**第一章 概况**

**第一节 编制依据**

一、根据《1303工作面回采前安全风险辨识报告》；

二、招贤矿业有限公司生产技术业务联系单（编号：ZXJS2022-10-18）；

三、陕招技术〔2022〕4号《招贤矿业生产技术管理规定》；

四、根据《煤矿安全规程》2022版；

五、《煤矿安全生产标准化管理体系基本要求及评分方法（试行）》；

六、《安全生产岗位责任制》及《安全技术操作规程》；

七、《招贤矿业井下文明生产（定置化）管理有关规定》；

八、皖北煤电集团及招贤矿业有限公司有关技术管理规定等。

**第二节 工作面概况**

**一、工作面基本情况**

1303工作面为一采区第五个工作面，位于一采区东翼。该面东至DF14-2 断层；西至北翼带式输送机大巷，北至DF7 断层保护煤柱线；南至1305工作面采空区。工作面回采侏罗纪延安组3煤层，机、风巷高度为4m,宽度为5.5m；掘进期间机巷顶煤3.5～13.2m，风巷顶煤5.0～11.2m。工作面回采上下限标高：+786m～+890m，煤层埋深：553m～622m。工作面走向长755m（平距），倾向宽180m（平距），面积135900m2；煤层倾角4°～11°，平均倾角7°；煤层厚度8.9～16.5m，平均厚度12.3m；地质储量235.8万吨，可采储量219.3万吨（按厚煤层工作面回采率的93%计算）。

**二、地表情况**

该工作面地表为丘陵沟壑区，地形变化较大,地面地形主要为山地，地面标高1371～1510m，大部分为耕地、果园，树木茂密，草本、灌木植被较为发育。丈招公路位于工作面切眼外侧，在本工作面采动影响范围内。根据1305及1307工作面地表沉降观测成果资料，工作面回采对其影响较小。

工作面内及周边钻孔九个：G6、B20、B2、ZK05-34、B22、Y1、Z5-95、Z17-93、B4钻孔；其中G6在工作面内，其余在周边，根据勘探资料，钻孔封孔质量合格,九个钻孔等级均为甲级。

**第三节 煤层**

**一、煤层厚度、结构、稳定性**

**（一）3煤煤层厚度及结构**

本工作面所回采的煤层为侏罗系中统延安组3煤层，3煤层整体趋势西厚东薄，煤厚8.9～16.5m，平均厚度12.3m；煤层赋存较稳定，煤层结构条带状、均一状、线理状，层状构造，条痕棕色，具沥青光泽，煤以半亮煤为主，贝壳状、阶梯状断口，主要为长焰煤（CY41）及不粘煤(BN31)。

根据钻孔及工作面两巷探煤资料显示，煤层上部发育1层夹矸，为泥岩，厚度约0.3m；煤层下部发育2层夹矸，总厚度在0.3m左右，对煤质带来一定的影响。

**（二）工作面内2煤赋存情况**

2煤为不稳定煤层，全区局部发育。2煤在该工作面上部局部赋存，2煤与3煤在风巷f8点前10.0m处开始分叉，向切眼方向层间距逐渐增大至40.0米，2煤最大厚度6.0m；2煤与3煤在机巷j10测点处开始分叉，向切眼方向层间距逐渐增大至30m，2煤最大厚度5.3m；夹矸以灰白色粗砂岩为主；切眼中部2煤厚度4.7m，2煤与3煤层间距28m,整体趋势是由东向西逐渐变薄至中部合并。

**（三）临近工作面煤层情况**

临近1305工作面已收作，回采煤层为侏罗系中统延安组3煤层，煤厚7.9～17.0m，平均厚度14.0m；煤层赋存稳定，煤层结构条带状、均一状、线理状，煤以碎块状及粉末状为主，条痕棕色，具沥青光泽。

**（四）煤层稳定性**

本工作面煤厚赋存较稳定，煤层厚度在8.9～16.5m之间，平均厚度为M=12.3，煤层倾角为4°～11°，平均倾角α=7°。根据《煤层稳定性评定条件表》规定，变异系数≤30%、可采性指数Km=1，属于稳定煤层，所以工作面3煤层为稳定煤层。

**二、煤层顶底板岩性**

依据G6、B4、B20、B2、ZK05-34、B22、Y1、Z5-95、Z17-93钻孔及机、风两巷掘进揭露地质资料综合编制而成:

**（一）顶板**

伪顶：本工作面伪顶局部分布，B20钻孔附近有伪顶，厚度小于1.0m，为碳质泥岩、粉砂岩。伪顶厚度薄，稳定性差，随煤层开采而冒落，属不稳定岩体。

直接顶：煤层直接顶粉砂岩，厚度一般为1.1m。局部达8.1m（B2），属稳定性较差的岩体。

老顶：煤层老顶细砂岩和粗砂岩，厚度一般20m左右，一般为中等稳定岩体。

**（二）底板**

直接底：为碳质泥岩、泥岩互层，厚度1.3m-7.0m，平均厚度5.0m。

老底：为粉砂岩和细砂岩，厚度分别为8.9m-15.1m，平均厚度12.0m。

**三、预测岩浆岩、冲刷带、陷落柱等的位置及其对正常回采的影响**

根据徐州大隐矿业科技有限公司编制的《陕西金源招贤矿业有限公司生产地质报告》以及三维地震资料显示，工作面内未发现岩浆岩侵入、冲刷带、陷落柱。

**第四节 煤质**

依据工作面周边钻孔揭露资料，统计本工作面回采过程中煤质情况如下表

表1 1303工作面煤质及其他开采技术条件一览表

|  |  |  |  |  |  |  |  |
| --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- |
| 煤  质 | 工业指标 | B4 | ZK05-95 | ZK17-93 | G6 | Y1 | 平均值 |
| 采样深度（m） | 580.2 | 633.50 | 676.55 | 572.70 | 643.90 | 621.37 |
| Mad(%) | 7.95 | 9.11 | 3.24 | 9.86 | 6.96 | 7.42 |
| Ad (%) | 10.33 | 12.93 | 13.38 | 21.14 | 37.12 | 18.98 |
| V.daf (%) | 32.31 | 39.03 | 37.14 | 38.63 | 44.93 | 38.40 |
| Qgr.ad (MJ/kg) | 25.53 | 24.73 | 26.15 | 22.55 | 17.07 | 23.20 |
| 煤类 | CY41 | CY41 | CY41 | BN31 | CY41 |  |
| 视密度 | 1.40t/ m3 | | | | | |
| 煤层自燃倾向性 | | 属I类容易自燃煤层 | | | | | |
| 煤尘爆炸性 | | 具有爆炸危险性 | | | | | |
| 瓦斯成分  CH4、CO2、N2 | | Y1孔-CH4为：18.20%；CO2为：1.97%；N2为：77.03%；  B4孔-CH4为：20.59%；CO2为：10.95%；N2为：68.08%；  ZK05-95孔-CH4为：16.00%；CO2为：10.27%；N2为：73.76% | | | | | |
| 瓦斯含量  CH4、CO2 | | Y1孔-CH4：0.21cm3/g.daf；CO2：0.0.08 cm3/g.daf；  B4孔-CH4：0.33cm3/g.daf；CO2：0.40 cm3/g.daf；  ZK05-95孔-CH4为：0.57cm3/g.daf；CO2：0.37 cm3/g.daf； | | | | | |

## 第五节 地质构造

1303工作面处于麦里沟向斜以北，总体为东北高西南低的单斜构造，呈EW向展布，煤层倾向170°～270°之间，倾角4～11°,平均7°左右。

**表2 1303工作面断层情况统计表**

|  |  |  |  |  |  |  |  |  |
| --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- |
| **序号** | **断层**  **名称** | **断层**  **性质** | **走向** | **倾向** | **解释落差（m）** | **延展长度（m）** | **控制**  **程度** | **断层揭露位置** |
| 1 | F1303-j2 | 正 | NE | SE | 0～3 | 50 | 可靠 | 机巷j6点前7.7m处 |
| 2 | F1303-j3 | 正 | NW | NE | 0～1 | 50 | 可靠 | 机巷j7点前19.7m处 |
| 3 | F1303-j4 | 正 | NW | SW | 0～2 | 40 | 可靠 | 机巷j13点前68.1m处 |
| 4 | F1303-f6 | 正 | NE | NW | 0～2 | 35 | 可靠 | 风巷f13点前35.0m处 |
| 5 | F1303-f5 | 正 | NE | SE | 0～1 | 35 | 可靠 | 风巷f5点前45.4m处 |
| 6 | F1303-f4 | 正 | NE | SE | 0～5 | 175 | 可靠 | 风巷f5点前22.6m处 |
| 7 | F1303-f3 | 正 | NW | NE | 0～2 | 80 | 可靠 | 风巷xf14点前2.0m处 |
| 8 | NF11 | 正 | NW | SW | 0～3 | 120 | 可靠 | 工作面内靠近风巷、回采线 |
| 9 | CF1 | 正 | NW | SW | 0～3 | 70 | 可靠 | 工作面内靠近机巷、回采线 |
| 10 | CF2 | 正 | EW | S | 0～3 | 60 | 可靠 | 工作面内靠近机巷、回采线 |
| 11 | CF3 | 正 | NE | SE | 0～3 | 175 | 可靠 | 工作面中部，靠近G6钻孔 |
| 12 | CF4 | 正 | NE | SE | 0～2 | 165 | 可靠 | 工作面中部，靠近2煤边界 |
| 13 | CF5 | 正 | NW | NE | 0～1 | 60 | 可靠 | 工作面中部，靠近2煤边界 |
| 14 | CF6 | 正 | NE | SE | 0～2 | 130 | 可靠 | 工作面中部，靠近2煤边界 |
| 15 | CF7 | 正 | NE | SE | 0～2 | 80 | 较可靠 | 工作面中部，靠近切眼 |
| 16 | CF8 | 正 | NW | NE | 0～2 | 45 | 较可靠 | 工作面内靠近风巷，靠近切眼 |

## 第六节 水文地质

**一、煤层开采直接和间接充水含水层**

**（一）煤层开采直接充水含水层**

基于综采放顶煤开采条件下，导水裂隙带延伸至延安组、直罗组砂岩裂隙含水层，该地层砂岩裂隙水可通过导水裂隙进入工作面，成为直接充水水源。

**1、延安组煤层及其顶板砂岩裂隙含水层**

延安组为含煤地层。岩性为灰～深灰色泥岩、砂质泥岩、粉细砂岩与灰白色中粗粒砂岩互层，中夹炭质泥岩及煤层。3煤上延安组在1303工作面范围内平均40.52m。与下伏富县组呈平行不整合接触，或超覆于三叠系之上。

依据B5、检3、检4以及ZK18-97钻孔抽水试验资料，本组单位涌水量0.00034～0.00376L/s.m，渗透系数0.000576～0.02196m/d，属富水性弱含水层。水质类型HCO3-Na、HCO3-Ca，水温13～16℃。

**2、直罗组砂岩裂隙含水层**

岩性为砂岩，常见杂色泥岩夹层，偶见泥质砂岩薄层，顶部较细，颜色较深，受后期剥蚀保存不全，本组厚度平均为42.7m。与下伏延安组呈平行不整合接触或超覆三叠系之上。

依据B6、副立井、检2以及ZK16-87对钻孔抽水试验资料，本组单位涌水量0.00018～0.0095L/s·m，渗透系数0.000481～0.06258m/d，水质类型HCO3-Na或HCO3-Na·Ca·Mg，属富水性弱的含水层。

**3、安定组泥岩隔水层**

棕红色、紫红色泥岩，夹薄层紫灰色、灰绿色细～中粒砂岩，底部为厚层含砂质泥岩，厚度平均为178.2m。

依据B6、副立井、检2以及ZK16-87钻孔抽水试验资料，本组单位涌水量0.00018～0.0095L/s·m，渗透系数0.000481～0.06258m/d，说明其底部砂岩含水甚微，故视为煤系与上覆白垩系之间的稳定隔水层。

依据已掘巷道情况分析：直接充水水源主要以工作面滴、淋水形式表现，掘进期间最大涌水量约4.0m3/h左右。

**（二）煤层开采间接充水含水层**

洛河组岩性为紫红色、棕红色巨厚层状细～粗粒长石砂岩。与下伏宜君组为连续沉积。全区分布，沿较大沟谷两侧和底部出露。钻孔揭露厚度变化较大，平均厚度为35.3m。

宜君组岩性为杂色巨厚层状粗砾岩，夹粗砂岩透镜体。砾石成分主要为花岗岩、变质岩块，次为石英岩块。全区分布，是区内主要含水层。平均厚200.8m，与下伏安定组平行不整合接触。

据一采区内检3、检4、副立井检查孔、回风立井检查孔、B4、B6、B8、G2等钻孔对该层抽水试验，统一换算后单位涌水量约0.00034-0.00376L/（s·m），渗透系数约0.000576-0.021964m/d，属富水性弱。水质类型分别为HCO3- Mg·Ca·Na型，矿化度0.451～0.530g/l，水温14～16℃。

根据本矿1304工作面资料，工作面出水主要表现形式为工作面顶板离层出水，一般水质较浑浊，含泥量高，瞬时涌水量较大，但衰减快，是目前导致工作面涌水量增大的主要因素。

**二、充水因素分析**

**1、顶板水**

3煤层开采顶板直接含水层两层，分别为延安组、直罗组砂岩裂隙水，通过抽水试验结果，单位涌水量及渗透系数显示，直接充水含水层均为弱含水层，回采期间主要以顶板淋水和滴水形式进入工作面，预计对工作面回采影响较小。

**2、断层水**

1303工作面内揭露16条断层，均为正断层，落差0～5.0m，根据实际情况揭露，以及中煤科工集团西安研究院有限公司在1303风巷使用瞬变电磁物探方法对F1303-f4断层进行探查，探查结果分析，断层赋水性、导水性弱。

**3、老空水**

1303工作面仅南部存在1305工作面采空区，留设阶段煤柱35.0m。1305工作面在回采期间无水。另在1305工作面机巷、风巷、高抽巷密闭墙埋设有U型管，定期观察采空区内水文情况，目前均无水。

**4、离层水**

根据涌水量动态、水质、煤层距上覆宜君砂砾岩的间距及综放面顶板垮落裂缝带的高度等资料，综合对比本矿1304工作面出水情况，随着工作面不均匀推进，工作面回采后沉降带的地层发生不均匀沉降，会形成大量的横向离层空隙。离层空隙接受周围弱含水层的补给，形成了离层积水体。沉降带内的离层积水体与垮落裂缝带之间存在一定厚度的隔水层，当离层水的压力大于其底部隔水层的临界水压力值时方可发生离层突水。突水来源主要为白垩系洛河组、宜君组含水层水，此类突水表现为来势猛、瞬时涌水量大，但衰减快，以静储量为主，离层水的形成是工作面发生突水的主要原因。

1305工作面3煤顶界面至宜君组底界平均厚度254.81m，平均采厚11.5m，局部煤层未放顶。钻孔光纤及电法综合测试，实测导水裂隙带高度为265m；导水裂隙带进入宜君组10.19m。计算得出1305工作面实测裂采比为23.04，导水裂隙带与含水层导通，但工作面无水。1303工作面3煤平均厚度约12.3m，按裂采比为23.04计算，计算出1303工作面导水裂隙带高度平均283.39m，1303工作面3煤顶至宜君组平均厚度为263.3m，则1303工作面的导水裂隙带高度将波及宜君组20.09m，导水裂隙带与含水层导通，有出水风险，1303工作面回采时需加强离层水防治。

**三、工作面涌水量预计**

1303工作面走向长755m（停采线位置），倾斜宽180m，平均煤厚12.3m。结合一采区已开采1307、1304、1305以及1302工作面的经验，导水裂隙带为1303工作面回采过程中的主要充水通道，根据采区导水裂缝带高度分析和预计，工作面回采直接充水含水层为3煤顶部侏罗系延安组煤系裂隙含水层和直罗组砂岩裂隙含水层，但随着矿井回采，导水裂缝带逐渐扩展，3煤开采导水裂缝带有可能发育至安定组甚至宜君组此时矿井涌水量会明显增大。

根据1303工作面及其附近钻孔B4、B2、Z5-34、G6、B20、B21数据如表5，3煤上延安组厚度平均40.52m，直罗组平均厚度42.70m，安定组平均厚度178.2m，3煤到宜君组底界平均263.3m，1303工作面涌水量预计考虑3煤上延安组（含水层厚度0-34.19m，平均22.44m）、直罗组（含水层厚度8.96-38.6m，平均23.51m）、安定组（含水层厚度14.3-90.85m，平均40.97m）细中粗砂岩含水层和宜君组砾岩含水层（潜水含水层厚度23.14-192.43m，平均86.33m）。

（1）考虑到离层积水均匀下泄的1303工作面涌水量取值为3部分：①顶板含水层静储量均匀下泄时涌水量，工作面采前疏放水工程对顶板含水层有效疏放条件下，静储量被抽排疏放；②含水层厚度和参数为加权平均值时的动态补给量150.15m³/h；③1303工作面离层积水均匀下泄时涌水量70.14m³/h，1305工作面离层积水均匀下泄时涌水量117.21m³/h，1307工作面离层积水均匀下泄时涌水量75.21m³/h。

一采区抽排孔持续抽排，工作面采前疏放水工程对顶板含水层有效疏放条件下，含水层厚度和参数为加权平均值时的动态补给量150.15m³/h，离层积水均匀下泄时涌水量262.56m³/h。综合考虑离层积水均匀下泄的1303工作面最大涌水量为412.70m³/h。

（2）1303工作面灾变涌水量根据招贤煤矿1304工作面进行类比获得，1304工作面灾变涌水量420m³/h。综合类比1304工作面灾变涌水量，1303工作面离层灾变涌水量约为420m³/h。

综上所述，1303工作面正常涌水量150.15m³/h，工作面考虑离层积水均匀下泄的1303工作面最大涌水量为412.70m³/h；考虑到1303工作面在实际回采过程中的不可抗力（离层或导高发育异常），确定1303工作面离层灾变涌水量约为420m³/h。

## 第七节 影响工作面回采的其他因素

**1、地热**

经计算，本井田平均地温梯度为2.35℃/100m，其中非煤系地层平均为1.26℃/100m，煤系地层平均为2.98℃/100m。确定的恒温带为22m，温度为13.5℃。相对高温区位于风巷f7点前2m，埋深为622m，温度为21.8℃；而低温区主要分布于机巷j16测点处，埋深为553m，温度为20.6℃；地温高低主要受埋深和煤层厚度控制，全区属地温正常区，区内无热害区。

**2、冲击地压**

## 采用综合指数法评定了招贤煤矿1303工作面的冲击危险指数，地质条件确定的评价指数为0.52，开采技术因素确定的评价指数为0.52，综合指数确定为0.52。 1303工作面回采期间冲击危险区域划分结果为：强冲击危险区域3处，中等冲击危险区域9处，其余为弱冲击危险区域。

## 3、煤的自燃危险程度

根据2022年4月陕西煤矿安全装备检测中心有限公司的《煤尘爆炸性、自燃倾向性》鉴定报告，3煤层为容易自燃煤层，自燃倾向性等级为Ⅰ类；煤尘具有爆炸性，自燃发火期最短为36天。

**第八节 储量计算及服务年限**

**一、储量计算边界**

工作面储量计算边界以机巷、风巷、设计回采线和切眼圈定的范围为界。

**二、参数选择**

工作面走向长755m，倾向宽180m，可采段平面积S=135900m2，平均煤厚M=12.3m，平均倾角α=7°，视密度γ=1.40t/m3。

**三、储量计算**

地质储量Q地=S÷cosα×M×γ=235.8万t

可采储量Q可=235.8万t×93%=219.3万t

四、服务年限

工作面倾向宽180m,工作面可采的走向长度755m,工作面平均煤厚12.3m，放顶煤工作面回采率取93%，正规循环率按95%。工作面平均每个圆班割煤不超过3刀，日推进2.4m，每月按30天进行计算，则工作面生产能力为：

平均每刀煤的产量：180×0.8×12×1.40×93%＝2249（t）

日生产能力：2249×3＝6747(t)

月产量：6747×30×95%＝192289（t)

工作面服务年限：2193000÷192289=11.4（月）

**附图1：1303工作面综合柱状图**

# 第二章 采煤方法

## 第一节 巷道布置

一、巷道布置概况

1303工作面设计为双巷布置方式,即1303工作面机巷、1303工作面风巷，主要用于行人、运输、排水、进回风、瓦斯抽放等。1303工作面机巷经1303机巷溜煤眼与北翼带式输送机大巷胶带机相连接，机巷胶带机经1303机巷溜煤眼落到北翼带式输送机大巷胶带机上，再经过井底煤仓和主斜井运输到地面， 1303工作面风巷与1305机联巷、北翼辅助运输大巷铺设轨道相接，形成辅助运输系统；1303工作面机巷经一采区第二中部车场与北翼辅助运输大巷相连接。

二、巷道布置情况

**1、机巷**  
（1）支护形式：矩形断面，采用锚网梁索支护。  
（2）掘进断面规格：  
净断面：B×H=5500mm(宽)×4000mm(高)，S净=22m²。   
（3）巷道用途：主要用于工作面进风、原煤运输、无极绳辅助运输、行人等。  
**2、风巷**  
（1）支护形式：矩形断面，采用锚网梁索支护。  
（2）掘进断面规格：  
净断面：B×H=5500mm(宽)×4000mm(高)，S净=22m2；  
（3）巷道用途：主要用于工作面回风、行人、单轨吊辅助运输等。  
**3、切眼**  
（1）支护形式：矩形断面，采用锚网梁索支护。  
（2）切眼掘进净断面规格：B×H=9000mm(宽)×3300mm(高)，S净=31.5m²；煤机大棚段净断面规格：净长×净深×净高=20.0×10.0×3.5m。

**附图2：1303工作面及巷道布置图**

**第二节 采煤工艺**

一、采煤工艺

采用单一煤层走向长壁后退式综合机械化放顶煤采煤工艺开采。

二、工艺流程

落煤→装煤→运煤→支护→采空区处理，具体操作程序：采煤机割煤→移架→推前部运输机→放顶煤→拉后部运输机→拉转载机。

1、割煤

采煤机选用MG650/1510-WD型双滚筒电牵引采煤机，前滚筒割顶煤，后滚筒割底煤,端部斜切进刀，每割一刀，支架、前溜、后部运输机向前推移一个步距0.8m，完成一次作业循环。

本工作面采用端头斜切进刀割三角煤的方式，双向割煤，往返一次进两刀，具体如下，见图1：

（1）采煤机割煤至工作面端头时，依次移架，并将前运机推移至煤壁；

（2）调换滚筒上下位置，反向牵引，通过前运机弯曲段，然后将前运机推移至平直状态；

（3）重新返刀割掉端头处三角煤；

（4）采煤机空机返回，进入正常割煤状态，割煤结束后煤机必须滚筒落地。

图1 端头斜切进刀方式示意图

2、装煤

煤机滚筒割下的煤使用滚筒叶片及前部运输机铲煤板进行联合装煤，放顶煤通过支架尾梁和插板配合进行落煤，放出的顶煤直接进入后部运输机。

3、运煤

采煤机割煤后，落煤至前部运输机上，通过前部运输机、转载机、机巷胶带机→1303机巷溜煤眼→北翼带式输送机大巷胶带机→井底煤仓→主斜井→地面；顶煤通过液压支架插板和后尾梁的摆动，落至后部运输机上，通过后部运输机、转载机进入机巷胶带机，直至运到地面。

4、移架

移架为依次顺序移架，一般情况液压支架滞后采煤机后滚筒3～5架的距离进行分组、分段跟机移架，移至已完成的移溜段时，再按顺序进行依次推溜和拉后溜；殊情况下，如老顶来压、顶板破碎，应采取追机移架，支架滞后前滚筒1～2架顺序移架；如煤壁片帮、掉顶、支架端面距超过规定时，应采取擦顶带压超前移架，移架步距0.8m。

5、推前部运输机

推前溜是在移架后，滞后采煤机15～30m跟机进行，割煤与推前溜平行作业；推前溜时，要按顺序均匀推溜，严禁一次把前溜推到位、抵成急弯；移溜完毕，清理架前与架间的浮煤、浮矸。

6、放顶煤

（1）为了保证回收率，采用多轮、循环、均匀顺序放煤工艺，放煤可依次放第1轮过后相距10架距离后依次接着放第2轮，直到见矸关门。如果顶煤过厚，放煤不彻底，可再进行第3轮放煤或局部补放，直到见到矸石为止。

（2）顺序放煤：在工作面全长范围内从工作面一端开始，顺序打开支架放煤口进行放煤，并和移架的顺序相一致。放煤过程中遇见大块煤，利用支架尾梁将大块煤击碎或利用插板将大块煤捣碎。为了保证回收率，当放煤口出现矸石时，即可关闭放煤口，结束本架放煤。

（3）初次放煤：工作面初采前20m不放煤，待工作面采取强制放顶措施、老顶初次来压后，开始放煤，采放高度控制在6-7m之间。

（4）正常放煤：采煤机割一刀煤，放一茬顶煤，正常情况下，第一轮放顶煤应滞后煤机后滚筒8～10架，滞后煤机后滚筒30架以下的顶煤必须全部放净，否则必须停机放煤。当煤机在机头（尾）调刀时，必须先停机将该处的煤全部放净，方可开机割三角煤。

（5）末采放煤：工作面煤帮距停采线50m时必须停止放煤。

（6）本工作面采用多轮、循环、均匀顺序放煤工艺，放第一轮顶煤滞后煤机后滚筒8～10架，放煤工间隔不少于15架进行放煤。第一轮放煤高度在3～4m，第二轮放煤高度在4～7m，第三轮放煤高度在7～10.5m，每轮放煤厚度控制在3～4.5m。为保证每轮3～4.5m左右的放煤高度，放煤工在每一轮放煤时，每个支架的尾梁上下摆动3～4次，时间控制在15～30s以内。

（7）为保证上下端头安全出口畅通，机头4架、机尾5架可采取不放煤。

放煤要求：

a）除机头机尾过渡架不放煤，其他地段割煤、放煤可平行作业。

b）放煤要逐架、顺序进行，两轮放煤间隔不少于10架，在循环作业中，可不跟机放煤，煤机下行割煤时，放工作面上半部的顶煤，煤机上行割煤时，放工作面下半部的顶煤。

c）工作面顶板破碎，片帮冒顶严重的地段，可视情况少放煤或不放煤。

d）每班放煤要固定专人进行，必须保证放煤人数及轮次，要严格执行“无煤封口、见矸为止”的原则，同时，放煤工要控制好放煤量，防止后部运输机因煤量过大而过载运行或压死。

e）第二轮放顶煤后，安排专人对液压支架进行及时二次补液。

f）放顶煤时，必须同时进行后部运输机的喷雾防尘工作。

7、拉后部运输机

（1）拉后部运输机是在放煤结束后、下次移架之前进行的。

（2）要随时关注后部运输机的运行状况，如出现大块煤矸或尾梁千斤顶脱落时，要及时停机处理。

（3）拉后部运输机前，要及时清理支架与后部运输机间的浮煤。

8、拉移转载机

工作面每推进两个循环，必须及时拉移转载机，不得滞后，以避免转载机尾伸入下隅角采空区侧过多，而造成下隅角难以维护。

9、采空区处理

（1）采用全部垮落法处理采空区顶板。

（2）采空区顶板不垮落、悬顶面积超过10m2时，必须停止采煤，采取人工强制放顶或者其他措施进行处理。

三、工作面层位控制

回采过程中，工作面机头机尾段要紧跟机风巷顶底板，严禁随意提车或刹底回采，使工作面层位控制合理，保证端头处安全出口畅通。

## 第三节 设备配置

一、工作面设备配置明细见下表：

表3 工作面设备配置明细

|  |  |  |  |  |
| --- | --- | --- | --- | --- |
| 序号 | 设备名称 | 型 号 | 数量 | 单位 |
| 1 | 采煤机 | MG650/1510-WD | 1 | 台 |
| 2 | 前部运输机 | SGZ1000/1710 | 180 | m |
| 3 | 后部运输机 | SGZ1000/1710 | 180 | m |
| 4 | 转载机 | SZZ1200/700 | 71 | m |
| 5 | 破碎机 | PCM400 | 1 | 部 |
| 6 | 带式输送机 | DSJ-1400/2×500 | 1 | 部 |
| 7 | 皮带自移机尾 | ZY2700 | 1 | 套 |
| 8 | 基本支架 | ZF16000/21/38 | 95 | 架 |
| 9 | 过渡支架 | ZFG16000/26/38 | 7 | 架 |
| 10 | 特殊过渡支架 | ZFG16000/26/38 | 2 | 架 |
| 11 | 端头支架 | ZFT38000/26/40 | 2 | 架 |
| 12 | 超前支架 | ZQL2×6000/23/45 | 6 | 架 |
| 13 | 乳化液泵 | BRW400/37.5BZ | 3 | 台 |
| 14 | 喷雾泵 | BPW315/10BZ | 2 | 台 |
| 15 | 净化水装置 | MK-RF-12T | 1 | 台 |
| 16 | 自动配比装置 | RPZ-12 | 1 | 台 |
| 17 | 进回液过滤装置 | GLZ1000/31.5/2.5J/H | 1 | 台 |
| 18 | 移动变压器 | KBSGZY-4000/10/3.3KV | 2 | 台 |
| KBSGZY-1250/10/1.2KV | 1 | 台 |
| KBSGZY-1600/10 | 1 | 台 |
| KBSGZY-500/10 | 1 | 台 |
| 19 | 真空组合开关 | QJZ-1600/1140-6 | 1 | 台 |
| QJZ-1600/3300-8 | 2 | 台 |
| 20 | 单元式支架 | ZQ4000/20.6/45 | （机巷安装20架、风巷安装80架） | 架 |
| 21 | 通信控制装置 | KTC101 | 1 | 套 |
| 22 | 电缆单轨吊 | DGY-60 | 1 | 套 |
| 23 | 防爆柴油机无轨胶轮车 | WCJS3E | 1（风巷） | 台 |
| 24 | 远程供液管路 | 一路φ108，一路φ89，一路φ54 | 3路各900米 | 米 |
| 25 | 高压总馈电柜 | PBG23-10/400/5 | 2 | 台 |

**见附图3：1303工作面设备布置及支护示意图**

二、设备的主要技术参数

1、液压支架

**（1）基本支架**

型 号： ZF16000/21/38

型 式： 四柱四连杆支撑掩护式

高度范围： 2.1～3.8m

宽 度： 1.66～1.86m

中 心 距： 1.75m

初 撑 力： 12824kN（P=31.5MPa）

工作阻力： 16000kN（P=39.3MPa）

支护强度： （平均）约1.59MPa

底板比压： （平均）约3.45MPa

推移步距： 900mm

操纵方式： 电液控制，放煤机构采用本架控制

支架重量： 约42.6t

**（2）过渡支架**

型 号： ZFG16000/26/38

型 式： 四柱支撑掩护式

高度范围： 2.6～3.8m

宽 度： 1.66～1.86m

中 心 距： 1.75m

初 撑 力： 12824kN（P=31.5MPa）

工作阻力： 16000kN（P=39.3MPa）

支护强度： （平均）约1.37MPa

底板比压： （平均）约3.39MPa

推移步距： 900mm

操纵方式： 电液控制

支架重量： 约43.1t

**（3）特殊过渡支架**

型 号： ZFG16000/26/38

型 式： 四柱支撑掩护式

高度范围： 2.6～3.8m

宽 度： 1.66～1.86m

中 心 距： 1.75m

初 撑 力： 12824kN（P=31.5MPa）

工作阻力： 16000kN（P=39.3MPa）

支护强度： （平均）约1.37MPa

底板比压： （平均）约 3.39MPa

推移步距： 900mm

操纵方式： 电液控制

支架重量： 约43.1t

**（4）端头支架**

型 号： ZFT38000/26/40

型 式： 中置八柱支撑掩护式

高度范围： 2.6～4.0m

支护宽度： 3.15—3.61m

初 撑 力： 25648KN(P=31.5MPa)

工作阻力： 38000KN(P=46.7MPa)

支护强度： (平均)约0.86 MPa

对底板比压： (平均)约2.54 MPa

推移步距： 900mm

适应煤层倾角： ≤15°

操作方式： 电液控制

重 量： 约121.5t

**（5）超前支架**

型 号： ZQL2×6000/23/45

型 式： 四连杆支撑掩护式

高度范围： 2.3～4.5m

顶梁宽度： 0.9m

初 撑 力： 2×5066KN(P=31.5MPa)

工作阻力： 2×6000KN(P=37.3MPa)

支护强度： (平均)约0.47 MPa

对底板比压： (平均)约1.93 MPa

推移步距： 900mm

操作方式： 电液控制

重 量： 约24.2t/单架

**（6）单元式支架**

型 号： ZQ4000/20.6/45

型 式： 支撑式

支撑高度： 2.06～4.5m

支护宽度： 0.9m（底座）

初 撑 力： （P=31.5MPa） 3092KN

工作阻力： 4000KN

支护强度： 4.85MPa

泵站压力： 31.5MPa

操作方式： 本架操作

立 柱： 双伸缩 2 根/架

缸 径：  250/180mm

柱 径：  235/160mm

底板比压： 3.83MPa

支架重量： 4.42t

2、采煤机

工作面采煤机选用西安煤机厂生产的MG650/1510-WD型采煤机，其主要技术参数为：

采高范围： 2.5～4.5m

煤质硬度： 硬或中硬

机面高度： 1662mm

适应煤层倾角： ≤35°

下切深度： 598mm

过煤高度： 692mm

供电电压： 3300V

供电频率： 50Hz

总装机功率： 1510KW（2×650KW+2×90KW+30KW）

滚筒直径： 2400mm

滚筒截深： 800mm

滚筒转速： 29.76r/min

摇臂长度： 2775mm

摇臂摆动中心距： 8120mm

牵引型式: 交流变频调速，电机驱动齿轮销轨式无链牵引

牵 引 力： 890～547KN

牵引速度： 0～10.3～16.8m/min

整机重量： 约80t

3、工作面运输设备

**（1）前、后部运输机**

工作面前、后部运输机选用SGZ1000/1710型整体铸焊封底式溜槽刮板运输机，其主要技术参数为：

标准长度： 180m

电机功率： 2×855KW

电动机电压： 3300V

冷却方式： 水冷

输送能力： 2500t/h

刮板链速度： 1.44m/s

刮板链形式： 中双链

圆环链规格： Φ48×152mm紧凑链

链中心距： 280mm

中部槽规格： 前部运输机（长×内宽×高）1750×1000×372mm

后部运输机（长×内宽×高）1750×1000×376mm

卸载方式： 端卸式

紧链方式： 液压马达低速紧链和机尾伸缩辅助紧链

**（2）转载机**

工作面选用SZZ1200/700型桥式转载机，其主要技术参数为：

输送能力： 3500t/h

爬坡角度： 10°

供电电压： 3300v

电机功率： 700KW

冷却方式： 水冷

驱动链轮齿数： 7（头）、5（尾）

刮板链速度： 1.81m/s

刮板链形式： 中双链

圆环链规格： Φ38×137mm紧凑链

链 距： 500mm

机尾部中部槽规格： （长×内宽）1500×1200mm、整体箱式焊接结构

卸载方式： 端卸式

紧链方式： 液压马达+阻链器紧链+伸缩机头辅助紧链

自移装置： MY1100 型迈步自移装置（最大的自移行程1100mm）

**（3）破碎机**

工作面选用PCM400型锤式破碎机，其主要技术参数为：

通过能力： 3500t/h

最大输入块度： ≤长度不限×1200×900mm

最大出料粒度： ≤300mm

破碎锤头数： 18

破碎锤头冲击速度： 22m/s

破碎板厚度： 80mm

电机功率： 400KW

额定电压： 3300V

机器总重： 33654Kg

**（4）机巷带式输送机**

选用DSJ-1400/2×500型可伸缩带式输送机，其主要技术参数为：

输送能力： 3000t/h

提升高度： 218m

胶带宽度： 1400mm

带 速： 0-4.5m/s

主电机电压： 1140V

主电机功率： 2×500KW

储带结构： 6层

自移机尾： ZY2700型自移装置（最大的自移行程2700mm）

4、泵站

**（1）乳化泵**

型 号： BRW400/37.5

电机功率： 315KW

电 压： 1140V

额定压力： 37.5Mpa

额定流量： 400L/min

安全阀出厂调定压力： 41.25-43.15 Mpa

卸载阀出厂调定压力： 37.5Mpa

卸载阀恢复工作压力： 卸载阀调定压力的75-85%

配备乳化液箱型号： RX400/30BZ

工作介质： 高浓缩液的浓度在2-3%

数 量： 3泵2箱

**（2）喷雾泵**

型 号： BPW315/10BZ

电机功率： 75KW

电 压： 1140V

额定压力： 10Mpa

额定流量： 315L/min

工作介质： 清水

**（3）净化水装置**

设计出力: 50m³/h

设计压力： 3Mpa

试验压力： 4.5Mpa

设计温度： 10℃～120℃

工作温度： 10℃～80℃

滤芯精度： 50μm（可选）

清洗时间： 10-20 秒（可根据实际情况设定）

**第三章 顶板管理**

**第一节 矿压观测和支护设计**

一、矿压观测

在回采过程中，使用在线监测系统、顶板离层仪观测装置等进行矿压观测和数据分析，掌握工作面顶板活动规律、来压特征、超前压力影响范围和分布特点、工作面支架受力特点、巷道压力变化等情况，为本工作面及下一个工作面的回采提供依据。

1、 矿压观测内容

工作面矿压监测指标应包括“三量”及围岩破坏特征。

“三量”：包括顶底板移近量、支架载荷量、支柱（活柱）下缩量。

围岩破坏特征：包括端面距及端面冒高、煤壁处切顶台阶数目与高度、煤壁片帮深度、顶板切顶线位置、采空区悬顶状况和冒落情况等。

2、 矿压观测方法

（1）工作面液压支架在线监测

工作面每台支架安装配置2件压力传感器，实现立柱下腔压力监测，根据监测数据实现压力预警、分析功能及顶板状态；工作面内安装在线监测分站，连续采集测站内各支架的工作阻力，测得的数据由传输系统传至地面计算机，进行数据的综合处理，分析工作面压力状况，确定初次来压、周期来压、见方来压的时间和步距，为判断和控制工作面矿压提供理论依据。

（2）安排专人对顶底板移近量、活柱下缩量、围岩破坏特征进行观测并记录，对于采空区悬顶、端面距超宽、片帮等特殊地点，要详细记录所在位置及支架压力情况。

（3）及时整理观测数据，绘出压力曲线图，分析判断顶板来压情况，并采取相应措施。

（4）工作面回采期间，每天进行一次矿压监测。初次放顶和周期来压期间，每班进行一次矿压监测，面内共设11个观测点。

（5）机、风巷观测

①机风巷超前支架压力观测，初次放顶期间每班要有专人监测一次，正常回采期间，每天监测一次，发现初撑力不够的及时进行二次补液；

②两巷顶板离层仪在正常条件下，每7天观测一次；在断层或破碎构造带附近及矿压显现较为明显的地段，每2天观测一次；两巷离层仪距工作面100m范围内每天观测不少于1次，100m外每周观测不少于1次。原巷道顶板离层观测指示仪损坏的，应及时重新安装。

③建立两巷支护巡查制度，每班巡查一次，对支护质量不合格的，应及时整改；当顶板离层仪各基点离层量大于50mm或各基点离层量每日大于10mm；累计离层量达到80mm或累计离层量每周大于30mm的，其前后3m范围内必须补打锚索或采用一梁三柱进行托棚加固；顶板离层量或下沉量出现异常变化时，需及时查明原因并采取措施。

④在巷道内布置表面位移测站，由工作面向外 200m 范围内每隔 50m 设置一个观测站；由工作面200m 向外每隔100m设置一个观测站。正常条件下 7 天观测一次；在断层或破碎构造带附近及矿压显现较为明显的地段，每 2-3 天观测一次。机巷现有剩余2个观测点、风巷有4个观测点。

3、矿压在线监测系统使用管理规定

矿压在线监测系统必须正常使用，并遵守下列规定：

（1）做好矿压在线监测系统的统计、维护、数据上传。

（2）矿应配备专用监测主机，并有专业人员负责主机日常维护。主机用于实时采集工作面矿压监测数据，硬件配置应符合要求，数据应及时、准确上传。

（3）矿生产技术部应做好监测数据的分析工作，并将分析报告及时报送矿分管领导和下发至生产单位。

（4）矿压传感器所接电源应有蓄电功能，断电后正常工作时间不小于2h。

（5）矿压监测系统通信电缆必须专线专用。通信电缆出现断路或短路故障应及时恢复，恢复前应有专人负责收集矿压监测数据。

（6）工作面回采结束后，应及时回收矿压在线监测设备。

二、工作面支护设计

**（一）支架所需的支护强度的计算**

支架支护强度采用估算法计算，对于放顶煤工作面，支架工作阻力应支撑直接顶和顶煤的重量，并平衡基本顶失稳时对支架的动载，计算公式如下：

P=Kd·(q直+q煤)

式中：

P——工作面所需支护强度，kN/m²；

Kd ——基本顶失稳时动载系数，一般为1.1～1.8，由于顶板容易垮落，取值为1.6；

q直——直接顶自重应力，q直=γ直·h；γ直为直接顶容重，取25kN/m³，h为直接顶厚度，h=M/(K-1)，其中M为采高，取平均采高10.5m，K为岩石碎胀系数，一般为1.25～1.5m，取1.5；则h=21.0m；

q直＝γ直·21.0＝25×21＝525KN/m

q煤—支架上方顶煤的自重应力，q煤=γ煤·h；γ煤为煤容重，为1.4t/m³=13.72kN/m³，按煤层全厚10.5m计算，采高3.5m，取顶煤厚度为7.0m。

则q煤=γ煤·h=13.72×7.0=96.04KN/m²

支架所需的支护强度为

P=Kd·(q直+q煤)

=1.6×(525＋96.04)

=993.664(kN/m²)

=0.99(MPa)

**（二）支架所需的工作阻力计算**

支架所需初撑力和工作阻力的确定

F=SP

S=A(L+C)

式中：

F——支架工作阻力，MN；

P——支架支护强度，0.99MPa；

A——支架中心距，A=1.75m；

L——支架顶梁长， L=5.38m；

C——梁端面距，c=0.30m；

则：

S=A(L+C)=1.75×(5.38+0.30)

=9.94（m²）

工作阻力：

F=SP

=9.94×0.99

=9.84(MN)

=9840KN

**（三）风巷超前支护采用单元支架支护强度验算**

**1、基于塑性区的理论估算方法**

根据公式计算最大断面回采巷道的塑性区半径：

R0=1/2×（a2+H2）0.5=0.5×（5.7×5.7+4×4）0.5=3.5m

Rp=R0[γ顶Z/（γ顶Zsinφ +Ccosφ）]0.5=3.5×[25×690÷(25×690×0.707+4×0.707）]0.5=4.2m

静压下单位面积顶板载荷：Q静=γ顶（Rp-H/2）=25×（4.2-4÷2）=55kN/m2

动压影响下单位面积顶板载荷（动压约是静压的2～4倍，取最大值4）：Q动=4×Q动=4×55=220kN/m2=0.22MPa

超前段顶板总载荷：F顶=L×a×Q动（kN）=20×5.5×220=24200kN

锚索支护阻力：F锚索=η索×n索×N索破（kN）=60%×36×500=10800kN

单元支架超前支护每延米所需支护强度：

P总=F超前/A单元支架＝（F顶-F锚索）/A单元支架=(24200-10800)÷(20×5.5)=0.13MPa

式中：γ顶—顶板岩石平均容重，kN/m3；R0—矩形巷道外接圆半径，m；Rp—塑性区半径，m；H—巷道高度，m；a—巷道宽度，m；L—超前维护距离，按20m；Q静—静压情况下顶板载荷，kN/m2；Z—巷道埋藏深度，m；φ—摩擦角，取45°；C—粘结系数，取4；η索—锚索支护效率，按60%；Q动—动压影响下单位面积顶板载荷，kN/m2；N索破—锚索破断力，取500kN；F单体—单元支架工作阻力，取4000kN。

风巷超前0-20m布置双排单元支架14架，中心距3m，工作阻力4000kN，则支护强度为14×4000/(20×5.5)=0.51MPa>0.13MPa。因此，在不考虑冲击载荷的前提下，回风顺槽超前支护满足要求。

**2、基于顶板结构的理论估算方法**

**（1）0-20m超前支护强度验算**

工作面超前支护强度由两部分支护构成：一是锚杆、锚索的支护，二是超前支架的支护。按照巷道顶板上方直至基本顶发生垮落的极端情况进行分析，超前支护的支护强度计算公式：

P=Kd×q冒×cosα，q冒=hγ

式中，P—巷道所需支护强度，MPa；q冒—垮落岩层自重应力，MPa；Kd—巷道动载系数，取2；γ—体积力，主要为顶煤，取20kN/m3；h—覆岩破坏高度，直接顶取10.5m；α—煤层倾角，取14°。

计算知，1303风巷超前支护所需的支护强度至少为0.4MPa。

巷道顶板每排布置3根锚索，间排距均1.6m。受采动影响后锚索支护强度降低，锚索张拉破断力按500kN，有效系数取0.6，则每根锚索残余支护力为300kN。超前支护20m范围内有36根锚索，支护面积为110m2（巷宽5.5m，长度20m），则锚索提供的残余支护强度（残余支护力/支护面积）约为0.1MPa。

通过计算，超前支护单元支架的支护强度至少为0.3MPa。

超前支护强度校验：风巷超前0-20m布置双排单元支架14架，中心距3m，工作阻力4000kN，则支护强度为14×4000/(20×5.5)=0.51MPa>0.3MPa。因此，在不考虑冲击载荷的前提下，风巷超前支护满足要求。

端头支护强度校验：1303风巷端头拟采用6架单元式支架，支护方式为两架一组，共3组6架，中心距3m，双排交替迈步式布置，支护长度8m，控顶面积按巷道宽度5.5m验算，每部单元式支架4000kN，则端头支护强度为：6×4000/8×5.5=0.55MPa＞0.3Mpa，因此，在不考虑冲击载荷的前提下，风巷端头支护满足要求。

回采期间风巷端头支护断面增加时要逐渐递增单元式支架，提高端头处支护强度，且工作面末架液压支架与单元式支架之间的空顶距离不得大于500mm，否则必须增加单元式支架或单体支护棚。

**（2）20m-200m超前支护强度验算**

1303风巷20m-200m范围超前采动应力较0-20m范围集中系数小，超前支护的支护强度计算公式：

P=Kd×q冒×cosα，q冒=hγ

式中，P—巷道所需支护强度，MPa；q冒—垮落岩层自重应力，MPa；Kd—巷道动载系数，取1.1~1.3；γ—体积力，主要为顶煤，取20kN/m3；h—覆岩破坏高度，根据1303工作面设计说明书，并结合钻孔岩性及层厚分析，易垮落的直接顶厚度分别为12.7m、1.1m，取13.8m；α—煤层倾角，取7°。

通过计算，1303风巷超前20m-200m范围所需的支护强度至少0.22~0.26MPa。

强度校验：1303风巷20m-200m范围采用1排单元式支架进行加强支护，共60架，则支护强度为60×4000/(180×5.5)=0.24MPa。从计算结果来看，1303风巷20m-200m范围内超前支护基本满足控顶要求。

**（四）支架选择**

1、放顶煤中部支架ZF16000/21/38支护强度为约1.59Mpa，支撑高度为2.1～3.8m，初撑力为12824kN，工作阻力为16000kN，满足回采要求。

2、放顶煤特殊过渡支架ZFG16000/26/38支护强度为约1.37Mpa，支撑高度为2.6～3.8m，初撑力为12824kN，工作阻力为16000kN，满足回采要求。

