎头，严禁空顶作业。根据现场情况及时进行临时支护和永久支护，防止片帮冒顶发生。

6、当巷道出现局部冒顶征兆（如顶板来压异常、顶板离层下沉、裂缝、掉渣、巷道片帮严重、煤壁响动、巷道淋水及瓦斯涌出异常等）时，人员应立即撤至安全地点，由班（组）长带领有经验的熟练工由外向里逐片网加强支护，进行处理，并及时汇报调度室。

二、临时支护管理安全技术措施

主要危险源：没有严格执行敲帮问顶制度；没有按照规程规定进行临时和永久支护。

1、临时支护最大控顶距 2200mm，永久支护未支护完时，临时支护要紧跟迎头。

2、临时支护前严格执行敲帮问顶制度，在确认安全的前提下，施工人员方可进行打眼安装前探梁。

三、支护设备管理安全技术措施

（一）主要危险源

1、管理制度不完善，安全责任不明确，安全检查不到，存在支护不完整、欠风、气体超限等隐患。

2、操作人员安全意识差，身体状况差，酒后上岗等。

3、支护不及时，空顶作业，未严格执行“敲帮问顶”制度，存在危岩活石。

4、设备不完好，检查不到位，导致设备损坏或人员伤亡事故。

5、支护材料不合格，锚杆安装质量不合格，未按规定进行锚杆拉力测试，支护质量不可靠，存在冒顶隐患。

6、钻眼操作不当，钻杆摆动严重，造成设备损坏或人员伤害。

7、钻眼时站位不正确，人员站在钻机前、钻杆下，造成片帮伤人或断钎伤人。

8、高空作业防护措施不到位，未使用保险绳或未搭设工作台。

9、支护原材料不合格：锚杆、锚索不合格，树脂药卷过期，螺母、锚索锁具不合格等。

10、锚杆、锚索锚固质量不合格：锚杆、锚索长度不符合，锚杆、锚索安装操作不规范，树脂药卷未送到眼底，锚固长度不够，锚固力达不到设计要求。

11、锚索张拉器不完好，锚索预应力达不到规定要求。

（二）锚杆钻机使用安全技术措施：

1、安全操作规程

钻孔前的安全检查：

（1）检查主机的操作开关均应处于中间位置。

（2）检查风管和水管连接是否正确。

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/637201021011006145>