3、放顶煤端头支架ZFT38000/26/40支护强度为约0.86Mpa，支撑高度为2.6～4.0m，初撑力为25648kN，工作阻力为38000kN，满足回采要求。

4、机巷超前支护液压支架（机巷3组6架）ZQL2×6000/23/45支护强度为约0.47Mpa，支撑高度为2.3～4.5m，初撑力为2×5066kN，工作阻力为2×6000kN，满足回采要求。

5、单元支架顶梁宽度/长度：660/1600mm，支护高度2060-4500mm，工作阻力4000kN，前后架中心距3000mm，支架初撑力3092KN，支架重量4.6T，顶梁适应顶板倾角走向±15°，倾向±5°。机巷转载机向外50m范围内布置一排17架单元支架（靠皮带机侧），风巷超前支护20m范围内双排布置共计14架单元支架，超前支护走向中心距3.0m±0.5m。向外180m范围内单排布置共计60架单元支架。机巷单元支架支护强度计算方式同风巷一样。

三、支架类型及数量

1303工作面切眼共安装支架104架，其中基本支架95架，机头过渡支架3架，特殊过渡支架1架，机尾过渡支架4架，特殊过渡支架1架，端头支架1组2架，机巷超前支架3组6架，单元式支架机巷设计安装20架、风巷设计安装80架。

四、顶板控制冒落及来压

依据G6、B4、B20、B2、ZK05-34、B22、Y1、Z5-95、Z17-93钻孔及机、风两巷掘进揭露地质资料，根据1303工作面综合柱状图和临近1305工作面回采经验，1303工作面顶板冒落及来压情况预计如下：

**（一）顶板**

伪顶：本工作面伪顶局部分布，B20钻孔附近有伪顶，厚度小于1.0m，为碳质泥岩、粉砂岩。伪顶厚度薄，稳定性差，随煤层开采而冒落，属不稳定岩体。

直接顶：煤层直接顶粉砂岩，厚度一般为1.1m。局部达8.1m（B2），属稳定性较差的岩体。初次垮落步距为随采随落。

3、老顶：煤层老顶细砂岩和粗砂岩，厚度一般20m左右 ，一般为中等稳定岩体。初次来压步距32-52m，周期来压步距12-17m。

**（二）底板**

1、直接底：为碳质泥岩、泥岩互层，厚度1.3m-7.0m，平均厚度5.0m。

2、老底：为粉砂岩和细砂岩，厚度分别为8.9m-15.1m，平均厚度12.0m。

五、液压系统

1、泵站型号、数量

工作面液压系统包括：净化水装置1套、乳化液自动配比装置1套，进回液过滤装置1套、乳化泵3台，乳化液泵箱2台，乳化泵站型号为BRW400/37.5BZ型，通过1进1回两趟液压管完成工作面液压支架的供液、回液。

2、泵站设备位置

泵站列车安装在1303机巷距切眼约980m位置处,并铺设3路远距离供液管路（一路φ108×10×4000mm进液管路，一路φ89×5×4500mm回液管路，一路φ54×7×4500mm喷雾泵站进液管路），从泵站出口用高压软管与三路钢管连接，机巷各拐点均采用高压软管进行过渡，机巷高压钢管靠皮带机里侧布置，正常高度不低于底板2.4米（高度不够以吊挂到顶板高端为准、起伏调节时管路顺滑度时以顺滑度为准），铺设至切眼100米左右时，用高压软管与钢管连接铺设至工作面。

## 第二节 工作面顶板管理

一、顶板管理方法

1、本工作面采用全部垮落法处理采空区顶板，通过液压支架的支、降、移达到顶板支护和放顶的目的。

2、本工作面配置95架ZF16000/21/38型基本液压支架、2架ZFG16000/26/38型特殊过渡支架和7架ZFG16000/26/38型过渡支架对工作面顶板实行全支护法管理。

3、工作面最大控顶距、最小控顶距、放顶步距的确定。

最大控顶距Lmax＝L1＋L2＋S

最小控顶距Lmin＝L1＋L2

其中：L1－－支架顶梁长度之和，为5380mm；

L2－－端面距，为300mm；

S－－截深，为800mm；

最大控顶距Lmax＝5380＋800＋300＝6480mm；

最小控顶距Lmin＝5380＋300=5680mm；

最大控顶距为6.48m，最小控顶距为5.68m；

放顶步距与移架步距一致，为0.8m。

二、正常回采时期的顶板管理

采用追机移架的方式对顶板进行及时支护，移架步距0.8m。

1、支架操作要求

（1）快：移架及时、迅速，做到少降、快拉。

（2）正：支架定向前移，不上下歪斜，不前倾后仰。

（3）够：每次移架要移到位，支架移过后要成一直线。

（4）匀：支架间距要按规定保持均匀。

（5）平：要使顶梁和底座平整地和顶底板接触，受力均匀。

（6）紧：使顶梁紧贴顶板，伸缩梁抵紧煤壁、护帮板贴住煤壁，移架后支架必须达到足够的初撑力。

（7）严：架间空隙要挡严，侧护板要保持正常工作状态。

（8）净：将底板上的浮煤，浮矸清理干净，保证支架和运输机顺利前移。

2、支护质量要求

（1）正常回采期间，采高控制在3.2-3.5m左右，严禁超高或过低开采；基本支架活柱行程不小于200㎜，端头支架活柱行程不小于300㎜，支架最大支撑高度必须小于设计最大支撑高度200㎜。

（2）支架初撑力不低于额定值的80%。

（3）工作面拉线作业，支架排成一条直线，前后偏差不得超过±50mm，中心距偏差不超过±100mm。

（4）相邻支架顶梁保持平整，不能有明显错差（不超过顶梁侧护板的2/3，即456mm）；支架不挤、不咬。

（5）侧护板正常使用，架间空隙小于100mm。基本支架活柱行程不小于200mm，端头支架活柱行程不小于300mm。支架最大支撑高度必须小于设计最大支撑高度200mm。

（6）支架垂直顶底板不歪斜（<±5°），垂直链板机不吊斜(<100mm)；升架后，顶梁与顶板平行支设，其最大仰俯角不大于7°。

（7）工作面要及时拉架，支架前梁端面距不大于300mm，端面冒高不大于300mm，护帮板及时护住煤帮。

（8）工作面的伞檐最大突出部分不得超过下列规定，否则应采取措施进行处理：

①伞檐长度超过1m时，薄煤层150mm，中厚及以上煤层200mm。

②伞檐长度在1m及以下时，薄煤层200mm，中厚及以上煤层250mm。

（9）支架液压系统完好，不漏液、不窜液、不自动卸载。

（10）支架必须逐架编号管理。

（11）工作面应达到“三直两平一净两畅通”标准（“三直”即工作面煤壁直、运输机直、支架直；“两平”即工作面顶、底板平；“一净”即工作面浮煤净；“两畅通”即工作面上、下出口安全畅通）。

三、工作面来压及停采前的顶板管理

1、工作面初采初放期间及工作面收作期间，应制定专项安全技术措施，采煤部应组织人员跟带班，严格落实相关措施，保证工程质量。

2、工作面初放期间如顶板垮落不及时，悬顶面积超过规定要求时，要及时采取强制放顶措施进行处理。

3、工作面距设计收作线50m范围内，停止放煤。

4、工作面初次来压时，管理人员要现场指挥，当出现压力显现显著增大、顶板即将冒落等明显来压征兆时，工作面要停止采煤作业，除工作面加强支护人员外，安排其他人员撤出工作面，直至采空区冒落充分、顶板压力稳定、瓦斯释放后，管理人员必须先检查工作面的支护情况及设备的完好情况，待工作面安全隐患排除后再安排人员进入工作面进行正常生产。

5、保证液压系统完好，杜绝“跑、冒、滴、漏、窜”等现象出现，确保泵站压力符合要求，保证支架接顶严实，初撑力达到规定要求。

6、加强上、下端头及工作面的顶板管理，提高支护质量，保证安全出口畅通。

7、工作面片帮严重或顶板破碎处要及时跟机拉架，必要时，要采取拉移超前架等有效措施。

8、拉架时要及时带压擦顶拉架，少降快拉，升足劲，加强煤壁线管理，移架后要及时伸出滑移前梁抵紧煤壁，伸开护帮板，防止因压力过大、支护不到位造成片帮、冒顶。

9、保证工作面均衡连续推进，避免压力集中。

10、加强工作面矿压监测工作，及时准确预测工作面来压情况。

四、工作面过断层等地质构造期间的顶板管理

1、工作面过断层等地质构造时，要加强现场管理，保证工程质量，确保安全生产。

2、工作面过断层等地质构造时，要及时调整和控制支架及运输机的挑顶刹底角度，严禁急提、急刹，应平缓过渡，将工作面顶底板衬平。

3、要加强设备的检修和维护，保证设备正常使用，严禁“带病”运转。

4、在保证煤机能正常通过的情况下，以少破矸石为原则，适当控制采高，确保煤质。

5、工作面过断层等地质构造时，应根据现场顶板情况，少放煤或不放煤。

6、如断层落差较小、矸石岩性较软，可采取强推硬过的办法通过；如果断层落差较大、顶底板岩性较硬时，严禁使用采煤机强行截割，防止损坏设备，需采取放炮措施时，需另行补充安全技术措施。

7、工作面过断层等地质构造时，必须采取及时、有效的支护措施，采煤机前滚筒割煤后，要及时带压擦顶移架，伸出滑移前梁并打出护帮板，必要时，要采取拉超前架措施管理顶板。

8、若工作面片帮且端面距超过300mm时，必须超前移架支护顶板，防止漏顶。

9、端面冒高超过300mm时，要及时塞入木料或者煤袋接顶，保证支架接顶严实符合规定。

10、保持架间距合理，及时调整支架支护状态，确保支架不挤、不咬、不倒，保持良好支护状态。

五、工作面上、下端头及安全出口管理

1、机巷侧上端头采用1组2架ZFT38000/26/40端头支架支护，随工作面推进倾向长度发生变化时风巷侧下端头顶板支护面积增大，可采用ZQ4000/20.6/45单元式支架并列进行支护。

2、工作面机风两巷超前支护距离不小于20m，安全出口的高度不低于1.8m，人行道宽度不小于0.8m，工作面两个安全出口每班要安排专人对其清理整改维护，保证安全出口畅通。

3、端头支架与基本支架间距不得超过100mm，机尾单元支架与工作面支架间距不超过500mm，否则必须使用DW型单体支柱配合11#矿用工字钢（或半圆木）架设一梁三柱走向棚加强支护，走向棚应架设正规有劲；顶板破碎时，还必须使用金属网过顶，防止漏煤（矸）伤人。

4、端头支架防倒千斤顶必须正常使用，端头支架拉移步距0.8m，拉移期间，端头支架下方除操作片阀人员外严禁有其他人员。

5、每班要安排专人检查安全出口、行人过桥、放顶线和巷道顶帮处的安全状况，如顶板有开裂、松动、冒落等征兆时，要及时打开支架侧护板护顶，或采取支设托棚、架设木垛等方法管理顶板，防止事故发生；在回采过程中严禁超前回撤上下出口处的支柱，确保安全生产。

6、上下端头处，工作面煤壁侧的锚杆、网片等支护材料必须提前进行退锚剪网，提前退锚长度要不超过当班推进度，严禁使用采煤机强硬割除帮顶支护材料；回出的锚杆等所有杂物不得进入运输系统，要及时转运。

7、采煤机运行至上（下）端头距离小于10m时，严禁上（下）端头有人作业。

8、进入工作面煤壁作业时，必须对运输机闭锁，进入转载机里侧作业时，必须对转载机进行闭锁。

9、上（下）隅角处，在顶板压力较大及断面较大时可使用液压单体支柱配合金属铰接顶梁根据断面宽度架设多排走向棚加强顶板支护，齐梁齐柱，一梁两柱，单体初撑力柱径为100mm的不得小于90KN（即11.5Mpa）。走向棚排距不超过1m。为有效支护顶板，与工作面正规支架衔接处，每棚铰接顶板棚使用两个￠0.2m×2.0m的半圆木配合金属网片进行过顶。所有支柱拴齐拴牢防倒绳。回柱时根据工作面推进距离进行回柱。

**六、两巷的超前支护**

1、机巷使用3组6架ZQL2×6000/23/45超前支架进行超前支护，支护距离20.65-23.95m，转载机向外50m范围内布置一排单元式支架20架（靠皮带机侧）,支架中距巷中0.3m。风巷端头支护布置6架单元支架（根据回采隅角断面变化，增减端头支护单元支架数量），切眼向外20m布置双排14架单元式支架，向外180m范围内布置单排60架单元式支架，单元支架间距3m，回采帮支架中距巷中0.8m，非回采帮支架中距巷中1.6m；单元支架间排距根据现场巷道断面情况适当调整。

2、端头支架和超前支架正常使用时，侧护板必须打开，超前支架及单元式支架初撑力不得小于24MPa。

3、工作面安全出口与巷道连接处超前支护范围机巷不得小于120m，风巷不小于200m。机巷120m范围内超前支护除布置的超前支架及单元支架外，其它特殊地点（包括巷修机临时卧底区域）需进行支护加固的可使用单体配合半圆木一梁三柱（或使用11#矿用工字钢配合单体支护一梁三柱）或道木（一梁二柱）支设一排超前支护加强顶板管理，棚间距3m；单体柱径为100mm的初撑力不得小于90KN（即11.5Mpa），底板松软时必须穿柱鞋，支柱钻底量不大于100mm。风巷布置80架单元支架，局部地段巷道高度超高或不宜支护单元支架的，可依据现场情况，调整单元支架支护位置和间距。若风巷超前支护范围内单元支架支护距离不足200m时使用单体配合半圆木（一梁三柱，或使用11#矿用工字钢配合单体支护）或道木（一梁二柱）支设一排超前支护管理顶板，支护参数同机巷。

4、单元式支架运输采用气动单轨吊运输。

七、工作面放顶管理

1、只有在工作面上下安全出口、端头支护及控顶距等符合要求时，方可移架放顶。

2、工作面上下隅角处，帮部锚杆应提前退去托盘，确保放顶线内帮部锚杆退锚，保证上下隅角充分冒落；回收的锚杆等所有杂物不得进入运输系统，要及时转运。

3、移架放顶期间，所有人员必须站在支护正规有劲地点，严禁进入采空区；尤其上下端头移架时，移架人员要确认采空区侧无人后，方可移架放顶。

4、对于上下隅角悬顶面积大于2×5m²的，要进行强制放顶，或者提前在放顶线位置进行人工封堵（使用编织袋装碎煤矸，垒双层编织袋隔离墙）然后方可移架。

5、为防止上下端头煤矸滚落伤人，在移架放顶前，除操作移架人员外，其他人员应在距移架地点10m以外的安全位置，且所有人员均要避开煤矸可能滚落地点的下方，待移架放顶后且采空区顶板稳定以后，确认无安全威胁方可进入正常施工。

**第四章 生产系统**

**第一节 运输系统**

一、主运输系统

1、主运输系统的运输设备及运输方式（见下表4）

|  |  |  |
| --- | --- | --- |
| 运煤设备 | 型号 | 装转方式 |
| 前部运输机 | SGZ1000/2×855型刮板运输机 | 自动 |
| 后部运输机 | SGZ1000/2×855型刮板运输机 | 自动 |
| 转载机 | SZZ1200/525型转载机 | 自动 |
| 可伸缩皮带输送机 | DSJ-1400/2×500 | 自动 |

2、主运输路线

1303工作面→1303机巷→1303机巷溜煤眼→北翼带式输送机大巷→井底煤仓→主斜井带式输送机→地面。

二、辅助运输系统

1、辅助运输设备

（1）风巷采用WCJS3E型防爆柴油机无轨胶轮车运输。

2、辅助运输路线

（1）物料入井路线

机巷运料路线：地面料场→副井上口→副井下口→ 北翼辅助运输大巷→第二中部车场→1303机巷。

风巷运料路线：地面料场→副井上口→副井下口→北翼辅助运输大巷→1303风联巷→1303风巷。

（2）物料升井路线

按照物料入井路线反向进行。

**附图4: 1303工作面运输系统图**

## 

## 第二节 通风系统

**一、工作面通风方式、路线**

（1）通风方式：1303工作面通风方式采用“U”型通风。

（2）工作面通风路线：

新鲜风流：副井→井底车场→北翼辅助运输大巷/北翼带式输送机大巷→第二中部车场→1303机巷→1303工作面。

乏风风流：1303工作面→1303风巷→1305机联巷→北翼回风大巷→中央风井→地面。

二、工作面回采所需风量计算：

根据相邻1305工作面3煤实测煤层瓦斯含量，原始煤层瓦斯含量最大值为1.42m³/t，可解析瓦斯含量为0.35m³/t。并根据1305工作面生产过程中瓦斯涌出情况，预测1303工作面最大绝对瓦斯涌出量为11.59m³/min。

1、割煤瓦斯涌出量

割煤瓦斯涌出量可根据公式（2-2）计算

q=K1·K2·Kft·m/Ｍ·(WO-WC) （2-2）

式中：q—煤层瓦斯相对涌出量m3/t；

K1—围岩、临近层瓦斯涌出系数，全部垮落管理顶板K1取1.3；

K2—采区内准备巷道预排瓦斯对开采层瓦斯涌出影响系数，按下式计算：

K2=(L-2h)/L

L—采煤工作面长度，m；

h—掘进巷道预排瓦斯等值宽度，无烟煤及贫煤 h=10m，瘦煤及焦煤h=14m，其它煤种h=18m；

K2=(L-2h)/L

=（180-2\*18）/180

=0.80

取0.80；Kft—无分层开采，取1；m1—割煤高度；

Ｍ—开采煤层厚度,取12.3m；W—煤层原始瓦斯含量；

Wc—煤层残存瓦斯含量；

q=K1·K2·Kft·m/Ｍ·(W0-Wc)

=1.3×0.8×1×3.5×（1.42-0.35）/12.3

=0.32m3/t

2、放煤瓦斯涌出量

放煤瓦斯涌出量可根据公式（2-2）计算

q=K1·K2·K3·Kft·m2/Ｍ·(WO-WC) （2-2）

式中：

K3—放落煤体破碎度对放顶煤瓦斯涌出影响系数：

m—放顶煤高度；

q=K1·K2·K3·Kft·m2/Ｍ·(W0-WC)

=1.3×0.8×0.85×1×10.5×（1.42-0.35）/12.3

=0.81m3/t

3、工作面采空区相对瓦斯涌出量

q3=qy+qf

qy=K4（1-K5）(W0-WC)

式中：

qy—遗留煤相对瓦斯涌出量，单位为立方米每吨（m3/t）；

qf—下分层相对瓦斯涌出量，无分层开采，取０，

K4—留煤瓦斯涌出不均衡系数，取K4=1.2；

K5—综放工作面平均回采率，取93%；

qy =K4（1-K5）(W0-WC)

=1.2×（1-0.93）×（1.42-0.35）

=0.09m3/t

4、邻近层工作面瓦斯涌出量

邻近层瓦斯涌出量采用式（2-4）计算。

q2=(Woi-Wci)··ηi （2-4）

式中：q2—邻近层相对瓦斯涌出量，m3/t；

mi—第i个邻近层煤层厚度，m；取5m

M—工作面采高，m；取10.5m

ηi—第i个邻近层瓦斯排放率，%；

Woi—第i个邻近层煤层原始瓦斯含量，m3/t；2#瓦斯含量及残存量无实测值，参照开采煤层选取1.42m3/t

Wci—第i个邻近层煤层残存瓦斯含量，m3/t。参照开采煤层选取0.35m3/t

邻近层瓦斯排放率ηi与邻近层至开采层的间距有关，当采高大于4.5m时，ηi按式（2-5）计算。

ηi=100-0.47-84.04（2-5）

hi——第i个邻近层距开采层的距离，m；取32.5m

M——工作面采高，10.5m；

L——工作面长度，180m。

根据公式（2-4）计算可得邻近层瓦斯排放率ηi为0.834;

根据公式（2-3）计算可得邻近层瓦斯涌出量q2为0.42m3/t。

通过以上计算，1303回采工作面相对瓦斯涌出量为1.64m3/t。

按日产7272t计算，Q=日产量×相对瓦斯涌出量=7272×1.64/1440≈8.28m3/min。考虑3#煤层瓦斯赋存规律且根据已采1305工作面生产过程中瓦斯涌出情况，取瓦斯涌出不均衡系数Kn=1.4，通过计算，1303工作面绝对瓦斯涌出量为11.59m3/min。

**3、工作面回采所需风量**

（1）按瓦斯涌出量计算

Q采=100×K×qCH4

式中：

K：工作面瓦斯涌出通风不均衡系数；正常生产时连续观测1个月，最大绝对瓦斯涌出量和月平均绝对瓦斯涌出量的比值；1303工作面是1302工作面接替面，根据1302工作面经验，取1.4。

qCH4：风排瓦斯涌出量；按《陕西省煤矿瓦斯防治十条规定》采煤工作面风排瓦斯量不得超过5.0 m3/min，应扣除瓦斯抽放量进行计算，抽放量6.59m3/min；

100——按采煤工作面回风流中瓦斯的浓度不应超过1.0%的换算系数。

则：Q采=100×1.4×5

=700m3/min

（2）按气象条件计算

Q采=60×70%×v×S×kch×kcl

式中：

V——采煤工作面风速，根据实测温度及工作面回采数据，预计工作面进风风流温度在17～23℃。取1.0m/s；

kch——采煤工作面采高调整系数，取1.2；

kcl——采煤工作面长度调整系数，取1.2；

S——采煤工作面平均有效通风断面，按最大和最小控顶有效断面的平均值计算，最大控顶距有效断面为22.68m2，最小控顶距有效断面为19.88m2，平均值为21.28m2。

则：Q采=60×70%×1.0×21.28×1.2×1.2

≈1287m3/min

（3）按二氧化碳涌出量计算：

Qcf=67×qcc×kcc（m³/min）

式中：

qcc——采煤工作面回风巷风流中平均绝对二氧化碳涌出量，m3/min，按1600×0.02%计算；

kcc——采煤工作面二氧化碳涌出不均匀的备用风量系数，正常条件下，连续观测1个月，日最大绝对二氧化碳涌出量与月平均日绝对二氧化碳涌出量的比值，取1.5；

67——按采煤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。

Qcf=67×1600×0.02%×1.5

=32.16m3/min

（4）按人数计算

Q=4N

N：工作面最多人数，交接班期间，取65

则：Q=4×65=260m3/min

（5）按炸药量计算：Q=10A

式中 A—采煤工作面一次爆破所用的最大炸药量，kg；

10—每千克三级煤矿许用炸药需风量，m3/min；

则：Q=10×60=600m3/min

（6）确定工作面配风量：根据以上计算取最大值,工作面风量为1287m3/min。

（7）风速校验

①验算最小风量：

Qcf≥60×0.25Scb=15×15.88=238.2m3/min

Scb =lcb×hcf×70%=6.48×3.5×0.7≈15.88m2

②验算最大风量：

Qcf≤60×4.0Scs=240×13.92=3340.8m3/min

Scs=lcs×hcf×70%=5.68×3.5×0.7≈13.92m2

③综合机械化采煤工作面，在采取煤层注水和采煤机喷雾降尘等措施后，验算最大风量：

Qcf≤60×5.0Scs=300×13.92=4176 m3/min

式中 Scb—采煤工作面最大控顶有效断面积，m2；

lcb—采煤工作面最大控顶距，m；hcf—采煤工作面实际采高，m；

Scs—采煤工作面最小控顶有效断面积，m2；lcs—采煤工作面最小控顶距，m；

0.25—采煤工作面允许的最小风速，m/s；70%—有效通风断面系数；

4.0—采煤工作面允许的最大风速，m/s；5.0—综合机械化采煤工作面，在采取煤层注水和采煤机喷雾降尘等措施后允许的最大风速，m/s。

④机、风巷风速校验

机巷风速：V=Q采/S1/60=1287/22.0/60=0.975m/s

风巷风速：V=Q采/S2/60=1287/22.0/60=0.975m/s

S1—机巷断面，取22 m2；S2—风巷断面，取22m2

风速验算：0.25 m/s＜V＜4m/s，由此可见，风速符合《煤矿安全规程》规定。

（8）根据《煤矿用防爆柴油机无轨胶轮车安全使用规范》（AQ 1064）规定，行驶车辆的巷道，应按同时运行的最多车辆数增加巷道配风，配风量应不小于4m3/min·kw；

计算煤矿用防爆柴油机无轨胶轮车需要风量：

Q=4N·P（m3/min）

式中：N——设备数量，台；

P——矿用防爆无轨胶轮车的功率，kW；

4——每千瓦每分钟应供给的最小风量，m3/min。

Q=4N·P=4×1×74=296m3/min

（9）本工作面需风量定为1287+296=1583m3/min。

**附图5：1303工作面通风系统图**

**第三节 压风供水系统**

一、压风系统

由地面压风机房，经主斜井井筒、北翼带式输送机大巷接入机风巷，机风巷内采用Φ108mm钢管进行供风，工作面内布置1路DN32橡胶软管进行供风。

二、供水系统

水源由主斜井井筒经北翼带式输送机大巷向工作面供水，工作面机风巷均采用Φ108mm钢管进行供水，工作面内布置2路供水管，均为DN51橡胶软管。

三、压风自救、供水施救系统

1、压风自救系统空气压缩机设置在地面，供水施救系统水源引自地面专用水池，地面水池应采取防冻和防护措施。

2、压风系统必须满足矿井在灾变期间能够向所有采掘作业地点提供压风供气的要求。压风自救系统的管路规格应按矿井需风量、供风距离、阻力损失等参数计算确定，主管路直径不小于100mm，采掘工作面管路直径不小于50mm。供水施救系统应能在紧急情况下为避险人员供水、输送营养液提供条件。

3、矿井井下所有采区避灾路线上均应敷设压风、供水管路，并设置供气、供水阀门，间隔不大于 200m。

4、回采工作面距切眼端头25～40m的巷道内至少安设一组压风、供水自救装置。回采工作面回风巷内有人员作业的地点至少安设一组压风、供水自救装置，如爆破起爆位置、爆破警戒人员所在位置、有人施工的钻场等。长距离的回风巷道中，应根据实际情况增加压风、供水自救装置的组数。

5、主送气管路应安装集水放水器，在供气管路与自救装置连接处，要加装开关和气水分离器。压风自救系统阀门应安装齐全，阀门扳手要在同一方向，以保证系统正常使用。

6、压风自救装置应具有减压、节流、消噪声、过滤和开关等功能，零部件的连接应牢固、可靠，不得存在无风、漏风或破损长度超过5mm的现象。

7、避灾人员在使用压风自救装置时，应感到舒适、无刺痛和压迫感。压风自救系统适用的压风管道供风压力为0.3-0.7Mpa;在0.3Mpa压力时，压风自救装置的供气量应在100-150L/分钟范围内。压风自救装置工作时的噪声应小于85dB（A）。

8、压风、供水自救装置安装在工作面巷道内的压缩空气管道和防尘供水管道上，应设置在宽敞、支护良好、水沟盖板齐全、没有杂物的人行道侧，人行道宽度应不小于0.8m。安装高度距离巷道底板1.5～1.7m为宜，便于人员使用，严禁将压风自救系统安装在皮带机里侧。

9、使用单位必须制定压风自救装置的定期巡查和维护制度。每班指定专人对压风管路进行检查，确保管路不漏气及自救装置完好，保证管路畅通和风流清洁。

10、压风自救的日常监督、检查由防冲办、安全监察部及通防部负责，发现问题及时联系使用单位整改。严禁任何人员无故破坏压风自救装置。

## 第四节 排水系统

1303工作面整体为俯采，机巷标高比风巷高，因此回采期间，风巷作为主排水巷道，排水系统设计如下：

**1、1303风巷排水系统**

（1）水沟：1303风巷巷道左帮（回采侧）施工水沟（水沟内铺设搪瓷溜子），水沟自1303切眼向外50m开始施工，至1303风巷三岔口水仓处结束，共计1000m；水沟净尺寸：宽×深=0.6m×0.6m。搪瓷溜子上口与巷道底板平齐，搪瓷溜子外口砌0.3m高的煤袋。

（2）水仓：在1303风巷XF1前20m（切眼方向）左帮（回采侧）施工水仓，净尺寸：长×宽×深=2.0m×1.5m×1.2m。

（3）沉淀池：在1303风巷8#钻场外挖设一个沉淀池，沉淀池净尺寸：长×宽×深=2.1m×1.7m×1.4m。沉淀池内设置一道隔水墙，高度1.0m，宽0.2m，隔水墙上加装一道篦子，高0.2m。

（4）排水管路：从1303风巷水仓底部向上0.7m安设一趟DN350mmPE排水管路与1303提料斜巷中部DN350mmPE排水管连接，管路前段安设箅子防止杂物堵塞管路，敷设长度约80m。

**2、1303机巷排水系统**

（1）水沟：在1303机巷巷道左帮（非回采侧）施工水沟（水沟内铺设搪瓷溜子），水沟自1303切眼向外80m开始施工，至1303机巷沉淀池结束，净尺寸：宽×深=0.4m×0.4m，共计450m。

（2）水泵及排水管路安装：机巷转载机上方固定放置一台隔爆型潜水电泵BQS100-50-27/N，一台隔爆型潜水电泵BQS100-30-22/N备用，机巷安装1趟DN108mm钢管作为排水管路，双回路供电，排水管路接至北翼带式输送机大巷排水管路。

**附图6：1303工作面排水系统图**

第五节 供电系统

**1.工作面供电系统拟定**

**1.1 10000V供电系统拟定：**

1303综采工作面采用远距离供电，在第二车场与北翼运输大巷联巷内布置高压配电点和移变配电点，10kV电源来自+980m一号变电所A-2、B-8高压开关柜。

**1.2变压器供电系统拟定：**

联巷配电点内安装两台KBSGZY-4000/10/3.3型移动变电站（1#、2#综采变压器），为采煤机、运输机、转载机、破碎机等综采设备提供3300V电源；一台KBSGZY-1250/10/1.14型移动变电站（3#泵站变压器），为机巷乳化泵站、机巷低压动力、机巷排水二回路提供1140V电源；一台KBSGZY-500/10/1.14型移动变电站（5#机巷无极绳变压器），为机巷排水一回路供电提供1140V电源。在机巷皮带机头处安装一台KBSGZY-1600/10/1.14型移动变电站（4#皮带机变压器），为机巷顺槽永磁滚筒皮带机供电。

## 2. 负荷统计与变压器选择

## 2.1 负荷统计表

1#变压器负荷统计表

|  |  |  |  |  |  |  |  |  |  |
| --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- |
| 设备名称 | 电动机台数 | 电动机型号 | 额定功率 | 额定电压 | 额定电流 | 额定功率因数 | 启动功率因数 | 额定效率 | 启动电流倍数 |
| M1(采煤机) | 1 | MG650/1510WD | 1510 | 3300 | 304 | 0.85 | 0.45 | 0.96 | 7 |
| M2,M3(刮板输送机) | 2 | SGZ1000/1710 | 855 | 3300 | 183 | 0.85 | 0.45 | 0.96 | 6 |
| 功率 | 3220 | | | | | | | | |
| 平均功率因数 | 0.8 | | | | | | | | |

2#变压器负荷统计表

|  |  |  |  |  |  |  |  |  |  |
| --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- |
| 设备名称 | 电动机台数 | 电动机型号 | 额定功率 | 额定电压 | 额定电流 | 额定功率因数 | 启动功率因数 | 额定效率 | 启动电流倍数 |
| M4(转载机) | 1 | YBSD-700/350-4/8 | 700 | 3300 | 113 | 0.85 | 0.45 | 0.96 | 8 |
| M5(破碎机) | 1 | PCM400 | 400 | 3300 | 86 | 0.85 | 0.45 | 0.96 | 8 |
| M6,M7(刮板输送机) | 2 | SGZ1000/1710 | 855 | 3300 | 176 | 0.85 | 0.42 | 0.96 | 8 |
| 功率 | 2810 | | | | | | | | |
| 平均功率因数 | 0.8 | | | | | | | | |

4#变压器负荷统计表

|  |  |  |  |  |  |  |  |  |  |
| --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- |
| 设备名称 | 电动机台数 | 电动机型号 | 额定功率 | 额定电压 | 额定电流 | 额定功率因数 | 启动功率因数 | 额定效率 | 启动电流倍数 |
| M8,M9(永磁电机) | 2 | YBK3-500 | 500 | 1140 | 310 | 0.85 | 0.45 | 0.96 | 4 |
| M22(排水泵) | 1 | BQS60-30-22/N | 22 | 1140 | 14 | 0.85 | 0.45 | 0.96 | 8 |
| 功率 | 1022 | | | | | | | | |
| 平均功率因数 | 0.8 | | | | | | | | |

3#变压器负荷统计表

|  |  |  |  |  |  |  |  |  |  |
| --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- |
| 设备名称 | 电动机台数 | 电动机型号 | 额定功率 | 额定电压 | 额定电流 | 额定功率因数 | 启动功率因数 | 额定效率 | 启动电流倍数 |
| M10,M12,M14(乳化液泵站) | 3 | BRW315KW | 315 | 1140 | 196 | 0.85 | 0.45 | 0.96 | 8 |
| M11,M13(喷雾泵) | 2 | BPW-315/400-10 | 75 | 1140 | 47 | 0.85 | 0.45 | 0.96 | 8 |
| M21(排水泵) | 1 | BQS60-30-22/N | 22 | 1140 | 14 | 0.85 | 0.45 | 0.96 | 8 |
| M26(钻机) | 1 | YBK-45 | 45 | 1140 | 28 | 0.85 | 0.45 | 0.96 | 8 |
| M27(挖掘式装载机) | 1 | YBK3-55 | 55 | 1140 | 34 | 0.85 | 0.45 | 0.96 | 8 |
| M28(钻机) | 1 | YBK3-45 | 45 | 1140 | 28 | 0.85 | 0.45 | 0.96 | 8 |
| 功率 | 1262 | | | | | | | | |
| 平均功率因数 | 0.8 | | | | | | | | |

5#变压器负荷统计表

|  |  |  |  |  |  |  |  |  |  |
| --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- |
| 设备名称 | 电动机台数 | 电动机型号 | 额定功率 | 额定电压 | 额定电流 | 额定功率因数 | 启动功率因数 | 额定效率 | 启动电流倍数 |
| M15,M18(钻机) | 2 | YBK3-45 | 45 | 1140 | 28 | 0.85 | 0.45 | 0.96 | 8 |
| M16(挖掘式装载机) | 1 | YBK3-55 | 55 | 1140 | 34 | 0.85 | 0.45 | 0.96 | 8 |
| M17(张紧绞车) | 1 | LJJC-7.5 | 7.5 | 1140 | 5 | 0.85 | 0.45 | 0.96 | 6 |
| M19(冷却风扇) | 1 | YBK3-3 | 3 | 1140 | 2 | 0.85 | 0.45 | 0.96 | 8 |
| M20(无极绳绞车) | 1 | YBK2-315M-6 | 315 | 1140 | 196 | 0.85 | 0.45 | 0.96 | 4 |
| M23(带式输送机) | 1 | DST65/20/2×40 | 40 | 1140 | 25 | 0.86 | 0.6 | 0.8 | 8 |
| 功率 | 515.5(含照明) | | | | | | | | |
| 平均功率因数 | 0.8 | | | | | | | | |
| 合计总功率之和 | 8654.5 | | | | | | | | |

## 2.2 变压器选择

根据供电系统的拟订原则，变压器的选择原理如下：

2.2.1 变压器 1#选型计算

平均功率因数取0.8，当有功率因数补偿时，按计算的功率因数取值；选用型号为KBSGZY-4000/10/3.45的移动变电站符合要求

2.2.2 变压器 2#选型计算

平均功率因数取0.8，当有功率因数补偿时，按计算的功率因数取值；选用型号为KBSGZY-4000/10/3.45的移动变电站符合要求

2.2.3 变压器 4#选型计算

平均功率因数取0.8，当有功率因数补偿时，按计算的功率因数取值；选用型号为KBSGZY-1600/10/1.2的移动变电站符合要求

2.2.4 变压器 3#选型计算

平均功率因数取0.8，当有功率因数补偿时，按计算的功率因数取值；选用型号为KBSGZY-1250/10/1.2的移动变电站符合要求

2.2.5 变压器 5#选型计算

平均功率因数取0.8，当有功率因数补偿时，按计算的功率因数取值；选用型号为KBSGZY-800/10/1.2的移动变电站符合要求

公式参数意义说明

—需用系数；

—平均功率因数；

—最大一台（套）电动机功率，；

—变压器需用容量，；

—变压器的负荷额定功率之和，。

## 3. 高低压电缆选择和校验

## 3.1 高压电缆选择和校验

|  |  |  |  |  |  |  |  |
| --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- |
| 编号 | 型 号 | 截面(mm²) | 额定电压(V) | 长度(m) | 根数 | 空气允许载流量25℃(A) | 负荷电流(A) |
| C31 | MYPTJ | 50 | 10000 | 20 | 1 | 170 | 95.1 |
| C59 | MYPTJ | 50 | 10000 | 15 | 1 | 170 | 41.1 |
| C26 | MYPTJ | 50 | 10000 | 100 | 1 | 170 | 71.4 |
| C4 | MYPTJ | 95 | 10000 | 835 | 1 | 250 | 330.3 |
| C5 | MYPTJ | 95 | 10000 | 850 | 1 | 250 | 197.9 |

3.1.1 C31：1#变压器至3#变压器

电缆型号规格：MYPTJ-3×50-20m

（1）长时负荷电流

—需用系数，取

此高压电缆长时载流量为170A,满足要求。

（2）按经济电流密度选择高压电缆截面

（3）按热稳定截面选择高压电缆截面

（4）按允许电压损失校验高压电缆截面

3.1.2 C59：3#变压器至5#变压器

电缆型号规格：MYPTJ-3×50-15m

（1）长时负荷电流

—需用系数，取

此高压电缆长时载流量为170A,满足要求。

（2）按经济电流密度选择高压电缆截面

（3）按热稳定截面选择高压电缆截面

（4）按允许电压损失校验高压电缆截面

3.1.3 C26：2#变压器至4#变压器

电缆型号规格：MYPTJ-3×50-100m

（1）长时负荷电流

—需用系数，取

此高压电缆长时载流量为170A,满足要求。

（2）按经济电流密度选择高压电缆截面

（3）按热稳定截面选择高压电缆截面

（4）按允许电压损失校验高压电缆截面

3.1.4 C4：A-2至1#变压器

电缆型号规格：MYPTJ-3×95-835m

（1）长时负荷电流

—需用系数，取

此高压电缆长时载流量为250A,满足要求。

（2）按经济电流密度选择高压电缆截面

所选电缆截面偏小，当热稳定校验和电压损失校验满足要求时，基本满足使用要求。

（3）按允许电压损失校验高压电缆截面

3.1.5 C5：B-8至2#变压器

电缆型号规格：MYPTJ-3×95-850m

（1）长时负荷电流

此高压电缆长时载流量为250A,满足要求。

（2）按经济电流密度选择高压电缆截面

（3）按允许电压损失校验高压电缆截面

公式参数意义说明

—高压电缆所带负荷的需用系数；

—高压电缆所带的负荷额定功率之和，；

—高压电缆的额定电压，；

—平均功率因数；

长时负荷电流，A；

-加权平均效率；

—电缆芯线热稳定系数，查表取93.4或159；

短路电流作用的假想时间，；

电缆长度，；

—最大三相稳态短路电流，；

—平均功率因数角对应的正切值，；

—电缆的每公里电阻和电抗，；

—电缆短路时热稳定要求的最小截面，；

Δ%—电压损失百分比，《煤矿井下供配电设计规范》规定，电压损失百分数在正常情况下不得超过额定电压的5％，故障状态下不得超过额定电压的10％；

—导线的经济截面积，；

—经济电流密度，A/；

—不考虑下井电缆损坏时，同时工作的电缆根数。

## 3.2 低压电缆选择和校验

3.2.1 1#变压器所带低压电缆

1#变压器电压损失计算

1. C86：真空接触器至M3刮板输送机

电缆型号规格：MCPT-1.9/3.3-3×150-502m

（1）按长时负荷电流初选电缆截面

该低压电缆长时载流量为325A,满足要求。

（2）按允许电压损失校验电缆截面

（3）按经济电流密度选择低压电缆截面

（4）按热稳定截面选择低压电缆截面

2. C100：真空接触器至M3刮板输送机

电缆型号规格：MCPT-1.9/3.3-3×120-300m

（1）按长时负荷电流初选电缆截面

该低压电缆长时载流量为310A,满足要求。

（2）按允许电压损失校验电缆截面

（3）按经济电流密度选择低压电缆截面

（4）按热稳定截面选择低压电缆截面

（5）C100支线电缆末端负荷刮板输送机正常运行时的电压总损失为

满足《煤矿井下供配电设计规范》要求

3. C97：真空接触器至M3刮板输送机

电缆型号规格：MCPT-1.9/3.3-3×120-300m

（1）按长时负荷电流初选电缆截面

该低压电缆长时载流量为310A,满足要求。

（2）按允许电压损失校验电缆截面

（3）按经济电流密度选择低压电缆截面

（4）按热稳定截面选择低压电缆截面

4. C69：真空接触器至M1采煤机

电缆型号规格：MCPT-1.9/3.3-3×150-1000m

（1）按长时负荷电流初选电缆截面

该低压电缆长时载流量为325A,满足要求。

（2）按允许电压损失校验电缆截面

（3）按经济电流密度选择低压电缆截面

（4）按热稳定截面选择低压电缆截面

5. C72：真空接触器至M1采煤机

电缆型号规格：MCPT-1.9/3.3-3×150-300m

（1）按长时负荷电流初选电缆截面

该低压电缆长时载流量为325A,满足要求。

（2）按允许电压损失校验电缆截面

（3）按经济电流密度选择低压电缆截面

（4）按热稳定截面选择低压电缆截面

（5）C72支线电缆末端负荷采煤机正常运行时的电压总损失为

满足《煤矿井下供配电设计规范》要求

6. C70：真空接触器至M2刮板输送机

电缆型号规格：MCPT-1.9/3.3-3×150-900m

（1）按长时负荷电流初选电缆截面

该低压电缆长时载流量为325A,满足要求。

（2）按允许电压损失校验电缆截面

（3）按经济电流密度选择低压电缆截面

（4）按热稳定截面选择低压电缆截面

7. C73：真空接触器至M2刮板输送机

电缆型号规格：MCPT-1.9/3.3-3×120-300m

（1）按长时负荷电流初选电缆截面

该低压电缆长时载流量为310A,满足要求。

（2）按允许电压损失校验电缆截面

（3）按经济电流密度选择低压电缆截面

（4）按热稳定截面选择低压电缆截面

（5）C73支线电缆末端负荷刮板输送机正常运行时的电压总损失为

满足《煤矿井下供配电设计规范》要求

8. C24：1#变压器至1号隔离开关

电缆型号规格：MCPT-1.9/3.3-3×150-80m

（1）按长时负荷电流初选电缆截面

该低压电缆长时载流量为325A,用2根并联，满足要求。

（2）按允许电压损失校验电缆截面

（3）按经济电流密度选择低压电缆截面

（4）按热稳定截面选择低压电缆截面

其余低压电缆选型设计详见《1303综采工作面供电设计》

公式参数意义说明

—电缆芯线热稳定系数，查表取93.4或159；

—短路电流作用的假想时间，s；

—变压器需用容量，kVA；

—变压器电阻压降；

—变压器电抗压降；

—变压器电压损失，V；

—变压器额定容量，kVA；

—变压器二次侧额定电压，V；

—电动机的额定电流，A；

—高压电缆所带负荷的需用系数；

—电动机的额定功率，kW；

—低压电缆的额定电压；

—电动机的额定效率；

—支线电缆电压损失，V；

—电缆短路时热稳定要求的最小截面，；

—低压电缆所带的负荷额定功率之和，；

—最大三相稳态短路电流，；

—支线电缆长度，；

—变压器平均功率因数；

—变压器平均功率因数角对应的正弦值；

—变压器平均功率因数角对应的正切值；

—额定功率因数；

—电压总损失，V；

—干线电缆电压损失，V；

—导线的经济截面积，；

—经济电流密度，A/；

—不考虑下井电缆损坏时，同时工作的电缆根数。

**4. 整定保护**

## 4.1 移变开关箱整定保护

|  |  |  |  |  |  |  |  |
| --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- |
| 编 号 | 型 号 | 过载保护值 | 短路保护值 | 过载整定倍数 | 短路整定倍数 | 两相短路电流 | 灵敏系数 |
| 1#(高) | KBSGZY-4000/10/3.45 | 231 | 652 |  |  | 4911 | 1.5 |
| 1#(低) | KBSGZY-4000/10/3.45 | 704 | 3338 | 0.88 | 4.17 | 4867 | 1.5 |
| 2#(高) | KBSGZY-4000/10/3.45 | 231 | 650 |  |  | 4903 | 1.5 |
| 2#(低) | KBSGZY-4000/10/3.45 | 578 | 2071 | 0.72 | 2.59 | 4860 | 2.3 |
| 3#(高) | KBSGZY-1250/10/1.2 | 72 | 577 |  |  | 8237 | 1.7 |
| 3#(低) | KBSGZY-1250/10/1.2 | 454 | 2158 | 0.72 | 3.43 | 7608 | 3.5 |
| 4#(高) | KBSGZY-1600/10/1.2 | 92 | 728 |  |  | 9069 | 1.5 |
| 4#(低) | KBSGZY-1600/10/1.2 | 450 | 949 | 0.56 | 1.19 | 8314 | 8.8 |
| 5#(高) | KBSGZY-800/10/1.2 | 46 | 369 |  |  | 6449 | 2.1 |
| 5#(低) | KBSGZY-800/10/1.2 | 266 | 696 | 0.33 | 0.87 | 3616 | 5.2 |

**<1> 1#( KBSGZY-4000/10/3.45)**

移动变电站高压开关箱保护

短路保护定值（按躲过变压器励磁涌流整定）

短路保护定值（按变压器二次侧两相短路时有不小于1.5的灵敏系数整定）

选取短路保护定值中的最小值作为变压器速断保护的动作电流

移动变电站低压开关箱保护

灵敏系数校验

<2> 2#( KBSGZY-4000/10/3.45)

移动变电站高压开关箱保护

短路保护定值（按躲过变压器励磁涌流整定）

短路保护定值（按变压器二次侧两相短路时有不小于1.5的灵敏系数整定）

选取短路保护定值中的最小值作为变压器速断保护的动作电流

移动变电站低压开关箱保护

灵敏系数校验

<3> 3#( KBSGZY-1250/10/1.2)

移动变电站高压开关箱保护

短路保护定值（按躲过变压器励磁涌流整定）

短路保护定值（按变压器二次侧两相短路时有不小于1.5的灵敏系数整定）

选取短路保护定值中的最小值作为变压器速断保护的动作电流

灵敏系数校验

移动变电站低压开关箱保护

灵敏系数校验

**<4> 4#( KBSGZY-1600/10/1.2)**

移动变电站高压开关箱保护

短路保护定值（按躲过变压器励磁涌流整定）

短路保护定值（按变压器二次侧两相短路时有不小于1.5的灵敏系数整定）

选取短路保护定值中的最小值作为变压器速断保护的动作电流

移动变电站低压开关箱保护

灵敏系数校验

<5> 5#( KBSGZY-800/10/1.2)

移动变电站高压开关箱保护

短路保护定值（按躲过变压器励磁涌流整定）

短路保护定值（按变压器二次侧两相短路时有不小于1.5的灵敏系数整定）

选取短路保护定值中的最小值作为变压器速断保护的动作电流

灵敏系数校验

移动变电站低压开关箱保护

灵敏系数校验

公式参数意义说明

需用系数；

最大一台电机的启动电流，A；

电机的额定电流之和，A；

过载保护整定倍数；

短路保护整定倍数；

低压开关箱额定电流，A；

被保护电缆干线或支线距变压器最远点的最小两相短路电流，A。

## 4.2 馈电开关整定保护

|  |  |  |  |  |  |  |  |
| --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- |
| 编 号 | 型 号 | 过载保护值 | 短路保护值 | 过载整定倍数 | 短路整定倍数 | 两相短路电流 | 灵敏系数 |
| 风巷动力 | KBZ-400/1140 | 60 | 316 | 0.15 | 0.79 | 1618 | 5.1 |
| 无极绳 | KJZ-400/1140 | 164 | 392 | 0.41 | 0.98 | 5490 | 14 |
| 机巷动力 | KJZ-400/1140 | 88 | 332 | 0.22 | 0.83 | 3052 | 9.2 |
| 机巷动力2 | KJZ-400/1140 | 12 | 108 | 0.03 | 0.27 | 3081 | 28.5 |

**<1> 风巷动力( KBZ-400/1140)**

一级保护灵敏系数校验（短路保护设备为d46）

<2> 无极绳( KJZ-400/1140)

一级保护灵敏系数校验（短路保护设备为d44）

<3> 机巷动力( KJZ-400/1140)

一级保护灵敏系数校验（短路保护设备为d50）

<4> 机巷动力2( KJZ-400/1140)

一级保护灵敏系数校验（短路保护设备为d9）

公式参数意义说明

开关的额定电流，A；

需用系数；

最大一台电机的启动电流，A；

电机的额定电流之和，A；

过载保护整定倍数；

短路保护整定倍数；

被保护电缆干线或支线距馈电开关最远点的最小两相短路电流，A。

## 4.3 启动器整定保护

保护方式：电子式

|  |  |  |  |  |  |  |  |
| --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- |
| 编 号 | 型 号 | 过载保护值 | 短路保护值 | 过载整定倍数 | 短路整定倍数 | 两相短路电流 | 灵敏系数 |
| 钻机 | QJZ-120/1140 | 27 | 223 | 0.23 | 1.86 | 1618 | 7.3 |
| 水泵 | QJZ-80/1140 | 13 | 108 | 0.17 | 1.36 | 3052 | 28.3 |
| 钻机 | QJZ-120/1140 | 27 | 223 | 0.23 | 1.86 | 3052 | 13.7 |
| 挖机 | QJZ-120/1140 | 33 | 272 | 0.28 | 2.27 | 3052 | 11.2 |
| 钻机 | QJZ-120/1140 | 27 | 223 | 0.23 | 1.86 | 3052 | 13.7 |
| 张紧 | QJZ-80/1140 | 4 | 29 | 0.06 | 0.37 | 1894 | 65.3 |
| 皮带 | QJZ-120/1140 | 24 | 196 | 0.2 | 1.64 | 1894 | 9.7 |
| 钻机 | QJZ-120/1140 | 27 | 223 | 0.23 | 1.86 | 1618 | 7.3 |
| 挖机 | QJZ-120/1140 | 33 | 272 | 0.28 | 2.27 | 1618 | 5.9 |
| 水泵 | QJZ-80/1140 | 13 | 108 | 0.17 | 1.36 | 3081 | 28.5 |
| 风扇 | QBZ-80/1140 | 1 | 14 | 0.02 | 0.18 | 5490 | 392.1 |

**<1> 钻机( QJZ-120/1140)**

<2> 水泵( QJZ-80/1140)

<3> 钻机( QJZ-120/1140)

<4> 挖机( QJZ-120/1140)

<5> 钻机( QJZ-120/1140)

<6> 张紧( QJZ-80/1140)

<7> 皮带( QJZ-120/1140)

<8> 钻机( QJZ-120/1140)

<9> 挖机( QJZ-120/1140)

<10> 水泵( QJZ-80/1140)

<11> 风扇( QBZ-80/1140)

公式参数意义说明

开关额定电流，A；

需用系数；

电机的额定电流之和，A；

最大的一台或几台电机的启动电流，A；

过载保护整定倍数；

短路保护整定倍数；

被保护电机处的最小两相短路电流，A。

## 4.4 多组合开关整定保护

|  |  |  |  |  |
| --- | --- | --- | --- | --- |
| 名 称 | 过载保护值 | 短路保护值 | 两相短路电流 | 灵敏系数 |
| 采煤机GS1 | 319 | 2560 | 3968 | 1.55 |
| 运输机GS2 | 180 | 1440 | 3628 | 2.5 |
| 运输机GS3 | 180 | 1440 | 3705 | 2.57 |
| 转载机GS4 | 140 | 1120 | 3023 | 2.7 |
| 破碎机GS5 | 80 | 640 | 3654 | 4.4 |
| 运输机GS6 | 180 | 1440 | 3583 | 2.5 |
| 运输机GS7 | 180 | 1440 | 3583 | 2.5 |
| 乳化泵GS8 | 200 | 1600 | 6361 | 3.9 |
| 喷雾泵GS9 | 47 | 376 | 5994 | 15.9 |
| 乳化泵GS10 | 200 | 1600 | 6361 | 3.9 |
| 喷雾泵GS11 | 47 | 376 | 5994 | 15.9 |
| 乳化泵GS12 | 200 | 1600 | 6361 | 3.9 |

<1> 采煤机（1510kW）GS1开关

<2> 运输机（855kW）GS2开关

<3>运输机（855kW） GS3 开关

<4> 转载机（700kW）GS4开关

<5>破碎机（400kW） GS5开关

<6>运输机（855kW） GS6开关

<7>运输机（855kW） GS7开关

<8>乳化泵（315kW） GS8开关

<9>喷雾泵（75kW） GS9开关

<10> 乳化泵（315kW）GS10开关

<11> 喷雾泵（75kW）GS11开关

<12> 乳化泵（315kW）GS12开关

公式参数意义说明

电动机的额定电流，A；

电动机的启动电流，A；

过载保护电流，A；

短路保护电流，A；

被保护电机处的最小两相短路电流，A。

## 6.5 综保整定保护

|  |  |  |  |  |  |
| --- | --- | --- | --- | --- | --- |
| 编 号 | 型 号 | 类 型 | 熔体额定电流 | 两相短路电流 | 灵敏系数 |
| P1 | ZBZ-4/1.14/0.133 | 照明 | 0.8 | 622 | 52.4 |
| P2 | ZBZ-10/1.14/0.133 | 照明 | 3.2 | 289 | 6.1 |

<1> P1

保护照明综保的熔体额定电流：

<2> P2

保护照明综保的熔体额定电流：

公式参数意义说明

1.2～1.4 —— 可靠系数；

1.8～2.5 —— 熔体不熔化系数；

变压比；

照明负荷的额定电流，A；

变压器(综保)低压侧二相短路电流，A。

其余具体内容详见《1303综采工作面供电设计》。

**附图7：1303工作面供电系统图**

## 第六节 通信照明系统

**一、通信系统**

1、集控仓、乳化泵站、1303机巷皮带机头、1303机巷无极绳机头处、1303机巷超前支护外口、1303风巷里口各安设电话机进行通信联络，保证能够与矿调度指挥中心、单位值班室及相关部门直接联系。

2、集控仓、皮带机尾、转载机头及工作面前部运输机机头机尾、后部运输机机头处各安设一台KTC101型闭锁式扩音电话、工作面内间距不超过15m安设一台，用于工作面内部通信联络及三机控制。

3、通信装置及线路应保持完好，严禁损坏。

4、严禁私自改动通讯线路，确需要对通讯线路改动，必须经调度指挥中心同意。

5、不得私自改变或影响通讯系统补偿电源的正常供电，当拆除或检修线路而影响通讯系统正常供电时，必须提前申请，不得私自进行。

6、加强对责任范围内通讯装置的监护和管理，施工期间注意保护，出现通讯中断、信号故障时，要及时汇报矿调度指挥中心，及时处理。

**二、照明系统**

1、机巷照明灯间距均匀不大于30m,工作面内照明灯间距不大于15m；

2、转载机头、皮带机头、皮带机尾等各转载点及人员休息处安设照明灯；

3、移动变电站、乳化泵站、控制台、无极绳张紧装置及尾轮处安装照明灯，要求照明充足。

4、共采用五台照明综保供电，位于机巷无极绳机头、机巷外口集控仓处及机联巷移变处为机巷照明提供电源；位于机巷至切眼向外70m范围内1处2台，为工作面照明提供电源。

## 

## 第七节 安全监控系统

**一、安全监控设备的种类数量：**

为实现1303采煤工作面甲烷超限声光报警、断电闭锁功能、故障闭锁功能，本安全监控系统为KJ73X型，工作面需安设监控分站KJ306-F(16)H型3台，馈电断电器KDG24(C)型2台，激光甲烷传感器GJG100J（B）型5台，粉尘传感器GCG1000A型1台、一氧化碳传感器GTH1000型2台,温度传感器GW200型2台，氧气传感器GYH25型1台、烟雾传感器GQQ5型1台。随着工作面回采，根据现场实际生产作业活动，按照《煤矿安全规程》要求进行安装、拆除传感器。

**二、安全监控设备的安设位置：**

进风T：安设在采煤工作面进风巷，距工作面不大于10米范围内；

T0：安设在回风隅角，距老塘和风巷巷帮均不大于800mm；

T1：安设在回风流，距工作面煤壁10m范围内；

T2：安设在距离1303工作面风巷出风口以里10～15m范围内；

7#分站安装1303机巷车场，13#和17#分站安装在北翼皮带机大巷配电点。在工作面回风T2位置安设CO和温度传感器各1台，T0位置安设氧气传感器 1台，T1位置安设温度传感器1台。1303机巷带式输送机滚筒下风侧10～15m范围内安装烟雾传感器和一氧化碳传感器各1台。粉尘传感器安设在采煤工作面回风巷距切眼10～15m范围内，高度为1.5-2.0m人员呼吸位置。2台馈电传感器1303机联巷配电点A-1和B-1高爆开关负荷侧。

传感器应安设在顶帮良好，无片帮、冒顶，无淋水的安全地点，并垂直悬挂在巷道上方风流稳定的位置，距顶板（顶梁）不得大于300mm，距巷道侧壁不得小于200mm，安装维护方便，不影响行人和行车，并挂牌管理。

**三、安全监控设备的报警浓度、断电浓度、复电浓度和断电范围如下表（表20）：**

|  |  |  |  |  |
| --- | --- | --- | --- | --- |
| 甲烷传感器编号 | 报警浓度 | 断电浓度 | 复电浓度 | 断电范围 |
| 进风T | ≥0.5%CH4 | ≥0.5%CH4 | <0.5%CH4 | 工作面及其进回风巷内全部非本质安全型电气设备 |
| T0 | ≥1.0%CH4 | ≥1.5%CH4 | <1.0%CH4 | 工作面及其回风巷内全部非本质安全型电气设备 |
| T1 | ≥1.0%CH4 | ≥1.5%CH4 | <1.0%CH4 | 工作面及其回风巷内全部非本质安全型电气设备 |
| T2 | ≥0.8%CH4 | ≥0.8%CH4 | <0.8%CH4 | 工作面及其回风巷内全部非本质安全型电气设备 |

当甲烷传感器报警时，工作面必须撤出人员及时进行处理。

温度传感器报警值≥30℃，CO传感器报警值≥24ppm，O2传感器报警浓度≤18.5%。

**四、工作面采煤机、无轨胶轮车、钻机必须设置机载式甲烷断电仪或便携式甲烷检测报警仪，其报警浓度、断电浓度、复电浓度和断电范围如下表（表21）**：

|  |  |  |  |  |
| --- | --- | --- | --- | --- |
| 甲烷传感器编号 | 报警浓度 | 断电浓度 | 复电浓度 | 断电范围 |
| 采煤机T | ≥1.0%CH4 | ≥1.5%CH4 | <1.0%CH4 | 采煤机及刮板输送机电源 |
| 无轨胶轮车T | ≥0.5%CH4 | ≥0.5%CH4 | <0.5%CH4 | 无轨胶轮车 |
| 钻机T（风巷） | ≥1.0%CH4 | ≥1.0%CH4 | <1.0%CH4 | 钻机电源 |
| 钻机T（机巷） | ≥0.5%CH4 | ≥0.5%CH4 | <0.5%CH4 | 钻机电源 |

**五、安全监控设备闭锁功能规定**

（一）瓦斯电闭锁

当采煤工作面或回风流中瓦斯超限，达到断电浓度时，工作面及回风巷内所有非本质安全型电气设备立即断电，撤出工作面所有人员，待工作面回风流中瓦斯浓度断电浓度时，方可人工复电，恢复正常生产。监测队负责至少每15天测试一次甲烷电闭锁功能。

（二）故障闭锁

当采煤工作面监控设备出现故障时，立即切断监控设备控制范围内的全部非本质安全型电气设备，待工作面甲烷传感器恢复正常后，方可人工复电，恢复正常作业生产。与闭锁控制有关的设备(含分站、甲烷传感器、电源、断电控制器、电缆、接线盒等)故障或断电时，声光报警、切断该设备所监控区域的全部非本质安全型电气设备的电源并闭锁；与闭锁控制有关的设备接通电源1min内，继续闭锁该设备所监控区域的全部非本质安全型电气设备的电源；当与闭锁控制有关的设备工作正常并稳定运行后，自动解锁。

**六、安装监控的相关规定**

（一）安装断电控制系统时，施工单位根据断电范围的要求，必须提供断电条件（在闭锁回路中必须提供该断电电气设备的无压释放的常闭接点，以供实现瓦斯电闭锁）并接通井下电源及控制线，安全监控设备的供电电源必须取自被控开关的电源侧，严禁接在被控开关负荷侧。

（二）监控设备要加强检修，确保其灵敏、可靠，当瓦斯浓度超限时，能自动报警、断电。监测数据应能够及时反应到地面中心站，监控中心站值班人员必须随时掌握该巷道回风流的瓦斯情况，发现问题及时向通防部值班人员及矿调度所汇报。

（三）拆除或改变与安全监控设备关联的电气设备的电源线及控制线，检修与安全监控设备关联的电气设备，需要安全监控设备停止运转时，须提前与通防部联系，制定安全措施经总工程师签字后，报告矿调度所，方可执行。

（四）监控设备安装后，由所在施工单位负责保管使用，如有损坏或发生故障应及时与通防部联系，以便及时处理，严禁私自拆卸挪移。

（五）甲烷传感器由通防部监测工负责调校，每60天调校一次，调校时应使用空气样和浓度2.0％的甲烷标准气样。调校的同时应测试甲烷断电闭锁功能，测试记录必须存档备查。

（六）每班进入工作地点，现场瓦检员必须对工作区域内探头及监控线路进行完好确认方准工作面施工；工作面需要移动甲烷传感器时，必须由采煤班队长按规定移动到安全位置，工作结束后及时恢复到规定的吊挂位置。

（七）瓦检员每班使用便携仪甲烷检测报警仪或光学甲烷检测仪与甲烷传感器进行对照，并将记录和检查结果报监控中心站人员。

（八）甲烷传感器必须按规定安装、设置、使用及调试传感器经过调校检测误差仍超过规定值时，必须立即更换；安全监控设备发生故障时，必须及时处理，在更换和故障处理期间必须采用人工监测等安全措施，并填写故障记录。

（九）监控值班人员接到报警、断电信息后，应立即向矿值班领导汇报，矿值班领导按规定指挥现场人员停止工作，断电时撤出人员。处理过程应记录备案。当系统显示井下某一区域瓦斯超限并有可能波及其他区域时，矿井有关人员应按瓦斯事故应急预案手动遥控切断瓦斯可能波及区域的电源。

**七、信号电缆及电源电缆的敷设**

监控设备之间必须使用阻燃电缆，电缆不应悬挂在风水管路上，不得遭受淋水，电缆上严禁悬挂任何物品。电缆与压风管、供水管在同一侧敷设时，必须敷设在管架上方，并保持300mm以上距离。信号电缆与高压电缆敷设在巷道同一侧时，距离不得小于100mm。信号电缆与其它低压电缆之间的距离应不低于50mm。

**八、便携式甲烷报警仪的配备和使用**

（一）矿长、矿技术负责人、爆破工、采掘区队长、通风区队长、工程技术人员、班长、流动电钳工、安全监测工下井时，必须携带便携式甲烷检测报警仪。

（二）流动电钳工下井担负机电维修工作时，必须使用便携式甲烷报警仪在检修工作地点20m范围内检查甲烷气体浓度，有报警现象时不得通电或检修。

**九、通风安全仪器仪表使用管理制度**

（一）通风仪器仪表要确保完好、无“三证一标志”即安全合格证、防爆合格证、检验证、MA标志的，一律不准入井。

（二）任何人不得随意毁坏仪器仪表，对无故破坏的，必须追查出责任者，给予严肃处理。

（三）通风仪器仪表必须经常维修，定期校正。

（四）便携式瓦斯报警仪、光学瓦斯机、自救器和发爆器等安全仪器必须设专人负责发放和维护工作，并定期检查和测试其性能，检查和测试结果要有记录，以保证仪器的正常使用。

（五）便携仪及光学瓦斯机每年送市计量站检定1次，便携仪每15天对仪器的零点、精度和报警值进行一次调校，并认真按规定格式填写便携仪和光学瓦斯机的调校记录。

**十、便携式瓦斯报警仪及自救器**

（一）便携仪使用人员要严格按说明书操作，严禁旋动电位器或拆开仪器。携带便携仪入井时要打开开关，使便携仪保持工作状态。

（二）便携仪在使用前按规定对其充电，确保足够的充电时间，充电前要放电以延长电池使用寿命。

（三）便携仪下井前必须由使用人员检查仪器零点、电池电压及报警点是否符合要求，不合格的严禁入井使用。

（四）当工作地点的瓦斯浓度达到便携仪报警值时，便携仪便发出警报，施工地点必须立即停止工作，并严格按有关规定处理。

（五）便携仪的充电、发放、维修、校验应由专人负责，并建立台帐，故障登记册，调校记录，发放记录。

（六）自救器每季进行一次气密性检查，每旬对自救器的完好状况进行全面检查，过期或检定不合格的自救器严禁使用。

（七）每一个入井人员都必须熟悉自救器的使用方法，下井时随身携带自救器。

**十一、光学瓦斯机**

光学瓦斯机的维修人员，要定期对各组件进行仔细检查和维护，做到气球、胶管、气室不漏气、不串气，开关接触良好，各组镜片清洁，灯泡、电池、硅胶、光谱正常。每月必须用压力校准仪对光学瓦斯进行校正，发现误差及时维修，校正要有记录。

**十二、发爆器**

（一）发爆器维修人员要每日检查测试所有发爆器的冲能、峰值电压、充电供电时间，各项技术指标全部符合规定后，方可下井使用。

（二）爆破员领用发爆器时，要对发爆器的性能进行检查，以确保应用安全。使用过程中，要避免摔碰和淋水。

**附图8：1303工作面监控系统图**

## 第八节 人员定位系统

**一、设计原则及依据**

本方案在设计过程中始终遵循可靠性、实用性、可扩展性原则，以满足矿井人员管理系统整体的需要。其依据为：

（1）《煤矿井下作业人员管理系统通用技术条件》 AQ6210-2007

（2）《煤矿井下作业人员管理系统使用与管理规范》 AQ1048-2007

（3）《煤矿安全规程》

（4）《爆炸性环境用防爆电气设备通用要求》

（5）《煤矿通信、检测、控制用电工电子产品通用技术条件》

**二、人员定位系统的作用和目的**

人员定位系统可实现井下人员定位、下井人员考勤、设备管理、定位调度、人员实时监控、应急救护和事故调查，形成网络信息化监管体系，为安全生产提供良好的技术保障。

**三、人员定位设备及安装技术要求**

1、矿井装备KJ69J（A）型人员定位系统。需安装KJ28（D）-F型人员定位分站8台。通过分站传输到地面中心站。

2、人员定位系统设置尽量做到人员监测无盲区，在工作面机巷、风巷每300米安装1台分站。

3、人员定位分站应安设在便于人员观察、调试、检修，周围支护良好，无滴水的巷道或硐室中并上架，其距巷道底板不小于1000mm。

4、信号电缆应使用不易燃电缆，信号电缆不得与风水管路、动力电缆同侧，如与风、水管路同侧敷设时，必须在其上方300mm以上距离。与动力电缆同侧敷设时，应在其上方100mm以上距离。

5、按《煤矿井下作业人员管理系统使用与管理规范》（AQ1048-2007）和产品说明书的要求对人员定位装置在地面进行全面检查其完好性，即设备隔爆面处理，零部件是否齐全，指示灯、显示窗口、电源接线口、保护盖等是否完好无损，不用的接线口用挡板堵死。不完好的设备严禁入井。

6、根据现场电气设备情况备好合适的电源电缆、密封圈，信号传输电缆（导线截面应≥1mm2）、本安接线盒等。

7、人员定位系统设备必须具有“MA”标志证书。设备使用前，对分站进行地面调试、校正，并联接主机试运行24～48小时以上，设备能稳定、可靠的正常运行，各项技术指标能达到产品说明书及《煤矿井下作业人员管理系统使用与管理规范》（AQ1048-2007）的要求后，方可入井安装。

**四、人员定位系统使用维修管理制度**

1、在安装分站电源时，要杜绝电气失爆，并保证电气设备的完好，定期对电气设备的完好情况进行检查，保证台台完好。

2、通防部专业维修人员每天必须对井下的设备进行维护和保养，确保井下系统不间断运行，发现故障及时处理，确保设备的正常运转及系统的安全可靠。

3、信号电缆敷设在动力电缆上方，距离不小于0.1米，平行吊挂。

4、分站电源要上架，并安设接地线，实行挂牌管理。

5、在进行洒水降尘工作时，严禁将水洒向人员定位设施，造成设施故障。

6、在进行巷道修护时，必须对人员定位设施和电缆采取保护措施。

7、各单位或监测人员发现井下人员或监测装置有异常情况要及时向有关单位汇报并核实。

8、入井人员的工作单位（岗位）如有变动 ，所在单位及时通防部系统及时调整人员卡信息，并将变更人员的信息录入管理系统。

9、各有关区队要负责管辖区域内所安设的系统分站或读卡器的看护管理，派专人对设备线路进行巡查，发现问题及时汇报。如有丢失损毁由责任单位负责或赔偿。

10、维护人员要及时维修更换有问题的读卡器和人员卡，不得因人员卡问题影响监测数据的准确性。

11、各分站电源由供电所在区队负责、停电必须有申请单，因停电检修影响人员定位系统运行的，必须经维护部门及分管领导签字认可同意后方可施工，严禁长时间（超过2小时）停电，如有开关跳闸，应及时恢复送电。

12、分站和读卡器严禁随意移动、搬迁、淋水，影响巷道施工时，必须经系统维护部门同意，并得到调度所同意后方可作业。

13、所有下井人员必须携带与本人信息一致的人员卡，严禁一人携带多卡入井。

14、携带人员卡下井人员通过井口专用检卡设备时要检查卡是否正常，如发现电量不足，卡号错误，信息不全时及时与系统维护人员联系，并能在换卡的同时进行信息关联。

15、井下人员严禁随意拆卸人员卡，若有问题，及时与系统维护部门联系更换人员卡。

16、井口检身人员，必须对下井人员是否携带人员卡进行检查。

17、任何人未经人员卡管理部门同意，不得拆卸或修改。

18、地面调度或系统中心站值班人员实时监测数据变化情况，核实和汇总人员跟踪监测信息，对信息出现异常或设备报警时，立即通知维护人员，并做好中心站运行日志，相关人员查明原因后向有关负责人汇报。

**附图9：1303工作面人员定位及通信系统图**

## 第九节 视频监控使用管理安全措施

一、工作面视频监控装置安装地点及监控范围

本次设计包含在矿井安全生产视频整体设计方案内，1303工作面共计33台（其中面内支架每6架安装1台云台摄像仪，共17台），广播终端2台，广播分机4台，安装设备布置情况如下：

1、设备安装地点清单

|  |  |  |  |  |
| --- | --- | --- | --- | --- |
| 类别 | 序号 | 安装地点 | 安装数量 | 备注 |
| 工  业  视  频 | 1 | 1303机巷小眼上口 | 1台 |  |
| 2 | 1303机巷移变高爆 | 1台 |  |
| 3 | 1303机巷转载机 | 1台 |  |
| 4 | 1303机巷小眼下口 | 1台 |  |
| 5 | 1303风巷出口向外 | 1台 |  |
| 6 | 机巷第二车场 | 1台 |  |
| 7 | 1303风联巷上口 | 1台 |  |
| 8 | 1303风联巷下口 | 1台 |  |
| 9 | 1303风巷出口向里 | 1台 |  |
| 10 | 1303风巷限员站 | 1台 |  |
| 11 | 1303机巷限员站 | 1台 |  |
| 12 | 1303机巷泵站 | 1台 |  |
| 13 | 1303机巷出口向外 | 1台 |  |
| 14 | 1303工作面集控仓 | 1台 |  |
| 15 | 1303机巷出口向里 | 1台 |  |
| 16 | 1303工作面集控仓外 | 1台 |  |
| 1 | 1303工作面第2#架 | 1台 |  |
| 2 | 1303工作面第9#架 | 1台 |  |
| 3 | 1303工作面第15#架 | 1台 |  |
| 4 | 1303工作面第21#架 | 1台 |  |
| 5 | 1303工作面第27#架 | 1台 |  |
| 6 | 1303工作面第33#架 | 1台 |  |
| 7 | 1303工作面第39#架 | 1台 |  |
| 8 | 1303工作面第45#架 | 1台 |  |
| 9 | 1303工作面第51#架 | 1台 |  |
| 10 | 1303工作面第57#架 | 1台 |  |
| 11 | 1303工作面第63#架 | 1台 |  |
| 12 | 1303工作面第69#架 | 1台 |  |
| 13 | 1303工作面第75#架 | 1台 |  |
| 14 | 1303工作面第81#架 | 1台 |  |
| 15 | 1303工作面第87#架 | 1台 |  |
| 16 | 1303工作面第93#架 | 1台 |  |
| 17 | 1303工作面第98#架 | 1台 |  |
| 应  急  广  播 | 1 | 1303机巷机头处 | 1台 | 广播终端 |
| 2 | 1303机巷600米处 | 1台 | 分机 |
| 3 | 1303机巷里口 | 1台 | 分机 |
| 1 | 1303风巷口 | 1台 | 广播终端 |
| 2 | 1303风巷600米处 | 1台 | 分机 |
| 3 | 1303风巷里口 | 1台 | 分机 |

二、视频监控管理措施

1、视频监控装置安装完成后，严禁施工人员随意挪动监控位置；

2、工作面洒水降尘作业时，严禁使用水冲洒监控摄像头；

3、严禁任何人员遮挡工作面内所有监控摄像头；

4、工作面放炮作业时必须采取措施保护监控安装，防止损坏；

5、监控装置安装地点的作业人员应负责巡查监控装置完好情况，若发现监控异常或者线路出现破损时及时汇报调度指挥中心，有负责监控管理单位就你行及时维修处理。

6、工作面当班回采结束后，清理视频监控装置，保持卫生整洁；

7、岗位工在操作本岗位附近支架等设备时，注意保护设备，防止移架造成监控线路挤断；

8、视频监控管理单位必须做好监控值班管理，做到有人员看守，发现监控系统异常时，及时安排人员处理；

9、工作面所有的视频监控装置必须完好可靠，严禁出现失爆现象；

10、工作面所有视频监控线路必须捋直吊挂整齐，不得随意放置；

11、工作面所有视频监控设备传输线缆必须具备阻燃和抗静电性能；

12、严禁对视频监控设备电源未经允许随意停电作业，需停电作业的，必须履行停送电管理规定。

## 第十节 供液系统

一、工作面供液系统安装及使用：

1、液压支架安装前，需对主进液管路按1.5倍最大工作压力逐根做耐压试验；其他胶管进行抽检。

2、液压支架胶管安装时，单路胶管需与连接座进行辅助固定；两路及以上平行布置的，需用扎带进行捆扎，防止胶管脱扣、爆裂甩管伤人。

3、主进、回液胶管及架间进、回液胶管安装时，均需安装橡胶或弹簧保护套，防止胶管外表面磨损。

4、远距离供液管路需编号管理。

5、液压胶管橡胶层脱落、裸露的钢丝层断丝或锈蚀严重、液压胶管接头处出现异常鼓包的需更换；超过液压胶管服务年限的一律更换。

6、完善对液压胶管的抽检、送检工作，确保采购的液压胶管许用耐压强度符合设计要求。

7、工作面复用的液压胶管及耐压强度标识不清的液压胶管需做耐压试验，耐压强度达不到使用压力要求的严禁复用。

8、液压胶管更换时，其耐压强度要与压力需求相匹配。

9、定期对在用液压胶管进行全面排查，发现问题及时更换。

10、支架主进、回液胶管应布置在立柱后方，避免布置在人行道侧。

11、创建标准化供液硐室。分别制定泵站系统及水处理装备管理制度、操作规程、供液方案等牌板；健全各类检修维护台账。

12、乳化液泵站自动给液装置、自动配比装置、泵箱防吸空装置齐全，并保证完好，正常使用。新购及升井大修的水处理装备，应具备乳化液浓度显示功能，自动化工作面应同时具备乳化液浓度在线上传功能；配齐糖量仪及电导率测试仪等相关检测工具。乳化液泵站压力不低于30MPa，浓度符合3%～5%的要求；使用高浓缩液时，浓度符合1%～3%的要求，具体参照说明书执行。严禁使用清水代替乳化液。

13、加强液压系统管理，杜绝跑冒滴漏，确保系统完好，供液安全。

14、液压支架喷雾、采煤机喷雾以及采煤机、刮板输送机电机冷却水应取自喷雾泵站，根据冷却水压力及流量要求安装减压阀及流量计。

15、自动化工作面乳化泵站流量和高压供、回液管路规格必须能满足液压支架拉移要求。

# 第五章 劳动组织和主要技术经济指标

## 第一节 劳动组织

1、作业形式

采取分段综合作业与追机作业相结合，多工序平行作业的形式。

2、循环方式

采取三八制循环方式，正常情况下一班采煤两班检修和杂活，当工作面来压显现强烈或工作面出水量较大等特殊情况下，为保证工作面快速推进，检修班在确保设备正常运转的前提下，要实现三班生产。

3、正规循环

早班检修，中班割煤不超过3刀、夜班杂活，保证正规循环作业。



图2 工作面正规循环作业图表

**4、工作面劳动组织**

表22 工作面劳动组织图表（包括非限员管理区域）：

|  |  |  |  |  |  |
| --- | --- | --- | --- | --- | --- |
| 序号 | 工 种 | 生产一班 | 生产二班 | 检修班 | 合 计 |
| 1 | 跟班队长 | 1 | 1 | 1 | 3 |
| 2 | 副队长 | 1 | 1 | 2 | 4 |
| 3 | 采煤机司机/采煤机检修工 | 2 | 2 | 1 | 5 |
| 4 | 三机司机/三机检修工 | 2 | 2 | 3 | 7 |
| 5 | 泵站司机/泵站检修工 | 1 | 1 | 1 | 3 |
| 6 | 排水泵司机 | 1 | 1 | 1 | 3 |
| 7 | 支架工/支架检修工 | 2 | 2 | 3 | 7 |
| 8 | 皮带机司机/皮带机检修工 | 2 | 2 | 3 | 7 |
| 9 | 超前支护工 | 2 | 2 | 3 | 7 |
| 10 | 端头维护工 | 2 | 2 | 2 | 6 |
| 11 | 电工 | 1 | 1 | 6 | 8 |
| 12 | 杂活工 | 5 | 5 | 8 | 18 |
| 13 | 放煤工 | 1 | 1 | 0 | 2 |
| 14 | 打眼工 | 0 | 0 | 3 | 3 |
| 15 | 安检员 | 1 | 1 | 1 | 3 |
| 16 | 瓦检员 | 1 | 1 | 1 | 3 |
| 17 | 防冲员 | 0 | 0 | 1 |  |
| 18 | 合计 | 25 | 25 | 40 | 90 |

根据劳动组织图表，工作面日生产人数90人，考虑到人员轮休及两巷杂活工作，本工作面实际需要的生产人员为137人。生产期间限员管理区生产班进入人员班不得超过16人，如下表。

|  |  |  |
| --- | --- | --- |
| 序号 | 工 种 | 生产期间班人数 |
| 1 | 跟班队长 | 1 |
| 2 | 副队长 | 1 |
| 3 | 采煤机司机 | 2 |
| 4 | 三机司机 | 2 |
| 5 | 支架工 | 2 |
| 6 | 超前支护工 | 2 |
| 7 | 端头维护工 | 2 |
| 8 | 放煤工 | 1 |
| 9 | 合计 | 13 |

## 第二节 技术经济指标

表23 1303工作面技术经济指标表

|  |  |  |  |  |
| --- | --- | --- | --- | --- |
| 序号 | 项目 | 单位 | 指标 | 备注 |
| 1 | 工作面名称 | 1303工作面 | | |
| 2 | 工作面面长 | m | 180 | 平距 |
| 3 | 走向长度 | m | 755 | 平距 |
| 4 | 煤层可采厚度 | m | 平均12.3m |  |
| 5 | 煤层倾角 | 度 | 4°～11° |  |
| 6 | 煤体容重 | t/m³ | 1.40 |  |
| 7 | 采高 | m | 3.5 |  |
| 8 | 放煤高度 | m | ≯8.5 |  |
| 9 | 采放比 |  | 1：3 |  |
| 10 | 截深 | m | 0.8 |  |
| 11 | 循环进度 | m | 0.8 |  |
| 12 | 循环产量 | t | 2249 |  |
| 13 | 日循环数 | 个 | 3 |  |
| 14 | 日产量 | t | 6747 |  |
| 15 | 正规循环率 | % | 95 |  |
| 16 | 月产量 | t | 192289 | 30天 |
| 17 | 日出勤人数 | 人 | 89 |  |
| 18 | 回采工效 | t/工 | 75.8 |  |
| 19 | 服务年限 | 月 | 11.4 |  |

# 

**第六章 煤质管理**

**一、煤质管理措施**

1、认真贯彻落实公司和矿下达的煤质管理制度、文件，从严从细组织实施煤质管理办法，加强职工教育，增强煤质观念。

2、严格控制机组冷却水和各转载点喷雾水、煤机内外喷雾水，各转载点人员必须严格贯彻执行“开机开水，停机停水”的原则，冷却水应尽量排至排水系统内。

3、工作面过顶板破碎带时必须及时跟机拉架，必要时应采取超前拉架、带压移架或采取临时措施，防止矸石进入煤流系统。

4、工作面发生片帮冒顶出现严重漏矸事故时，应及时拉超前架，及时处理冒落矸石，保证工作面安全顺利地通过，对工作面产生的大量矸石要采取分装分运办法进行处理，不得与原煤掺杂运输。

5、工作面过断层时，降低采高，以煤机能通过为最低标准，尽量减少工作面回采期间破矸石量。

6、放煤时必须严格执行多轮放煤措施，要注意观察放顶煤的情况，见矸后就及时关闭插板，严禁大量矸石流入煤流系统。

7、放煤结束后，工作面支架适当降低后尾梁高度，尾梁插板及时伸出，防止老塘矸石进入后部车；后部运输机及时拉移，防止老塘矸石流入。

8、混入原煤中的大块矸石或杂物派专人要及时停车拣出，抛入上下隅角。

9、检修时间，必须将各设备冷却水关闭（检查冷却系统时除外）。

10、煤机割至上下端头时，应提前将煤壁上的网片、锚杆等处理掉，严禁进入运煤系统。

11、使用的棉纱、废油、旧件、损坏件及工具等按指定点存放，严禁乱扔乱放。

12、当班使用的饮料瓶、编织袋、包装纸、塑料袋必须清理干净，严禁进入煤流。

13、加强设备检修，防止设备的零部件松动因松动、磨损、撞击等因素造成脱落，混入煤流中，尤其是对采煤机的截齿齿套应班班进行检查。

14、运输机头司机和转载机司机在出煤过程中要仔细观察煤流中是否有大块矸石、铁器、木料等杂物，注意倾听煤流声音，发现异常后应立即闭锁停车，采取相应措施进行处理。

15、机头、机尾支架工在拉架前务必先认真检查尾梁后和顶梁上是否有木料等杂物，如有木料等杂物混入煤流系统中，应及时通知运输机头司机密切观察，及时闭锁处理。

16、用皮带打运物料时，必须指定专人到指定地点监视；下料人员必须将所有的物料搬下皮带，并由班队长清点清楚，确认无遗留后方可通知开启皮带。

**二、保证煤炭回收率的措施**

1、放煤工应加强责任心，放煤时集中注意力，紧盯放煤口，同时两手协调操作插板和尾梁电液控按钮，注意观察煤流情况，遇到矸石急剧增加时必须立即停止放煤。

2、严禁漏架不放，顶煤要放干净，不得随意丢失顶煤，以加强顶煤的回收，提高回采率。

3、顶煤放不下来时，可反复伸缩插板或上下摆动尾梁将大块煤挤碎将顶煤放下来；或者上下摆动支架立柱，小范围内反复升降几次，以破碎顶煤，然后按照放煤操作顺序进行放煤。

4、定期探查底煤厚度，确保工作面按设计的层位进行推进，严禁随意多留底煤，以提高回采率。

# 第七章 自动化控制回采工艺

## 第一节 工作面自动化系统介绍

本套综采自动化系统主要由液压支架电液控制系统、视频监控系统、泵站控制系统、采煤机电控系统、三机泵站集控系统、地面集控系统组成。使用该系统后综采工作面可实现正常采煤生产过程实现以采煤机记忆割煤为主，人工干预为辅；以液压支架自动跟机动作为主，人工干预为辅；以综采运输设备集中自动化控制为主，就地控制为辅；以综采设备数据监测为主，视频监控为辅；即“以工作面自动控制为主，人工干预控制为辅”的自动化生产模式；达到工作面少人安全高效开采。

## 第二节 系统构成

系统主要集成了液压支架电液控制系统、视频监控系统、泵站控制系统、采煤机电控系统、三机泵站集控系统、顺槽集控系统组成和地面监控系统等。工作面自动化控制部分主要由井下集控中心和地面分控中心组成，井下集控中心主要由主控计算机、交换机、本质安全型操作台、电源和具备相应功能的软件等组成。地面分控中心主要由主控计算机、交换机和具备相应功能的软件组成。

## 第三节 整体功能

自动化控制与监测系统通过数据集成及上传将采煤机控制系统、支架电液控制系统、工作面运输控制系统、三机控制系统、泵站控制系统及供电系统有机融合，辅以工作面煤壁和液压支架高清视频系统，实现了对综合机械化采煤工作面设备的协调管理与集中控制，实现了工作面液压支架电液控制系统跟机自动化与远程人工干预控制相结合的自动化采煤工作模式。该系统可以在顺槽或地面调度中心对采煤机工况和液压支架工况进行监测与远程集中控制，实时监控工作面综采设备运行工况和煤壁及顶板的空间状况。当设备异常或工作面空间形态异常时，可以在指挥控制中心通过远程人工干预手段对设备进行远程调控。

自动化控制与监测系统实现了以下功能：

**一、自动化远程集中控制功能**

将综采工作面主要设备，包括采煤机、液压支架、运输系统、供电系统、供液系统，通过自动化控制系统连接起来，实现在井下集控中心和地面调度中心的远程集中控制，并实现“一键启停”和“顺序启停”功能。在远程操作台上能够实现对采煤机的启停采煤机液压电机、启停截割电机、启停牵引电机、更改行进放心、加减速、摇臂升降调节等控制功能。

实现对任意单个支架或成组支架实现推溜、降架、拉架、升架等其他功能动作的执行控制。实现对破碎机、转载机、前后部运输机、皮带机单独启停功能。

**二、采煤机全工作面记忆截割功能**

采用智能决策记忆割煤技术实现采煤机的自动化割煤过程。通过读取采煤机机身传感器的高度、速度、当前位置等数据在控制程序数据库进行记忆，实现对“示范刀”和历史割煤数据的学习，最终实现记忆截割。集控中心能够控制采煤机开启、停止记忆割煤功能，自动化开采过程中全部工艺段均采用记忆割煤，包括割三角煤、斜切进刀、扫浮煤、中间段工艺等实现综放工作面自动化控制开采。

液压支架全工作面跟机自动化与远程人工干预功能在液压支架电液控制系统实现全工作面跟机自动化的基础上，将电液控制系统的数据与液压支架视频相结合，通过集控操作中心和地面调度中心的操作台对液压支架进行人工干预，以满足复杂环境下液压支架的自动化控制。

**三、泵站控制系统**

集控中心通过与泵站乳化液配比控制器的通讯，实现泵站的自动化控制配置的实时状态监测，实现乳化液泵、清水泵的远程控制。泵站系统及乳化液配比装置的相关运行数据经过通讯传输给集控中心，并在自动化控制主机上显示泵站工作状态、控制模式、泵站油温、油位、出口压力、液相液位及乳化液配比浓度等。实现对水处理、过滤、补液自动调配、高低液自动调整功能、单台乳化泵启停、单台清水泵启停、自动配比启停及多泵联机启停、泵站电磁卸荷、乳化液自动配比、流量自动控制、状态监测的控制。

**四、工作面视频监控功能**

视频监控系统通过网络传输的方式完成对工作面采煤机、液压支架及采场状况的视频监控，实现集控中心显示器上跟随采煤机位置的变化自动切换显示的画面，实时监控采煤机截割部的状态和截割部位液压支架及煤壁的状态，实时为远程操作员建立身处现场实景的信息，确保远程操作的安全。通过视频监控系统传送工作面图像，操作人员根据煤层变化情况、滚筒截割情况、支架状态等信息，必要时对采煤机进行远程干预。

转载机机头、皮带机机头、电缆拖拽装置、设备列车等关键区域配置8台云台摄像仪，在集控中心进行实时监视。工作面每6架安装一台云台摄像仪用于动态跟踪采煤机。

**五、设备运行状态监控功能**

井下集控中心和地面分控中心的显示界面上，能够实时显示出系统连接状态、采煤机运行状态、支架状态、三机和泵站控制系统工作状态。

**六、数据统计分析功能**

数据统计分析功能包括采煤机轨迹分析、工作面压力分布分析和支架单架压力分析功能。分析采煤机轨迹可以对比分析采煤机的工作状态和工作效率，工作面压力分布图可以给煤矿安全生产提供准确的数据参考，支架单架压力分析可以统计单个支架在不同时间段的压力分布，帮助设备维护人员了解支架工作状态。

**七、智能设备识别定位功能**

人员定位系统沿用工作面无线基站，在支架上配备定位标签，通过人员定位卡，识别人员在液压支架的位置，达到自动跟机时，自动动作闭锁，实现人员安全保护。

（1）工作面人员携带识别卡，确定面内每一个人员的精确位置，定位误差不大于50cm。

（2）工作面人员位置、人员数量等在集控中心显示屏上显示。

（3）人员所在支架区域支架的从控闭锁。

（4）配合声光报警灯实现危险区域声光报警。

（5）具备集控界面人员位置提示，可设置本架及邻架安全闭锁架数。

（6）具备自动跟机时根据人员位置闭锁移架，降柱等影响人身安全的动作，但不影响正常邻架、隔架动作的影响。

## 

## 第四节 支架电液控制操作工序

电控系统的操作都是依靠控制器上的按键来完成的，控制器的正面图如下图3所示：

图3 控制器正面图

**一、邻架/隔架手动控制**

邻架控制：邻架控制指的是在本架即可以控制右边的支架，也可以控制左边的支架，但每次控制的支架只能是1架。

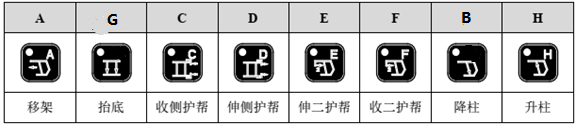
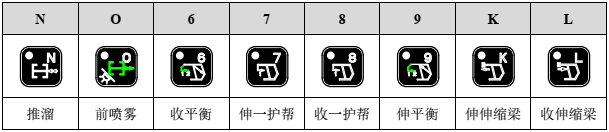
隔架控制：隔架控制指的是可以控制距离操作架一定范围的支架（最远间隔5架），每次控制的支架也只能是一架；手动控制不是用手直接操作电磁先导阀，而是操作控制器按键来实现对支架的控制，动作执行时手必须持续按着按键，松开按键时则动作停止。

**1、第一步选择被控支架：**

领架操作时，在控制器界面下按数字“2”键选择被控支架为右邻架，“1”选择被控支架为左邻架。以右邻架操作为例，按数字“2”键选择邻架操作（此时被控架为右边第1架），在邻架模式下再次按数字“2”键选择隔架模式，则选择右边第2架，以此方式可以选择右边第3架到第5架。在右隔架模式下每按一次数字“1”键，则隔架操作的间隔架数减1（如当前被控架为右边第3架，按下数字“1”键，则被控架选择为右边第2架，再次按下数字“1”键，完成相同的操作，被控架为右邻架）。左隔架时被控支架的选择与右隔架操作方式类似。

**2、第二步发出动作指令：**

支架控制器具有多个动作快捷键用来快速完成对支架动作的控制。按下相应的按键则支架执行相应的动作，按键持续按下，则动作持续执行。快捷键功能分配如下（图4）：

图4 支架控制器快捷键

**3、第三步结束动作：**

松开按键，动作停止。

**二、领架/隔架自动降-移-升控制**

单架降-移-升自动控制的操作与邻架/隔架手动控制的操作类似，差别在于选定被控支架后，对于选定的降-移-升功能的执行不必一直按着动作键，只需按下数字“3”键（见图3），支架的降-移-升动作即可自动执行完毕，并自动结束。

**1、第一步选择被控支架：**

被控架的选择与邻架/隔架手动控制中被控架的选择方法一样。

**2、第二步选择自动降-移-升动作并启动：**

自动降-移-升动作的选择与邻架/隔架手动控制快捷键选择动作的方式一样， 按下数字“3”键选择自动降-移-升动作，程序自动启动自动降-移-升动作。

**3、第三步停止自动降-移-升动作：**

自动降-移-升动作在动作执行完成后，系统会自动停止，如果执行过程中想要终止该动作，可以按下红色“Stop”键随时停止该动作。

**三、支架成组动作控制**

成组控制的方式有两种，分为成组手动控制与成组自动顺序控制。成组手动控制是指组内支架同时开始动作，同时停止动作。成组自动顺序控制是指按照时间或者动作完成的顺序从组内首架开始自动执行动作。这里“手动”含义与邻架/隔架手动控制中手动的含义一致。“自动”含义是组内支架动作的执行不必一直按着动作键，只需按下对应的自动动作功能键，组内支架即会自动执行直到动作完成。

**（一）成组手动控制**

**1、第一步选择成组方向：**

成组方向即为被控的该组支架相对于操作的位置。按数字“5”键选择右成组，即被控的支架位于本架的右手侧； 按数字“4”键选择左成组，即被控的支架位于本架的左手侧。  
 默认的成组架数为5架，以本架为中心（不包含本架，即本架不参与成组动作） ，前或者后5架范围内为成组区域。

**2、第二步发出动作指令：**

支架控制器具有多个动作快捷键用来快速完成对支架动作的控制。按下相应的按键则支架执行相应的动作，按键持续按下，则动作持续执行。

**3、第三步结束动作：**

松开按键，动作停止。

**（二）成组自动控制**

成组自动控制的操作与成组手动控制的操作类似，差别在于选定成组支架后，对于选定的降-移-升功能的执行不必一直按着动作键，只需按下绿色“Start”键，支架的降-移-升动作即可自动执行完毕，并自动结束。自动动作的开启需要在“允许设定”菜单下进行配置，开启后，按下成组操作后自动动作的提示灯才会亮起。

**1、第一步选择成组支架方向：**

成组方向即为被控的该组支架相对于操作的位置。按数字“5”键选择右成组，即被控的支架位于本架的右手侧；按数字“4”键选择左成组，即被控的支架位于本架的左手侧。

**2、第二步选择自动动作：**

支架控制器具有多个动作快捷键用来快速完成对支架动作的控制。按下相应的按键则支架执行相应的动作。

**3、第三步启动自动动作：**

按下绿色“Start”键启动自动动作。

**4、第四步停止自动降-移-升动作：**

自动动作在动作执行完成后，系统会自动停止，如果执行过程中想要终止该动作，可以按下红色“Stop”键键随时停止该动作。

**四、自动补压操作**

支架控制器在自动补压功能允许的情况下，实时检测支架立柱的下腔压力， 以获取支架对顶板的支撑情况。在支撑过程中如因某种原因发生立柱下腔压力降落，并当压力降至某一设定的阈值时，系统会自动执行升柱动作，从而将立柱下腔压力补充到规定安全压力值以上，自动补压过程能够执行多次，以保证支护质量。

**1、检查并设定自动补压参数**

自动补压参数可以通过“参数配置”菜单进行设定。

**2、开启自动补压功能**

在系统空闲界面下按数字“0”键，系统显示的最后一行提示“PSA ：ON/OFF” ,即开启或者关闭自动补压功能。自动补压开启后，按键数字“0”键左上角的灯会进行闪烁，以提示自动补压正在运行。  
 注：开启自动补压功能并不意味着会立即执行升柱动作，而是要检测到立柱下降压力降落到阈值以下才会执行升柱动作。

**3、自动补压功能关闭**

自动补压失败后，系统会自动关闭自动补压功能。

**五、本架操作**

支架控制器提供了一项本架推溜和本架前喷雾功能。按下“Enter”键锁定本架，开始执行本架操作。本架操作仅支持推溜和前喷雾操作。此时对应按键的提示灯亮起，按下字母“N”键（推溜）或者字母“O”键（前喷雾）键即可执行对应的功能。

**六、自动反冲洗操作**

电液控系统提供一项工作面自动反冲洗的功能，该功能能够按照设定的参数自动逐架控制安装在支架上的自动反冲洗过滤器实现对过滤器滤芯的反冲洗，以维护工作面乳化液的清洁度。

**1、调整自动反冲洗参数**

通过系统 “参数配置”菜单进入自动反冲洗参数设置界面，进行参数设置。

**2、启动自动反冲洗功能**

在工作面任意一台支架控制器上，通过“参数配置”菜单中的子菜单“自动反冲洗参数”中打开自动反冲洗功能，则从工作面首架开始，按照设定的时间间隔自动执行反冲洗功能。

**3、关闭自动反冲洗功能**

在工作面任意一台支架控制器上，通过“参数配置”菜单中的子菜单“自动反冲洗参数”中关闭自动反冲洗功能，则工作面自动反冲洗功能关闭。

**七、就地闭锁及紧急停止操作**

支架控制器上提供了急停和闭锁功能。当工作面出现紧急情况，需要立即中止工作面所有支架的动作时，此时按下急停按钮，则工作面所有正在执行动作全部停止，同时所有正在运行的自动动作也全部退出；急停按钮拔出，解除急停状态，自动动作需要操作人员手动操作开启。如邻架/隔架自动降-移-升、本架自动推溜、成组自动动作及跟机自动化动作等。

闭锁功能用于系统检修维护时，为了保证维修人员的安全，当闭锁按钮按下后本架及左右相邻支架均不能够动作，以保证本架及邻架不会被其他人员控制下动作，危及本架维修人员的安全；拔出闭锁按钮，则闭锁事件解除。

**八、支架系统传感器配置**

1、每台支架配一台控制器，用于采集各类传感器数据信息和控制支架各动作以及通讯。

2、中间架、过渡架配置一台14功能14接口+12功能12接口主阀组，用于支架电液控制。

3、每台支架安装配置2件压力传感器，实现立柱下腔压力监测，根据监测数据实现压力预警、分析功能以及顶板状态。

4、每台支架安装配置1件位移传感器，监测推移行程，配合电控调速阀实现支架精准推溜。

5、每台支架安装配置5件倾角传感器，监测支架的姿态（仰俯角）和高度，防止支架倒架和咬架功能，实现对支架管理。

6、每台支架安装配置1件红外接收器，实现采煤机定位，实现支架自动根机移架、跟机喷雾、收伸缩量、收护帮。

7、每台支架安装配置1件支架警示灯，可实现支架预警功能闭锁、动作、安全状态的分色警示，保障人员安全通行。

8、每台支架安装配置1件支架自动反冲洗，保障供液系统清洁度，延长设备的使用寿命，过滤精度25μm，流量900L/min。

9、每台支架安装配置1件电控调速阀，实现对液压支架千斤顶的精准控制，配合采煤机惯性导航系统，实现工作面运输机的精确推溜。

**九、相关技术参数及标准**

1、电液控制系统能够满足单台支架“降、移、升”循环时间不大于10秒；采煤机与支架联动，成组拉架时，5架支架一组，完成一个“降、移、升”工作循环时间不大于10秒。

2、支架可实现成组程序自动控制，包括成组自动移架、成组自动推溜（推移行程误差不超过30mm）、成组自动喷雾等。

3、电液控系统具备无线遥控功能，功能主要包括：单架动作和成组动作，配置18台无线遥控装置。

4、电液控系统具备基本架、过渡架、端头架、超前支架、转载机自移、皮带机尾自移等设备的手动、遥控、自动控制功能，且可以连接在一起具备自动联动功能。

5、电液控制系统具备防水、防尘、防腐蚀及抗砸能力，主要控制装置外壳防护等级不低于IP68。

6、支架可实现邻架及隔架电控的手动、邻架电控的自动操作及远程控制，实现本架电磁阀按钮的手动操作，控制器快捷键可根据需求配置相应快捷键方便工人操作。

7、配备红外线发射、接收装置，可与工作面采煤机实现联合自动动作，支架能满足与采煤机、运输机进行自动割煤要求。

8、每架配置5件倾角传感器，能够在顺畅集控中心自动化平台实时反馈支架顶底板姿态及支架高度，在移架的过程中可实现支架防咬架功能。

9、电液控制系统设有声音报警、急停、本架闭锁及故障自诊断显示功能，并能方便地进行人工手动操作，能够在线进行参数调整设定。紧急情况时，在工作面任何一台支架的控制器上按下急停开关，全工作面支架全部停止动作。

10、电液控制系统支架配置警示灯，可实现支架预警功能闭锁、动作、安全状态的分色警示，保证人员安全通行。

11、电液控制系统的电源为隔爆兼本安型，每6架配置一个电源，供电电压为AC 127V 50Hz。电源采用交流快插接口，具有掉线自动掉电功能。

12、具备初撑力自动保持功能，补偿初撑力可调（不超过泵压），立柱的初撑力补偿功能可单独设置和屏蔽，立柱压力监测误差不超过额定压力的10%，具有带压移架功能。

13、每台支架配置1台自动反冲洗过滤器，过滤精度25μm，流量900L/min；反冲洗间隔周期及每次反冲洗时间可通过参数设定，并具备自动反冲洗区间设定功能，反冲洗位置记忆功能，当设备重启后从当前记忆位置继续反冲。

14、对支架的姿态及高度、立柱的工作压力、推移千斤顶的行程、煤机的位置与方向进行监测，在井下自动化主机上能够对上述信息进行显示和存储，能将数据传输至地面分控中心并显示。

15、电控系统为非主-从机型，当工作面控制系统与顺槽集控系统断开后，仍能完成各种操作功能和操作模式设置；电控系统电液控制器具备接口板与主控板电源隔离技术，将接口板与主控板单独供电，当接口板因外部设备发生短路时，不影响主控运行，最大限度保证系统安全。

16、控制系统能够提供接口与自动化集控系统进行双向通信，控制系统将系统内传感器所有检测数据和动作信号都传输给集控系统。

17、所有液压产品按DN系列制造。

18、支架电液控制系统本身信息及需要上传的其它综采设备（采煤机、运输机、转载机、破碎机、乳化液泵站、语音通讯系统、组合开关等设备）信息能够通过井上下数据传输系统上传到地面并在井下和井上计算机上显示，接入到矿井自动化系统，向其提供数据格式，采用标准OPC协议。

19、电液控系统功能具有显示所有支架姿态及高度、立柱压力、推移行程、支架动作状态和控制模式；所有支架控制器的急停状态、通信状态、驱动器与支架控制器通信状态；可实现在集控中心对液压支架的远程控制。可对任意支架进行远程控制，主要包括推溜、降架、拉架、升架以及其他功能动作。

**十、安全注意事项**

1、所有在使用本系统的综采工作面工作的人员，包括工作面操作人员、维护人员、管理人员及其他进入工作面工作的辅助人员，都必须学习、理解并掌握本规则并遵照执行。

2、液压支架电液控制系统的所有操作（急停和闭锁除外）、维护、维修只允许由经过学习熟悉本系统操作使用方法的专职操作人员进行，其他人员不得操作本系统。

3、系统的所有密码只限指定专职操作人员掌握使用，不准对外泄露。严禁非专职操作人员擅自修改系统的参数。

4、操作人员工作时应集中精力，密切注意支架动作所涉及位置及其附近的状况，防止支架动作可能导致对自身或他人的安全威胁和设备的损毁。

5、操作人员如发现液压支架电液控制系统处于闭锁或急停状态时，应及时了解原因，确认危险状况解除后方可操作。

6、任何人员不得滞留在动作的支架内。当执行单架自动动作、成组自动动作及跟机自动动作时，控制单元发出自动动作警示信号（蜂鸣器有节奏鸣响），严禁人员进入报警的支架内，在该区域内的人员应立即撤出。操作命令发出后，如发现有人进入到支架动作区域，应立即就近按下急停按钮停止自动功能的动作。

7、工作面人员在任何地点发现支架动作将导致危险发生，无论此时支架是否已在动作，都应立即就近按下急停按钮，使支架停止执行的动作，并报告专职操作人员。

8、在液压支架电液控制系统运行正常的情况下，禁止在本架直接手动操作先导阀按钮对支架进行控制。如有必要手动操作本架先导阀按钮时，必须确保有足够的安全空间，必须检查管路连接状况（包括管路连接位置是否正确、U 型卡是否连接紧固可靠、胶管及接头是否完好）,只有在确认完好后方可操作。

9、执行手动操作支架立柱卸压或降柱动作时，必须先检查相邻支架的支护状况，在确保其处于可靠支护状态时方可操作。

10、必须经当班队长授权后，方可开启跟机自动化功能。

11、跟机自动化功能开启后，一般情况下采煤机前滚筒前10m至后滚筒后20m为跟机自动化的危险区域，该区域两端必须安排专人警戒，除班队长、采煤机司机及支架工外禁止任何人员在此区域逗留或者通过。

12、支架操作工和采煤机司机应时刻注意顶底板条件以及跟机自动化动作情况，如有问题，应及时处理，必要时停止跟机自动化。

13、专职操作维护人员应对液压支架电液控制系统进行定期检查维护，如发现问题及时维修，确保系统的完好性。

14、在工作面内作业人员，需要进入支架动作所触及的危险区域，应对危险区域内的支架实施闭锁或关闭支架进液截止阀。

15、系统的电源箱、控制单元、传感器、主控计算机等电气元部件，要严格按照《煤矿安全规程》有关井下电气设备安全管理的规定进行管理维护。

16、系统的闭锁、急停按钮、蜂鸣器应定期检查，如有损坏应及时更换、修复。

17、对液压系统进行维修时，首先要关闭进液截止阀，再卸去该液压元件内的液体压力，并对控制单元实施闭锁或对支架进行机械支护，以免发生意外。

18、执行支架过滤器反冲洗前，应检查排污管路连接是否固定可靠，防止液体喷出伤人或胶管伤人。

**十一、维护注意事项**

**（一）液压支架电液控制系统注意事项**

1、设置专人对液压支架电液控制系统进行管理，组织人员定期对液压支架电液控制系统的完好性及工作介质的浓度和清洁度（目测无悬浮物）进行检查，出现问题及时处理。

2、井下操作维护人员应经过培训，熟练掌握液压支架电液控制系统使用、维护和维修方法。

3、用于液压支架电液控制系统定期清洗和更换过滤系统部件的滤芯。

4、高压过滤站为必备的顺槽过滤系统设备，具备回液过滤站及进水过滤站以确保工作介质清洁。

5、电液控换向阀的手动按钮只是为应急之用，严禁正常生产时直接手动操作电液控换向阀。电磁先导阀有故障时应整体更换，禁止井下解体维修。

**（二）日常维护**

1、架与架之间的电缆线必须保护好，以防止架间电缆线磨损、拉断；

2、控制器禁止用水直接冲洗，以防止水进入控制器而导致控制器损坏；

3、与传感器相连接的电缆线必须放在支架立柱之间，不能露在两支架中间，以防被煤块砸坏；

4、所有带插销的地方必须插上销子，以防接触不好；

5、为了保证电液控制系统的正常运行，要求维护人员对所出现的问题能够做到及时处理与解决；

6、对电控系统设备中的各种固定螺丝要保护好，如发现缺失，要及时补充；

7、控制器、人机操作界面、电源箱等各元部件都必须安装固定牢固。

8、光纤线路按标准化要求进行吊挂布置，设专人巡查吊挂布置情况。易出现磕碰地点，采取相应的保护措施。严禁擅自截断光纤，只有在遇到接线盒时，在通知调度指挥中心经许可后方可截断并及时回收升井。

**（三）维修标准**

1、更换控制器后，必须用螺丝把控制器固定好；

2、更换新人机操作界面，用螺丝固定好；

3、更换所有行程传感器的千斤顶后，及时接上插头并插上电缆和相关销子，并进行测试。

4、更换耦合器后，用螺丝固定好；

5、更换压力传感器以后，连接电缆要用扎带捆好，不能露在架间。

**（四）工作介质的要求**

1、确保乳化液浓度达到规定的比例（3%-5%）。同时检查泵箱中的配液量，不足时及时补充，否则不许开泵。加注油前，确认油质的种类和清洁度是否合格。

2、系统在井下运行初期，是污染较为严重的时期，液压支架电液控制系统安装调试完毕后，全面检查主阀上先导阀过滤器、支架过滤器滤芯、高压过滤站滤芯，出现问题的过滤器或滤芯及时更换。

3、定期检查包括浓度、滤芯堵塞状况等，发现异常及时处理。

4、高压反冲洗过滤站和支架反冲洗过滤器要定期进行反冲洗，正常情况下每三天反冲一次，如果系统滤芯堵塞频繁，则每天进行一次反冲洗或随时进行反冲洗。使用期间滤芯出现问题及时更换。

## 

## 第五节 自动化集成控制系统

自动化集成控制系统操作台为井上地面调度中心，操作台状态包括采煤机、支架和集控三种，操作台授权状态颜色有灰色、红色、绿色和黄色四种，操作台授权标识有未授权和已授权两种，井上井下连接用折线表示。

1、操作台灰色处理方法：灰色表示主机未检测到操作台，主要有线路断开和参数设置错误两种情况。

线路断开：首先退出自动化系统，然后检查操作台与主机 CAN 通信端口是否松动，重新插拔 CAN 通讯线，最后启动自动化系统并检查操作台连接状态。

参数设置错误，重新设置连接参数，然后重启自动化系统并检查操作台连接状态。

2、操作台红色处理方法：红色表示操作台状态与井下主机不同步。首先检查操作台所有旋钮是否打到闭锁状态，打到闭锁状态之后再检查操作台三位开关是否在中位，全部打到中位即可。

3、操作台绿色处理方法：绿色表示操作台连接正常并且处于同步状态，但是没有授权，需要在地面主机系统中登录自动化账号登录后自动授权。

4、操作台黄色处理方法：操作台处于授权状态，如果不需要继续操作控制台，点击操作上取消授权按钮即可取消控制权限。

5、井上井下未连接处理方法：检查井上井下网络是否连通，井下临时断电 或软件未启动。可以通过语音系统或者监控视频确认井下（或者井上）通电并且自动化系统已经启动，然后可以通过windows系统命令确认网络是否连通。如果确认是网络问题可以联系网络管理员检查和处理。

注意：操作台授权状态和同步状态没有必然的联系，操作台在未同步状态下可以请求并获得授权；操作台在获得授权后也会出现未同步的状态。

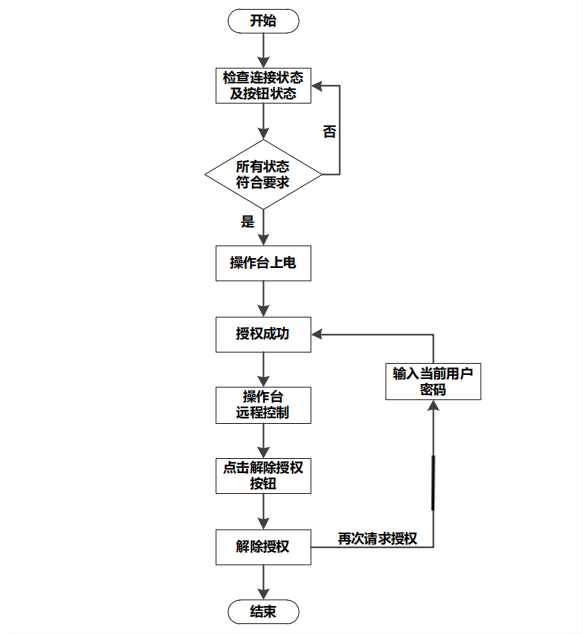
**一、操作工序**

**（一）操作台授权**

用户登录系统，由于用户使用权限的设置不同。有操作台使用权限的用户必须给操作台授权，才可以使用操作台。操作台在没有授权的情况下，无法使用。

1、操作台请求授权步骤

有操作台使用权限的上位机用户，集控操作台的授权流程如图所示。具体操作步骤如下：

图5 井上操作台授权流程图

**（二）集控操作台使用**

1、集控操作台面板布局介绍

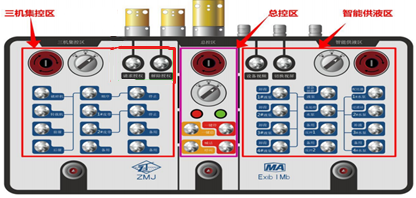


图6 集控操作台面板布局图

集控操作台的面板可以划分为三个区域：总控区、三机集控区、智能供液区，如图所示。

2、总控区操作按钮功能介绍如下：

序号“1”操作按钮功能：操作台上电断电。按钮拔出操作台上电；按钮按下操作台断电。

序号“2”操作旋钮功能：运行模式选择。旋钮指向 “手动”，整个操作台处于手动状态；旋钮指向 “就地”，整个操作台处于闭锁状态；旋钮指向 “自动”， 整个操作台处于自动状态。

序号“3”、“4”操作按钮功能：“一键启停”功能。

序号“5”、“6”操作按钮功能：功能选择按钮。

集控系统可以实现井下工作面设备“一键启停”功能。工作面“一键启停”的设备包括皮带运输机、破碎机、转载运输机、前部刮板运输机、支架自动跟机和采煤机。在井下集控中心和地面监控中心实现“一键启停”的前提条件是：井下或井上操作台已授权且与主机同步；采煤机操作台、支架操作台的和集控操作台 “总控区”、“三机集控区”、“智能供液区”控制旋钮在“自动”挡位。

当按下“一键启”按钮，上位机界面上弹出如下图所示的选择框。按下 “5”键可以上下选择，按下“6”选择左右，被选中的项的颜色变为红色。再按一次“一键启”按钮，一键启动功能开始。设备一键启动顺序为：皮带运输机→破碎机→转载运输机→前部刮板运输机→支架自动跟机→采煤机，上位机界面设备没有启动设备显示灰色，正在启动设备出现黄色闪动提示，已启动设备显示绿色。当按下“一键停”时，设备停止顺序为：采煤机→支架自动跟机→前部刮板运输机→转载运输机→破碎机→皮带运输机。正在运行设备显示绿色，已停止设备显示灰色。

重要提示：

（1）在 “一键启”的过程中，如果有设备按下闭锁，那么，没有启动的设备不启动，已启动设备开始停止功能，直到停到闭锁设备为止，其他设备继续运行。（例如：在“一键启”的过程中，皮带运输机、破碎机和转载机已经启动，正在启动刮板运输机时，破碎机的闭锁按钮被按下，自动跟机和采煤机不会启动，开始停止功能，先停掉刮板运输机，再停掉转载机和破碎机，而皮带运输机继续运行。）

（2）在“一键启”的过程中，如果再次按下“一键启”按钮，程序内部自动检测程序运行状态，系统会提示“等待当前任务完成”，正在运行的设备正常运行，没有启动的设备继续“一键启”功能，直到设备全部启动。在实际操作中，要认真观察设备运行状态，设备处于“一键启”状态时，严禁按此启动“一键启”功能。

（3）在“一键启”的过程中，如果按下“一键停”按钮，“一键启”功能停止，正在启动的设备停止启动，其余设备保持运行状态不变；再按一次“一键停”按钮，所有在运行设备开始 “一键停”功能。

（4）在“一键启”的过程中，如果有设备是闭锁状态，那么“一键启”功能将不再执行。

（5）在正常运行的过程中，如果按下“一键启”按钮，程序内部自动检测设备运行状态，设备运行不受影响，没有启动的设备开始“一键启”功能，直到设备全部启动。

（6）在正常运行的过程中，如果按下“一键停”按钮，设备开始“一键停”功能。

3、三机集控区操作按钮功能介绍如下：

序号“1”操作按钮功能：三机集控区急停。按钮拔出操作台三机集控区正常工作；按钮按下操作台三机集控区急停。

序号“2”操作旋钮功能：运行模式选择。旋钮指向 “手动”，操作台三机集控区处于手动状态；旋钮指向 “就地”，操作台三机集控区处于闭锁状态； 旋钮指向 “自动”，操作台三机集控区处于自动状态。

序号“3”操作按钮功能：控制破碎机启动/停止。在集控操作台总控区和三机集控区的模式选择在“手动”状态下，按下此按钮，破碎机启动，同时在上位机界面上破碎机图标会变成绿色；在破碎机运行状态下，按下此按钮，破碎机停止运行。

序号“4”操作按钮功能：控制转载机启动/停止。在集控操作台总控区和三机集控区的模式选择在“手动”状态下，按下此按钮，转载机启动，同时在上位机界面上刮板运输机图标会变成绿色；在转载机运行状态下，按下此按钮，转载机停止运行。

序号“5”操作按钮功能：控制前部运输机启动/停止。在集控操作台总控区和三机集控区的模式选择在“手动”状态下，按下此按钮，前部运输机启动，同时在上位机界面上皮带运输机图标会变成绿色；在前部运输机运行状态下，按下此按钮，前部运输机停止运行。

序号“6”操作按钮功能：控制皮带机启动/停止。在集控操作台总控区和三机集控区的模式选择在“手动”状态下，按下此按钮，皮带机启动，同时在上位机界面上转载机图标会变成绿色；在皮带机运行状态下，按下此按钮，皮带机停止运行。

序号“7”、“8”操作按钮功能：“顺序启停”功能。

工作面“顺序启停”的设备包括皮带运输机、破碎机、转载运输机和前（后）运输机。

在井下集控中心和地面监控中心实现“顺序启停”的前提条件是：井下或井上操作台已授权且与主机同步；集控操作台“总控区”、“三机集控区”、“智能供液区”控制旋钮在“自动”挡位。当按下“顺序启”按钮，没有启动设备显示灰色，正在启动设备出现黄色闪动提示，已启动设备显示绿色。设备启动顺序为：皮带运输机→破碎机→转载运输机→刮板运输机。当按下顺序停按钮时，正在运行设备显示绿色，已停止设备显示灰色。设备停止顺序为：刮板运输机→转载运输机→破碎机→皮带运输机。

4、智能供液区操作按钮功能介绍如下：

序号“1”操作旋钮功能：运行模式选择。旋钮指向“手动”，操作台智能供液区处于手动状态；旋钮指向“就地”，操作台智能供液区处于闭锁状态；旋钮指向 “自动”，操作台智能供液区处于自动状态。

序号“2”操作按钮功能：智能供液区上电断电。按钮拔出操作台智能供液区上电；按钮按下操作台智能供液区断电。

序号“3”操作按钮功能：喷雾泵站启动/停止。在集控操作台总控区和三机集控区的模式选择在非“闭锁”状态下，按下此按钮，喷雾泵站启动，同时在上位机界面上喷雾泵站图标会变成绿色；在喷雾泵站运行状态下，按下此按钮，喷雾泵站停止运行。

序号“4”操作按钮功能：1#乳化液泵站启动/停止。在集控操作台总控区和三机集控区的模式选择在非“闭锁”状态下，按下此按钮，1#乳化液泵站启动，同时在上位机界面上 1#乳化液泵站图标会变成绿色；在1#乳化液泵站运行状态下，按下此按钮，1#乳化液泵站停止运行。

序号“5”操作按钮功能：2#乳化液泵站启动/停止。在集控操作台总控区和三机集控区的模式选择在非“闭锁”状态下，按下此按钮，2#乳化液泵站启动，同时在上位机界面上 2#乳化液泵站图标会变成绿色；2#乳化液泵站运行状态下，按下此按钮，2#乳化液泵站停止运行。

**（三）煤机操作台使用**

1、煤机操作台面板布局

煤机操作台的面板可以划分为三个区域：总体功能区、采煤机控制区、视频控制区域。

2、总体功能区操作按钮功能介绍如下：

序号“1”操作旋钮功能：运行模式选择。旋钮指向 “手动”，整个操作台处于手动状态；旋钮指向 “就地”，整个操作台处于闭锁状态；旋钮指向 “自动”，整个操作台处于自动状态。

序号“2”操作旋钮功能：操作台上电断电。按钮拔出操作台上电；按钮按下操作台断电（紧急状态下使用）。

3、采煤机控制区操作按钮功能介绍如下：

序号“2”三位开关功能：控制采煤机左摇臂上升/下降。采煤机操作台和集控操作台总控区的状态旋钮指在非“闭锁”模式下，将开关向上扳，采煤机左摇臂上升；向下扳，采煤机左摇臂下降；中间位置，保持当前工作状态不变。

控制摇杆“4”功能：控制采煤机运行方向和加减速。采煤机操作台和集控操作台总控区的状态旋钮指在非“闭锁”模式下，将摇杆向左扳，采煤机向左前进；将摇杆向右扳，采煤机向右前进；将摇杆向上扳，采煤机保持当前运行方向并加速前进，速度增加到最大值将不再加速；将摇杆向下扳，采煤机保持当前运行方向并减速前进，速度减小到零，采煤机停止前进；摇杆在中间位置，采煤机保持当前运行状态不变。

序号“6”三位开关功能：控制采煤机右摇臂上升/下降。采煤机操作台和集控操作台总控区的状态旋钮指在非“闭锁”模式下，将开关向上扳，采煤机右摇臂上升；向下扳，采煤机右摇臂下降；中间位置，保持当前工作状态不变。

序号“9”按钮功能：控制采煤机总体启动，包括滚筒和牵引方向。采煤机操作台和集控操作台总控区的状态旋钮指在非“闭锁”模式下，按下此按钮，采煤机滚筒开始转动，牵引电机启动但采煤机不运行。

序号“10”按钮功能：控制采煤机牵引电机启动。采煤机操作台和集控操作台总控区的状态旋钮指在非“闭锁”模式下，按下此按钮，牵引电机启动但采煤机不运行。

序号“11”按钮功能：采煤机总停。采煤机操作台和集控操作台总控区的状态旋钮指在非“闭锁”模式下，按下此按钮，采煤机就停止工作。

序号“12”按钮功能：采煤机牵引停。采煤机操作台和集控操作台总控区的状态旋钮指在非“闭锁”模式下，按下此按钮，采煤机牵引电机就停止工作。

**（四）支架操作台使用说明**

1、支架操作台面板布局

支架操作台，其主要用来在跟机自动化过程中，对需要调整的支架进行远程控制，以达到辅助自动跟机的目的。

2、总体功能区操作按钮功能介绍如下：

序号“1”操作旋钮功能：运行模式选择。旋钮指向 “手动”，整个操作台处于手动状态；旋钮指向 “就地”，整个操作台处于闭锁状态；旋钮指向 “自动”，整个操作台处于自动状态。

序号“2”操作旋钮功能：操作台上电断电。按钮拔出操作台上电；按钮按下操作台断电（紧急状态下使用）。

3、单架控制区操作功能介绍如下：

序号“1”三位开关功能：伸缩梁伸/收。在支架操作台和集控操作台总控区的状态旋钮指在非“闭锁”模式下，将开关向上扳，伸缩梁向外伸；将开关向下扳，伸缩梁收；开关在中间位置，伸缩梁没有动作输出。

序号“3”三位开关功能：侧护伸/收。在支架操作台和集控操作台总控区的状态旋钮指在非“闭锁”模式下，将开关向上扳，侧护向外伸；将开关向下扳，侧护收；开关在中间位置，侧护没有动作输出。

序号“4”按钮功能：自动跟机。在支架操作台和集控操作台总控区的状态旋钮指在非“闭锁”模式下，第一次按下此按钮，通过旋转“选架旋钮”选择跟机方向是“机头方向”或者“机尾方向”。 在对话框中，方向选择字体变为红色表示已被选择，再按序号“17”的按钮进行确认，对话框消失说明自动跟机功能已开始；自动跟机功能正在运行时，按下“自动跟机”按钮，自动跟机功能取消。

序号“5”三位开关功能：一级互帮伸/收。在支架操作台和集控操作台总控区的状态旋钮指在非“闭锁”模式下，将开关向上扳，一级互帮向外伸；将开关 向下扳，一级互帮收；开关在中间位置，一级护帮没有动作输出。

序号“6”按钮功能：喷雾按钮。在支架操作台和集控操作台总控区的状态旋钮指在非“闭锁”模式下，按下此按钮，支架开始喷雾；放开之后，喷雾停止。

序号“9”三位开关功能：立柱升/降。在支架操作台和集控操作台总控区的状态旋钮指在非“闭锁”模式下，将开关向上扳，立柱升；将开关向下扳，立柱降；开关在中间位置，立柱没有动作输出。

序号“10”按钮功能：单架自动降移升。在支架操作台和集控操作台总控区的状态旋钮指在非“闭锁”模式下，按下此按钮，被锁定的支架开始自动降移升。

序号“12”按钮功能：单架抬底。在支架操作台和集控操作台总控区的状态旋钮指在非“闭锁”模式下，按下此按钮，被锁定的支架有抬底动作输出，不按此按钮，无动作输出。

序号“13”按钮功能：单架推溜。在支架操作台和集控操作台总控区的状态旋钮指在非“闭锁”模式下，按下此按钮，被锁定的支架有推移千斤顶伸出，推出刮板运输机；不按此按钮，无动作输出。

序号“14”按钮功能：单架移架。在支架操作台和集控操作台总控区的状态旋钮指在非“闭锁”模式下，按下此按钮，被锁定的支架有推移千斤顶收回，将支架向刮板运输机方向移动；不按此按钮，无动作输出。

序号“15”旋钮功能：选架旋钮。旋转旋钮支架号显示数码管显示的数字会发生变化，顺时针旋转，支架号增，逆时针旋转，支架号减。

序号“16”数码显示管功能：支架号显示。

序号“17”按钮功能：锁定支架。

选架旋钮、数码显示管和锁定按钮这三个部件是组合在一起使用的，在操作台通电的情况下，数码管会有一个支架号的显示，旋转旋钮，支架号会随之变化。在操作台已授权且支架操作台和集控操作台总控区的状态旋钮指在非“闭锁”模式下，选择支架号并按下锁定按钮，被锁定的支架的控制器会发出被锁定信号，只有在这种情况下才能手动操作支架动作。例如：已选定35#支架，可以使用单架控制区的有效控制部件操作，如果要操作36#支架，通过将选架旋钮以顺时针方向旋转一格，数码管上会显示数字“36”，这时“36#”支架已被解锁，再按下锁定按钮，“36#”就会被锁定，这时可以通过操作控制部件让“36#”支架动作。

注意：在支架切换之前，一定要保证操作台上没有支架动作输出，否则将会造成不必要的安全隐患。

支架操作台成组控制区操作按钮功能介绍如下：

序号“1”按钮功能：支架号增。在支架操作台和集控操作台总控区的状态旋钮指在“手动”模式下，按下此按钮，文本显示器上的被选中的序号增加。

序号“2”按钮功能：支架号切换。在支架操作台和集控操作台总控区的状态旋钮指在“手动”模式下，按下此按钮，文本显示器上前后两个可被修改的数字相互切换。

序号“3”文本显示器功能： 显示当前所选成组的支架的区间。

序号“4”按钮功能：支架号减。在支架操作台和集控操作台总控区的状态旋钮指在“手动”模式下，按下此按钮，本显示器上的被选中的序号减小。

序号“5”按钮功能：确认按钮。在支架操作台和集控操作台总控区的状态旋钮指在“手动”模式下，按下此按钮，已选择支架被锁定。

注意：在这里选择成组的支架数量不能超过 5 架（两个数相差的绝对值不大于 5）。

如果不在这个范围内，在按“确认”按钮时，在上位机界面上会有提示对话框。出现这种情况只需把成组架数调到不大于 5 即可。

序号“8”按钮功能：成组推溜功能。在支架操作台和集控操作台总控区的状态旋钮指在“手动”模式下，按下此按钮，已选择的成组支架执行成组推溜动作，此动作自动执行 30 秒。

序号“10”按钮功能：成组伸护帮功能。在支架操作台和集控操作台总控区的状态旋钮指在“手动”模式下，按下此按钮，已选择的成组支架执行成组伸护帮动作，此动作自动执行 10 秒。

序号“11”按钮功能：成组喷雾功能。在支架操作台和集控操作台总控区的状态旋钮指在“手动”模式下，按下此按钮，已选择的成组支架执行成组喷雾动作，此动作自动执行10 秒。

序号“12”按钮功能：成组收护帮功能。在支架操作台和集控操作台总控区的状态旋钮指在“手动”模式下，按下此按钮，已选择的成组支架执行成组收护帮动作，此动作自动执行 10 秒。

**二、安全注意事项**

**（一）总则**

1、本系统的所有操作（急停和闭锁除外）、维护、维修只允许由经过学习熟悉本系统操作使用方法、理解掌握了本规则的专人负责，其他人员不得操作本系统。

2、系统的所有密码只限指定专职操作人员掌握使用，不准对外泄露。严禁非专职操作人员擅自修改系统的参数。

**（二）操作**

1、操作人员工作时应集中精力，密切注意综采设备的运行状态以及动作所涉及位置及其附近的状况，防止综采设备的运行或动作可能导致对自身或他人的安全威胁和设备的损毁。当预见或正在发生设备故障及危及安全的情况下，应立即按下相应急停按钮。

2、操作人员如发现自动化集成控制系统处于闭锁或急停状态时，应及时了解原因，确认危险状况解除后方可复位。

3、当本系统处于远程自动化操作状态下，任何闲杂人员不得滞留在工作面内。当执行远程单架动作、成组自动动作及跟机自动动作时，控制单元发出自动动作警示信号（蜂鸣器有节奏鸣响），严禁人员进入报警的支架内，在该区域内的人员应立即撤出。操作命令发出后，如发现有人进入到支架动作区域，应立即就近按下急停按钮停止自动功能的动作。

4、执行远程控制或全自动化控制前，应保证相应的综采设备处于完好状态。包括单机可以正常运行以及所有通讯正常运行。

5、任何远程控制操作前，都应通过视频及语音喊话系统确认工作面人员安全，当人员撤离出动作范围之后方可进行远程控制操作。

6、支架操作工和采煤机司机应时刻注意顶底板条件以及跟机自动化动作、采煤机自动控制情况，如有问题，应及时处理，必要时停止远程操作。

7、进行自动化演示或空载情况下可采取“顺煤流”启动方式，即启动顺序依次为运输机、采煤机、转载机、破碎机。

8、地面调度中心进行“一键启停”必须获得井下授权，井上和井下进行“一键启停”操作人员必须为熟悉郑煤机集控系统的电钳工。

**（三）检修**

1、自动化集成控制系统必须由专职操作维护人员进行定期检查维护，如发现问题及时维修，确保系统的完好性。井下操作维护人员应经过培训，熟练掌握系统的使用、维护和维修方法。

2、自动化集成控制系统的通讯是整个系统正常运行的关键，如出现通讯故障，应及时处理，否则系统无法实现其正常功能。

3、系统的主机、交换机、综合接入器等电气元部件，要严格按照《煤矿安全规程》有关井下电气设备安全管理的规定进行管理维护。

4、系统的闭锁、急停按钮、蜂鸣器应定期检查，如有损坏应及时更换、修复。

5、重视对自动化集成控制系统的管理工作，设置专人对本系统进行管理，组织人员定期对自动化集成控制系统的完好性进行检查，出现问题及时处理。

6、井下操作维护人员应经过专业培训，熟练掌握系统的使用、维护和维修方法。

7、保证液压支架电液控制系统供电电源稳定（127V AC）。

8、定期对自动化集成控制系统进行维护，保持系统各部分尤其是电器元件处于较为干燥、干净的环境下，以提高系统使用稳定性和寿命。

9、开启跟机自动化功能必须经当班队长授权，未经授权禁止开启跟机自动化功能。

10、工作面跟机自动化作业时，采煤机前滚筒前10m、后滚筒后20m为自动化作业区域，必须安排专人在作业区域两端警戒，非指定跟机人员需要通过自动化作业区域时，必须经警戒人员联系停止自动化作业程序，并经警戒人员同意后人员方可通过，未经警戒人员同意，人员禁止通过自动化作业区域。

11、生产班跟机自动化作业停工后，必须通过支架控制器或者集控中心停止跟机自动化程序，检修人员方可对支架及自动化系统进行检修，检修班需要调试跟机自动化功能时，必须经班队长授权后方可进行。

12、开启跟机自动化功能前，要确定煤机牵引方向，系统默认方向是前一阶段煤机的运行方向，如果需要更改运行方向时，需要人工向煤机需要运行的方向牵引煤机不低于2架，系统即能识别煤机的运行方向，识别完毕后再开启跟机自动化功能。

13、以上安全注意事项仅限于跟机自动化作业，非跟机自动化作业时，按照其他有关规定执行。

# 第八章 安全技术措施

## 第一节 一般规定

**一、工作面安全管理制度**

1、所有上岗人员都必须进行岗前培训，考试合格后持证上岗，严格落实岗位责任制。

2、所有上岗人员必须严格执行《煤矿安全规程》、《煤矿安全技术操作规程》和《1303工作面回采作业规程》。

3、严禁违章指挥、违章作业、违反劳动纪律。

4、人员作业时必须精力集中，注意安全，坚决做到“三不伤害”， 做好自保、互保、联保工作。

5、两人或两人以上协同作业时，必须指定安全负责人。

6、工作面回采工程质量和顶板管理，必须按照《煤矿安全生产标准化基本要求及评分方法》及矿有关安全生产管理规定的各项要求严格执行，做到动态达标、安全生产、文明生产。

7、工作面各监测系统、通风系统、防尘系统、压风自救系统、通讯系统，必须保持其完好，并坚持正常使用。

8、非本工种人员严禁随意操作电液控系统，放煤操作部分非专职放煤工，严禁随意触碰。

9、交接班安全检查内容和有关规定

（1）工作面交接班时，上班班队长必须交代清楚工作面存在的安全隐患及当班的处理方法、进展情况；各岗位工交接班时，要对设备的运转情况、存在隐患、处理方法、工具的数量等进行交接。下班接班后，对存在的安全隐患必须立即处理，隐患未处理不得生产。

（2）开工前，跟班人员、队长必须对工作面安全情况进行全面检查，确认无危险后，人员方准进入工作面工作。所有人员必须经常认真检查工作地点的顶板、煤壁、支架等的安全情况，发现问题及时处理。

**二、一般安全技术措施**

**（一）人员搬运重物的安全技术措施**

1、搬运前，必须指定一名班队长负责，统一指挥，协调工作。在进行搬运工作前，必须检查行走路线，安排人清理人行道有碍行走的工具、物料及煤矸等，仔细观察行走路线的支护情况，发现异常，及时整改加强。

2、两人或多人搬运时，动作要协调统一，抓牢抓稳物料，防止碰手碰脚。

3、多人搬运同一地点的物料时，必须按顺序进行，不可一哄而上，乱抢乱拉，严防堆放的物料倒落伤人。

4、搬运物料行走时，巷道角度小于10°时，前后安全距离最小间隔不得小于5m；巷道角度大于10°时，则前后安全距离不得小于10m。且搬运人员必须匀速行走，不可疾走、骤停，严防人员被物料碰伤。

5、搬运物料行走时，必须看清脚下，当底板高低不平或有杂物时，必须放慢行走速度，应试探、脚底踩实后方可继续行走。严禁脚踩在圆形或不规则物体上行走，严防摔伤。

6、其他人员与搬运物料人员相遇时，必须及时躲让，严禁与搬运人员抢道；同时搬运物料人员经过有人的地方时，必须掌握住行走方向及拐弯时物料摆动的方向，严防碰伤他人。

7、搬运物料期间，指定班队长要现场统一指挥，走动管理，发现搬运人员不按规定操作，必须及时制止。

8、物料运到指定地点放置时，搬运人员必须互相配合好，协调统一将物料轻放牢稳，不可乱扔乱抛，防止物料碰撞后弹起伤人。

**（二）人员登高作业安全技术措施**

1、人员需登高作业时，必须站在梯子或专用脚手架平台上，使用梯子时，底脚必须放置牢固，并有防滑措施，严禁垫高使用；一人扶梯并观察顶板及周围安全环境。使用脚手架平台时，脚手架平台必须搭建牢固、放置平稳；

2、登高人员要站稳站牢，防止摔倒，严禁嬉戏打闹；

3、人员在1.5m以上高空作业时，还必须正确佩戴完好的保险带，保险带要生根牢固并坚持“高挂低用”的原则；

4、施工人员要互相配合好，递接工具、物料时必须拿牢、拿稳，严禁抛掷工具和物料等。

5、原则上脚手架平台上不允许存放物料等，确需存放时必须采取可靠的固定措施，严防坠落伤人；需在脚手架平台上使用锚杆钻机等工具时，必须固定牢固，人员抓稳扶牢。

6、在有物料等坠落危险的下方，严禁人员停留或者作业，其他人员需通过登高作业施工地点时，必须经过施工负责人同意并确认安全后方可通过。

**（三）风动钻具使用安全技术措施**

1、检查风量，吹净风管内的污物。

2、操作人员应做到“三紧”、“两不准”：即扎紧袖口、领口、衣角，不准戴手套、毛巾。

3、打眼前，应全面检查打眼工具，确认钻具完好、各部件齐全有效且管路连接正规牢固后方可使用，并检查钻具旋转方向及声音是否正常。

4、打眼应坚持湿式打眼，严禁打旱眼，开机时应先开风后开水，停机时先停水后停风。

5、打眼过程中，必须有专人监护顶帮安全，并密切观察钻进情况，发现有夹钻、钻具的零部件、设施等出现异常情况时，必须立即停止工作，切断动力，进行检查处理，未处理好，严禁再次使用。

6、打眼时，钻杆严禁摆动，以保持钻进方向，人员严禁站在钻杆下方，防止钻杆折断伤人。

7、钻具运行时，严禁用手摸钻具的旋转机构。

8、使用锚杆机时，还必须遵守以下规定：

（1）锚杆机的支腿应放置牢固，禁止将接通风水管路的锚杆机平置于地面，以防通气误操作而导致气腿突然伸出，造成意外。

（2）操作锚杆机时应缓慢开启、关闭、调节气动支腿的阀门，严禁突然起落支腿，防止误伤操作人员。

（3）注意操作机构的尾端，臂端应置于操作机构的右边，并保证人员到钻机的距离大于臂端到钻机的距离。

（4）钻机收缩时，严禁用手握住气腿，以防挤伤。

（5）锚杆机加载和卸载时，会出现反扭矩，操作人员必须站位合理，把稳摇臂，找准平衡。

（6）钻孔时，应匀速加大气腿推力，严禁在钻杆弯曲的状态下工作，避免因推力不匀而造成的钻进速度忽快忽慢、卡钻、断钎等事故。

（7）锚杆机运转时，5m范围内不得有除操作人员以外的无关人员逗留。

9、有下列情况之一者，不准打眼或立即停止打眼，在向矿调度中心和单位值班汇报并妥善处理后，方可继续打眼：

（1）作业地点风流中瓦斯浓度达到0.8％时，必须停止打眼。

（2）发现煤层变潮、煤质松软、有挂红、挂汗、出现雾气、水叫、顶板淋水加大、空气变冷等透水预兆时。

（3）顶板来压明显，压力显现较大时。

（4）对上述3条，如情况紧急还必须立即发出警报，撤出所有受威胁地点的人员。

10、钻具不用时，应把钻杆拔出，盘好风管，将钻具放在顶板完好、无滴水的指定地点，拆卸风管时必须先确认管内没有余风残留，防止伤人。

**（四）风镐使用安全技术措施**

1、工作前注意事项：

（1）检查机体有无裂纹和破损现象，螺丝、固定销齐全无损。

（2）胶管与固定风管接好后，要慢开风门向无人处吹风，排除风管内杂物，然后再接风镐，使用U型卡卡牢，并用12#铁丝将风管与风镐连接加固。操作中随时检查接头是否牢固，以免脱扣伤人。

（3）检查胶管接头滤风网和风镐头部的固定钢套内是否清洁。

（4）先将风镐钎尾擦洗干净，然后插入风镐内，检查风镐钎尾端和钢套是否偏斜，间隙是否合适。

（5）用弹簧固定牢固。

2、工作中注意事项：

（1）作业人员应脚踏实底，站稳站牢，作业人员必须抓牢风镐，一手扶住手把，一手扶镐身，同时保持身体平衡。

（2）使用风镐时，不宜将钎子插入太深，防止卡钻。

（3）使用、转运风镐时，必须轻拿轻放、使用前必须压紧，使风镐钎肩顶住钢套。

（4）风镐要及时注油。

（5）要随时注意各种接头是否牢固，发现松动及时处理。

（6）保持胶管完好，理顺胶管，勿使胶管超过90°的反复弯曲，严禁重物压住胶管，防止造成胶管损坏漏风。

（7）风镐出故障时，及时更换或送至安全地点修理。

3、停止时注意事项：

（1）施工完毕，关闭风管阀门，拧开接头，及时使用清洁的专用物堵住风镐进风口，卸下钎尾。

（2）施工完毕，将风管、风镐运至指定地点放置牢固，不得乱丢乱放，并将风镐外部擦拭干净。

**（五）单体液压支柱使用安全措施**

1、单体液压支柱入井前必须逐根进行压力试验，DW型单体液压支柱，入井前要检查顶盖一边是否与三用阀孔轴向平行，不平行的严禁入井使用；新投入的单体液压支柱要按照矿用单体液压支柱行业标准，及时组织验收。

2、单体支柱第一次使用时，支柱支设应先将活柱升降（最大行程）2～3次，排净柱腔内的空气，才能使用。

3、单体液压支柱，在采煤工作面回采结束后或使用时间超过8个月后，必须进行检修。检修好的支柱，还必须进行压力试验，合格后方可使用。

4、单体支柱支设前必须检查三用阀是否牢固，不得有松动现象，否则不准供液。

5、支柱活柱升出量不得小于200mm，最大伸出量应比其活柱最大行程小100mm，严禁支柱超高、超低使用；支柱应保持轴向承载，偏载要控制在允许范围内。

6、正常情况下，单体支柱应垂直顶底板支设，当工作面或巷道有角度时，应保持一定的迎山角（迎山角3～5°），不得出现退山或迎山过大现象，严禁支设在浮煤浮矸上。

7、在用单体初撑力柱径为100mm的不得小于90KN（即11.5Mpa），底板松软时必须穿柱鞋，支柱钻底量不大于100mm。

8、在用单体必须有可靠的防倒措施，每支设一根后必须及时拴紧拴牢防倒绳。

9、在用单体三用阀不得正对人行道，注液口方向必须保持一致，装卸三用阀要使用专用工具。

10、不准用锤镐等硬物直接敲打柱体和三用阀；回撤支柱，必须悬挂牢靠的挡矸帘，防止顶梁和大块矸石碰砸支柱；处理压死支柱，要先打好临时支柱，采用松顶、卧底等方法回撤，严禁使用其他设备强拉硬拽；任何情况下不准转动三用阀卸载回柱，防止飞阀伤人，不准用其他工具代替卸载手把放液。

12、井下备用的单体液压支柱，应置于干燥、清洁的地点；支柱在存放期间或运输过程中，应将活柱降到最低位置，以防损伤活柱体；支柱运输要用专用车，轻拿轻放，文明装卸；人工运送支柱时，严禁顺地拖拉，应人工抬运，轻抬轻放。

13、严禁使用损坏失效的单体液压支柱。

**（六）敲帮问顶**

1、人员进入煤壁作业前、处理片帮漏顶及更换巷道支护前必须严格执行敲帮问顶制度。

2、敲帮问顶应使用专用长把工具，严禁使用手镐或其他物品代替。

3、敲帮问顶作业应由两人配合进行，一人操作，一人观察。在进行敲帮问

顶作业时，所有人员必须站在正规支护下面，严禁进入空顶区域。

4、敲帮时人员站在敲击点以外安全地点，并保证后路安全畅通，使用专用工具敲帮，听其声音，判断煤体是否松动、有无离层，发现煤帮出现伞檐或松动点，必须立即处理。

5、问顶时人员要站在斜上方安全地点，先轻敲顶板，再重敲，观察变化，若敲击时发生“空空”或“咚咚”声，说明顶板已离层，要顺着裂隙层理找下去，对松动顶板要排除掉，对于找不掉的可采取打临时支护的方法加以支护。

6、敲帮问顶工作应从安全的地点开始，从外向里、先上后下依次进行，敲帮问顶地点不准同时进行其它工作，敲帮问顶前必须先通知附近作业人员注意安全。

**（七）大件起吊安全技术措施**

1、当班队长为吊装工作的第一责任人，第一责任人负责大件吊装工作的管理、指挥、协调，现场无第一责任人时，严禁吊装。

2、大件起吊时，严禁单人作业必须由施工负责人统一指挥，起吊地点应保证支护完好，后路畅通，无安全隐患，作业人员应先确认自己操作地点的后路要畅通并站在安全地点进行操作，避开在重物可能突然下落或歪倒方向，确认安全后方可使用。

3、作业人员要了解重物的重量和几何中心，重物及大件起吊和装卸车时，必须保持重物或大件重心平衡，不得出现歪斜。

4、重物及大件装车时要安放平稳，封车可靠，无滑动部件，不超宽超高。

5、选择符合要求的起吊工具和连接件，起吊工具额定起重量必须大于大件重量、连接件的强度必须满足要求，并认真检查起吊工具和连接件完好情况，坚持正确使用。

6、设备大件起吊前应在距起吊地点一定距离处设置警戒牌，并明确标识，起吊作业前，除操作人员外的其他人员必须撤至警戒范围以外。平巷起吊时，起吊点前后警戒距离不小于10m；斜巷起吊时，作业人员必须站在起吊地点上方，起吊地点下方严禁有人，并在5～10m范围内应设置防设备大件滚落设施，起吊点上方警戒距离不小于10m，下方不小于20m。

7、起吊生根规定

（1）采用起吊锚杆或锚索生根的，每个起吊点不少于两根，锚固力满足设计要求，吊挂绳之间的夹角应小于12°，严禁使用支护锚杆、锚索或其他护表构件进行起吊。

①起吊锚杆采用左旋无纵筋螺纹钢锚杆，端部滚丝长度150mm，规格为Ф×L=22×2400mm；每根锚杆使用1卷Z2335和1卷K2370树脂药卷，锚固力不小于120KN，可起吊重物的最大重量为12t。

②起吊锚索采用1×19型高强度低松弛钢绞线，规格为Ф×L=21.8mm×6200mm；每根锚索使用2支Z2370和1支K2335树脂药卷，锚固力不小于210kN，可起吊重物的最大重量为21t。

（2）工作面内起吊大件时，起吊工具应生根在支架顶梁专用起吊孔（环）处，支架要升足劲，初撑力不小于24MPa。

8、起吊连接件规定

（1）起吊连接件使用钢丝绳时，每次起吊前都必须检查钢丝绳的完好状况，如出现断丝、断股、锈蚀或绳头穿插不牢等情况时严禁使用。

（2）起吊连接件使用圆环链时，每次起吊前必须检查链条的完好状况，如出现伤痕或开焊等现象禁止使用。

（3）严禁使用铁丝作为起吊工具连接件。

（4）起吊连接件最大允许起吊重量：

①起吊连接件选用钢丝绳时，根据钢丝绳许用拉力计算经验公式：

P=0.1×D2

式中：P—5倍安全系数下钢丝绳许用拉力；

D—钢丝绳直径；

|  |  |
| --- | --- |
| 钢丝绳直径 | 允许最大起吊重量 |
| φ12.5mm（4分） | 1600Kg |
| φ15.5mm（5分） | 2500Kg |
| φ18.5mm（6分） | 3600Kg |

②起吊连接件选用圆环链时，校验：

Φ18×64C级性能链条最小破断力：Qp=410kN；

A =Qp/Fmax =410/6.0=68KN（6.8吨）

安全系数为6.0，该链条（单股）最大起吊能力满足6.8吨。

Φ22×92D级性能链条最小破断力Qp =610kN；

A =Qp/Fmax =610/6.0=101.6KN（10.16吨）

安全系数为6.0，该链条（单根单股）最大起吊能力满足10.16吨。

9、设备大件起吊时，捆绑必须牢固可靠、重心平稳，绳链所经过的棱角处应加衬垫，严禁使用铁丝捆绑设备大件。捆绑易滑动的部件时，应对滑动的部件进行固定，防止因滑动碰坏部件或碰伤人员。使用手拉葫芦起重链捆绑时，链花扭结处必须用双股8#铁丝系牢，防止滑脱。

10、设备大件起吊操作应遵守下列规定：

（1）起吊前应先试吊，试吊高度为100～200mm。

（2）设备大件应垂直起吊，严禁斜拉、斜吊。

（3）设备大件起吊应连续作业。

（4）严禁使用人体重量来平衡被吊设备大件。严禁操作人员站在被吊设备大件上起吊。严禁用手直接校正已涨紧的起吊工具。吊运中如发现捆绑松动或吊运工具出现异样，应立即停止操作进行检查。

（5）在任何情况下都禁止将吊运的重物从人员头上越过，人员不准在重物下停留或行走。

11、采用手拉葫芦起吊设备大件时，拉动手拉链用力应均匀缓和，不得过快过猛，起吊设备大件悬空停留时，应将手拉葫芦的手拉链固定在起重链上，严禁滑动。

**（八）转载机段卧底施工安全技术措施**

随着工作面正常推进，机巷转载机段因巷道围岩变化出现底鼓，为了确保工作面正常推进，需对转载机桥部段进行日常卧底施工，卧底长度为当班推进长度。

1、施工前，施工人员必须对施工现场进行全面检查，排除隐患，在确保安全的情况下施工。清理卧底工作使用风镐、手镐人工镐刨、铲攉及使用巷道修复机卧底的方式进行，卧底的煤人工装入转载机运出。

  2、使用风镐前，风管路连接必须使用U型销保证牢固可靠。严禁使用铁丝代替U型销，防止脱节伤人。  
  3、施工结束后，对人行道侧进行平整细化，达到质量标准化要求，收拾好工具，统一放到指定地点，现场严格执行交接班制度。

4、转载机落地段卧底作业时，若一次连续卧底距离超过5m，深度超过1.0m时，必须及时在转载机溜槽下方垫设道木或打单体支撑转载机，单体必须穿柱鞋、柱头与转载机接触地方垫木板，防止卧底高度过大，造成设备受损或人员伤害。

## 第二节 顶板管理

**一、初次放顶安全技术措施**

1、初放前，成立以采煤副总经理为首的初放领导小组，严格监督初放措施落实情况，初次放顶结束应以老顶初次来压为标准，并经初放领导小组鉴定同意后，方可进入正常回采。

2、初放前，初放领导小组成员必须认真检查装面措施执行情况，工作面上下出口、两巷超前支护、工作面规格质量及生产系统，不具备初放条件，禁止放顶。

3、初放前，所有进入工作面作业的职工都必须熟悉工作面避灾路线，并且实地行走不少于2次，机、风巷内每隔200m及巷道交叉点设置避灾路线指示牌。

4、初放期间，必须有初放领导小组成员、采煤部跟班人员跟班到现场，全面认真检查，无小组成员跟班不得放顶。不具备放顶条件，禁止放顶。

5、初放期间，安排专人负责工作面的矿压、水情、顶板冒落、煤壁片帮等情况的观测与记录，及时分析、整理、总结，发现异常情况及时向初放领导小组汇报。

6、初放前，两巷备用足够数量的单体、木料等备用材料。

7、初次割煤时，提前回收煤帮和上下端头的金属网片、锚杆和托盘等杂物，清理净运输机机道内杂物，杂物严禁进入运煤系统；运输机司机和转载机司机在出煤过程中务必仔细观察煤流中是否有金属网、锚杆等杂物，若发现异常后应立即停车闭锁进行处理。

8、初放期间，要加强机电设备检修，每班要安排专人检查工作面支架、三机、采煤机等设备工作状态，运输机、转载机搭接合理，出煤顺畅、不拉回头煤，保证机电设备正常运行，坚持正规循环，确保工作面连续、均衡推进，避免矿压集中。

9、工作面初采期间严格控制工作面的采高，支架高度控制在3.2-3.5m，严禁超高回采。

10、初放期间，加强顶板支护管理，必要时提前拉架超前支护顶板，且接顶严密，泵站压力不得小于30MPa，支架初撑力不小于24Mpa。

11、初放期间，加强工作面上下安全出口处及超前支护范围内的顶板管理，确保安全出口畅通。

12、初放期间，支架工在拉架时要及时带压擦顶拉架，少降快拉，升足劲，并及时打开护帮板，严防片帮掉顶。

13、在巷道超高段，若超前支架出现空顶时，及时在超前支架上打木垛接实顶板，接顶之后必须确保高度不低于3.3m。移架时，操作人员应注意架间落矸，防止伤人，移架要擦顶带压移架，避免支架大起大落破坏顶板。顶梁要平整接顶，严实有力。过超高段期间，若出现漏顶，应在队长的现场指挥下，先清理好后路并保证畅通，然后安排有经验的老工人，对漏顶区域，采用打撞楔、打插梁的方法管理好顶板，用木料、板皮等过严实。

14、其他严格按照《1303工作面初采初放安全技术措施》执行。

二、正常回采期间的顶板管理措施

1、工作面正常回采期间，严格控制采高，支架高度控制在3.3-3.5m。

2、要加强工作面顶板管理，液压支架必须接实顶板，空顶处要及时用木料接实顶板，相邻支架顶梁要保持平整，架间隙符合要求。

3、顶板破碎或压力较大时，要及时移架，片帮严重、端面距超宽时，要及时拉超前架，伸缩梁要抵紧煤帮、护帮板及时伸开，保证顶板完整，防止支架前方出现漏顶现象。

4、正常回采期间，泵站压力不得小于30MPa，支架升起后，必须达到规定的初撑力要求：工作面支架初撑力不低于24Mpa，巷道超前支架及单元式支架初撑力不低于24MPa。

5、工作面前部运输机机头（尾）距离支架顶梁最小高度不得低于0.6m，支架尾梁摆起距后部运输机机头（尾）上端不低于0.6m，以维护上下端头出口处的顶板。

6、严禁任何人员进入上、下隅角悬顶区或采空区进行作业，所有人员必须位于支护良好地点。

7、工作面正常回采期间，要对机风巷的各种管线等及时回收。

**三、工作面片帮、冒顶处理安全技术措施**

**（一）片帮处理**

1、片帮处必须及时管理，坚持追机移架，防止造成掉顶。

2、工作面片帮时，应采取超前移架、伸缩梁、护帮板进行超前支护，移架后支架要及时升足劲。

3、为防止片帮伤人，所有人员在工作面行走时必须在支架档内，严禁架前行走。

**（二）冒顶处理**

1、处理冒顶时，必须有班队长现场统一协调指挥，严把安全关和工程质量关。

2、工作面冒顶时，首先检查冒顶情况，冒顶的宽度、高度、上方顶板的稳定情况等，处理冒顶只有在顶板稳定状态下，才能进行顶板支护，严禁在顶板活动时进行支护作业。

3、先整改、加强冒顶区域周边支架，保证正规有劲，防止冒顶范围进一步扩大。

4、安排有经验的老工人处理冒顶，处理冒顶时，严格执行经常性敲帮问顶制度，及时找净活矸危岩，并设专人观察顶板及周围安全情况，清理好退路，并时刻保持退路畅通，发现危险，及时撤离。

5、处理冒顶时，冒顶区下方10m范围内严禁有人。

6、处理冒顶时，所有人员必须在有支护的安全地点进行操作，严禁空顶作业。

7、处理冒顶时，工作面运输机必须停电闭锁，冒顶未处理好严禁开车。

8、处理冒顶时必须遵循由上向下逐架进行的顺序。

9、冒顶处必须用木料等接实顶，具体方法如下：

（1）如上方顶板已稳定，矸石已掉空，可采用直接装木垛的方法处理，木垛要接顶，最上一排要用木料排严，防止掉矸伤人，顶板来压掉渣时人员必须立即撤离到安全位置，必须等待顶板稳定后方可施工。

（2）如掉落的矸石较为破碎，不易直接装木垛时，可采用打撞楔、刹木料的方法，托住破碎岩层，使其不再继续冒落，用木料过严过实顶板。

（3）当工作面发生严重片帮、冒顶时，必须立即停止并闭锁工作面采煤机和运输机，等冒顶区顶板稳定后，根据冒落情况选用半圆木或矿用11#工字钢沿走向将其一端搭在支架顶梁上，搭接长度不小于300mm，另一端用单体液压支柱支撑，每架支架上方均匀放置两根，工字钢上方使用木料等接实顶板，及时移架升劲。

10、冒顶处支架在拉架过程中，应注意观察顶板、煤帮及临时支护情况，发现问题及时整改。

11、冒顶处煤帮应及时背帮，以防冒顶面积增大，背帮可采用半圆木（或板皮）配合单体支柱（或支架护帮板）进行。

12、加强煤质管理，严禁矸石进入运煤系统。

13、处理冒顶期间，瓦检员现场认真检查冒顶处氧气和瓦斯浓度，必要时采取相应措施，确保施工安全。

四、两巷维护

1、煤壁线向外20m范围内，进、回风巷实际断面不小于设计断面的2/3。

2、加强对巷道的维护，每班均要由班队长对巷道的支护情况进行全面巡查，发现巷道变形、支护失效、有片帮掉顶等现象时，必须及时安排专人进行维护，确保支护完好、正规有劲。

3、维护巷道每组至少两人操作，不准一人单独作业；维护时，严格执行经常性敲帮问顶制度，及时找净活矸危岩，随时注意观察顶帮情况，严防片帮掉顶伤人，必要时打临时支护；遇到冒顶时，必须有班队长现场指挥。

4、人员需在皮带机（转载机）里侧施工时，皮带机（转载机）必须停电闭锁，人员严禁站在皮带机上进行施工。

5、回采过程中，若巷道压力显现较为明显，为减小巷道变形量，可采用DW型单体支柱配合木料架设多排一梁三柱走向棚，单体横竖上线，迎山有劲，初撑力不低于6.4MPa，单体及时拴紧拴牢防倒绳。所架设的走向棚不得影响正常

行人、运输、设备运转等。

6、巷道压力较大、变形严重处，使用10#铁丝将巷道顶帮锚索头捆扎固定牢固，或采取其他可靠有效的防护措施，防止崩出伤人。

7、巷道如果出现片帮时，必须使用单体支柱打好背帮柱，用木料背帮严实，必要时挂金属网进行背帮。

8、巷道维护时，要保护好施工地点的各种电缆、管线以及防尘、通风、防灭火等设施，防止破坏；维修工作结束后，要把现场杂物、浮煤清理干净。

9、巷道文明标准：文明清洁整齐，专人承包，无积水、无污泥杂物，管路吊挂整齐，材料分类码放整齐，并挂牌管理，牌板、安全标语齐全清晰醒目，吊挂整齐。具体规定如下：

（1）巷道清理到底到边、保持底板平整干净，巷道内无杂物、无淤泥、无积水(不大于1㎡)，皮带机里外侧清洁、浮煤不得超过H架底脚。锚网支护无失锚现象，人行道侧顶板锚索、锚杆头距底板不低于1.8m。作业范围内无失修巷道，安全距离符合规定，设备上方与顶板距离不小于0.3m。

（2）电缆应采用标准电缆勾吊挂，不同规格型号不准交叉使用，电缆勾垂直顶底板，电缆吊挂最低一根高度不低于1.2m，吊挂点间距不超过3m，电缆与电缆、电缆与管子之间间距符合《煤矿安全规程》要求。管路（风、水、注氮、注浆等）采用3分钢丝绳吊挂，吊挂平直，管间距均匀，管路每节必须吊挂，且吊挂点间距不得大于6m。

管路吊挂强度校核：

3分钢丝绳破断力F破=44.2KN，6m范围内吊挂风、水、注氮、注浆、排水管路最大总重F=5.3KN,

M=F破/F=44.2/5.3=8.3＞6，安全系数满足要求。

（3）泵站、休息地点、油脂库等场所有照明。电气(器)设备卫生清洁，照明灯吊挂成线，统一高度不低于1.8m，灯间距均匀。

（4）安全设施、电气(电器)设备等按统一规定刷漆防腐。

（5）所有材料配件按品种、分区域码放整齐、标志牌齐全，材料牌板符合规定，排列整齐。

（6）各种油脂要分类摆放，挂牌管理，油脂存放地点要按照规定配齐灭火材料和器材；用过的棉纱、布头和纸，放在盖严的铁桶内，送地面处理，不得乱扔。

（7）施工牌板齐全（工作面布置图、设备布置图、通风系统图、监测通信系统图、供电系统图、工作面支护示意图、正规作业循环图表、避灾路线图等），吊挂地点合理，其它设备、材料的相关牌板挂在相应位置，所有牌板吊挂位置在顶板完整，无淋滴水的地方，牌板下沿距底板不低于1m。

五、工作面过机、风巷超高段安全技术措施

1、机、风巷超前支架推进至巷道超高段、支架出现空顶时，及时在超前支架上打木垛接实顶板。

2、施工前，必须由班队长对施工区域的顶帮、支护等情况进行全面检查，发现安全隐患必须及时处理，隐患未排除不得进行其他作业，保证巷道安全畅通。

3、施工期间，必须有班队长现场统一指挥协调，确保安全生产；施工时每组不得少于3人，并安排专人观察顶板及木垛情况，发现异常时，及时通知所

有人员撤至安全地点。

4、施工前及施工过程中必须严格执行经常性敲帮问顶制度，及时找净活矸危岩，防止片帮掉顶伤人。

5、施工期间，作业地点附近严禁闲杂人员逗留，确实需要通过施工地点时，必须经过施工负责人同意，并确认安全后方可通过。

6、接顶时，按以下规定进行：

（1）接顶前首先将支架降到适当位置，每架木垛下方使用2根矿用11#工字钢（废旧杠杆）垂直巷道两帮搭在支架顶梁上方，有效搭接长度不小于300mm，并使用直径不小于15.5mm钢丝绳，一端捆扎在距工字钢端头约500mm处，另一端捆扎在巷道顶板钢带上，两端捆扎牢固，每根工字钢使用不少于2根钢丝绳捆扎，钢丝绳长度与需接顶高度保持一致。

（2）在工字钢上方使用木料架设“井”字形木垛，木垛要接到原巷道顶板，每根木料两端露出均不少于100mm；最上方一层必须使用木料铺严实，木料与木料之间使用耙钉或14#铁丝连接牢固，防止失稳。

（3）装木垛时，施工人员应站在安全地点进行作业，下方的人员必须避开木料下滑趋势方向，严禁站在木垛正下方施工，并有专人观察顶板，防止木料掉落伤人；施工人员要互相配合好，递接木料要拿牢、拿稳，严防木料坠落伤人。

（4）接顶后，要保证接顶段巷道高度与正常巷道保持一致，平缓过渡，严禁出现台阶式落差。

（5）接顶期间，严禁任何人操作施工巷道内的超前支架，在机巷施工时，必须将转载机停电闭锁，操作端头支架及拉移转载机严禁与接顶平行作业，并安排专人看护。

（6）施工期间应时刻保持退路畅通，如发现木垛失稳、顶板突然来压、巷道变形严重等异常情况时，人员应立即撤至安全地点，在顶板压力稳定、妥善处理确保安全后，方可继续作业。

（7）人员登高作业严格按照本作业规程内相关规定执行。

7、木垛接好后，待所有人员撤至安全地点，经班队长确认安全后，及时将支架升足劲。

8、操作接顶的支架时，除操作人员外，支架附近5m范围内禁止其他人员逗留或通过，操作人员应站在安全地点，注意观察顶板，防止架间煤矸掉落或木垛失稳伤人，移架要带压擦顶移架，避免支架大起大落破坏顶板，顶梁要平整接顶，正规有劲。

9、工作面过接顶段时，要加强工作面接顶段端头顶板管理，保证支架初撑力，每班应安排专人整改，确保安全出口畅通。

10、过接顶段期间，为防止采煤机割到顶板处的木料、工字钢等，可适当控制采高，防止损坏采煤机或滚筒甩出物料伤人。

11、当采煤机割至距接顶处10m范围内时，采煤机司机发出警告信号，放慢牵引速度（不超过3m/min），集中注意力，班队长要指定专人观察周围情况，人员严禁通过，只有在人员躲到安全位置（至少距滚筒10m以外）后方可截割；所有人员严禁对着滚筒，防止甩出物品伤人，同时严禁其他人员在煤机附近行走。

12、接顶段附近顶板破碎、压力较大时，可以采用在工作面支架上方打穿插梁的方式超前管理好顶板。

13、过接顶段期间，应将工作面顶板与巷道顶板衬平，平缓过渡，严禁出现台阶式落差。

14、要加强接顶段通风管理，认真检查接顶段氧气和瓦斯浓度，必要时采取导风措施，确保施工安全。

15、对于能够回收的木料等，人员必须站在支护良好的安全地点使用长把工具钩出，严禁人员将身体任何部位伸进采空区。

## 第三节 防治水

1303工作面正常涌水量150.15m3/h，工作面考虑离层积水均匀下泄的1303工作面最大涌水量为412.70m3/h；考虑到1303工作面在实际回采过程中的不可抗力（离层或导高发育异常），确定1303工作面离层灾变涌水量约为420m3/h。

**一、防治水措施**

1、坚持“预测预报、有疑必探、先探后掘、先治后采”的防治水原则，严格按《1303工作面防治水设计》要求，落实物探工程、地面抽排孔、顶板预裂爆破等防治水措施。

2、严格按设计要求完善工作面排水系统，做好水泵管路的日常检修和维护工作；加强回采期间的排水设施、沉淀池及水仓管理，安排专人负责，做好日常清理和维护工作，保证排水系统畅通。

3、工作面形成后进行综合物理探查，圈定顶板富水异常区域并进行钻探验证，提前探查疏放顶板水。

4、合理调整采煤工艺，保持连续、稳定的推进速度，加强工作面初撑力管理，尤其“见方”来压期间，严格控制工作面放煤量，避免因见方来压造成架前切顶、涌水事故。

5、加强工作面周期来压和周边水文孔水位观测，认真分析和总结，做好水害预警工作。

二、工作面透水预兆

1、挂红。因地下水中含有铁的氧化物，在水压作用下，通过煤（岩）裂隙时，附着在裂隙表面，出现暗红色铁锈。

2、挂汗。当工作面接近积水区时，水在压力作用下，通过煤岩裂隙而在煤岩壁上凝结成许多水珠，但有时空气中的水分遇到低温煤（岩）壁也可凝结为水珠。因此，遇到挂汗现象，首先辨别真伪，辨别方法是剥去表面层，观察新暴露面是否也有潮气，如果煤岩潮湿则是透水征兆。

3、空气变冷。工作面接近大量积水时，气温骤然降低，煤壁发凉，人一进去就有凉爽感，时间越长越感阴凉。

4、出现雾气。当巷道内温度较高时，积水渗到煤壁后引起蒸发而迅速形成雾气。

5、水叫。井下高压积水，向煤岩裂隙强烈挤压与两壁摩擦而发出嘶嘶叫声，说明工作面离积水区已经很近，则透水即将发生。

6、顶板淋水加大，原有裂隙淋水突然增大，应视作透水前兆。

7、顶板来压，底板鼓起。在地下水压作用下，顶底板弯曲变形，有时伴有潮湿，渗水现象。

8、水色发浑，有臭味。老空水一般发红，味涩，断层水一般发黄，味甜，溶洞水一般带有臭味。

9、有害气体增加，积水区向外散发瓦斯，二氧化碳和硫化氢等有害气体。

10、裂隙出现渗水。水清则离积水区尚远，若出现浑浊，则离积水区已近。

三、工作面透水事故的应对措施

1、当工作面出现透水征兆时，必须立即停止作业，并发出警报，沿避灾路线撤出所有受水患威胁地点的人员，报告矿调度中心；在原因未查清、隐患未排除之前，不得进行任何采掘活动。

2、当工作面发生透水事故时，应迅速判断突水的地点、性质、水量、影响范围、突水水源及灾区范围内的基本情况（如人员分布情况，进出该地点的可能通道等），有组织的沿着规定的避灾路线，迅速向出水点的上部水平或地面87撤退。

## 第四节 一通三防

**一、通风管理**

1、加强通风系统管理，保证通风系统可靠，通风设施完好。风量、风速稳定，符合《煤矿安全规程》要求，防止瓦斯超限，杜绝微风、无风作业。

2、确保工作区域内空气成分满足要求，工作面进风流中氧气浓度不低于20%、二氧化碳浓度不超过0.5%、一氧化碳浓度不超过24ppm，其他气体浓度符合《煤矿安全规程》要求。

3、通防部按规定给工作面回采配足风量，定期进行测风工作，根据实际情况及时调整，但风量不得小于工作面需风量。

4、加强巷道的维护工作，工作面向外20m范围内进、回风巷实际断面不小于设计断面的2/3。当实际断面受顶底板压力等原因少于上述规定值时，必须立即采取措施进行处理。

5、工作面两端安全出口与巷道连接处超前压力影响范围内必须加强支护，巷道高度不得低于1.8m，综合机械化采煤工作面断面不得低于6㎡，回风巷断面不得低于设计断面的2/3；煤壁20m外，综合机械化采煤工作面巷道高度不得低于2.0m。确保风流畅通，有效降低通风阻力，保证工作面供风量。因巷道顶板离层、变形、底鼓、冒顶或其它原因达不到上述要求的，立即进行整改，整改完毕后方可恢复正常生产。

6、所有人员必须爱护通风设施，风门做到随开随关，严禁两道风门同时打开，风门前后5m范围内支护良好，无杂物、积水和淤泥，无其他材料、设备堆积。

7、测风站及其前后各10m内支护良好，水沟盖板齐全，无片帮、冒顶，无杂物、积水和淤泥和材料堆积。

**二、瓦斯管理**

**（一）一般规定**

1、瓦斯检查工上岗前，必须经过培训，取得特种作业操作证。上岗后还应定期进行复训和考核。瓦斯检查工必须携带便携式甲烷检测报警仪和甲烷光学检测仪，安全监测工必须携带便携式甲烷检测报警仪或便携式光学甲烷检测仪。瓦斯检查仪器要定期校正、定期进行计量检定，及时维修，确保完好。

2、每月必须编制瓦斯、防灭火检查点设置计划，对各工作地点及巷道、硐室的瓦斯（二氧化碳）的检查次数、时间和瓦斯检查工责任区域的划分、巡回检查的形式、交接班地点以及专职瓦斯检查工的设置等必须在瓦斯检查点设置计划中明确规定。瓦斯检查地点发生变化时，要及时增补，严禁空班漏检。

采煤工作面瓦斯检查点设置及检查次数要求：

进风流中机电设备、硐室、高冒处测点----工作面回风流进入采区回风巷前10—15米处的回风流中测点----回风流中机电设备、硐室、高冒处测点----距工作面10米处回风流中测点----回风隅角检查测点----顶板落差点处测点----距工作面10米处的进风流中测点。

3、瓦斯检查工必须按瓦斯检查点设置计划及瓦斯循环检查图表所规定的路线和时间，严格执行巡回检查、请示报告和交接班制度。通风调度实行跟踪调度。每次检查结果都必须记入瓦斯检查手册和检查地点的记录牌上，通知现场工作人员，并及时向通风调度汇报。做到井下记录牌、瓦斯检查手册和瓦斯台账“三对口”。

4、当班电钳工、班队长、煤机司机要随身携带便携式甲烷检测报警仪，随时对工作地点进行瓦斯检测。所有进入井下的矿长、矿总工程师、爆破工、采掘区队长、通风区队长、工程技术人员、班长、流动电钳工必须携带便携式甲烷检测报警仪。

5、凡井下有瓦斯涌出或有可能积存瓦斯的区域和地点，都应进行瓦斯检查。采掘工作面等各瓦斯检查点必须悬挂瓦斯检查记录牌。

6、井下所有地点爆破，都必须执行“一炮三检”和“三人连锁”爆破制度，作业地点必须悬挂一炮三检记录牌和三人连锁记录牌，一炮三检记录牌和瓦斯检查记录牌悬挂在一起，三人连锁记录牌悬挂在警戒网附近，警戒区域外。

7、甲烷浓度超过《煤矿安全规程》有关规定时，瓦斯检查工有权责令现场人员停止工作，并撤到安全地点。

8、瓦斯检查必须符合下列规定：

（1）有人作业的采掘工作面每班检查3次瓦斯和二氧化碳；临时停工、无人作业的采掘工作面，每班至少到工作面检查1次甲烷和二氧化碳；可能涌出或积聚瓦斯或二氧化碳的硐室和巷道的瓦斯或二氧化碳应每班至少检查1次；临时停工停风的采掘工作面，栅栏处每小班检查1次瓦斯、二氧化碳和氧气。

（2）被贯通巷道地点及回风流每次爆破前至少检查一次瓦斯。

（3）处于回风流中停止运转的电器设备及开关在每次启动前附近应进行瓦斯检查。加强机电设备维修和管理，井下杜绝电气设备失爆。

（4）爆破地点20m 范围内，在每次装药前、爆破前、爆破后都必须进行1次瓦斯检查，起爆前检查1次起爆地点甲烷浓度。

9、井下杜绝瓦斯超限作业。当瓦斯浓度超过下列规定时，必须采取相应的措施进行处理。

（1）工作面回风巷风流中甲烷浓度超过1.0%或二氧化碳浓度超过1.5%时，必须停止工作，撤出人员，采取措施进行处理。

（2）工作面电动机或其开关安设附近20m以内风流中及其他作业地点风流中甲烷浓度达到1.5%时，必须停止工作，撤出人员，切断电源，进行处理。

（3）工作面及其他巷道内局部瓦斯积聚(体积大于0.5m3的空间内积聚的瓦斯浓度达到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。

（4）因甲烷浓度超过规定而切断电源的电气设备，必须在甲烷浓度降到1.0%以下，方可开动。

10、工作面支架顶板必须保持平整连续，不出现错茬，以减小风阻，避免甲烷、CO积聚。支架架型不正，利用单体调架时，加垫木塞，防止产生火花。

11、工作面进、回风隅角移挪支架时，移挪区域必须先洒水湿透。瓦斯超限时严禁移挪。回风隅角移驾及时，保证没有风流死角，过度支架不得滞后尾梁。移驾后及时沿切顶线垛袋，减少采空区漏风，防止采空区瓦斯涌出。严禁人员进入老塘。

12、工作面回风隅角除悬挂T0传感器外，还要悬挂便携式甲烷监测报警仪，便携式甲烷监测报警仪距顶部不大于300mm，距帮部不大于200mm,距巷帮和采空区侧垛袋处均不大于800mm。

13、由于放顶煤工作面采空区空间范围大，可能积聚较大量瓦斯，老顶初次来压和周期来压、顶板大面积垮落及采空区漏风等都可能造成瓦斯大量涌出，采取以下措施，加强有毒有害气体检查：

（1）加强工作面尤其是回风隅角的瓦斯检测。

（2）工作面顶板初次来压、周期来压及顶板大面积垮落期间要加强瓦斯检查和安全防护工作，防止采空区内有害有毒气体大量涌出。发现异常时，瓦斯检查工有权停止作业，汇报矿调度指挥中心，组织所有人员按照规定的避灾路线有序撤出。

14、对高冒区有害气体的处理方法

（1）在回采过程中工作面及两巷若有高冒区产生，对高冒区瓦斯积聚的处理方法一般采用通风排放法处理。工作面高冒区处理：在巷道顶部悬挂风筒布导风，稀释高冒区积聚的瓦斯；两巷高冒区处理：连接压风管路至高冒区，稀释积聚的瓦斯。

（2）两巷高冒区处理完毕后，根据实际，进行涂抹封闭材料、喷浆等处理后，用水泥等不燃性材料进行充填，最后拆除风筒布。

（3）处理瓦斯积聚或其他有毒有害气体时，瓦斯检查工必须在现场指导，处理积聚的瓦斯前必须遵守以下原则：

①切断附近20m范围内的动力电源，附近20m范围内严禁有人工作。

②待人员作业地点的瓦斯浓度降到1.0%以下时，再进行接顶、喷浆等工作。

③若巷道内一氧化碳浓度达到24ppm(炮烟、柴油机车尾气除外)或二氧化碳浓度超过1.5%或其他有毒有害气体超限时，必须将巷道内所有人员撤至新鲜风流中，并汇报矿调度，等待处理。

（4）检查高冒区瓦斯浓度时，检查人员严禁进入瓦斯积聚区内，必须用木棍或长柄工具把光学甲烷检测仪进气皮托管或便携式甲烷检测报警仪伸入高浓度瓦斯地点进行检查。

（5）对高冒区要建立台账，现场挂牌管理。

（6）对已封闭的高冒区，瓦斯检查工依照规定定期进行气体检查。

15、停风区中瓦斯浓度超过1.0%或二氧化碳浓度超过1.5%，最高瓦斯浓度和二氧化碳浓度不超过3%时，由通防部采取安全措施，经矿总工程师审批，由矿山救护队控制风流排放瓦斯。若瓦斯浓度或二氧化碳浓度超过3%时，必须制定排放瓦斯措施，经矿总工程师审批，由矿负责组织，由矿山救护队负责排放瓦斯。

**（二）瓦斯抽放系统**

1303工作面瓦斯来源为本煤层和邻近层瓦斯。根据该工作面瓦斯煤层赋存及巷道布置情况，采用“抽采为主、风排为辅”的瓦斯治理原则；设计采取顺层钻孔预抽本煤层瓦斯，隅角预埋管路及布置高位钻孔抽采采空区瓦斯和风排相结合的综合措施治理工作面瓦斯。

回采前，在1303机巷施工定向长距离顺层钻孔结合1303机巷、风巷施工顺层钻孔（普钻）预抽回采区域煤层瓦斯；工作面回采过程中采空区瓦斯治理采用隅角埋管及布置高位钻孔泄压抽采。当1303工作面预抽时间满足要求，抽采效果评价合格后，1303机巷、风巷预抽钻孔可停止抽采,抽采管路可用于隅角及后期高位钻孔抽放采空区瓦斯。采空区瓦斯与煤层预抽钻孔瓦斯应分开抽采，实现高、低负压系统分源抽采。

1、顺层钻孔设计

本工作面预抽钻孔采用普钻与定向钻结合方式进行预抽回采区域瓦斯。

（1）普钻设计

1303工作面机巷、风巷预抽钻孔均采用顺层平行钻孔，沿巷帮布置，垂直巷道壁开孔，钻孔长度160m，孔径113mm，开孔高度距离巷道底板约1.6m，钻孔间距为9m，机巷钻孔终孔位置位于煤层底板以上4.5m，风巷钻孔终孔位置位于煤层顶板处。

1303机巷、风巷掘进期间，顺层钻孔（普钻）在掘进工作面迎头进尺超过工作面设计停采线150m时，由外向里施工。1303机巷预抽钻孔从停采线开始施工，施工至距停采线距离243m的位置停止施工，孔间距9m，共设计钻孔约28个，钻孔进尺约4480m；1303风巷预抽钻孔从停采线开始施工，施工至距停采线距离315m的位置停止施工，孔间距9m，共设计钻孔约36个，钻孔进尺约5760m。（2）定向钻设计

①钻机选用ZLD12000L型煤矿用全液压坑道钻机，Φ89mm中心通缆钻杆，Φ120mm钻头，正常钻进用Φ120mm平底定向钻头钻至终孔，定向钻孔开孔间距不小于0.5m。

②在1303工作面机巷内布置1个定向抽采钻场（J8测点以里12.2m位置）,设计钻孔数量为34个（9个主孔，每个主孔开2～4个分支孔），钻孔选用Φ120mm钻头，孔间距9m，定向钻孔平均孔深566m，总尺约19270m。钻孔设计上下2层布置，每层布置17个定向长钻孔；第一层定向钻孔编号为JD1-1#/3#～JD8-1/3#,JD9-1；钻孔终孔层位位于煤层顶板以下4.5m。第二层定向钻孔编号为JD1-2#/4#～JD8-2/4#,JD9-2#；钻孔终孔层位位于煤层底板以上4.5m（其中JD1-1#/2#钻孔距1303机巷右帮平距18m，JD9-1#/2##钻孔距1303风巷左帮平距18m），钻孔终孔点距工作面设计开切眼以里18m位置。定向钻孔开孔间距不小于0.5m，封孔长度不小于20m。

在1303机、风巷各布置一趟DN300抽采管路进行预抽钻孔瓦斯并将抽放管路与矿井高负压抽采系统并网抽放。

2、钻孔封孔注浆工艺

1303综采工作面所有抽采钻孔均采用“两堵一注”专用封孔器或封孔材料带压注浆封孔，封孔深度为20m。封孔管长度为2m/根的PE或铁套管，距里端孔口1m～1.5m处绑扎第一组囊袋，距外端孔口1m～1.5m处绑扎第二组囊袋，封孔注浆段长度不低于20米，封孔管孔口外露煤壁外0.15m。普钻封孔管为φ63mm套管，定向钻封孔管为φ108mm套管。

封孔工艺步骤：

（1）冲孔：钻孔成孔后，需用清水或压风清扫钻孔，排除钻孔中残余煤（岩）细屑。

（2）下封孔管及封孔器。

（3）注浆：预先混合满足一定要求的浆液，将注浆泵的吸浆口放入浆液池，出浆口连接封孔装置的注浆管快速接头，启动注浆泵，开始注浆。

（4）连网抽采：钻孔注浆48h后，对抽采钻孔进行合茬连网抽采。

3、顺层钻孔合茬抽采

顺层钻孔施工完成后必须及时封孔合茬抽采，钻孔要求预抽时间不少于6个月，单孔抽采负压不低于13Kpa，当1303工作面预抽时间满足要求，抽采效果评价合格后，1303工作面预抽钻孔可停止抽采。

（二）高位钻孔抽采采空区瓦斯

1、钻场布置方式

根据U型通风形式下采空区瓦斯积聚及涌出特点，并结合邻近煤矿高位钻孔抽采采空区瓦斯经验，在1303工作面机、风巷内每隔80-100m布置一个钻场，钻场净尺寸（长×宽×高）5000×4500×3500mm。

2、钻孔布置方式

设计钻孔使用Φ113mm钻头，每个钻场不低于15个高位钻孔，终孔间距5-8m，最内侧终孔位置距机、风巷的水平距离不低于30m，最大水平长度130m。为了保证工作面采空区连续抽采，设计每组钻孔间水平投影的搭接距离不小于20m。钻孔终孔层位位于煤层顶板10-65m范围。

3、高位钻孔抽采管路布置及高位钻孔封孔工艺

回采前，在1303机巷、风巷各布置一趟DN300抽采管路与低负压永久抽采系统并网。从1303机、风巷巷口至工作面在每个钻场附近设置短接炮头，用以连接高位钻孔。抽采主管路与钻场炮头之间使用不低于3根φ100mm抽放软管进行连接。高位钻孔封孔采用“两堵一注”方式，钻孔封孔管为φ73mmPE套管，封孔长度不小于20m。

（三）DN300埋管抽采回风隅角瓦斯

回采期间，为保证1303工作面回风流、回风隅角甲烷浓度符合规定，采取DN300埋管抽采隅角瓦斯，管路与矿井低负压永久抽采系统并网。

风巷隅角埋管采用迈步压茬的方式。随着工作面推进，主管路孔口进入风巷采空区，抽采范围为采空区6-40m。实际抽采过程中，可根据埋管内CO及瓦斯浓度进行适当动态调整抽采范围（最深不超过50m）。为保证抽采效果，埋管孔口应尽量靠近巷道顶板，孔口进入采空区前在孔口安装滤网，防止杂物进入管路。

根据工作面现场开采条件及通风方式，工作面初采期间、回采至瓦斯富集区、大倾角（＞12°）回采区域及机巷钻孔交替过渡阶段期间，为防止隅角及回风流瓦斯增大，进一步增强抽采采空区瓦斯能力，根据需要设置机巷隅角埋管抽采采空区瓦斯，抽采范围为采空区24-54m。实际抽采过程中，可根据埋管内CO及瓦斯浓度进行适当动态调整抽采范围（最深不超过60m）。为保证抽采效果，上下隅角埋管孔口应尽量靠近巷道顶板，孔口进入采空区前在孔口安装滤网，防止杂物进入管路。左、右两帮抽采管路使用不低于3根φ100mm的软管进行转接。

4、其他未尽内容见《1303工作面瓦斯抽采设计》。

**（三）瓦斯抽放系统管理**

1、管路安装按照设计线路及尺寸进行，管路尽可能不弯曲，靠帮敷设，距底板高度不小于300mm，避免矿车撞击。

2、管路采用法兰盘或快速接头接合，接口处加垫圈严防漏气，胶皮垫的厚度不小于5mm，并用螺丝加金属垫圈紧固。

3、井下所有瓦斯管路不得同带电物体相接触，并制定防止砸坏的措施。

4、所有瓦斯管路安装后，均要做气密性试验，确保不漏气。

5、瓦斯管路铁质物件应采取防腐、防锈蚀措施。

6、管路敷设要求平直，尽量避免急弯，转弯处需使用膨胀节链接。

7、动态分析瓦斯抽放参数变化趋势，及时采取措施，提高抽放效果。

8、在运输设备、物料等时，应注意保护好瓦斯管路，严禁破坏或碰撞管路。抽放管路一旦被破坏，责任人立即汇报矿调度指挥中心，矿调度应立即联系，进行处理。

9、定期派人巡查抽放管路，发现漏气、积水时及时处理。

10、对子系统、孔板流量计、钻孔等进行挂牌，并实行动态管理。

**三、综合防尘管理**

**（一）一般规定**

1、回采时，开启进回风巷道内的所有防尘喷雾。出煤系统各转载点设齐防尘喷雾装置并保持完好，做到带式输送机运行时，转载喷雾开启。所有喷雾必须雾化效果好。

2、采煤机必须安装内、外喷雾装置。割煤时必须喷雾降尘，内喷雾工作压力不得低于2Mpa，外喷雾工作压力不得低于4Mpa，喷雾流量应当与机型相匹配。无水或者喷雾装置不能正常使用时必须停机；液压支架和采煤工作面的放煤口，必须安装喷雾装置，降柱、移架或放煤时同步开启喷雾。破碎机必须安装防尘罩，并加装喷雾装置或者除尘器。所有喷雾必须雾化效果好。

3、冲洗巷帮：作业前后，冲洗巷帮、顶，清除散落在巷道四周的粉尘。工作面及工作面向外50m范围内进回风巷道每小班冲刷、清扫一次，50m范围外进回风巷道每圆班洒水、清扫降尘一次，并清除堆积的浮尘（煤）。

4、回采工作面在距离工作面端头30m范围的进回风巷道内内必须安设2道净化喷雾装置，净化喷雾要及时前移。净化喷雾必须封闭巷道全断面，灵敏可靠、雾化好，使用正常。

6、转载喷雾的安装必须符合规定，喷雾头距转载点的高度不得超过0.5m，并且能覆盖滚筒，并进行编号挂牌管理。转载点落差超过0.5m，必须安装溜槽或者导向板、全封闭防尘罩。防尘罩下部挡帘与下方皮带机要严丝合缝，皮带机挡帘根据需要调整长度，与接煤（岩）皮带距离不大于0.1m。各个防尘设施安装必须符合《招贤矿业一通三防技术管理规定》要求。

7、工作面及两巷需要喷浆拌料时净化水幕必须开启使用，喷浆机等电器设备的摆放不能影响防尘设施的使用。锚喷作业点下风向100m范围内应当设置2道风流净化水幕。净化水幕必须封闭巷道全断面，灵敏可靠、雾化好。

8、使用巷修机，施工地点前后20m范围内的巷道经常洒水降尘，出煤时必须洒水。巷道修护期间必须经常洒水降尘，施工锚索、锚杆必须全程带水施工。

9、风流净化水幕之间的软管必须并联，不得采用串联。风流净化水幕必须挂牌管理，应明确责任人和编号，每天进行巡查，发现损坏及无法使用，必须及时整改。

10、支架喷雾降尘装置保必须持完好并正常使用，升降支架、移架、放煤时开启喷雾进行降尘。

11、回采工作面必须采取湿式钻眼、冲刷巷帮、水炮泥、爆破喷雾、装煤（岩）洒水和净化通风等综合防尘措施。所有钻眼施工必须采取湿式作业。锚喷支护作业必须采用潮料喷浆。在遇水膨胀的岩层中不能采用湿式钻眼(孔)难以采取湿式钻孔作业时，可以采取干式钻孔(眼)，但必须采取捕尘、降尘措施。

12、作业人员坚持佩戴防尘口罩，做好个人防护。

13、巷道冲刷需建立巷道冲刷台账，未记录冲刷台账的视为未冲刷巷道。每月月初5号之前，生产单位需将上月巷道冲刷台账、隔爆设施巡查记录送至通防部保存，以便检查。

14、严格控制风速，防止粉尘飞扬。严禁粉尘堆积，积尘（连续5m，厚度2mm）要及时清除。

**（二）综合防尘系统**

**1、防尘水源**

井下防尘系统由地面水池供给井下各采掘工作面水源。防尘管路和设施按规定敷设。矿井防尘管路管径、供水压力满足安全生产。电器设备的摆放不能影响防尘设施的使用。

（1）使用地面水池，通过供水管路传输到工作面，水压约为2～4MPa。供水管路的管径与强度应能满足该区段负载的水压和水量。防尘管路应吊挂牢固、平直，并进行防锈处理。

（2）机、风巷各安装一趟Ф108mm防尘供水管路，使用带式输送机运输的巷道（1303机巷），防尘管路每隔50m设一个三通阀门，其他巷道防尘管路每隔100m设一个三通阀门，转载点、硐室口、巷道交岔点也都应设三通闸阀。

**2、****隔爆设施安装及管理**

（1）隔爆设施安装

①回采工作面必须安装隔爆设施。若采用隔爆水棚，每个隔爆水袋最小容积40L，每平方米不少于200L水量。水棚长度不少于20m，首列棚在距工作面端头60-200m范围内。机巷、风巷每隔200m安装一组隔爆水棚，水棚的排间距应为1.2～3.0m。水棚应设置在巷道的直线段内，距顶梁、两帮的间隙不得小于100mm，距巷道的轨面不小于1.8m。棚组内的各排水棚的安装高度应保持一致。水棚与巷道的交叉口、转弯处、变坡处之间的距离不得小于50m。

②巷道内若安装型号ZGJFH35自动隔爆装置作为隔绝煤尘爆炸措施不再安装防爆水袋。煤巷及半煤岩巷中，自动隔爆装置介质质量不得小于35kg。煤巷、半煤岩巷间距200m安装一套自动隔爆装置。

自动隔爆装置必须包括如下部分：（a）主体部分：贮存和快速喷洒消炎剂的部件；（b）冲击波接收器：用于接收爆炸冲击波，并将冲击波的冲击作用传递到装置主体的部件，包括方形（圆形）冲击波接收盘（板）、垫圈及推杆；（c）吊挂装置：又分为左吊挂和右吊挂部分，用于将装置牢固的固定在巷道顶板上。

（2）隔爆设施管理

①若巷道内安装型号ZGJFH35自动隔爆装置作为隔绝煤尘爆炸措施，在保证自动隔爆装置完好的情况下，不再安装隔爆水棚。

②不具备安设隔设施的巷道（如巷道高度、宽度、长度受限或临近收作的工作面），必须设置水幕喷雾洒水、冲洗或清扫巷道等综合隔爆措施。

③巷道内安装隔爆水袋时，采煤部每周检查1次隔爆水袋的安装地点、数量、水量及安装质量是否符合要求。发现隔爆水棚缺水、挂钩脱落、水袋损坏等情况，必须立即进行处理。

④自动隔爆装置附近5m范围内，必须悬挂管理牌板，明确责任单位、责任人、压力表实际压力、压力表要求压力、安装日期、巡查日期等内容。每周检查一次，两次间隔不大于7天，责任单位必须安排专人对主体部分、冲击波接收器、吊挂装置进行检查，确保各部分完好，发生煤尘爆炸时，自动隔爆装置能够正常启动。

**（3）自动隔爆装置巡查维护**

①每周巡查一次，施工单位必须安排专人观察记录压力表显示值。当压力低于8Mpa时，立即汇报施工单位，更换装置主体。当压力表防护罩窗口表面存在灰尘，导致压力表无法看清数值时，巡查人必须使用棉纱擦拭干净。若防护罩内部有灰尘和水汽，导致压力表无法看清数值时，巡查人将防护罩卸下，对内表面进行清理，然后重新上紧防护罩。防护罩卸下时，锁止阀必须关闭，防止误触发，清理完成后，开启锁止阀。

②每周施工单位必须安排专人查看锁止阀开关情况。自动隔爆装置正常使用期间，锁止阀保持开启状态。

③每周施工单位必须安排专人查看冲击波接收杆与装置主体是否在同一直线上，与巷道倾角是否一致。不在同一直线上、与巷道倾角不一致时，巡查人立即调整吊挂部件长度、方向。调整时，锁止阀必须关闭，防止误触发，调整完成后，开启锁止阀。

④每周施工单位必须安排专人查看冲击波接收杆各段、吊挂部件与吊挂锚杆连接情况，冲击波接收杆各段、吊挂部件与吊挂锚杆连接不牢固时，巡查人及时拧紧，确保无松动现象。拧紧时，锁止阀必须关闭，防止误触发，拧紧完成后，开启锁止阀。

⑤每周施工单位必须安排专人查看冲击波接收器（盘）与冲击波接收杆连接情况。冲击波接收器（盘）与冲击波接收杆连接松动时，巡查人及时拧紧，确保无松动现象。拧紧时，锁止阀必须关闭，防止误触发，拧紧完成后，开启锁止阀。

⑥每周施工单位必须安排专人查看冲击波接收杆与吊挂部件连接部分润滑油脂涂抹情况，润滑油脂必须覆盖连接部分四周，保证冲击波能够充分传递。缺少油脂时，巡查人及时涂抹补充。涂抹油脂时，锁止阀必须关闭，防止误触发，涂抹油脂完成后，开启锁止阀。

⑦每周施工单位必须安排专人查看自动隔爆装置与巷道顶板之间的距离。距离巷道顶板大于0.3m或小于0.1m时，及时调整吊挂部件长度。调整高度时，锁止阀必须关闭，防止误触发，调整高度完成后，开启锁止阀。

⑧施工单位必须安排专人查看自动隔爆装置附近物品情况。自动隔爆装置距巷道顶板小于0.1m或附近0.1m范围内有单轨吊、支架、置物架等其他物品，巡查人立即汇报施工单位，移挪自动隔爆装置或物品，保证距顶板大于0.1m，距单轨吊、支架、置物架等其他物品大于0.1m 。移挪自动隔爆装置时，锁止阀必须关闭，防止误触发，移挪自动隔爆装置施工完成后，开启锁止阀。

⑨每周施工单位必须安排专人查看装置主体情况，包括装置主体是否受损，干粉密封膜是否损坏，干粉是否外漏现象，装置主体是否存在气体外漏的“咝咝”响声。巡查人发现以上情况，立即汇报本单位和通防部，进行更换处理。更换自动隔爆装置时，锁止阀必须关闭，防止误触发，更换自动隔爆装置施工完成后，开启锁止阀。

⑩其他井下人员发现装置主体受损、干粉密封膜损坏、干粉外漏现象和装置主体存在气体外漏的“咝咝”响声等异常情况，必须立即汇报施工责任单位。

每月5日前将上一月自动隔爆装置巡查记录送至通防部技术室存档。自动隔爆装置巡查记录必须填写清楚、规范、真实。

**附图10：1303工作面防尘系统图**

**五、防灭火管理**

**（一）****1303工作面自然发火隐患分析**

1、招贤矿业3#煤层为I类容易自燃煤层，自然发火期为36天。

2、工作面初采期间，上、下隅角绞车硐室空间不能及时垮落；切眼断面大，受矿压影响顶煤易压裂破碎，工作面初期推进速度一般相对较慢，切眼松散煤体氧化升温时间长，煤体温度较高。因此，初采期间切眼及两端头是自燃隐患点。

3、正常回采期间1303工作面采用综采放顶煤，大量遗煤滞留在采空区内，采后顶板垮落不实，造成采空区漏风，存在自然发火的可能。

4、工作面过断层期间造成工作面推进速度较慢，存在自然发火的可能。

5、工作面停采收作期间为防灭火的管理重点，工作面回风隅角及支架后向后3-6米、距支架顶板向上2-4米范围煤体松散、破碎严重，加速蓄热氧化过程，容易发生自燃，收作期间另行编制防灭火措施。

**（二）1303工作面防灭火措施**

1、初采期间防灭火措施

（1）回采前机、风巷内的绞车硐室

绞车硐室及时退锚，并采用爆破方式强制放顶，保证及时垮落，减少采空区的漏风。

（2）黄泥灌浆

机巷敷设一趟灌浆管路（Ф108mm钢管），注浆口步距不大于30m，工作面首次垮落至推进50m期间，对采空区进行预防性灌浆，对始采线及两顺槽采空区加强灌浆。管路进入采空区30m时切换支管，依次循环。

（3）机巷注氮

机巷敷设一趟注氮管路（Ф108mm钢管），注氮口步距不大于30m，工作面首次垮落至推进50m期间，对采空区进行间歇性注氮，惰化采空区气体。管路进入采空区30m时切换支管，依次循环。

（4）端头封堵

回采初期40m范围内要求采煤部每圆班在进、回风隅角分别垛袋堵漏，周期来压期间垛袋墙外喷涂克斯达无机防灭火材料，减少采空区漏风。

（5）液态CO2

初采前，在支架后布置一趟防火管路（Ф108mm钢管），初采期间，当工作面采空区及回风温度、CO有异常上升趋势时，利用预埋的防火管路进行灌注液态CO2，防止初采期间回采速度较慢，采空区出现自然发火隐患。

2、正常回采期间防灭火方案

（1）根据中国矿业大学关于《陕西金源招贤矿业首采工作面自然发火规律及治理技术研究》报告中采空区“三带”的划分，正常回采期间在采取注氮措施的情况下，最短自燃发火期为36天，采空区的氧化升温带最大宽度为62.1m, 工作面的日临界推进速度为：1.725m/d，即每天推进度达到3刀，采空区遗煤就被甩到窒息带，O2浓度小于5％。

（2）机巷注氮管路出口距工作面进风隅角30-60m范围内。正常回采期间，采用间断性注氮，每月不少于2次。

（3）机巷布置一趟Ф108mm灌浆管路，出口布置在机巷采空区30-60m范围内。正常回采期间，对采空区进行预防性灌浆，每月不少于2次。

（4）正常回采期间，采煤部每圆班在进、回风隅角分别垛袋堵漏并挂风障,周期来压期间垛袋墙外喷涂克斯达无机防灭火材料，减少采空区漏风。

（5）正常回采期间，当工作面采空区及回风温度、CO有异常上升趋势时，利用预埋的机巷、风巷防火管路适时灌注液态CO2，防止采空区出现自然发火隐患。

3、推进缓慢期间防灭火方案（日推进度小于3刀）

（1）保证工作面瓦斯不超限的情况下，合理调节工作面风量，风速满足要求。

（2）保证工作面回风隅角瓦斯不超限情况，降低1303工作面抽放管路抽放量。

（3）根据现场实际需要，通过机巷注氮管路，向采空区氧化带内注氮气，每月不少于三次。

（4）工作面缓采（日推进度小于3刀）期间，利用机巷灌浆管路对采空区进行预防性灌浆，每月不少于3次。对采空区遗煤降温隔氧，防止出现采空区遗煤自然发火。

（5）①当工作面采空区及回风温度、CO有异常上升趋势时，根据需要通过机、风巷防火管路，进行预防性注液态CO2；②每月通过机、风巷防火管路，向采空区内注液态CO2，每月不少于二次。

4、俯采期间防灭火方案

（1）加强人工监测，每天对束管监测数据和人工取样色谱分析结果进行分析，发现有C2H4出现或CO浓度超过24ppm并增加较快时，及时采取相应措施并汇报通防部。

（2）俯采期间对采空区进行预防性灌浆，每月不少于2次。

（3）根据现场实际情况，布置机巷注氮管路出口，连续向采空区氧化带内注氮气。每月不少于2次。

（4）俯采期间当工作面采空区及回风温度、CO有异常上升趋势时，根据需要进行预防性注液态CO2。每月不小于2次。

5、末采及收作期间防灭火方案

（1）工作面在距停采线50m时开始不放顶煤，确保停采后架后煤体的完整性，减少采空区漏风和遗煤氧化。

（2）距收作线17m时，工作面开始铺网上绳，隔离采空区，减少漏风。

（3）在机巷、风巷指定位置提前预埋2-3趟架后全排筛眼防火管路贯穿整个工作面。在机巷、风巷指定位置提前预埋1趟灌浆、注胶管路，停采后对终采线及两顺槽采空区加强灌浆。

（4）上、下隅角建隔离墙并压注凝胶。

（5）机、风巷铺设三路束管，每路采样口按20-30m迈步预埋至采空区内，沿工作面每10架在架后布置一个监测点。

（6）降低工作面供风量，停抽或降低埋管抽放量，减小采空区漏风。

（7）在切眼架后及机巷、风巷距离收作线25-30m位置施工收作钻场及防火钻孔进行注浆或注液态CO2，对采空区遗煤进行充填隔氧和阻化降温防灭火。

**（三）工作面防灭火系统设计**

**1、灌浆系统设计**

（1）制浆系统

采用地面固定式灌浆站集中灌浆，灌浆材料选用黄土。正常回采期间，对1303工作面采空区进行预防性灌浆，每月不少于2次；缓采期间（日推进度小于3刀），对采空区进行预防性灌浆，每月不少于3次。

（2）灌浆参数的选择

按回采工作面每小时灌浆量计算：



式中：

Q—回采工作面灌浆量，m3/h，

G—工作面日产量，t/d，取7200t；

W—工作面灌浆宽度，m，工作面宽度大于100m，取100；

h—灌浆材料覆盖厚度，可取0.05-0.25m，取0.12；

δ—水土比倒数，可取3-5，取4：1；

M—浆液制成率，取0.9；

ρC—煤的密度，根据测定结果，取1.4t/m3；

H—工作面回采高度，综放工作面取割煤高度加放顶煤高度之和乘以顶煤回收率，m，H =10.43\*0.93=9.7；

L—工作面长度，取180m；

N—灌浆添加剂防灭火效率因子，一般取1-2，根据矿井实际情况，取1.5，

t—灌注时间，h/d，取4 h/d。

=26.5 m³/h

按每天灌注4h计算，每天需要灌浆量106m3。地面制浆系统的灌浆能力为60m3/h，根据实际灌浆工序，注浆时间段暂定为8:30-11:30，确保工作面灌浆要求。灌浆通过1303工作面机巷灌浆管路对采空区进行预防性灌浆，防止采空区自然发火。

（3）灌浆操作流程

地面灌浆采用重力灌浆方式。打开供水阀门，根据计划灌浆的流量和浓度调整水量；通水一段时间后使用装载机（推土机）把制浆材料从储料场加入到定量送料机料箱内，定量送料机会按已设定的输送量把制浆材料均匀地送上输送机，再由输送机把制浆材料送入制浆机；水也在制浆机的进料口位置加入，制浆机把水与制浆材料混合、搅拌制成均匀浓度浆液，并将浆液中大于15mm的颗粒滤出；由悬浮剂添加机在制浆机出口管加入悬浮剂，浆液与悬浮剂进入滤浆机后进行搅拌混合；浆液自流进入滤浆机，滤浆机将浆液中大于8mm的颗粒滤出，以免输浆管路中形成沉淀堵塞管路；合格浆液自流进入缓冲池，由渣浆泵（泥浆泵）送至井下注浆地点（或不使用泵送，由滤浆机出口管路直接自流下井）。

（4）管路系统布置

地面灌浆站→主斜井→+980m绕道联巷→1303机联巷→1303工作面机巷→1303工作面采空区。

利用预埋灌浆管路进行防灭火灌浆，回采前形成灌浆系统。

2、注氮系统设计

（1） 制氮设备及安装地点

选用3台DMJ-1200型膜分离制氮机，每台实际产氮量不小于1000m³/h，纯度≥97%，氮气出口压力≥0.8Mpa。制氮机设备安装在+780m水平制氮机硐室。

（2）注氮量计算

单位时间内注氮充满采煤所形成的空间，使氧气浓度降到防灭火惰化指标以下，计算公式为：

式中：

Q—注氮流量，m³/h，

Q0—采空区氧化带内漏风量，可取5-20 m³/min，现取12m³/min，

C1—采空区氧化带内原始氧浓度，10%～20%，取15%，

C2—采空区防火惰化指标，取7%，

CN—注入氮气中的氮气纯度，97%，

=950.4m3/h



经计算，1304（外）工作面回采期间注氮量为900m³/h。制氮设备能力应不低于注氮量的1.2倍。目前，我矿共有3台1200m³/h（DMJ1200）注氮机，实际注氮量能力不小于3000 m³/h，满足生产要求。正常回采期间，采用间歇性注氮，注氮周期每月不少于2次；日推进度小于3刀时，每月不少于3次。每次注氮量不低于5000m³。

（3）管路布置（具体见防灭火系统布置图）

注氮管路布置路线：+780m水平制氮机硐室→北翼带式输送机大巷→1303机联巷→1303工作面机巷→1303工作面采空区。

机巷布置一趟Ф108mm注氮管路，出口布置在进风隅角采空区30m-60m范围内，随工作面推进压茬切换。

**附图11:1303工作面防灭火系统图**

**3、防灭火监测系统设计**

（1）束管监测

束管监测系统配置一套JSG-7型煤矿束管火灾监测系统，一次取样可以完成对CO、CO2、CH4、C2H2、C2H4、C2H6、O2、N2等自然发火标志气体的全分析。

①束管管路布置

A.1303工作面机巷束管布置路线：消防材料库→北翼带式运输大巷→1303机巷联巷→1303工作面机巷→1303工作面进风隅角（采空区）。

B.1303工作面风巷束管布置路线：消防材料库→北翼带式运输大巷→1305提料联巷→1303工作面风巷→1303工作面回风隅角（采空区）。

② 测点布置

1303机巷布置1路束管，风巷布置2路束管，延至进、回风隅角采空区进行监测。机巷、风巷束管进入采空区30m-60m采集气样进行分析；风巷另1路束管采样口位于工作面回风隅角切顶线往里2-5m位置，依次循环。每天进行取样分析。

（2）安全监控在线监测

距1303工作面风巷回风口10～15m范围内，1303工作面回风隅角布置的CO、温度传感器进行实时监测,在1303工作面瓦斯抽放管路中设置CO、温度传感器进行实时监测。

（3）人工检测

每班检测1303工作面回风流、回风隅角及工作面架间的CO、CH­4和温度（架数间隔10架），每周采集采空区瓦斯抽放管路气样进行1次气相色谱分析。距1303风巷巷口10-15m位置设置自然发火观测站。

（4）矿用激光多气体监测系统

在井下消防材料库装配矿用激光多气体监测主机一台，利用1303机、风巷采空区束管采集气体，通过矿用激光多气体监测主机对CO、CO2、CH4、O2、C2H4、C2H2浓度进行连续实时分析，从而更精确地掌握工作面采空区气体的状况。

4、1303机、风巷高冒点、架棚处、钻孔防灭火治理

(1) 瓦检员每班检查一次高冒点、架棚处防火检查点。

每周利用红外线成像仪检查一次高冒点及架棚处温度。

架棚处观测孔每周取样一次进行气相色谱分析。

钻孔每周检查一次CO、温度、瓦斯情况。

检查地点有异常及时采取注水、注凝胶等防灭火措施。

5、防火门设计

防火门位置

1303工作面机巷防火门：1303机巷与二车场三岔门以里5m处；

1303工作面风巷防火门：1303风巷溜煤眼以里5m处。

（2）防火门构筑要求:

①防火门，必须采用不燃性材料建筑。

②墙体厚度不得小于600mm。

③墙体四周应与巷壁接实，掏槽深度不得小于300mm。

④防火门采取“内插拆口”结构。

⑤防火门断面，符合行人、通风和运输要求。

⑥所有穿过防火门的管路、电缆等必须从墙体中穿过；电缆使用穿墙管保护并使用不燃性材料封堵穿墙管空隙。

（3）封闭防火门所用的板材厚度不得小于30mm，每块板材宽度不小于300mm，拆口宽度不小于20mm。

（4）封闭防火门所用的木板要逐次编号，排列摆放整齐，指定人员负责定期进行检查，发现如有变形或丢失要及时更换和补充。

**（四）安全技术措施**

**一、灌浆安全技术措施**

**1、地面灌浆泵的操作**

（1）接到要求供水的电话后，先开清水泵给清水，根据计划灌浆的流量和浓度调整水量。

（2）通水一段时间后，待管路畅通，接到要求灌浆的电话后，方可开泵灌浆。

（3）渣浆泵工作时，非工作人员不得靠近工作区。

（4）压力表读数由专人读取，当发现超出工作压力区时应立即停泵，查明原因。

（5）渣浆泵工作过程中应经常检查油位、油路、油温及轴承温度，不得超过允许参数值。

（6）停泵前应用清水将泵及管路清洗干净。

**2、停机后的整理工作**

接到井下停浆电话后，要先停电动泵和制浆机，然后给水冲洗管路(冲洗时间一般不少于20min),清理、冲刷浆池。并把水枪和管路中的水放干净。

**3、井下灌浆操作**

（1）准备工作就绪后，打开闸门，用电话与灌浆站联系，先供清水，检查管路。

（2）待管路畅通后，进行灌浆，灌注时间根据现场实际可进行调整。

（3）灌浆期间，灌浆工应密切注意管路及各处阀门的情况，发现堵塞或管路漏浆时，应首先通知井上停止下浆，同时派人关闭上一道阀门，然后进行处理。

（4）灌浆时，不要在隅角前管路附近停留，以防止管路崩坏伤人。

（5）尽量在无浆水的情况下拆管路，特殊情况需在有浆水的情况下拆管路时，平接的先松下方的螺钉、吊挂的管路先松靠帮的螺钉，并用胶皮等盖住法兰盘，防止喷水伤人。

（6）充填流量要均匀适度，切忌流量忽大忽小；接近充满时，要适当减少流量。

（7）灌浆期间工作面设专人观察，当发现管路管路跳动或管路接头跑漏水、砂浆等现象时，要及时停止注浆，重新固定管路，检查闸阀及管路压力，问题解决后方可重新通知注胶。

（8）在灌浆前清理巷道排水系统，以便发生渗漏时应急使用。

（9）必须有瓦检员现场不定期检查瓦斯和其他有毒有害气体的检查，发现瓦斯和其他有毒有害气体超限时，必须停止作业，撤出人员，汇报矿调度指挥中心，进行处理。

4、在灌浆作业过程中，除灌浆检查、监护人员外，其他人员严禁开关灌浆闸阀。

5、严格按照操作规程进行作业，灌浆前要认真仔细检查电气设备的完好情况，检查管路连接是否完好、是否畅通，发现问题及时处理，避免由于检查不到位而引起的人员和设备的损伤。

6、控制大颗粒(大于5mm)进入输浆管路中。灌浆前应将大块黄土挑拣出来，浆池上设置除渣装置，然后下浆。灌浆结束后，再用清水清洗，以免泥浆在管内沉淀。

7、为防止在灌浆过程中或灌浆后发生溃浆、透水事故，特制定如下措施：

（1）在灌浆前清理巷道排水沟、沉淀池、排水泵及管路系统，以便发生溃浆、透水时应急使用。并在预灌浆的采空区上下端头建垛袋墙，墙与巷道壁接头打牢。

（2）必须有瓦检员现场不定期检查瓦斯和其他有毒有害气体的检查，发现瓦斯和其他有毒有害气体超限时，必须停止作业，撤出人员，汇报矿调度指挥中心，进行处理。

（3）按规定的灌浆浆液的水土比灌浆，根据浆液浓度增设增稠剂，确保防灭火效果。

（4）灌浆期间一旦发现被灌浆区域淋水加大、顶板掉渣、有异响以及气体浓度发生变化，必须立即停止注浆，采取措施。

（5）当地面浆池液位不下降，灌浆站停止泥浆泵的运行，查明原因，进行处理。

**二、注氮安全技术措施**

1、注氮操作

（1）通过采空区预留管路进行注氮,注氮前应检查管路迈步距离，并保证管路、阀门完好。

（2）注氮工打开阀门后，通知调度室或通防部门，由其通知制氮硐室供气。

（3）观察并记录注氮量。每隔lh记录1次仪表值，并填写注氮记录表上。

（4）随时检查瓦斯、一氧化碳、氧气等气体的浓度，超限时要停止工作，进行处理。

（5）达到设计的注氮量时，要停止注氮，由有关人员验收后，再决定关闭阀门或继续注氮。

（6）停止注氮时，要先通知调度室或通防部门、注氮机组值班人员后，再关闭阀门。

2、制氮机组的操作

（1）首先对设备、冷却水系统、电器、仪器仪表进行检查，要求：

①检查空压机油气桶的油位，油位应位于窥镜刻度线的上限与下限之间。

②检查制氮机组各阀门的位置。注氮阀门应处于关闭位置，注氮压力调节阀处于预先调节好的位置 (一经调节好以后，无须再动)，注氮放空阀应处于开启位置。

③检查冷却器水量是否充满、水温是否满足冷却要求。

④检查电器设备，绝缘与防爆要符合要求。

⑤制氮机组所有的排污阀，进行1次排放。

（2）开启冷却水进水阀门，使冷却水循环系统开始工作。

（3）合上高低压电源开关，检查电压指示是否正常。

（4）瞬时点动空压机电机，检查电机转向是否正确(应符合 电机旋转指示方向)。

（5）启动空压机，使得空气罐升至满压，打开膜分离系统的进气阀。

（6）手动闭合膜分离系统电控箱内的断路器，然后按下膜分离系统上的启动按钮，启动氮气系统，使系统达到正常压力。

（7）校验氧分析仪。将氮气取样阀关闭，旋开氧电池底部的螺钉，让空气直接进入氧电池，等待5min，观察测量值是否为20.9%，如果不是，需继续调整。

（8）调整纯度控制阀，直至产出的氮气浓度合格。在产出合格的氮气之前，产出的气体将自动通过放空电磁阀排空。

（9）打开产品氮气出气阀。

（10）制氮机组运行中要随时注意观察排气温度，一般应控制在50—60℃。

（11）制氮机组运行中空气缓冲罐每隔lh必须排污1次。

（12）制氮机组运行中每隔1h作1次运行记录。

（13）制氮机组停机时，应按照下列顺序操作:

①按下膜分离系统上的停止按钮。

②关闭空压机 (按照操作说明规定执行)，膜分离器将在停止进空气时通过渗透侧放空管自动降压。

③关闭氮气输出控制阀。

④断开膜分离系统电控箱内的断路器。

⑤关闭水冷却系统水源。

（14）定期更换过滤芯。在更换过滤芯之前，应关闭压缩空气入口阀门，使管路泄压。

（15）定期对安全阀、冷凝液排放管路进行检查，发现问题及时处理。

3、制氮装置应放置在通风良好，周围空气中无甲烷、煤尘爆炸性气体混合物，无滴水，无强烈颠簸和振动等的场所中。

4、制氮设备的操作人员，必须进行操作前培训，掌握制氮机的结构、性能、工作原理、维修保养及排除故障的知识。

5、制氮设备附近要安装电话，制氮设备因故障检修或其他原因停止运转时，制氮设备操作人员必须及时汇报矿调度及通防部调度。

6、定期检查安全装置的可靠性。

7、制氮装置的维护和保养工作必须在停机、断电的情况下才能进行。

8、油路系统附近不得进行焊接操作，不能用烧焊或其他方法修改任何压力容器。

9、卸除任何带压元件前，需保证整个系统处于无压状态。

10、启动制氮装置时，排空阀应处于排空状态，以避免空压机超压。

11、开机前应仔细检查整个制氮装置，确认无任何工具、零件或其他物件留在空压机中。

12、制氮装置运行前，软管开口一定要固定把牢，以防软管伤人.

13、所使用的冷却水水质应无腐蚀性，无杂质。

14、第1次向采空区注氮，或停止注氮后恢复注氮，必须先排出管路中的空气，避免将空气注入采空区。

15、管路维修人员定期检查注氮管路情况，防止管路跑、漏气现象。

16、每周对制氮机管路取样分析，制氮设备操作人员确保制氮机出口氮气浓度不得低于97%。

17、工作面隅角需安装氧气传感器。注氮期间加强工作面、隅角及回风流的氧气检测，发现O2浓度小于20%，必须立即停止工作，撤出人员，减小注氮量，待O2浓度大于20%后，方可恢复工作。

18、注意检查工作面、回风流，特别是回风隅角的瓦斯浓度，发现上述地点瓦斯浓度超限时，可适当减小或停止注氮。

19、注氮地点及与其相连巷道安全通风量验算：

式中：Q0---工作场所的安全通风量，m3/min；

QN---最大氮气泄漏量，m3/min，取15.84m3/min；

CN---泄露氮气中的氮气浓度，%，取97%；

C1---工作面或巷道中原始氧气浓度，取20.8%；

C2---工作场所的安全氧浓度指标，18.5%。

Q0=15.84×（0.97+0.208-1）/（0.208-0.185）

=122.59m3/min

注氮地点1303机巷配风量1583m3/min＞Q0,满足安全通风量需求。

**三、外因防灭火措施**

1、入井人员严禁携带明火、易燃、易爆物品及穿化纤衣服下井。

2、对电器设备运转不良及机械摩擦产生的过热现象，必须及时消除。

3、电气设备着火时，应首先切断电源；在切断电源前，只准使用不导电的灭火器材进行灭火。

4、巷道内使用的机油必须装入盖严的铁桶内，由专人押运送至使用地点，剩余的机油必须运回地面，严禁井下存放。迎头使用的润滑油、棉纱、布头等必须存放在盖严的铁桶内，不得乱扔乱放。严禁将剩油、废油泼洒在巷道内。

5、严格按爆破管理规定放炮。

6、设置消防供水系统，井下消防管路系统每隔100米设置支管和阀门，胶带输送机的巷道中应每隔50米设置支管和阀门。消防水池须经常保持足量的水量。

7、井下各地点消防器材按要求配备，按期巡查。

8、电气设备、缆线着火时，首先切断电源，用沙子、岩粉灭火。

9、因机械摩擦生热、油脂、纱布或其他引发火灾，可利用身边物件水管直接灭火。

10、火灾不能扑灭时，应听从矿调度安排或按避灾路线，及时将受火灾威胁人员撤到有新鲜风流的安全地点。

**四、其他安全技术措施**

1、加强井下作业人员的防灭火知识培训，掌握必须的防灾、避灾知识。

2、入井人员必须随身携带隔离式自救器。施工地点要标明本区域火灾避灾线路，所有井下工作人员都必须掌握灭火器材的使用方法，并明确本职工作区域内灭火器材的存放地点。

3、每天对抽放管路的CO和温度传感器监测数据进行分析。

4、瓦斯抽放管路上必须安设调节阀，以便合理调整抽放负压和抽放流量。

5、工作面回风流、上隅角及采空区的CO、温度检查结果必须记录并向通防调度汇报。

6、选择确定风门、风窗、挡风墙等通风设施的位置时，应尽可能降低采空区和煤柱裂隙处的漏风压差，减少漏风量。

7、回采过程中不得留设设计外煤柱和顶煤。采煤工作面采到停采线时，必须采取措施确保顶板冒落严实。

**五、应急处置措施**

1、任何人发现风流中一氧化碳超过24ppm，采空区内一氧化碳超过200ppm（且持续缓慢上升，温度也持续缓慢上升）；出现乙烯、乙炔；巷道湿度、温度增大，发现雾气；巷道中有焦油味，人处于其中头疼闷热四肢无力；有明火或明烟现象等，说明附近煤层自燃，应立即自救，同时尽快通知矿调度。矿调度立即安排现场停止作业，先切断火区电源，视火灾情况，采取一切可能的办法直接灭火，控制火势，力争在火灾初期扑灭火源；现场人员在直接灭火时应保证工作面风流方向的稳定性，在火源的回风侧设水幕，以降低火烟温度和避免形成火风压。

2、如果火势发展较为严重，现场瓦斯员或施工负责人立即组织工作人员撤离。矿调度指挥中心接到火警报告后，应立即按矿井灾害预防与处理计划的规定通知有关人员。同时，矿调度及时通知矿防灭火领导小组和施工单位、矿山救护、技术、安监、机电、运输、通防、采煤等单位相关人员,迅速组织抢救。

3、相关人员赶往现场按照矿防灭火领导小组指挥组织抢救。矿山救护队到达现场后，首先组织人员进行侦察工作，准确探明火灾事故的性质、原因、范

围、被困人员可能所在位置，以及巷道通风、瓦斯等情况，为指挥部制定抢救方案提供可靠依据。查明火情后向矿调度指挥中心及矿值班领导、总经理、总工程师汇报。并根据火灾情况，经董事长、总经理、总工程师同意后迅速采取控制火势的紧急措施，进行积极灭火。在未经总经理、总工程师的同意，任何人无权擅自改变该区域的通风系统。

4、灭火后，救护队员必须两人及以上同行在发火区域设置检测点进行连续监测随时掌握火区的变化，监测风流中CH4、CO、CO2、O2、温度等，测完尽快向矿调度汇报，矿调度立即汇报矿防治煤层自然发火领导小组，及时采取补充措施处理。

5、火区无法扑灭或无法接近火区时必须立即采取封闭注浆、注氮、灌注液态CO2等其他特殊方式进行灭火。封闭时应坚持火源进、回风侧同时封闭，在封闭过程中，必须至少每隔10min检查一次进、回风流中的瓦斯、二氧化碳、一氧化碳和氧气含量，根据气体浓度判断其爆炸危险性，然后采取相应措施。

6、应急物资储备。

（1）井上、下消防材料库存储的应急物资符合矿井消灾计划要求。

（2）地面灌浆站储备三相泡沫10吨、黄土100吨。

（3）井下制氮机完好。

**六、爆破管理**

**（一）打眼**

1、打眼前，首先进行敲帮问顶，找掉施工地点活矸危岩。

2、打眼前，先检查风水管路是否完好无损、畅通；打眼工具各部件是否齐全、正常。

3、打眼工在有下列情况之一时，不得打眼：①安全条件不好或发生异常情况时。②防尘管路无水。③工作面处理拒爆未结束。④装药时。⑤有空顶现象。

4、严禁边打眼边装药，严禁套残眼打眼。

5、严格按专项措施中的爆破图表所规定的眼位、深度、方位点眼位打眼。施工过程中，可根据岩性和实际情况及时调整打眼眼距、打眼深度、眼数等爆破参数。

6、打眼后将打眼工具设备搬离施工地点，存放在安全地点，将风带、水带盘放整齐。

7、井下严禁施工干眼，遇泥岩或泥岩破碎带，采取湿式打孔容易造成塌孔、成孔率较低时可以视现场情况采取干式打眼，必须采取捕尘措施，并使用个体防尘保护用品。

**（二）装药前的准备工作**

1、爆破地点10m范围内加强支护，以防放炮崩坏、崩倒；

2、检查炮眼布置是否符合爆破图表，眼内岩粉和水是否已用压气吹净；

3、装药前要检查距离工作面20m范围内的瓦斯浓度，瓦斯超限时严禁装药，并按照规定及时处理；

4、装药前，必须在爆破工监管下用抗静电不易破损的专用工具包将爆破器材、炮泥、水炮泥分装分运到工作面，炸药、电雷管分开存放。

5、从成束的电雷管中抽取单个电雷管时，不得手拉脚线硬拽管体，也不得手拉管体硬拽脚线，应当将成束的电雷管顺好，拉住前端脚线将电雷管抽出。抽出单个电雷管后，必须将其脚线扭结成短路。

**（三）装药**

1、装配起爆药卷时，必须遵守下列规定：

①应由爆破工亲自操作，必须在顶板完好、避开电气设备和导电体的爆破工作地点附近进行。严禁坐在爆炸材料箱上装配起爆药卷。装配起爆药卷数量，以每次装药数量为准。

②装配起爆药卷必须防止电雷管受震动、冲击，折断脚线和损坏脚线绝缘层。

③电雷管必须由药卷的顶部装入，严禁用电雷管代替竹、木棍扎眼。电雷管必须全部插入药卷内。严禁将电雷管斜插在药卷的中部或捆在药卷上。

④电雷管插入药卷后，必须用脚线将药卷缠住，并将电雷管脚线扭结成短路。

2、装药前，首先必须清除炮眼内的岩粉，装入座底泥（不少于50mm）。装药时，先将起爆药包的雷管脚线放开（放一个装一个），按照规定的装药结构和装药数量，在眼口内排列好，然后一人一手捏住脚线头，另一手用木质炮棍轻轻将药卷送入眼内，不得冲撞或捣实，炮眼内的各药卷必须彼此密接。

3、装药后，炮眼封泥先用水炮泥，水炮泥外剩余的炮眼部分应用粘土炮泥，填满炮泥用炮棍捣实封口。注意要始终提住脚线，以免捅破。最后将外露脚线绕成圈，置于眼口。严禁用块状材料或其他可燃性材料作炮眼封泥。无封泥、封泥不足或不实的炮眼严禁爆破。

4、把电雷管脚线悬空，严禁电雷管脚线、爆破母线与运输设备、电气设备以及采掘机械等导电体相接触。严禁裸露爆破。

5、雷管号段、药量、水炮泥、炮泥用量，要严格执行爆破说明书中的规定，不得乱用乱装。一次爆破必须使用同一厂家、同批同一品种、同型号的电雷管。

6、炮眼深度和炮眼的封泥长度应符合下列要求：

①炮眼深度小于0.6m时，不得装药、爆破；在特殊条件下，如挖底、刷帮、挑顶确需浅眼爆破时，必须另行制定安全措施。

②炮眼深度为0.6～1m时，封泥长度不得小于炮眼深度的1/2。

③炮眼深度超过1m时，封泥长度不得小于0.5m。

④炮眼深度超过2.5m时，封泥长度不得小于1m。

⑤深孔爆破时，封泥长度不得小于孔深的1/3。

⑥光面爆破时，周边光爆炮眼应用炮泥封实，且封泥长度不得小于0.3m。

⑦工作面有2个及以上自由面时，在煤层中最小抵抗线不得小于0.5m，在岩层中最小抵抗线不得小于0.3m。浅孔装药爆破大块岩石时，最小抵抗线和封泥长度都不得小于0.3m。

7、彩带使用：要求炮采工作面底眼、采掘工作面掏槽以下炮眼必须用彩带。彩带颜色为红色，必须抗静电、阻燃，并由爆破工随身携带。装药时，根据现场炮眼封泥的长度截取彩带，由爆破工利用彩带打扣结栓在引药外段1/3处，随引药轻轻送入炮眼内，彩带外露长度300～500mm。炮后，爆破工、班队长要认真检查爆破地点5m范围内是否有彩带，发现彩带后立即查明原因。若为拒爆、残爆，必须进行处理。严禁生拉硬扯彩带。

8、装药前，必须对工作面附近进行检查，发现问题必须报告班队长，及时处理。有下列情况之一者，在未妥善处理前严禁装药：

①未检查甲烷浓度或装药地点附近20m范围内的风流中甲烷浓度达到1.0%；

②工作面风量不足；

③工作面控顶距不符合作业规程的规定，或支架有损坏，或者伞檐超过规定；

④装药地点20m以内，未清除的煤(矸)或者其他物体堵塞巷道断面1/3以上。

⑤炮眼深度、角度与最小抵抗线不符合要求；

⑥炮眼内发现异状、温度骤高骤低、有显著甲烷涌出、煤岩松散、透老空、炮眼内煤岩粉未清除干净；

⑦不符合质量和数量要求的粘土炮泥和水炮泥；

⑧工作面正在打眼，装炮距回柱放顶及打眼距离不符合规定；

⑨过断层冒顶区无安全措施；

⑩有冒顶、透水预兆。

**（四）连线**

1、爆破母线及连接线必须符合下列规定：

①爆破母线必须保证其有良好的绝缘性，严禁爆破母线有破皮和明接头。

②爆破母线和连接线、电雷管脚线和连接线、脚线和脚线之间的接头相互扭紧并悬空，不得与轨道、金属管、金属网、钢丝绳、刮板输送机等导电体相接触。

③巷道采掘时，爆破母线应随用随挂，不得使用固定爆破母线。

④爆破母线与电缆、信号线应分别悬挂在巷道的两侧，如必须挂在同一侧，爆破母线必须悬挂在电缆的下方，并应保持0.3m以上的距离。

⑤只准采用绝缘母线单回路爆破，严禁用轨道、金属管、金属网、水或大地当作回路。

⑥爆破前爆破母线必须扭结成短路。

⑦爆破母线必须符合规定，长度不得小于300m。

2、连线时，无关人员应撤离工作面，以保安全。

3、连线时，必须把雷管脚线的接头刮净并扭结牢靠，以免接触不良产生瞎炮。

4、连线时，要先将雷管脚线连接好，最后与母线接通。

5、连线结束后，利用网络电阻测定仪器测定网络电阻，并将测定值与计算值进行比对，测定电阻在计算电阻值范围内方可进行起爆。

6、爆破母线联接脚线、检查线路和通电工作，只准由爆破工一人操作，脚线的联接工作可由经过专门训练的班组长协助进行。

**（五）爆破**

1、工作面所有爆破人员，包括爆破、送药、装药人员，必须熟悉爆炸材料性能及煤矿安全规程的有关规定。

2、井下爆破工必须由专职爆破工担任，并严格按照专项措施中的爆破说明书要求进行爆破作业。

3、爆破作业必须严格执行“一炮三检”（即装药前、爆破前、爆破后检查瓦斯）、“一炮三泥”（即座底泥、水炮泥、封口泥）、“三人连锁”爆破制、“一炮三哨制”和“三汇报”（即装药前、爆破前、爆破后），并做到“人、牌、网”三警戒。爆破前开启喷雾，爆破后洒水灭尘。

4、有下列情况之一者，严禁爆破：

①工作面的控顶距离不符合作业规程规定；

②爆破地点附近20m以内风流中瓦斯浓度达到1.0%以上或没有严格执行 “五个三”爆破制度时；

③爆破地点20m范围内，未清理的矸或其它物体阻塞巷道断面1/3以上时；

④炮眼内发现异状、温度骤高骤低、有显著瓦斯涌出、煤岩松软、透老空、有突水、瓦斯突出预兆等情况时；

⑤工作面风量不足时，风流不正常；

⑥爆破母线长度不够或有明接头时；炮眼深度及装药量不符合规定时；

⑦巷道内动力电源未断电时；

⑧工作面10m长度内支架未加固或空顶作业，爆破地点20m内未洒水降尘；

⑨人员未撤到安全地点，设备电缆未保护好；无爆破掩体，“三警戒”不全或不符合要求。

5、爆破前，班队长必须带领警戒人员亲自布置警戒，待警戒人员到位，严禁人员进入警戒区域。警戒人员必须在安全地点警戒。警戒线处应设置警戒牌、栏杆或拉绳。爆破工必须最后一个离开爆破地点，并在安全地点起爆。警戒区域内必须停电、撤人。爆破前，爆破工、警戒人及其他所有人员必须撤到警戒线以外的顶板和支护完好且有可靠掩护的地点。爆破前，爆破地点的电气设备、通风设施、管线电缆等其他爆破可能导致损坏的物品要按照爆破工要求保护到位，否则不得爆破。

6、警戒距离：警戒点距爆破点，不得小于300m。起爆地点位于工作面进风巷内。

7、带班队长向矿调度室报告瓦斯、煤尘、支护等情况，经同意后方可进行爆破，严禁擅自爆破。爆破前，班队长必须清点人数，确认无误后，并接到各处警戒反馈来的警戒到位信息并且向矿调度汇报后方可下达爆破命令；接到爆破命令，爆破工必须发出爆破警号，至少再等5秒钟，方可爆破。

8、爆破必须采用一次装药，一次爆破，严禁一次装药，分次爆破。

9、井下爆破必须使用矿用发爆器（矿用增安型），严禁用其它电器代替发爆器爆破。必须定期校验发爆器的各项性能参数，并进行防爆性能检查，不符合要求的严禁使用。严禁使用矿灯及动力电源爆破;严禁放糊炮、明炮、空心炮，不得用电雷管脚线做为爆破母线爆破。

10、爆破母线及脚线的连接、线路的检查、通电工作只准由爆破工一人操作，爆破器的钥匙，必须由爆破工随身携带，且爆破工最后一个离开爆破地点。

11、爆破后，爆破工必须立即将把手或钥匙拨出，摘掉母线，并扭结成短路。

12、爆破30min后，待工作面炮烟被吹散，爆破工、瓦斯检查工和班组长必须首先巡视爆破地点，检查通风、瓦斯、岩尘、顶板、支护、拒爆、残爆等情况，如有危险情况，必须立即处理，确认安全无隐患的前提下，警戒人由布置警戒的班组长亲自撤回后，人员方可进入工作面工作。担任警戒的人员接不到或听不清撤岗信号，不准私自撤岗。爆破后要严格执行清底验炮制度，验炮工作结束后，确认无误，当班班（队）长应在《爆破工手册》完成任务栏上签字。

13、装药的炮眼应当班爆破完毕。特殊情况下，当班留有盲炮或者处理拒爆、残爆时，必须由爆破工处理，并应在当班处理完毕。如当班处理不完，爆破工必须同下一班爆破工现场交接清楚。

14、通电以后拒爆时，爆破工必须先取下把手或钥匙并将爆破母线从电源上摘下，扭结成短路，再等一定时间（至少等15min），才可沿线路检查，找出拒爆的原因。

15、处理拒爆时，必须遵守下列规定：

①由于连接不良造成的拒爆，可重新联线爆破；

②在距拒爆炮眼0.3m以外另打与拒爆炮眼平行的新炮眼，重新装药爆破；

③严禁用镐刨或从炮眼中取出原放置的引药或从引药中拉出雷管。严禁将炮眼残底继续加深；严禁用打眼的方法往外掏药，严禁用压风吹拒爆（残爆）炮眼；

④处理拒爆的炮眼爆炸后，爆破工必须详细检查炸落的矸石，收集未爆的电雷管和炸药；

⑤处理拒爆完毕之前，严禁在该地点进行与处理拒爆无关的工作。

16、工作面在爆破前，爆破地点附近20m的巷道内都必须洒水。

**（六）爆炸材料管理**

1、严格执行爆破材料管理制度，爆破工必须把炸药和雷管分别存放在炸药箱和雷管箱内并加锁，严禁乱扔乱放。每次炸药入箱时，必须由爆破工和瓦检工进行清点数量。

2、现场每班实际使用量由班、队长负责标定签字，当班剩余的炸药、雷管必须退库。

3、炸药箱必须放在顶板完好、支架完整，避开机械、电气设备的地点。炸药箱必须放到警戒线以外的安全地点。爆炸材料必须放在专用的爆炸材料箱内，并加锁，严禁乱扔、乱放。

4、爆破工必须随身携带起爆器，电雷管放置在雷管箱内，雷管箱随身携带。炸药应装入抗静电不易破损的专用工具包内运送。不得将电雷管和炸药混装。炸药应由爆破工或在爆破工监护下由其他人员运送。领取爆炸物品后，应尽快入井，避开人员密集地点。在交接班、人员上下井的时间内，严禁运送爆炸物品。

5、爆破材料必须装在耐压和抗撞击、防震、防静电的非金属容器内。电雷管和炸药严禁装在同一容器内，严禁将爆炸材料装在衣袋内，领取爆炸材料后应直接送到工作地点，严禁途中逗留。

6、电雷管数量不得超过当班当地需要量；拆箱运送炸药数量不得超过20 kg；背运原包装炸药数量不得超过1箱。

7、严禁用刮板输送机、带式输送机运输爆炸物品。

8、报废的爆炸物品需升井时，通防部必须与安监、保卫部门联系,并通知副井有关人员后，方可升井。严禁任何人私自将爆炸物品带到地面。

## 第五节 运输管理

所有人员必须严格执行《恒源煤电股份公司运输管理规定》、《[皖北煤电集团公司辅助运输车辆装车封车管理规定](http://192.168.85.102:82/d/file/content/2020/05/5eb8f4e774851.pdf" \o "皖北煤电集团公司辅助运输车辆装车封车管理规定.pdf)》、《陕西金源招贤矿业有限公司机电运输管理规定》、《招贤矿业设备、物料装车封车管理实施办法》中相关规定，严禁违反相关规定“违章”施工。

一、矿车装、封车规定

（一）一般规定

1、装料工在装车前要认真对所用车辆的完好情况进行检查，凡车体、碰头、防脱销、车轮底销、车轴、轮对有损坏或不能正常使用的严禁使用。

2、使用矿车装载小型物件（散装物料、条块物料、小型设备及配件），装车高度不得超过车沿。

3、用矿车装载物料或设备严禁混装，同一物料装在同一车内，用矿车装载小型物件必须装载在车辆的中心位置并采用可靠措施确保物料不得在矿车内滚动或滑动。

4、外形尺寸超过长\*宽\*高=1700\*900\*600mm的物件必须使用平板车或其他特种车辆装载。

5、装料单位必须写明装车时间、用途、使用单位、送往地点，不按规定写明的造成物料无法送达，由装车单位负责。

6、雨雪天气装载水泥等需防潮的物资必须使用防雨雪装置。装载有扬尘的物资必须使用防尘装置。

7、材料的装载和捆扎必须在车辆的钩头处留有一定的空间，不得影响正常摘挂销链。

8、地面装料区域：龙门吊下、供应库房门前、设备库北侧料场。装车区域轨道两端应设有防止车辆误入的阻车装置。禁止随意将车辆拿掉道使用。

**（二）运输车辆选用**

1、各单位要根据装载物料类型、规格尺寸、重量合理选择车辆种类。

2、待装设备、物料必须符合所用车辆的规定荷载及最大装载尺寸要求。

3、运送特殊设备、物料应使用专用车辆、特制车辆。

4、矿车装载物料范围。

（1）散装物料：水泥、黄砂、石子、矸石、瓦石、红砖、砌块等。

（2）条状物料：木材、金属网、水泥道板、轨枕、盖板、胶皮 管、钻杆、套管等最大外形尺寸小于矿车车箱内侧长度的物料。

（3）小型设备及配件：托绳轮、压绳轮、皮带托辊、链条、刮 板、小型溜槽、小型滚筒、信号电缆、短皮带等小型设备及配件。

5、长材车装载物料范围。

（1）长条物料：轨道、工字钢、风水管路、长木材、钢带、单 体、钻杆、锚索等。

（2）设备配件：大型电缆、φ18.5mm 以上钢丝绳、皮带机架等。

6、箱式车装载锚杆、钢带等；锚索车装载锚索。

7、平板车装载物料范围。

（1）设备及部件：综采设备、液压支架、链板机、转载机、移动变电站、液压站、减速机、电机、溜槽、滚筒、单元式支架等。

（2）普通设备、材料及部件：绞车、皮带机、耙装机、干式变 压器、高压开关、特殊低压开关、局扇、钻机、道岔、整盘皮带或钢丝绳等。

8、油桶车装载柴油、液压油、乳化液等。

9、火工品专用车装载雷管、炸药。

10、U 型棚专用车装载 U 型棚。

**（三）装车要求**

1、装车前，装车人员必须检查车辆完好状况，严禁使用不合格车辆。

2、长度要求

（1）矿车装载的设备、物料不得超出车箱长度。

（2）长材车、平板车装载的设备、物料应装载均衡，单侧超出车辆端头的长度小于1米。

（3）通过副井提升的设备、物料总长度应小于罐笼最大装载允许长度。

（4）箱式车装载的物料不得超过车箱长度。

3、宽度要求

（1）矿车装载的设备、物料不得超出车箱宽度。

（2）长材车、平板车装载的设备、物料宽度应小于等于所选车辆的宽度。

（3）箱式车装载的物料不得超过车箱宽度。

4、高度要求

（1）矿车装载的散装物料、零部件应低于车沿高度，并可靠固定；小型设备、不易散落的设备配件不得高出车沿 200mm。

（2）长材车、箱式车装载物料应低于车沿高度。

（3）平板车装载的设备、物料最高点距离巷道轨道面的高度应 满足立井提升、平巷运输、斜巷运输要求。

（4）设备、物料最低点不得低于车辆碰头。

5、重量要求

（1）装车重量不得超过所选运输车辆额定承载重量。

（2）装车总重（含车辆自重）不得大于运输线路内所有提升运输设备设计载荷。

6、重心要求

装车物体必须落在承载车辆的理论重心点上,车辆前后部、 左右部装车应均衡。大型设备的重心必须经过计算或试验方式确 定重心，严禁偏重心装载。

7、变形或损坏严重的设备、旧长料、块料等无法正常装车的物料，应采取解体、整形、割断等措施后装车打运。

**（四）封车要求**

1、车辆封车应采用专用紧绳器、钢丝绳、绳卡、螺栓、 圆环链等，拉葫、棕绳、铁丝只作为辅助加固使用。

2、使用前应对封车器具进行外观检查及完好检查，钢丝绳变形、断丝、锈蚀不得超标。

3、物料重量在 5t 以下应采用不小于φ12.5mm 钢丝绳、直径不小于14mm的矿用圆环链及专用紧绳器；5t以上～10t应采用不小于φ15.5mm 钢丝绳、直径不小于18mm的矿用圆环链、螺栓；10t 以上～15t使用不小于φ21.5mm钢丝绳、直径不小于18mm的矿用圆环链、螺栓。

4、装载采煤机、刮板运输机及液压支架顶梁、前梁、掩护梁等重型设备时，应以刚性连接件（螺栓）与平板车底盘固定为主，以柔性连接件（钢丝绳或圆环链）为辅。采用柔性连接件时必须采用φ21.5mm及以上钢丝绳、直径不小于 18mm 的矿用圆环链进行封车，捆绑不少于 3 处，棱角处加设保护材料。

5、严禁使用对接、插接、分股钢丝绳封车。封车钢丝绳 绳端使用的绳卡应与钢丝绳直径匹配，每端数量不少于 3 个，螺帽压紧后，螺栓螺纹应露出螺母 2～3个螺距。

6、连接圆环链应使用外径与圆环链内宽匹配的高强度螺栓，螺栓配套的垫片在紧固后不得变形且厚度不小于 3mm。

7、采用螺栓将设备固定在车辆上时，必须采用外径不小于24mm 的高强度螺栓，固定点不少于四处，螺帽压紧后，螺栓螺纹应露出螺母 2～3 个螺距。

8、长材物料捆绑应不少于 2 处（车辆前后部位各 1 处）。

9、长材车两端应采用专用封车网或堵板进行封堵，封堵必须固定牢固。

10、封车用捆绑器具必须紧固,保证车辆运输过程中物件不滑落、不窜动、不移位、不偏斜。用矿车装载小型设备、配件时,物料应可靠固定,防止在运输过程中物料滑动。

11、设备、物料装车封车完毕后，必须留出插拔销、环等连接装置的操作空间。

二、平巷运输管理

平巷人力推空、重车时，必须遵守下列的规定：

1、一次只允许推一辆车，严禁在矿车的两侧推车。同向推车的间距，在轨道坡度小于或等于5‰，不得小于10m；坡度大于5‰，不得小于30m。

2、推车时必须时刻注意前方，在开始推车、停车、掉道、发现前方有人或障碍物，从坡度较大的地方向下推车以及接近道岔、弯道、巷道口、风门、硐室出口时，推车人必须及时发出警号，提醒人员躲避，确认安全后方可通过。

3、轨道坡度大于7‰，严禁人力推车；严禁放飞车。

4、不得在能自动滑行的坡道上停放车辆，确需停放时必须用可靠的制动器或者阻车器将车辆稳住。

5、推车过风门时，严禁用车撞风门或两道风门同时打开；

6、在单轨道段推车，要确认前方轨道畅通；在双轨道段推车时，检查另一轨道上的车辆是否有超宽物料。

7、在车场或错车道存车时，矿车不准压道岔。

三、斜巷运输管理

1、绞车司机必须持证上岗，信号把钩工要固定专人，不得串岗。

2、斜巷运输严格执行“行人不行车，行车不行人”制度，巷道内严禁有行人和其他作业，并在斜巷上下口和通往斜巷的各岔道口悬挂明显标志。

3、斜巷运输前，班队长要对巷道支护、轨道、信号、保险挡、阻车器、防跑车装置等安全设施进行全面检查，发现隐患必须及时进行处理，隐患未排除严禁打车。

4、绞车司机、信号把钩工每班开车前要对绞车的稳固情况和制动装置、信号等部件进行认真检查。提升过程中如发现提升钢丝绳、连接装置、驱动部件等出现异常应立即停车处理，严禁带病运行。

5、钢丝绳正常使用时严禁有打结、挤压、扭绕、变形等现象，绞车运行中严禁处理乱绳情况，处理乱绳必须停车。

6、在绞车运转过程中,若发现绞车、钢丝绳、连接装置等出现异常情况以及松、拉不动等现象时，应立即停车处理。处理时刹紧制动闸，绞车司机必须坚守岗位、严禁离岗。

7、绞车运行时绞车司机应注意力集中，保持绞车匀速行驶，严禁绞车猛提、急刹车，防止因绞车猛提、急刹车而造成事故的发生。

8、严格按照规定挂车，松车时应带电松车，严禁蹬钩头、多挂车。

9、斜巷内严禁摘掉钩头和连接装置。

10、使用绞车转弯提、松车时，弯道内侧严禁有人。

11、斜巷运输期间，上、下口必须各有一信号把钩工，绞车司机严禁兼作同一部绞车的信号把钩工。

12、必须使用合格的连接装置，严禁使用自制的连接装置；正确使用保险绳，严禁将保险绳搁置不用；信号把钩工在每钩发送开车信号前，把钩工必须全面检查连接情况，确保符合要求后，方可发出开车信号。

13、串车作业时，摘挂钩头必须指定专人负责，确保符合要求后方可进行作业。

14、信号把钩工在每钩发送开车信号前必须全部进入躲避峒室内，待车辆松、拉到位停稳后，把钩工方可摘挂钩头和连接装置，严禁在车辆未停稳时作业。

15、信号把钩工摘挂钩时严禁站在道档内，严禁将头部和身体伸入两车之间进行操作，必须站在人行道侧进行摘挂钩，距钢轨200mm左右。

16、绞车停用时，绞车电源控制开关手把必须处于分断位置或将绞车的控制按钮上锁。

17、本次施工期间，需在斜巷悬车装卸物料，悬车作业时，必须遵守以下规定：

（1）斜巷悬车时，严禁摘掉钩头和连接装置，绞车司机必须坚守岗位，刹紧制动闸，确保钢丝绳处于拉紧状态，并在斜巷上、下口留有专人警戒，严禁无关人员进入；

（2）待车辆停稳后，施工人员方可到达装卸地点，并及时使用阻车器及道卡子将车辆阻挡牢固，严禁任何人员在车辆运行或未停稳时提前进入斜巷内。

（3）装卸物料时人员严禁在车辆正下方。

（4）物料装卸完后，人员必须及时撤离至躲避硐室内的安全地点，经班队长确认斜巷内无人、安全后，方可发出开车信号。

18、车辆掉道的处理

发生车辆掉道后，现场责任人员必须第一时间汇报调度指挥中心、单位值班人员，不得隐瞒，不得擅自复轨;未汇报并擅自复轨的按严重“三违”追究责任单位负责人及违章人员责任。平巷复轨必须由队长以上管理人员作为现场安全负责人，负责指挥处理;重载车辆、无极绳牵引车辆、斜巷运输车辆复轨必须严格根据措施执行，由副科级以上管理人员、矿跟班人员现场指挥，安检人员现场监管。

（1）复轨前要求

a、现场负责人，必须周密检查掉道现场巷道及所有设备、设施有无再次发生事故的隐患，特别是检查掉道车辆稳定性是否可靠。

b、经过周密检查后，现场负责人应根据掉道情况，制定切实可行的复轨实施方案。

c、必须布置好现场操作人员的安全退路，并做好安全防护。

d、进行复轨前，现场安全负责人必须检查巷道支护情况，支护不牢或有片帮危险时，必须先行处理后方可进行复轨作业。

e、现场负责人对复轨有关的每一个细节、步骤都必须制定并落实相应的安全措施，包括稳车、牵拉、抬垫;防歪、防滑、防窜、防崩等方面。

f、重车及超高车辆复轨时，必须先把物料卸载到不影响复轨作业的区城并固定牢固，在保证安全的前提下方可实施复轨作业。

g、必须实行“先稳车、后处理”的作业制度。

（2）复轨安全注意事项

a、严禁用机车、绞车等机动设备牵引复轨(用复轨器除外)。

b、两个或两个以上车辆掉道时，必须逐个进行复轨，严禁同时平行进行复轨。

c、超高、超长、超宽、超重的车辆或重心高、重心偏或有倾倒危险的车辆复轨时，必须首先采取可靠的防止歪斜措施后方可复轨。

d、采用复轨器复轨时，复轨器要垂直放置，底部必须用木料垫实、垫平、垫牢。

e、采用人力杠杆复轨时，杠杆必须牢固定位，严防杠杆转动或滑脱;一次撬抬高度不得超过150mm;撬起车轮垫木料时，垫料人不得将头或身体的任何部位放在两车之间及没有采取防歪措施的车辆一侧，并安排专人进行监护。

f、矿井运输车辆掉道确需起吊复轨时，必须根据巷道支护形式及支护强度，制定特殊复轨安全措施经上-级领导批准后方可实施。措施中必须明确规定各种巷道起吊生根的方法和支护要求，必须设专人观察顶板。使用手拉葫芦起吊时，起吊重量不得大于手拉葫芦的额定重量，人员必须站在车辆掉道有安全退路的地方操作手拉葫芦。

g、特殊运输(包括:支架、大型设备以及“四超”车辆)的技术措施中必须制定掉道复轨的具体规定。

四、防爆无轨胶轮车使用管理规定

1、胶轮车必须有国家煤矿安全标志中心颁发的煤矿安全标志证书，即“MA”标志；必须具有国家授权部门颁发的产品合格证、防爆合格证，生产厂家出厂检验合格证；排气中CO、NO2等有害气体浓度，应符合MT220的有关规定。每月对入井的胶轮车进行一次月检，检修应涵盖车辆动力、转向、制动等各系统，保证车辆符合安全技术性能要求。每年由有资质的检测检验机构进行一次年度检验,各项安全性能应符合MT/T989和MT 990的要求，并出具合格的检验报告。

2、无轨胶轮车在入井前需根据设备完好标准和防爆性能进行检查验收，验收合格后方可入井；必须设置车前照明灯和尾部红色信号灯，配备灭火器和警示牌。在用胶轮车防爆电气设备的防爆性能必须每月检查一次，防爆电气设备的运行、维护和修理必须符合规定要求。

3、根据无轨胶轮车使用说明书要求，驾驶司机要有取得国家认可的B2驾驶证，驾驶人员应持证上岗，随身携带《中华人民共和国机动车驾驶证》（复印件）方可进行驾驶胶轮车。

4、建立无轨胶轮车入井运行和检查制度，严禁非防爆、不完好无轨胶轮车下井运行。

5、无轨胶轮车司机必须熟悉掌握胶轮车操作使用说明及安全操作注意事项。

6、防爆柴油机无轨胶轮车井下使用时必须佩带便携式甲烷检测报警仪。

7、本产品为有瓦斯的煤矿井下专用，非专业人员严禁操作、拆卸车辆各隔爆部件、管路，否则有使车辆失爆的危险。

8、在防爆柴油机运转时，操作人员不准靠近其旋转部分。严禁在防爆柴油机运转时进行拆卸。在进行必要的检查和调整时，须特别小心，注意安全。

9、当防爆柴油机进排气系统发生故障时需要进行维修或清洗防爆栅栏时应停机，待排气系统冷却后方可进行维修。防爆柴油机排气系统在装配时所有隔爆面必须保持干净且无划伤。

10、本无轨胶轮车为防爆无轨胶轮车，适用于煤矿井下使用，使用时用户必须遵守《煤矿安全规程》上对防爆无轨胶轮车使用的有关规定。

11、在初次运行5小时后，需重新拧紧车轮螺母、车桥紧固螺母、各传动轴联接螺栓。

12、安全监控装置自动停机后不能强行启动，应查明原因，排除故障后再启动。

13、严禁带电打开电气设备，不得带电检修、搬迁防爆电气设备。

14、不得随意改变本质安全型产品的关联设备、配接设备；不得改变本安和与本安电路有关的电气元件的型号、规格及其参数；不得将地线做本质安全电路回路。

15、自动保护装置动作值按要求设定，不得随意调整，不得甩掉不用。

16、无轨胶轮车必须配置机载断电仪。运行中当甲烷检测报警仪发出报警讯号后必须停止工作。运输车机载甲烷断电仪报警值、断电值超过0.5%时，运输车自动停止工作，为确保机载甲烷断电仪数据准确、断电可靠，通防部每半月进行一次调校断电试验。必须提供机载断电仪遥控器及断电仪说明书。

17、无轨胶轮车必须安装矿用柴油机车安全监控保护装置，监控保护装置必须具备瓦斯超限保护，发动机超温保护，CO超限保护。

18、司机出车前，必须对车辆前后照明，制动系统、语音报警装置、电气设备、仪表盘、喇叭及其他各部性能完好情况进行检查，检查柴油、液压油、润滑油及冷却水是否正常，确认无误后方可出车。

19、出车前，司机必须对沿途路线进行巡查一遍，同时对作业地点环境顶板检查确认是否安全，发现问题及时处理。

20、胶轮车在沿途运输路线、作业地点内不得堆放杂物，避免影响车辆正常行驶，否则必须提前清理干净，确保运输车辆行驶安全。

21、胶轮车装卸物料采用单轨吊配合作业或人工使用拉葫装卸，现场指定一名施工人员负责协调指挥作业。

22、运送物料超出货箱长度1/3、单侧超出货箱宽度150mm时，要采取捆绑固定措施。

23、装卸物料时，选用起吊设备的额定负荷能力应为起吊重物重量的2倍或2倍以上。起吊时严禁超载起吊。装卸起吊作业地点附近3m范围内不得有其他人员作业。在斜巷起吊成捆皮带或其他大件时，应使用2台拉葫同时进行起吊，起吊操作人员必须站在起吊物的上方进行操作，斜巷下口安排专人设置警戒，保证起吊点至斜巷下口范围内严禁有其他人员作业，防止起吊大件滚落伤人。起吊的物料必须捆绑牢固并经现场人员确认后，方可进行起吊装卸作业。

24、装卸物料及停车时，胶轮车必须停稳，在车轮下垫入木料进行挡车，防止车辆因故障自动滑行。

25、胶轮车装卸物料时，前后10m设置警戒，所有人员未经同意不得通行；必须通行时，要停止起吊、装卸作业。

26、物料装卸完成后，司机必须对车辆进行检查，对所装物料未超过车箱的采用防滑固定措施，避免运输途中晃动；对于超出车箱的物料，必须采用措施捆绑固定，防止运输期间掉落，确保安全运输。

27、胶轮车装卸物料时，车辆必须熄火停车，并开启停车制动系统。

28、胶轮车在启动前和启动后、运行期间任何人不得靠近，并与车辆保持10米以上安全距离，车辆在启动前，司机在检查确认周围无人后，方可启动且鸣笛示警。

29、胶轮车运输巷道(包括管、线、电缆)与车辆两侧最突出部分之间的最小间距不得小于0.5m，与车辆顶部最突出部分之间的最小间距不得小于0.5m。

30、行车期间，严禁车辆空挡滑行。无轨胶轮车不得载人。

31、胶轮车运输过程中遇到前方有人作业时，胶轮车司机必须提前20米减速鸣笛停车，待作业人员撤到安全区域并保证行车路线畅通后方可通过。严格执行好前后20m运行区域内“行车不行人、行人不行车”制度，严格执行“车让人”制度。

32、机车运行到岔门、弯道、上下坡起点处、硐室口、装卸载点前20m必须确认安全，并减速运行、同时鸣笛发出警报，方可减速慢行、缓慢通过（速度不超过1m/s）。

33、在斜坡段停车时，必须采取以下措施：

（1）车辆必须熄火。司机在停车熄火前,要将车的前轮打至靠巷帮方向,防止再次启动车辆时及车辆误动作前窜伤人，车前近光灯不得关闭。

（2）胶轮车在下坡停车时，车辆必须停稳，将变速杆推到倒挡位置，且可靠驻车，并在后轮胎下前侧采取防止下滑措施。

（3）胶轮车在上坡停车时，车辆必须停稳，将变速杆推到前进1档位置，且可靠驻车，并在后轮胎下后侧采取防止下滑措施。

34、司机上岗后，不得擅自离开岗位，严禁在车辆未停稳时离开司机室，司机暂时离开岗位或交班时，必须做好机车制动，依次做好工作制动、手闸制动、脱离离合器、柴油机停机、锁车等步骤。

35、无轨胶轮车运输物料时，不得超过10Km/h.

36、无轨胶轮车、单轨吊严禁同时交叉运输。

37、严禁车辆进入微风、无风区域。

38、胶轮车除司机外，任何人员不得随意操作驾驶、触碰驾驶室内操作手柄、按钮。

39、胶轮车运输作业结束后，必须做到停车熄火，车辆停在巷道底板平整地点。

40、无轨胶轮车制动系统必须灵敏可靠，设置工作制动、紧急制动和停车制动，工作制动必须采用湿式制动器。

41、入井作业的无轨胶轮车必须安装车辆识别卡及车辆井下监测监控装置，监测监控系统必须保持信息完备，并及时更新，做到与实际运行情况相符。

42、严禁在错车硐室以外的其他区域随意错车（不具备错车条件巷道），同向行驶车辆必须保持不小于100m的安全运行距离。

43、运输易发生滚动、滑动、掉落等物料时，必须采取固定措施并固定牢靠;运输散料时，不得超高，防止洒落，运输物料时不得遮挡前后灯。

44、无轨胶轮车司机人车分离前必须熄火、驻车制动，采取防滑措施；在倒车时不准将身体部位伸出窗外；倒车距离超过30米的、施工区域未执行专项区域警戒措施的不准进行倒车作业。

45、车辆停放时，原则上不应在有坡度地点停车，确需停车时，应实施驻车制动并设置辅助制动措施（使用道木将车轮掩好或车辆前方使用道木打十字）。

46、存放柴油不得超过圆班使用量，1303提料斜巷柴油存放点及加油点需配备消防沙箱及灭火器，需安装摄像头及静电释放装置，无轨胶轮车加油必须在加油点视频监控下进行。柴油必须使用专用油桶盛装，并由司机或者指定专人携带，一次携带量不得超过一个圆班使用量。

47、标识、信号及安全设施：

（1）胶轮车运输巷道每隔100m设置行车标识。

（2）胶轮车主要运输巷道两侧设置连续的反光标识，确保车辆上、下行时，在车辆灯光的照射下清晰、连续、醒目。

（3）胶轮车行驶的长坡段巷道内运行时，车辆必须具备当车辆原有刹车系统失效时，司机按下失速制动按钮，保护装置通过控制行车电脑控制器的控制比例阀，进行车辆二次刹车的失速安全装置。

（4）胶轮车运输巷道转弯处设置直径不小于600mm橡胶轮胎的防撞装置并且长度不小于5m、距地板高度1.0-1.5m。

第六节 机电管理

一、一般规定

1、机电设备必须有产品合格证、纳入安标管理的产品要有煤矿矿用产品安全标志、防爆设备必须有防爆合格证，设备标志牌齐全。

2、工作面设备实行包机制度，包机到人，挂牌管理，包机人负责设备日常检修和保养。

3、各工种司机、检修工必须经过培训合格后持证上岗。

4、对设备严格按日检、旬检和月检的内容进行检修，每天确保不少于6小时的检修时间。

5、检修工应熟知设备的性能和原理，按照设备完好标准认真检修，确保机电设备综合完好率不低于90%以上，小型电器设备完好率不低于95%，防爆电气设备及小型电器防爆合格率100%。

6、机电设备中机械外露的传动部分，必须加装防护罩或遮栏等防护设施。

7、机电设备上方有淋水时，要有有效的防水措施。

8、机电设备各部件齐全且牢固有效，严格执行润滑制度，油位符合要求，各种保护必须齐全，动作灵敏可靠。

9、液力耦合器必须按所传递的功率大小，注入规定量的难燃液，并经常检查有无漏失。易熔合金塞必须符合标准，并设专人检查、清除塞内污物。严禁用不符合标准的物品代替。

10、严禁不同类别的液力耦合器多电机同组混合使用；拆卸液力耦合器的注液塞、易熔塞时，应带手套，面部躲开喷液方向，轻轻拧松几丝，待放气后再慢慢拧下，防止高温液伤人。

11、人员经常跨越的运输设备上方，必须安装牢固的人行过桥。

12、所有机电设备必须保持清洁卫生，更换电机等设备时，要对轴头、结合面、电缆等采取保护措施。

二、电气设备管理

1、电气设备操作人员必须经过专门培训并取得《矿山特殊工种作业资格证》，并持证上岗，非电气操作人员严禁操作电气设备。

2、所有电工要熟练掌握电气设备的原理、性能和一般维修技术，并严格执行《煤矿安全规程》中有关规定，杜绝各类失爆现象。

3、凡进行电气设备检修、检查、处理故障等时，必须要有专人监护，严禁单人操作，并严格执行停送电制度，按规定程序进行验、放电。

4、定期检查电气设备的防爆性能、绝缘性能、保护性能，所有电气设备严禁失爆，动力电缆和“四小线”（照明、通信、信号和控制线）必须使用阻燃电缆。紧固部位都应达到防爆要求，接地极符合标准。对不符合要求的设备和配件要立即处理或更换，做到安全生产。

5、维修期间，电缆接头压线处必须去掉屏蔽层，以防误接地，电缆接地要良好地接在设备内部接地螺丝上，不得兼作他用。

6、电气设备安装后，必须做远方人工漏电试验，并记录上报，每月至少一次对检测装置进行远方人工漏电试验，检漏装置应灵敏可靠。

7、所有电气设备保护装置灵敏可靠，整定值准确，不得随意调整整定值，

严禁甩保护运行。

8、井下不得带电检修电气设备。严禁带电搬迁非本安型电气设备、电缆，采用电缆供电的移动式用电设备不受此限。检修或搬迁前，必须切断上级电源，检查其巷道风流中瓦斯浓度低于0.8％时，再用与电源电压相适应的验电笔检验；检验无电后，方可进行导体对地放电。控制设备内部安有放电装置的，不受此限。所有开关的闭锁装置必须能可靠地防止擅自送电，防止擅自开盖操作，开关把手在切断电源时必须闭锁，并悬挂“有人工作，不准送电”字样的警示牌，只有执行这项工作的人员才有权取下此牌送电。

9、工作面及其他作业地点风流中、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。

10、操作高压电气设备主回路时，操作人员必须戴绝缘手套，并穿电工绝缘靴、站在绝缘台上。

11、电缆敷设应符合以下规定：

（1）动力电缆和“四小线”（指照明、通信、信号和控制线）必须使用阻燃电缆，严禁用冷补头代替接线盒，外表不得有积尘。

（2）各种电缆分类吊挂整齐，电缆不得拖地。

（3）电缆不应悬挂在风管或水管上，不得遭受淋水。电缆上严禁悬挂任何物件。电缆与压风管、供水管在巷道同一侧敷设时，必须敷设在管子上方，并保持0.3m以上的距离。电缆吊挂点间距不大于3m，电缆吊挂最低一根高度不低于1.2m。

（4）高、低压电力电缆敷设在巷道同一侧时，高、低压电缆之间的距离应大于100mm。高压电缆之间、低压电缆之间的距离不得小于50mm。

（5）井下巷道内的电缆，沿线每隔一定距离、拐弯或分支点以及连接不同直径电缆的接线盒两端、穿墙电缆的墙的两边都应设置注有编号、用途、电压和截面的标志牌；电缆穿墙部分应当用套管保护，并严密封堵管口。

（6）工作面各种移动式采掘机械的橡套电缆，必须严加保护，避免水淋、撞击、挤压和炮崩。每班必须进行检查，发现损伤，及时处理。

（7）巷道内的通信和信号电缆应敷设在电力电缆上方0.1m以上的地方。

（8）电缆的连接应遵守以下规定：

①电缆与电气设备连接时，电缆线芯必须使用齿形压线板（卡爪）、线鼻子、或者快速连接器与电气设备进行连接。

②不同型电缆之间严禁直接连接，必须经过符合要求的接线盒、连接器或者母线盒进行连接。

③同型橡套电缆的修补连接（包括绝缘、护套已损坏的橡套电缆的修补）必须采用阻燃材料进行硫化热补或者与热补具有同等效能的冷补。在地面热补或者冷补后的橡套电缆，必须经浸水耐压试验合格后方可入井使用。

12、接地极的安设应遵守《煤矿安全规程》第四百七十八、四百七十九、四百八十条规定。

13、工作面供电做到“三无、四有、两全、三齐、三坚持”：

三无——无“鸡爪子”，无“羊尾巴”，无明接头。

四有——有过流和漏电保护，有螺钉和弹簧垫，有密封圈和挡板，有接地装置。

两齐——电缆悬挂整齐，设备清洁整齐。

三全——保护装置全，绝缘用具全，图纸资料全。

三坚持——坚持使用检漏继电器，坚持使用综合保护装置，坚持使用照明和信号综合保护。

14、低压供电系统必须装设检漏保护或有选择性的漏电保护装置，并保证灵敏可靠。每天做一次漏电跳闸试验，每月做一次远端漏电跳闸试验（台台试），并及时填写试验记录。

15、手持式电器的操作手柄和工作中必须接触的部分要有良好的绝缘。

16、工作面扩音闭锁电话要求固定牢固，位置适宜，通话清晰，闭锁灵敏可靠，出现故障时必须及时处理，否则不得开机。

17、变电站应在无淋水地点，若有淋水应搭设防雨棚，保持电气设备清洁；并定期检查电气设备的完好状况。

18、拆除、移动电缆时，插销、接线盒应妥善保管，电缆盘好，保持足够弯曲半径，拆除后第一次试运转要按设备试运转程序操作。

19、井下照明和信号装置，应采用设有短路、过负荷、漏电保护功能的综合保护装置。

20、电气设备做到台台上架，并有标志牌。

21、电气设备的停送电

（1）严格执行停、送电制度，要坚持停电闭锁、挂牌，专人看护，坚持“谁停电、谁送电”的原则，严禁约时联系停送电。

（2）工作面的移动式电器，每班工作结束后或司机离开设备时，必须立即切断电源，并打开离合器。

（3）送电前必须将高压、低压电缆悬挂好，高度以矿车掉道时碰不到为准，并要悬挂整齐。

（4）送电前应对线路、设备全面检查，并测量其绝缘，待安全无误后方可送电。

（5）送电时必须有专人指挥与监护。

三、泵站的使用与管理

1、泵站司机必须经过培训，考试合格后，持证上岗，严格执行《操作规程》有关规定。

2、泵站司机不得擅离岗位，精力要集中，注意听清信号，开、停及时，不得任意开、停泵。

3、启动泵站前，应首先检查各部件有无损伤，各连接螺丝是否紧固、润滑油是否正常、密封是否完好、液位是否适当、乳化液配比浓度是否符合标准，各种保护是否齐全可靠，确认无误后方可开机。

4、开泵前，必须得到原停泵人的允许方可开泵，并发出开泵信号，15s后才允许启动泵站。

5、泵站启动后，要注意观察和监听泵的运转状况，如有异常要立即停泵处理，严禁带病运转。

6、检修泵站或更换液压元件及液压管路时，必须停电、闭锁、挂停电牌，并进行卸压，严禁带压操作。

7、工作面保持“三泵两箱”，两台泵工作，一台泵备用，且液压管路系统完好不漏液。

8、自动给液装置及乳化液自动配比器，并保证完好，正常使用；水箱内的液面必须在液箱的2/3高度位置以上；高浓缩液浓度符合1%～3%，乳化液浓度符合3%-5%。禁止使用清水代替乳化液，泵站压力不低于30MPa。

9、定时（每班三次）检查乳化泵站压力、浓缩液浓度，并做好记录。

10、泵站的卸载阀整定值调定为37.5Mpa，严禁随意调整泵站安全阀、卸载阀的整定值。

11、加强液压系统的清洁卫生，泵站周围应保持环境清洁干净，无污泥、无积水、无杂物；泵箱进液通过净化处理装置对原水进行净化处理，泵箱过滤器应定期清洗、更换，泵箱每周清洗一次，各种胶管液压元件应保持清洁，严禁液箱、水箱随意敞口，严禁不经过过滤网直接向泵箱倒入浓缩液。

四、防高压管伤人措施

1、工作面使用的高压管及直通、三通、各种阀类等连接件必须全部符合相应压力允许标准。

2、乳化液泵的卸载阀、压力表、泵头安全阀必须处于完好状态，否则不得开泵。

3、高压管接头必须用与之相匹配的合格U形卡连接，不得用铁丝或其他物品代替；U形卡必须双腿都插在接头上且插到位，不得单腿使用。

4、高压管路应吊挂平顺，不得强行折弯。

5、拆卸高压管（包括压风管）和液压元件时，必须先关闭截止阀，然后释放残压，最后才能拆卸，严禁带压拆卸。

6、存在破损、接头松动等隐患的高压管要及时更换，旧高压管只限使用在回液管路中。

7、正确使用支架上的各类安全阀，对失效的安全阀要及时更换。

8、检修支架管路时，必须将相应的上级截止阀关闭。

9、不得用高压管冲洗设备、物品和浮煤等。

10、工作面人员不准坐或站在使用的高压管上。

五、油脂管理

1、油脂的粘度、燃点、水份、酸值等，应进行抽样化验，不符合要求的油脂，坚决不能使用；各机电设备必须按照说明书要求使用合格的油脂，不得随意更换油的品种或混用不同牌号、不同品种的油脂。

2、使用油脂前必须严格过滤，并设专用的密封油桶保存，换油时，要彻底清洗系统，旧油排出后，油池应清理干净，做到无油垢、无水份、无锈蚀、无金属碎屑。

3、油箱内壁和油中浸泡的器件表面，禁止涂刷油漆，以防油漆融解而产生的沉淀物吸入设备中。

4、油脂要设专人负责管理，设备用油分类存储，集中放置，不得存放有淋水和潮湿处。不同牌号的油脂，必须使用专用容器和油抽，分类挂牌。注油时要仔细清洗注油器，防止煤粉和其它赃物进入。

5、滤网、过滤器和管路要经常清洗。

6、设备加油时，必须做好防护措施，应用塑料布或棉布在机器设备的上方搭成布蓬，严禁有水分、灰尘、杂物落入油内，加油时必须使用过滤网。

7、确保设备和液压系统的密封性能，防止粉尘和其它脏物进入，发现滴、跑、漏现象应及时处理。

六、采煤机的使用与管理

（一）一般规定

1、采煤机司机必须经过培训，持证上岗，严格执行操作规程，遵守岗位责任制，在操作中应注意观察各仪表的动作情况，发现问题及时停机处理。

2、MG650/1510-WD型系列交流电牵引采煤机启动时，应按起动按钮3～5秒钟，待起动后，观察中文显示屏的电压、电流、温度等信息一切正常后，方可左右牵引。

3、按牵引按钮时，禁止按住不松。初牵引速度控制在1m/min内，待行走稳定后方可加速，一般控制在5～8m/min。（初采期间，运行速度≤2m/min）以内。

4、需要改变牵引方向时，应先将牵引速度降到“0”米附近，按下牵停按钮，再反向牵引，同时观察中文显示屏的电压、电流、温度等信息是否正常，如正常，再调整运行速度。

5、采煤机停机后，严禁立即开机，必须经过不低于3分钟的等待，（等待变频器显示屏黑屏后指示灯灭）才能重新开动采煤机，以保证变频器得到充分的放电时间。

6、采煤机完好，不漏油，不缺截齿（采煤机无效截齿不超过5%，不得缠绕

锚杆、钢带等异物割煤），各种保护、遥控器灵敏可靠，采煤机上必须装有能停止工作面运输机运行的闭锁装置。采煤机因故暂停时，必须断隔离开关和离合器。采煤机停止工作或检修时，必须切断采煤机前级供电开关电源并断开其隔离开关，并断开采煤机隔离开关、打开截割部离合器。

7、采煤机上的控制按钮必须设在靠采空区一侧，并加保护设施。采煤机必须安装机载式甲烷断电仪（本工作面采煤机安装GJC4型甲烷传感器），采煤机司机必须携带便携式甲烷检测报警仪。

8、割煤前应做好准备工作，如：检查各部件是否齐全，油位是否符合要求，各种螺栓是否紧固、操作手柄是否灵活可靠，并空载试运3～5分钟，如发现问题及时处理，严禁带病作业。

9、开机前首先打开喷雾、冷却系统，禁止无水割煤。开机时，必须先巡视采煤机四周，发出预警信号，确保两滚筒上、下5m内无其他人员行走或作业，确认对人员无危险时，方能接通电源开机。采煤机运转时，不论何种原因，需要返刀时，都要及时发出信号，严禁突然返机。

10、采煤机司机应不少于2人一组协调作业，分工明确，严禁单人操作。司机不得远离煤机，要随时注意观察顶板、煤壁及刮板运输机运转情况，采煤机要匀速牵引，均匀出煤，遇夹矸及时降低牵引速度，发现意外时，应立即停机处理，停机时必须对采煤机、运输机停电闭锁。不得强行牵引，以防打坏齿轮，损坏油泵和电机。不得频繁启动。

11、煤机司机必须提高自主保安意识，确保自己随时处于安全地点操作。防止滚筒甩出煤矸、物料伤人；采煤机司机行走时要注意防滑防倒，同时注意观察架间以防架间漏矸伤人。

12、采煤机运行时，采煤机司机必须站在架档操作，严禁架前行走操作，随时观察两滚筒上、下5m范围内有无其他人员行走或作业，发现隐患，必须立即停机。割煤时，任何人严禁在煤壁作业。在智能化跟机作业时，采煤机司机要跟机观察煤机运行情况，集中精力，观察煤壁、顶板、支架情况，发现异常及时停机后向控制台汇报。

13、工作面遇有坚硬夹矸、黄铁矿结核或遗留钻杆时，应采取措施处理，严禁用采煤机强行截割。

14、工作面必须做到煤壁直、顶底板平、不留伞檐，采高符合规定。

15、煤机割机头（尾）时，应提前回收两巷回采侧煤帮的金属网、锚杆等，严禁强行截割。

16、采煤机运行至上（下）端头距离小于10m时，严禁上（下）端头有人作业，同时必须放慢牵引速度，采煤机司机发出警告信号、集中注意力，队长要指定专人观察周围情况，防止挤压、割坏电缆、支柱。严禁使用采煤机强硬割除帮顶支护材料，只有在端头顶板维护完整、各种杂物清除干净、人员躲到安全位置（至少距滚筒10m以外）后方可截割，同时严禁其他人员在煤机附近行走。

17、采煤机运行，司机应时刻注意采煤机的拖拽装置，防止被卡或出槽，防止拉坏、挤伤电缆及水管；司机还要注意观察支架前梁与煤壁的距离，严禁割前梁和护帮板。

18、煤机应安专人定期检修，发现问题及时处理，同时要经常查看油位，保证煤机正常工作。

19、采煤机停机时前后滚筒要落地。处理故障或检修时，要对运输机进行停电闭锁，同时严格执行“敲帮问顶”制度，对检修煤机所在处进行背帮护帮板紧贴煤壁，同时专人观察顶帮情况，确认作业范围内无片帮掉顶威胁后，人员方可进行检修。煤机检修要对检修区域内支架的电液控进液截止阀进行关闭并悬挂检修期间禁止供液警示牌或安设专人看护。

20、更换截齿和滚筒时，必须在支护良好地点进行，采煤机上下3m范围内，对煤帮进行严密背帮，禁止操作液压支架。施工前必须切断采煤机前级供电开关电源并断开其隔离开关，断开采煤机隔离开关，打开截割部离合器，并对工作面输送机施行闭锁。

21、采煤机用运输机作轨道，必须经常检查采煤机行走机构、刮板输送机的溜槽和销排的连接情况，安设必须紧固、完好。

22、采煤机的防滑措施

（1）采煤机停机时（无特殊情况）必须将采煤机放在工作面倾角较小且顶板完好的位置。

（2）回采期间采煤机要控制好速度，防止采煤机过载突然停机而造成下滑。

（3）为防止煤机突然停机时下滑，应保证煤机牵引部制动闸完好。

23、工作面发生冒顶及严重片帮事故时，必须停止采煤机，及时处理。处

理时，必须对采煤机、刮板输送机停电闭锁。

24、检修煤机时，必须将煤机停在工作面压力较小，片帮不严重的区域，同时必须将片帮煤处理掉，将伸缩梁伸至煤壁，护帮板打出贴实煤壁，并有专人监护。

25、进入溜槽内换截齿或检修煤机、支架等设备时，严格执行敲帮问顶制度，使用长把工具找掉活矸危岩，将片帮煤处理掉，作业时设专人监护，煤壁、顶板出现异常响动，立即撤出人员，待煤壁、顶板稳定后重新作业。

**（二）采煤机检修**

1、煤机检修前，在煤机检修地点上下两架范围内用钢筋网配合大板过严顶、背实帮、架间用DW型单体配合半圆木支护可靠，同时作业地点上下3架支架控制器进行闭锁，并关闭相应支架进液截止阀。

2、检修采煤机时，就近闭锁运输机的同时，煤机必须停电闭锁，同时通知控制台司机停上级开关电源并挂停电牌，专人停送电；煤机机身及与滚筒相邻3架支架伸缩梁与护帮板伸出后本架闭锁，并关闭相应支架进液截止阀。

3、采煤机每日工作前应对下列事项进行检查和处理。

（1）检查煤机电缆、电缆夹及拖移装置连接情况，起吊检修煤机电缆夹时，必须用棕绳吊挂牢固，做好二次防护，更换损坏的电缆夹；检查连接销有无损坏，电缆和水管有无挤压和损坏。

（2）检查齿轨和卡块是否牢固，齿轨组的连接锁是否齐全。

（3）检查喷雾有无堵塞和损坏，水过滤器是否堵塞，水压是否正常，水量是否充足。

（4）检查截齿及齿座有无损坏和残缺，截齿磨损超限时必须更换，以保持截齿锋利。

（5）检查各主要部件的螺栓是否紧固和齐全，各部件间的对接螺栓应保持紧固。

（6）检查各部的油位是否适当，不足的要及时加油，检查各密封部位是否漏油。

（7）检查各操作手把动作是否灵活可靠。

（8）测试采煤机牵引、截割、调高情况。

（9）检查行走箱、导向滑靴及支撑滑靴运行状况。

（10）煤机工作时应经常注意各部有无异响，各部温升情况，注意油液和冷却水的压力情况。

（11）检查各种指示显示窗、压力表、流量计、脏污指示器是否正常。

（12）检查过滤器，必要时清洗滤芯。

（13）每月应从主、辅牵引部及左、右机头液压箱及齿轮箱取油样，检查是否变质。（粘度、机械杂质、水分、腐蚀性）。

（14）每天检查红外通讯接收装置是否正常。

4、人员操作工具时，人员站立位置必须避开工具可能崩落的方向，注意力集中，不得用力过猛。

5、人员在滚筒及煤壁侧作业时，采煤机及运输机必须停电闭锁，并安设专人监护。

6、每班割煤和检修过后，应将煤机摇臂下垂，加强润滑。

7、采煤机自带的瓦斯报警控制和断电装置齐全，报警浓度≥1.0% CH4，断电浓度≥1.5% CH4。

8、煤机检修过后，必须经过重负荷试车。

9、采煤机使用和维护应严格按照操作规程及使用说明书执行。

**（三）使用煤机牵引、油泵辅助对接部件**

对接部件的情况有：调高油缸销轴的安装和移除、支撑滑靴销轴的安装和移除、导向滑靴的安装和移除、摇臂销轴的安装和拆除、驱动轮毂方头和滚筒的对正，其拆除对接工序如下：

**1、开启煤机牵引或油泵辅助对接部件时的工序**

（1）更换煤机调高油缸时，首先采煤机停电闭锁，将煤机油缸位置处的载荷锁定装置盖板卸掉，然后拆除旧的调高油缸，使用撬棍、手拉葫芦将新的调高油缸缸体端的销轴安装到机架上，然后送电启动采煤机，但同时必须将煤机截割按钮打至闭锁状态并拉开煤机滚筒隔离手把，使用遥控器控制调高油缸活塞杆伸出，将杆端的销孔与摇臂上的销孔对准。

（2）更换煤机煤壁侧支撑滑靴时，首先使用煤机滚筒支撑煤机机身到足够高度，使滑靴不再支撑煤机机身的重量，然后停电闭锁煤机，将旧的支撑滑靴

及连接销轴卸掉并将新的支撑滑靴放置到位后，需要送电启动煤机，慢速的将煤机摇臂往上升，使用撬棍配合调整滑靴和滑靴座，把支撑滑靴的销孔水平校正。

（3）更换导向滑靴或者行走轮时，首先停电闭锁采煤机，拆除导向滑靴销轴定位板后使用拉锤拉出固定销，然后采煤机送电，使用煤机滚筒支撑煤机机身到足够高度，使导向滑靴及行走轮不再支撑煤机机身的重量，停电闭锁采煤机，将旧的导向滑靴或者行走轮卸掉并使用手拉葫芦沿着运输机销排拉出，使用手拉葫芦将新的滑靴或者行走轮拉到位后，送电启动采煤机，慢速的将煤机摇臂往上升，调整导向滑靴和行走轮组件的销孔至水平对正。

（4）更换煤机滚筒时，首先停电闭锁采煤机，将旧的滚筒拆除，并将新的滚筒立放置到煤机附近顶板条件较好且背好帮的位置，然后送电开启采煤机，但同时必须将煤机截割按钮打至闭锁状态，遥控牵引采煤机，同时安排一专人站在距离滚筒不远处观察，当煤机行进至驱动轮毂方头与滚筒对正时，停电闭锁采煤机，使用支架推溜配合完成滚筒的安装。

（5）更换煤机摇臂时，首先将煤机停电闭锁，拆除滚筒和需要更换掉的摇臂后将旧摇臂拉出，将新的摇臂拉到指定位置处，使用手拉葫芦将摇臂截割电机侧起吊到合适的高度，送电启动采煤机，牵引煤机至摇臂与机身铰接位置，停电闭锁采煤机，使用手拉葫芦配合调整摇臂位置，将摇臂的铰接销轴安装到位。

**2、安全技术措施**

（1）工作中需要开启煤机对接部件时，必须由一名副队长负责现场统一指挥，运输机必须停电闭锁，专人看护。采煤机的停送电必须专人操作。作业地点前后10m范围内的液压支架供液截止阀关闭。

（2）需牵引或调高煤机时，可以根据作业需要，对煤机泵进行送电启动。但必须将煤机截割按钮打至闭锁状态，同时闭锁工作面运输机，停运输机上一级电源，并安排专人看护，未经允许，严禁解除闭锁送电。

（3）开启煤机只能用于辅助校正销轴、方头的对正情况，校正时工作人员与煤机的运转部位保持足够的安全距离；牵引煤机或调高煤机时，必须缓慢操作；检验校正情况或者进行安装拆除前必须先停电闭锁煤机。

（4）检修煤机前要将煤机停至工作面顶、帮完好处。将煤机停放位置或者距离煤机最近处的载波闭锁，控制台司机未得到负责人（负责现场统一指挥的班队长）的通知下禁止开启运输机。

（5）人员需要进入煤壁侧作业前，必须在作业地点附近对煤帮利用单体进行背帮处理，对作业地点架间处利用塑料网过顶。作业时，必须站在支架下方的安全地点，严禁站在架间作业，防止被掉落的煤矸砸伤。

（6）检修液压系统管路时，首先将煤机截割按钮打至闭锁状态，然后送电开启采煤机，检修煤壁侧液压管路时，人员要站在煤机调高油缸缸体端一侧，调高采煤机观察油管及密封情况，发现故障及时的停电闭锁，然后再进行故障处理。

（7）更换调高油缸时，拆除旧调高油缸的过程必须停电闭锁采煤机，安装新调高油缸时，先将煤机截割按钮打至闭锁状态，送电启动采煤机，人员站在调高油缸活塞杆一端，使用遥控器控制调高油缸活塞杆伸出，将杆端的销孔与摇臂上的销孔对准。

（8）更换支撑滑靴时，首先使用煤机滚筒支撑煤机机身到足够高度，使滑靴不再支撑煤机机身的重量后要立即停电闭锁煤机。旧的支撑滑靴拆除及新滑靴放置到位后，由经验丰富的检修工操作采煤机缓慢抬高摇臂将机身落下使滑靴和行走轮组件的销孔至水平对正。

（9）更换导向滑靴或行走轮时，拆除旧的导向滑靴或行走轮时，要停电闭锁采煤机，待新的导向滑靴或者行走轮拉到位后，送电开启采煤机，由经验丰富的煤机检修工操作将摇臂抬高，调整导向滑靴和行走轮组件的销孔至水平对正。

（10）更换滚筒时，新的滚筒放置到位后要安排经验丰富的煤机检修工牵引采煤机，滚筒驱动轮毂方头与滚筒位置对正后，要立即停电闭锁采煤机，支架工缓慢的推溜，专人现场协调指挥，滚筒看护人员要站在顶板较好，背帮可靠且尽可能在距离滚筒远的地方观察。

（11）更换摇臂时，牵引煤机至与摇臂铰接位置时，机身上及煤帮禁止有人，待到摇臂与机身到达铰接后立即停电闭锁，使用手拉葫芦辅助调整摇臂的位置直至铰接销能够安装到位。

（12）检修过程中，不需要启动煤机液压泵辅助调节摇臂升降或者使用牵引辅助左右微调煤机时，采煤机也必须停电闭锁。

（13）检修过程中，煤机送电后人员要远离煤机滚筒，防止滚筒可能出现的误动作而出现事故。

（14）各类起吊工具如锚链，葫芦等在使用前严格检查，确保完好，严禁超负荷使用并做好二次保护。起吊前将起吊物与起吊用具固定牢靠，严禁出现相对滑动现象。

（15）使用液压支架作起吊生根点时，严禁停乳化泵。

（16）使用手拉葫芦前，检查手动葫芦传动部件、大小轮、逆止装置、上下吊钩是否齐全完好；检查链轮润滑情况、链条有无损伤裂纹、链条有无扭转打结；并且空运转正常。

（17）除起吊人员外，3米内不得有其他无关人员逗留或作业，起吊人员后方10m范围内，撤退路线畅通，无杂物。起吊时，闲杂人员严禁通过。作业人员应站在3米以外避开链条崩出和设备歪倒可能泼及的区域。

（18）作业过程必须设一名班队长负责统一指挥，施工现场要有副队长以上管理干部现场跟班，并协调处理施工过程中出现的各类问题。

**3、当工作面更换煤机大件，需要进行送电点车配合作业时**

（1）工作现场设专人配带便携仪，注意工作地点的瓦斯浓度变化情况，当瓦斯超限时，要立即停止作业，待浓度降低至0.8%后方可继续作业。

（2）在更换大件及处理断链事故需要进行送电点车配合作业时，应安排专人负责联系停送电，除留下一名有经验老工人站在安全地点观察外，其他人员全部撤离5m以外。煤机送电后，开车司机听从观察人员的指挥进行点车配合作业，点车时要防止刮碰到悬挂着的备件，出现意外情况，立即停车闭锁停电进行处理。

（3）点车到位后，将煤机上一级电源停电，观察人员确定吊挂工具、起吊点无安全隐患后，其他人员才可进入作业。

（4）点车配合作业期间，现场应有副科级以上干部现场跟班，及时解决现场发生的问题。

七、液压支架（超前支架）的使用与管理

1、支架工必须经培训，取得合格证并持证上岗，非专职人员不准操作，支架工应熟悉支架的结构和液压控制系统工作原理，并严格执行工作面支架的操作程序和遵守移架注意事项。

2、支架必须逐架编号管理。

3、支架的连接件应齐全、紧固有效，活柱、缸体无损坏、变形，阀类、管接头、立柱等密封部件密封良好，不漏液、不串液、不自动卸载，液压系统完好。

4、支架推移千斤顶与运输机联接必须紧固可靠。

5、采煤机割煤后，及时移架并按顺序推溜。下行割煤时，自上而下分段追机移架，分段内自下而上移架，上行割煤时，顺序上行移架。

6、移架前必须认真检查，确保支架各部位完好，清理好架前架间浮煤、杂物，电缆、管子应吊挂整齐，确认无问题后方可操作。

7、移架时，支架工应站在架档内，面向煤壁操作，严禁将身体任何部位伸出架外，防止掉矸或崩销伤人；人员严禁在支架底座与运输机之间、坐在抬底千斤顶上操作，禁止脚蹬在底座前，并注意观察周围和支架前方有无其他人员，移架时，支架前方、顶梁下方不得有任何人作业或停留。

8、移架时，支架可下降150～200mm之间，以能移动支架为标准，少降快拉。当顶板破碎时，必须带压擦顶移架。移架过程中，如发生掉顶、抽冒、严重片帮时，应及时停止采煤机，闭锁输送机，并对煤壁、顶板进行管理。

9、移架时，要边观察、边移架，防止支架马鞍抵坏电缆槽电缆、拉断架间照明电缆或在线监控电缆等，防止支架尾梁刮后部运输机，发现问题及时处理；如果出现阻力过大、拉移困难时要立即停止移架，查明原因，处理好后再移，严禁硬拉、硬推。

10、如果出现采高较大或顶板破碎时，要首先处理好顶板，然后方可移架，移架前要观察好周围的顶板和煤帮情况。

11、如果出现采高较低时，要及时挑顶，采取措施进行处理，严禁拉超前架，以防工作面出现压力异常将支架压死。

12、支架不得爬架、咬架，出现倒架、挤架、咬架等现象时，应掌握好拉架顺序，及时处理，禁止硬拉硬拽，以防造成支架损坏。若支架架形不正出现歪架、调斜等异常现象时，要及时调架，调架时，若调架处顶板破碎或冒顶必须先对顶板进行维护，否则严禁降架调架。调架时每处只准一次调一架，严禁同时调两架或两架以上的支架，以防发生冒顶事故。

13、每次调架前，都必须检查本架以及周围支架的完好情况，以及调架千斤顶、单体、链条等是否完好，否则应及时处理。

14、调架时，降架幅度不要过大，不要超过上下支架的侧护板，以免发生咬架、造成顶板事故和歪架幅度增大。调架时队长要现场指挥，并安专人观察架间管线，防止受挤、受拉。

15、出现歪架或架形不正时，要使用单体调架，调架时，采取一根单体上端打在掩梁侧护板上，其下端紧靠邻架底座；另一根单体上端打在顶梁侧护板上，其下端紧靠邻架底座，两根单体同时远程供液。

16、如支架歪斜严重、支架底座翘起时，应把翘起部分的底座掏空至前后立柱，将单体柱头打在被调支架前端底座上，单体另一端打在上架前立柱的柱窝内，在向前移架的同时，远距离供液把支架底座压平。

17、工作面片帮严重时应及时超前拉架，顶板破碎时必须采取人工超前管理措施。

18、拉移机头、尾支架前，应首先维护好端头顶板，将端头支架与过渡支架的杂物清净，端头所有人员全部躲到安全地点后方可移架，若过渡支架与端头支架之间有空档，要及时用单体配合工字钢、半圆木或金属网过严顶板，防止拉架时掉矸伤人或出现漏顶事故。

19、拉移端头支架（单元支架）或超前支架时，要看清顶板情况，巷道顶板存在落差时，加强巷道支护管理，移架后在支架顶梁上方垫实木料衬平顶板，确保支架接顶严实；同时在高度变矮处，及时采取卧底施工，保证巷道高度。

20、移端头支架或超前支架时，移架人员应首先确认待移支架周围5m范围内无人逗留或作业时，方可拉移支架，拉移期间严禁人员通过；移架人员应站在顶梁下方安全地点，身体的任何部位严禁超出顶梁遮挡范围以外，时刻注意观察顶帮情况，防止掉落大块煤矸伤人。

21、支架拉移后及时将顶梁升起，接实顶板，并需保持3～5秒的供液时间，保证支架初撑力达标。如果顶板破碎，冒落较高时，只需将支架与相邻支架升平即可，必要时在支架顶梁上接实木料。

22、移架时，要用侧护板协调好架间距；升架时，要注意侧护板伸出情况，防止升架损坏侧护板或出现挤架、爬架现象。

23、移架必须逐架进行，严禁相邻2个支架同时降架和移架，移架要按规定的步距进行，要保证支架齐、正、直、稳。

24、移架后支架伸缩梁要及时伸出，护帮板应贴紧煤壁，护帮有力，防止片帮伤人。

25、液压支架的防倒防滑措施：

（1）工作面割煤时要防止运输机下滑牵动支架下滑。支架下滑严重时，必须及时用单体，以相邻支架为支点，将支架底座靠正，防止支架随运输机下滑而下滑。

（2）加强支架支护质量管理，架型要正，支护标准符合要求。

（3）煤机割煤时，保证顶底板平整，支架顶梁要与顶板充分接触，拉架后应及时升足劲，保证支架初撑力达标。

（4）工作面采取多轮顺序循环放煤，防止冲击支架尾梁。

（5）为防止新移设支架处于初撑力阶段与顶底板的摩擦力小可能产生下滑，可采取间隔移架的方式，并使支架保持适当迎山角，以抵消顶板下沉时的位移量。

（6）为了防止支架下滑，下端头移架时先移第3架，然后移第1架、第2架，其余支架按顺序自下而上逐架拉移。

（7）拉架必须保证支架垂直于顶底板，歪斜度小于±5°，升架后，顶梁与顶板平行支设，其最大仰俯角小于7°，当歪斜度大于±5°时，支架有歪倒的可能时，应及时用单体，以相邻支架为支点，将支架扶正。

（8）工作面倾角大于15°时，液压支架有防倒、防滑措施，其他设备有防滑措施；倾角大于25°时，有防止煤（矸）窜出伤人的措施。

26、更换立柱、护帮板等安全措施

（1）更换护帮板时首先加强施工地点附近煤帮的管理，使用单体配合半圆木、板皮等对施工地点上下各3m范围内煤帮进行严密背帮，防止片帮伤人，人员必须站在支护完好地点作业，严禁空顶作业。

（2）更换立柱时，必须将待更换立柱支架及其附近支架升足劲，保证初撑力不小于24MPa；需更换同一架支架2根及以上的立柱时，必须逐根进行，每更换好一根后及时升足劲。

（3）作业时必须由班队长现场指挥，无关人员严禁在附近逗留，作业期间，严禁人员通过施工地点，确需通过时，必须经施工负责人同意，并确认安全后方可通过。

（4）作业前，必须将运输机、采煤机停电闭锁，并设专人看管。

（5）拆装高压胶管时，必须在无压情况下进行作业，严禁带压操作。

（6）在拆卸立柱、护帮板前，要首先不少于2个手拉葫芦将其进行固定，防止歪倒或掉落，然后再用手拉葫芦进行起吊，起吊时严格按照本作业规程中大件起吊相关规定执行。

（7）使用手拉葫芦时，吊挂必须牢固，且重物与起吊工具间必须连接可靠，每个手拉葫芦的起吊能力均大于起吊重量，人员严禁位于重物可能歪倒的方向上，并防止挤坏管路、阀组等。

（8）更换完成后，必须对销轴、管路等进行全面检查，确保齐全、紧固后方可撤掉手拉葫芦，然后进行供液。

27、检修、更换支架前梁千斤顶、伸缩梁千斤顶、护帮板千斤顶等时，作业地点前后各5m范围煤壁用单体，柱距1m，背帮柱必须打在实底上，上部打在护帮板与煤壁之间，接实顶板，支撑有力。

八、三机的使用与管理

（一）一般规定

1、工作面运输机、转载机等机头与机尾相互之间搭接合理，确保其底链不拉回头煤，出煤顺畅。

2、要安排专人定期对三机进行检修，损坏的部件及时更换，符合设备完好标准，确保其正常运转；处理故障或更换配件等,必须执行停电闭锁挂牌制度。

3、开机前司机应认真检查，要求转动部位附近无杂物，管线吊挂整齐，各种螺丝齐全紧固，盖板完整，油位适量，冷却良好，信号齐全，闭锁可靠。

4、三机要分别安设起动报警系统，确保信号准确完好可靠；每次开车前都必须先发出信号，待人员离开转动部位、收到回应信号后，再正式开车，严禁约时开车；三机需点动时，控制台电工必须听清信号或喊话，防止误操作。

5、正常开车时，应坚持由外向里逐台开车的原则，要先开破碎机后开转载机，停车时先停转载机后停破碎机；严格遵循先送水后开机，先停机后停水的原则，严禁无水开机。

6、三机启动后，司机应注意观察运行状态，要求运行平稳，声音正常，发现异常必须及时停机处理。

7、电机和减速箱的通风和冷却系统要保持良好, 电机与齿箱部分不得堆煤和其它杂物，要保证散热，电机、减速箱工作温度不得超过75℃，严禁用高压液冲洗电机和齿箱冷却系统内的杂物。

8、三机运行期间，司机严禁离岗，确需离开时必须停机闭锁。

9、有大块煤、矸影响运输机、转载机正常运转时，应停机闭锁进行处理。

10、正常情况下不得负重停车，必须将煤运完后，方可停车；若运输机、转载机被压死或破碎机被卡死时，不得强行起动，以防止烧坏电机。

11、严禁人员进入运转的前部运输机、转载机里侧和后部运输机上方作业；必须进入作业时，要停机闭锁，管理好顶板与煤帮,要严格执行敲帮问顶制度，及时找净活矸危岩，并设专人看管闭锁和观察顶帮后方可进行；工作结束、确认安全后方可送信号开车。

12、前后部运输机运行期间，卸煤口方向不得有人员逗留。

13、运输机、转载机严禁乘人，溜槽内严禁行人；转载机严禁运送除煤矸外的其它物料、配件等；行人跨越处要有行人过桥，过桥护栏高度不低于300mm。

14、运输机、转载机掐、接链

（1）首先检查掐接链段的顶帮支护情况，找净活矸危岩，工作面需进行背帮；将需要掐、接链的设备进行停电闭锁。

（2）正常情况下使用液压马达配合阻链器进行掐、接链，使用阻链器阻好刮板链。

（3）找出活环位置，并将活环开到机头、机尾附近，进行掐、接链。

（4）将活环卸开，将多余的链子掐掉，若只有一个活环，则用钢锯将多余链子截断去掉；使用钢锯锯链环时，必须对锯动处浇水，防止产生火花。

（5）掐掉多余的链子后，用活环将链子重新接好，打上胀销。

（6）接链时要注意大链不得扭劲。

（7）大链接好后，要对输送机中部槽及链条认真检查一遍，确认无误后，方可联系开机。

（8）在不能使用上述方法时，可使用液压单体支柱使链条拉紧，必须做到以下规定：

①将紧链用的单体柱、活环、胀销、钎子等准备齐全。

②在掐、接链两侧距掐接链地点不少于5m处分别支设一根单体支柱，单体支柱柱头向下，柱头小爪要放在链环上，单体放置稳固，单体角度要适当，柱体要正，不得歪斜，防止将大链顶到中部槽帮上，给掐链和接链造成困难。

③使用棕绳分别将每根单体的柱头、柱根处拴紧拴牢，棕绳在单体上缠绕不得少于3圈，并生根牢固可靠，防止崩柱伤人。

④缓慢供液将大链顶紧，使多余的链子聚在一起，当大链的松紧合适后，停止供液，将液压枪去掉。

⑤供液时，施工人员不得少于2人，1人稳单体，1人供液，并观察升柱情况及作业地点附近环境安全状况，发现问题及时处理，确认无危险后，方可继续操作。单体点上劲后，所有人员撤至安全地点，供液人员应在距单体5m以外的安全地点进行远程供液，供液时必须平缓进行，且要避开单体滑脱的方向，防止单体打崩伤人。

⑥供液期间，若发现单体柱有滑脱趋势时要立即停止供液，待稳定后方可放液重新固定好后再打。

⑦顶链过程中，供液过程中两端要安排人员警戒，严防人员闯入。

⑧放液时，人员要使用长柄工具站在安全地点缓慢放液，防止大链回弹。

15、工作面前、后部运输机防滑

（1）保证运输机与转载机搭接合理，底链不带回头煤，也可根据情况将运输机冷却水排放在运输机煤流中，使运输机带水开车，尽量减少底链的运行阻力。

（2）根据两巷高差，工作面适当调成伪倾斜。

（3）严格控制推移运输机的顺序，尽量从底向高顺序抵车，严禁从高向低抵车或从两端向中间抵车。

（二）转载机、破碎机的使用管理

1、转载机必须安装拉线闭锁保护装置，转载机机头要安设闭锁扩音电话一个，且要保证完好。

2、破碎机的锤头与破碎机中部槽之间的间距要合适；如转载机与破碎机之间有坚硬矸石或其它硬物卡住时应及时停车闭锁处理，严禁强行开车。

3、机巷转载机机头与皮带机机尾要有挡煤装置，防止撒煤。

4、转载机、破碎机安全防护装置有效可靠，破碎机严禁倒转。

5、破碎机进出口必须设两道防护链；破碎机如须打开上盖时，必须把破碎机和转载机停电、闭锁、挂牌，且破碎锤头停稳后方可开盖。

6、转载机运行时，人员不准在转载机上方进行作业。确需作业时，必须保证作业地点前后5m范围内转载机为全封闭状态，确保施工安全。

7、拉移机巷转载机注意事项：

（1）拉移转载机前应检查挪移通道内巷道两帮及顶板情况，是否有擦帮碰顶现象，浮煤杂物是否清理干净、电缆管线是否吊挂整齐，发现问题必须及时处理，保证安全间距符合规定，禁止强推硬抵挪移转载机。

（2）移转载机期间，工作面必须停止生产，并对工作面运输机、链板机、转载机、皮带机闭锁。拉移时，要注意与皮带机机尾、运输机机头的搭接情况，拉移过程中要密切观察，应有专人在机头、机尾观察和传递信号，防止移过位或掉道，保证机头必须搭在皮带机机尾的导轨上，转载机机尾滞后后部运输机机头100～200mm，搭接合理。

（3）移转载机期间，转载机里侧严禁有人，转载机外侧除操作人员外，其他无关人员不得在挪移通道内停留或作业。

（4）拉移转载机时，各千斤顶要慢慢供液，一旦出现拉移困难时，要立即停止移动，查清问题，解决后方可移动。

（5）转载机推移缸只能用来收缩导轨，严禁用来推移转载机；转载机推移前，导轨上浮矸、浮煤必须清理干净。

（三）运输机的使用管理

1、看机头机尾人员要精力集中，随时注意运输机的运行情况，发现刮板出槽、飘链、掉链、跳齿或出现其他不安全因素时必须立即停机处理。

2、工作面每隔15m安装一个扩音闭锁电话，运输机头、机尾必须各安设一个，且保证灵敏可靠，发出信号点的间距不得超过15m；扩音闭锁电话必须牢固的吊挂在适当的位置。

3、工作面支架推移千斤顶与运输机联接必须牢固可靠，运输机与支架应垂直布置，确保联接的推移耳只承受与运输机长度方向中心线垂直的推移力和拉架力。移车应滞后采煤机后滚筒15m～30m的距离，运输机弯曲段长度不小于15m，严禁出现陡弯，推移后运输机要成一直线，中部槽间水平方向与垂直方向错口

量不大于3mm。

4、移车前，必须将支架升足劲，防止支架移动造成冒顶。

5、移车时，应按顺序进行，严禁从两头向中间移或任意分段移车，要抵够0.8m的行程。

6、推拉运输机时，如果阻力过大，应及时查找原因进行处理，严禁硬拉、硬推。若因机道有台阶、矸石块等障碍物，推不动时，应进行返刀或人工清理；人工清理时，必须有专人监护，若顶板破碎，还必须进行临时支护。

7、移后部运输机时应在支架拉移后、顶煤放完后进行，移后部运输机时要密切观察支架尾梁及插板情况，防止刮蹭。

8、除机头、机尾外，移车工必须在运输机运行过程中进行，严禁停机移车；移输送机机头、机尾时必须将机头和过渡槽处的浮煤杂物清理干净，以防机头飘起，损坏过渡槽，人员需进入煤帮作业时，必须提前背帮，并有专人监护顶帮状况；移机头时，必须将转载机停电闭锁，严禁用转载机顶拉机头。移机头、机尾，使用单体辅助抵车时，必须采用远程供液的方式，供液人员位于5m以外的安全地点，单体放置稳固，拴好棕绳，严禁单体液压支柱顶住电机、减速器等易损部位。

9、移车时，操作人员应在架内作业，防止链条、刮板等弹崩伤人。严禁人员在推移段内架前行走或作业，防止推拉销崩出伤人或推拉杆挤伤人。

10、正常情况下严禁开倒车。

11、严禁用高压液冲洗电机、齿箱冷却系统内的杂物。

12、工作面运输机机头距离支架顶梁最小高度不得低于0.6m。

13、起吊运输机

（1）以支架、链条、起吊钩为起吊刮板运输机工具。链条采用直径不小于18mm的圆环链，起吊钩采用38×137mm的接链环。

（2）起吊运输机前要先通知运输机司机和采煤机司机停止运输机和采煤机运行，并停电闭锁，安排妥善后再进行起吊运输机工作。运输机司机和采煤机司机未经施工负责人的同意，禁止开车或开机。

（3）起吊运输机前要先选好起吊的位置，检查顶板及煤壁情况，顶板破碎和煤壁片帮时要先维护好顶板及煤壁。

（4）降架时先稍降一点观察顶板情况，发现问题及时处理；然后慢慢降架至顶梁脱离顶板后，迅速将支架降到适当高度挂上链条起吊。

（5）相邻支架不能同时降下。

（6）起吊运输机时，操作人员要躲在其操作的支架的立柱后面，其他人员躲到5m以外的安全地点，同时设好警戒，禁止人员进入作业地点5m范围内。

（7）运输机吊起后，施工人员必须抓住木料后端快速将准备好的木料从老塘侧垂直煤壁塞入运输机下方，严禁从煤帮侧往运输机下方垫料，严禁身体任何部位进入运输机下方。

（8）然后缓慢降下顶梁，取下起吊工具，将支架重新升足劲。

14、处理运输机底链断双链

（1）处理断链时，必须由班队长现场统一指挥，首先将采煤机开关停电闭锁，并指派专人停、送电，专人看守，无跟班人员命令严禁送电，运输机司机要听从班队长指挥，严禁任意开停。

（2）利用天窗查找出断链的大概位置。

（3）由班队长联系运输机司机，开正车或倒车将断链处拉至最近天窗位置，将运输机停电闭锁，安排专人看护。

（4）将备用的大链连接到断链处的底链上，然后使用直径不小于12.5mm钢丝绳（或8#铁丝）连接到备用大链的另一端，利用钢丝绳（或铁丝）将备用大链拉至同一天窗处，将备用大链合上。

（5）点动开正车或倒车把底链拉上来，注意不要让大链掉道。

（6）按掐接链方法将备用大链掐掉，将原有的大链接在一起。

（7）所使用的活环必须胀销齐全，不得用其它物品代替。

（8）大链接好后要认真检查运输机各部件，找出断链的原因，并进行处理。

15、防止压运输机措施

（1）采面运输机必须保持平、直、稳，严禁出现2个以上弯曲段。

（2）运输机搭接合理，出煤顺畅，不拉回头煤；

（3）工作面割煤前，必须先对运输机进行运转，将运输机内的煤拉净后，方可割煤。

（4）运输机不运转时，严禁割煤；前部运输机运煤量较大时，暂停割煤和移架；后部运输机煤量较大时，暂停放煤和移架。

（5）煤机司机要控制好煤机的牵引速度，控制好割煤量；放煤工要密切观察后部运输机的运行情况，严格控制放煤量，防止因转载机煤量过大而造成频繁停车。

（6）正常情况下不得负重停车。

16、处理压运输机措施

（1）如果运输机被压住，严禁强行开车，必须将运输机开关停电闭锁，并安排专人看管。

（2）应及时检查运输机情况，找出原因，采取适当措施处理。

（3）若因为运输机内的煤多而压住运输机，自下而上从运输机内清理车内煤炭，减轻运输机负荷，直到运输机能够正常运转。

（4）施工人员进入运输机、煤壁前，必须检查顶帮支护情况，进行敲帮问顶找净活矸危岩，确认安全，并排专人监护。

17、运输机防滑措施

（1）工作面割煤时防止煤、矸进入运输机底槽，以减小运输机底链运行阻力。

（2）工作面适当伪斜，伪斜角随煤层倾角的增加而增加，合理的控制运输机及支架的下滑量。

（3）严格执行移运输机的顺序，当运输机下滑严重时，可采取从下向上单向移运输机。

（4）用单体液压支柱顶住机头（尾），推移时，将先移完的机头（尾）稳固后，用单体支柱斜支在底座下侧，然后再继续推移。

（5）在移运输机时不能同时松开机头和机尾的稳固单体，移完后应立即恢复稳固单体。

18、工作面破大块煤

（1）杜绝超过输送机槽宽的煤矸进入转载机，应在工作面进行破碎。

（2）破大块煤人员应选择支护良好且有扩音闭锁电话的地点，并随时注意煤壁情况，防止片帮伤人。

（3）破大块煤前必须将运输机停车闭锁，人员使用风镐、手镐站在运输机老塘侧进行破碎，严禁站在车内。

（4）破大块煤时人员应注意防止块煤掉落砸伤。

19、检修、更换前部运输机刮板、链条等，必须将作业地点安排在机头、机尾合适位置，确需在工作面作业时，地点必须选在工作面压力较小，片帮不严重的区域，同时必须将片帮煤处理掉，将伸缩梁伸至煤壁，护帮板打出贴实煤壁，并有专人监护。

20、运输机打运物料前，必须停机闭锁，物料必须固定牢固，采用钢丝绳固定在链条或刮板上防止窜动；严禁将物料露出刮板机避免剐蹭，打运物料期间，必须慢速行使且沿途有人观察物料状态，发现异常及时停机闭锁处理，否则不得打运。

九、皮带机的使用与管理

1、皮带机司机必须经过培训、考试合格，取得操作资格证后，方可持证上岗。

2、皮带机使用阻燃胶带，防滑、撕裂、堆煤、防跑偏、温度、烟雾保护、超温洒水保护装置等各种保护齐全、灵敏、可靠，并正常使用，有自动洒水装置；在人行道一侧，沿线设置急停闭锁装置；皮带机的通讯控制装置必须齐全可靠。

3、皮带机头、机尾、驱动滚筒和改向滚筒处，应当设防护栏及警示牌。护栏应牢固、可靠，护栏能够有效防止人体接触转动部位。带式输送机机尾护栏(包括皮带机中间设置的滚筒)应设闭锁保护（护栏打开，皮带机停止运行），闭锁装置应每天试验一次。

4、H架、纵梁铺设要平直上线，并由里向外依次编号管理，机架、托辊齐全完好，皮带不跑偏，皮带机机头机尾按规定安装清扫器，清扫器接触面积不小于80﹪，清扫后的胶带表面不得粘带煤泥，保证清扫效果。

5、行人跨越皮带机处应设过桥，过桥应安装牢固、可靠，严禁过桥单独承接在带式输送机机架上，过桥应有护栏，桥面距皮带高度不得影响胶带机的运行，安装过桥处的巷道，支护应完好。上、下皮带之间严禁设过桥和人行通道。

6、皮带机机头、机尾及搭接处，应当有照明。

7、巷道倾角大于16°的地段，应设置防护网，防止物料下滑、滚落。

8、皮带机要有专人进行维护，各部位油质、油量符合要求，各传动部位传动灵活，正常使用，损坏部件及时更换；跑偏、堆煤保护应每天试验一次；防滑保护应每月试验一次；温度保护应每季度试验一次；烟雾保护应每季度升井试验一次，烟雾传感器试验后必须清理积尘，试验应留有记录。

9、检修或处理皮带机故障时以及在带机头、机尾等运转部位作业或在皮带机上作业时必须执行停电闭锁挂牌制度。

10、皮带撕裂长度超过200mm时应重新砸卡处理。

11、开机前必须认真检查输送带接头、传动装置、联接装置、托辊、减速

箱、输送带前后搭接等情况，保证安全运行；开机前应发出起动信号，得到回应后方可起动，起动后司机应注意听运转声音，当出现声音异常时及时停车处理，否则严禁开车。

12、皮带运行时要做到不跑偏、不过载、无刮卡，各部位无浮煤矸，卸载合适，输送带松紧适宜，清扫装置齐全有效，严禁运送人员。

13、司机必须坚守岗位，确需离开时必须停电闭锁。

14、除处理皮带机故障等特殊情况外，正常情况严禁开倒车。

15、严禁身体任何部分或使用工具接触运行中的皮带及其它转动部件，严禁从运行的皮带上拿大块矸石或其它物品；皮带机运转时，禁止清理机头、尾滚筒及其它转动部件附近的浮煤。

16、严禁任何人员乘坐皮带机。

17、加强输送带的防跑偏管理：

（1）托轨安装位置、角度合适、输送带接头平直，确保安装质量，避免由安装误差引起跑偏。

（2）保持输送带松紧度合适，输送带两侧受力均匀。

（3）保持卸料点位于输送带中心线，防止偏载。

（4）在合适位置安装限位托辊，防止跑偏。

（5）加强日常检修，保证防跑偏保护装置完好，发现问题及时妥善处理。

18、拉移皮带机尾自移装置

（1）拉移皮带机尾自移装置前，应将皮带机上煤运净，要与皮带机司机沟通好，将皮带机停电闭锁，并有专人看管。

（2）拉移机尾自移装置前，必须检查自移机尾装置及附近巷道顶帮支护及巷道宽度情况，发现问题及时处理。

（3）提前将拉移段的皮带机纵梁、托辊、H架等拆除，将拉移段的浮煤清理干净，要保证拉移后皮带机尾自移装置与最后一个H架的间距不超过1.5m，且H架上托辊齐全，防止重载时上下皮带相磨或皮带机尾跑偏。

（4）拉移时，转载机里侧严禁有人，除操作人员外，机尾自移装置前后10m范围内严禁其他人员通过或逗留。

（5）拉移过程中，要密切观察机尾自移装置运行情况及转载机头的稳固情况，要缓慢进行，防止拉过或失稳；一旦出现拉移困难时，要立即停止拉移，查清问题并妥善处理后方可继续拉移，严禁强拉硬拽。

（6）机尾自移装置拉移后要做到平、正、直、稳。

（7）机尾自移装置拉移到位后，必须等机尾操作人员发出开车信号，方可开动储带装置张紧绞车，将多余的皮带卷入储带仓内并张紧皮带。

（8）张紧皮带时，信号联系要清楚，防止误操作；皮带张紧要适中，皮带跑偏要及时调整。

（9）皮带张紧后，将储带装置的张紧绞车开关停止闭锁。

十、电缆拖挂单轨吊的使用与管理

1、本工作面使用DGY-60型电缆拖挂单轨吊，要加强单轨吊的日常检修维护工作，确保生根锚杆（锚索）牢固、单轨吊连接装置、吊挂装置、小跑车、防跑链齐全完好，液压系统完好，发现问题要及时处理。

2、严禁利用单轨吊进行起吊工作。

3、检修及使用、拆除、更换单轨吊时，人员严禁站在单轨吊正下方，人员严禁在单轨吊下方行走。

4、单轨吊确保轨道平滑，严禁出现陡茬；小跑车在轨道上须运行平稳自如，不得有卡阻现象。电缆吊挂必须整齐有序、牢靠安全，各小跑车之间电缆的吊挂弧度保持一致。

5、减压阀的压力不得大于20Mpa。

6、拉移电缆

（1）拉移电缆时必须有班队长现场指挥，操作前从首端至尾端仔细检查单轨吊生根点及各吊挂装置、连接装置是否安全可靠，单轨吊两侧的电缆有无刮帮、擦顶、挤压现象，每节轨道是否平、直。

（2）拉移前，必须确保单轨吊下方无人后方可操作，沿途观察人员要站在安全地点，并安排专人在单轨吊尾端观察，防止拉移过多使电缆受力。

（3）拉移时要缓慢进行，密切观察电缆移动情况和单轨吊的完好情况，出现异常情况时必须立即停止、检查原因并妥善处理后方可继续操作，严禁一边拉移一边处理，严禁强拉硬拽。

6、拆除及安装单轨吊

随着工作面的推进，要逐节拆除单轨吊、并在单轨吊外端进行安装。

（1）拆除前首先检查施工地点附近支护情况，清理净杂物，保持退路畅通。

（2）首先将拆除段的小跑车、防跑链移到下一节轨道上。

（3）使用2部额定起重量不小于2t的手拉葫芦将需拆除的跑道吊起至合适高度，拉葫生根在专用起吊锚杆上，然后将手拉葫芦锁死，施工人员严禁站在起吊物件下方或物件掉落可能窜出涉及的方向。

（4）卸掉轨道的连接装置及吊挂装置，缓慢松掉手拉葫芦，将轨道落下至巷道底板并放置稳固；在落下轨道的过程中，人员严禁将身体伸在轨道下方，防止掉落伤人。

（5）安装单轨吊程序按照拆除程序反向进行即可。

7、电缆单轨吊在距上帮1000mm处打锚杆吊挂，选用φ22×2400mm高强左旋无纵筋螺纹钢锚杆，每个单轨吊锚杆采用1支Z2370和1支K2335树脂药卷，拉拔力不小于127kN（对于顶板破碎区域可采用φ21.8mm、 L=6200mm钢绞线代替吊挂锚杆），锚杆外露长度100-150mm。

8、单轨吊的各挂点间距每隔3m施工一组，偏差不得大于20mm，10组吊挂点间距的累计偏差不得大于50mm。

9、吊挂紧固件应使用高强度M20螺栓和螺母；吊环连选用GB/T12718-91标准的φ18×64规格的高强度圆环链。

10、电缆单轨吊梁安装必须保证轨道安装成一条线，无明显错岔；各滑轮小车、拉杆、电缆托架连接的定位销、螺栓、卸扣连接紧固。

**十一、净化水、配比装置使用管理规定**

为保障综放工作面净化水及配比装置的正常运行，满足工作面乳化液泵站用水需求，特制定本规定。

**（一）设备名称及型号：**MK-RF-12T型矿用净化水装置。

**（二）系统组成及作用：**

1、GLZ500/12.5 型进液过滤站部分：GLZ500/12.5 型进水过滤器主要用于乳化液自动配液装置的进水过滤，为乳化液自动配液装置提供清洁用水，保证其正常运行，延长使用寿命，提高生产效率。

2、MK-RF-12T综采工作面净水处理站：针对井下用水的实际需要，通过使用过滤介质过滤水中存在的各种杂质生产出满足需要的洁净用水。

3、PZR-12乳化液浓度配比装置：用于煤矿综采工作面乳化液泵站的乳化油与水的自动配制与充分混合

4、GLZ1000/315/25JH进回液过滤站：进、回液过滤站的进液部分主要用于煤矿井下液压支架，作为泵站出口第一级过滤，来保护支架用阀，过滤精度25μm；回液部分主要用于煤矿井下液压支架，对工作面回液进行过滤，来保护整个液压系统，过滤精度25μm，适用于矿用乳化液介质。

**（三）使用及维护：**

1、GLZ500/12.5 型进液过滤站部分

（1）在日常使用过程中，由于环境和水质的不同，会造成进水过滤器滤网被污物堵塞而影响供水，因此必须经常清洗过滤网。

（2）各种阀类如需进行清洗时，清洗后内腔表面均涂润滑脂后进行装配。

（3）过滤器各部件发现锈点应清理干净。

（4）过滤网损坏时应及时更换滤芯。

（5）各种密封圈如发现有切断或损坏应调换新件。

（6）各阀面如发现有损坏应修复或更换新件。

2、MK-RF-12T综采工作面净水处理站

（1）当压差达到表24规定时，应及时更换对应的过滤介质。

表24：

|  |  |  |  |  |
| --- | --- | --- | --- | --- |
| 序号 | 压差计算方法 | 一般限值 | 最高限值 | 更换过滤介质 |
| 1 | 压力甲一减压力甲二 | ≤0.05MPa | ≤0.05MPa | FB-62 |
| 2 | 压力甲二减压力甲三 | ≤0.05MPa | ≤0.05MPa | FB-24 |
| 3 | 压力甲三减压力甲四 | ≤0.05MPa | ≤0.05MPa | FB-12 |
| 4 | 压力乙一减压力乙二 | ≤0.05MPa | ≤0.05MPa | FB-62 |
| 5 | 压力乙二减压力乙三 | ≤0.05MPa | ≤0.05MPa | FB-24 |
| 6 | 压力乙三减压力乙四 | ≤0.05MPa | ≤0.10MPa | FB-12 |

（2）遇到检修或更换工作面等情况，需要停止运行5天以上，1-2个月以下，必须对MK-RF型综采乳化液配水处理成套设备进行长期停运保存。长期停运保存操作需要经培训合格的人员现场指导，不得自行操作。保存期间成套设备应该至于阴凉通风处，保证系统温度在5-35℃之间，每月更换一次保存液。

（3）由于离子截留介质的特殊性，间歇性的运行、保存会对膜性能产生不良的影响，因此上述保存方法在1-2个月内甚至3个月内是安全有效的。

3、PZR-12乳化液浓度配比装置

（1）自动配比装置与乳化液液箱之间的距离在3米以内，并且登高。

（2）使用胶管将配比装置出液口与乳化液液箱连接。管路布置时应避免弯曲，管路走向高度保持与乳化液液箱登高，且管路长度不要超过3米。

（3）设备安装完毕试车前，必须先先增压泵内灌引水，否则不能开泵运转，否则泵内空气未排出极易造成泵的磨损或损坏。灌引水前，先打开进水管路总阀和配液手动阀，然后拧开管路增压泵的放气螺塞，若进水口有压力或进水口液位比泵高，则无需通过注水接头向泵内灌引水，否则必须通过注水接头向泵内灌引水，待引水灌满后，拧紧放气螺塞。

（4）在初次使用阶段，应注意检查各连接部位有无漏液，流量表是否完好等。确认无异常情况，方可投入使用。

（5）液位传感器安装使用时应保护好检测传感器，不能用力碰撞传感器前端的探头部分。

（6）乳化油箱吸油口装有自封式吸油过滤器，使用一段时间后（时间间隔视乳化油的清洁程度而定）吸油过滤器履行必须拆下来清洗，否则过滤器堵塞会影响乳化液配比浓度。

4、GLZ1000/315/25JH进回液过滤站

（1）严禁将两种乳化液混合使用，发生化学反应造成粘结，容易造成过滤站滤芯堵塞，如确实需要更换乳化液，应采取相关措施，避免不同液体相混。

（2）进液部分：当进、出液压力差大于1MPa时，分别逆时针旋转反冲洗手轮即可实现反冲，反冲结束后顺时针旋转手轮，反冲结束。

（3）过滤网的堵塞程度取决于过滤液的污染情况。由于各个系统的污染情况不同，反流冲洗的时间间隔要根据具体情况而定，建议每班冲洗一次。

（4）第一次使用及场均不使用后，当要开启使用时，应首先打开绿通上面的排污阀，从出液口供液，堵住其它所有扣。以此彻底反冲洗排污方式，排除长时间不用产生的赃物，去报内部干净后再投入使用。

（5）回液部分：经常观察注意滤芯堵塞情况，当堵塞指示针处于红色位置时说明滤芯堵塞严重，比例立即更换堵塞的滤芯。更换下来的滤芯经清洗、检验合格后，方可作为备件继续使用。

（6）定期将滤通底部的污染物排除，有利于提高滤芯的使用寿命。

（7）大修时，拆卸的零件首先进行清洗，通过目测检查零件是否损坏，剔除损坏零件；密封件要求全部更换。维修后的阀必须重新进行密封和性能实验，合格后方可下井使用。通液26万立方米或6个月后，必须更换滤芯。滤筒、进出液接口组件等结构件应定期检查，出现锈蚀应及时更换或做防锈处理。

**（四）高压供液安全事项**

1、工作面使用的高压液管必须全部符合质量标准，定期检查高压液管和接头，发现隐患，及时处理。  
 2、工作面支架工在拉完支架后，必须检查支架间高低压液管的接头销子，发现有松动不紧的，及时处理。  
 3、泵站压力必须严格控制在31.5MPa,不准任意加大泵站压力。  
 4、乳化液泵的安全阀、压力表，泵头安全阀必须处于完好状态，否则不得开泵。  
 5、支架上的高压液管接头必须用与之相适应的U形卡，不得用铁丝代替;U形卡必须双腿都插在接头上，不得单腿使用。  
 6、拆卸高压管和液压元件时，必须先关闭截止阀，然后释放残压，最后才能拆卸，严禁带压拆卸。  
 7、正确使用支架上各类安全阀，对失效的安全阀要及时更换。  
 8、检修支架管路时，必须将检修支架的截止阀关闭。  
 9、不得用高压管冲洗设备、物品、浮煤。  
 10、工作面人员不准坐或站在使用的高压管上，远距离供液的液压枪在使用时要通知高压液管附近的人员躲开，防止供液时管子弹跳伤人。  
 11、要对高压液管进行捆绑，避免由于管头脱落甩出伤人，并对捆绑情况进行定期检查和修复。  
 12、当工作面人员要求停泵更换密封或更换液管时，乳化液泵要求谁停谁开，防止由于误开泵伤人。  
 13、拉机头、机尾支架时必须采取先拉端头支架，再拉过渡支架，最后拉工作面支架的方法，防止拉断高压液管。

**（五）水处理装置使用管理规定**

1、健全抽检机制，采煤副矿长、采煤副总、水处理装置使用单位应对水处理装备使用情况、乳化油（浓缩液）浓度等进行抽查，明确各级管技岗位人员抽检频率，其中采煤副矿长、采煤副总每月不少于2次。

2、液压支架井下安装、使用、拆除过程中，必须配备水处理装置，并服务于液压支架全生命周期。

3、水处理装置包括进液过滤站、净水处理站、 高压反冲洗过滤站、回液过滤站及喷雾泵站配备进液过滤站。所有装备必须正规使用，严禁私自拆除或停用。

4、水处理装置进水过滤器、回液过滤器应每周打开冲洗一次，根据水质情况可延长或缩短清洗周期。

5、乳化泵泵箱、水处理装置清水箱应密闭管理，每周清洗一次，保证箱壁无污垢，水体无漂浮异物或沉淀物。

6、水处理装置处理后的污水可收集再利用，但不得用于供液水、喷雾水等对水质要求较高的用途。

7、应严控源水质量，加强采煤工作面供液系统源水水质管理，源水应无色、无异味、无悬浮物和机械杂质，井下取水时需在水处理装备前端增设粗过滤装置；地表取水时，水源需在地面沉淀池处理后方可入井。进液过滤器前端加装放液三通，泵站司机应确认水质清澈后再向水处理装置供水。

8、应保证水软化效果，经软化处理后的水质技术指标符合 MT76-2011《液压支架（柱）用乳化油、浓缩液及高含水液压液》标准及乳化油（浓缩液）供应厂家所提供技术要求（净化水参考指标为 PH 值=6.0～9，钙镁离子≦98mg/L，硫酸根≦400mg/L，氯离子≦200mg/L，溶解性总固体≦800mg/L，浊度≦5NTU，总硬度≦200ppm，电导率≦100μS/cm；进液水及回液水参考指标为PH值=6.0～9.0，钙镁离子≦98mg/L，硫酸根≦400mg/L，氯离子≦200mg/L，总硬度≦500ppm）。

9、应严格水处理耗材投入，根据源水水质，结合实际使用需求，确定各项耗材吨煤参考指标，建立水处理装备配件及耗材使用考核办法，建立耗材更换台账，实行领新交旧，确保更换到位。

10、水质取样应符合下列规定：①每旬对“四项”水（源水、净化水、进液水、回液水） 分别进行取样化验，矿井不具备化验能力的，可委托第三方化验。②水质取样使用专用水样桶，每次取样不少于2L，取样前将水样桶清洗干净，取样后立即封闭，并填贴标签，标签填写取样时间、取样地点、取样人、取样单位、取样类别等信息。③源水取自水处理装备进液过滤站前端，净化水取自净化水箱，进液水取自自动配比装置出液口，回液水取自回液过滤站前端。

11、应对水质化验结果及水处理耗材使用情况及时分析：①根据“四项”水质化验结果，掌握水质变化动态，分析水质变化原因。对于水质化验结果不达标、进液水与回液水指标差值明显异常等情况，应增加化验频率，每2天化验1次，并对异常原因进行深入分析，采取可行性措施，直至水质恢复正常。②根据月度各项水处理耗材使用量，掌握水处理耗材吨耗情况，分析当月耗材用量是否在合理范围。③每月形成水质化验报表及分析报告、水处理耗材更换台账及分析报告，经采煤副矿长签字后报集团公司生产技术部。

12、水处理装置耗材更换周期规定：①滤袋1，型号MK-FB-62，标准4件，更换周期15天；②滤袋2，型号MK-FB-24，标准2件，更换周期15天；③滤棒，型号MK-FB-12，标准30只，更换周期60天；④离子膜芯，型号MK-BW-30365，标准3件，更换周期90天；⑤滤芯组件（一级过滤），型号QYGL-120/60DX，标准7各，更换周期180天；⑥滤芯，型号QYGL-40/10，标准7件，更换周期90天。

**十二、单元支架移架操作安全技术措施**

**（一）单元支架移架操作**

单元支架移架方式：循环式移架

循环式移架流程为：降架→末架直接由队尾移至排头→升架。

采用由里向外循环移架的方式进行移架，将最后一架单元支架直接移至巷道单元支架最外端进行支护，主要工作流程为：

作业前安全确认→降架→支架横向出位→支架走向牵引至指定位置→支架横向就位→通液并升架支护

1. **降架**

自降架开始至支架就位结束全过程中，在操作的支架前后各3m外安排专人设置警戒，防止人员进入影响区域。

降架前，先拆除单元式支架的主进回液管路。然后单独待给降架的单元式支架供液，操作待移单元支架的立柱手把，将支架底防倒侧板打开支撑两侧底板，并于支架就近帮（顶）部锚杆（索）使用5T拉葫链条或Φ14×85mm链条一端固定，另一端链条固定在单元支架顶梁的起吊环上，带紧拉葫链条。随着降架及时松拉葫链条，确保链条松紧合适。

缓慢供液将单元支架的立柱活柱行程缩小，使单元支架的顶梁与顶板分离，直至将单元支架降至最低高度，然后在确认防倒措施固定合格后将支架底防倒侧板收回，操作手把回至零位，降架前要确认顶板情况，在顶板无异常后方可继续降架。

**2、支架出位**

（1）出位方式：采用气动单轨吊上的风动葫芦，实行远距离操作，将支架牵移至巷道中心，期间支架防倒措施与降架时采取方式相同。

（2）连接方式：拉移支架前，单轨吊上的风动葫芦的钩头与单元支架顶梁上起吊环连接,连接生根点牢固可靠。

（3）设置警戒：在待移支架前后各3m外安排专人设置警戒，防止人员进入支架出位影响区域。

（4）横移出位：拉移支架时，首先使用风动葫芦钩头固定好单元支架并带上劲，人工使用一个5吨手动拉葫在3m以外的安全地方操作将支架向巷中拉移，移动出位过程中，风动葫芦始终保持带紧状态防止支架歪倒。

**3、支架牵引**

（1）牵引方式：采用气动单轨吊将单元支架吊起并沿巷道向外挪移支架。

（2）连接方式：采用风动葫芦上的挂钩通过链条与单元支架底座连接，风动葫芦必须使用起吊重量不低于单元支架重量的卸扣固定在单轨吊上，为防止移动过程中歪倒，使用链条捆绑支架顶梁后固定在单轨吊跑车上，必须保证连接安全可靠。

（3）设置警戒：在单元支架需要就位的地点10m以外安排专人设置警戒，防止人员进入支架挪移区域。

（4）走向移架：采用远距离操作气动单轨吊缓慢匀速沿巷道向外挪移单元支架。先将单元支架降至最低高度，降低支架的重心高度，然后将单轨吊起吊钩头与单元支架的起吊链相连接，之后将支架吊起以脱离底板为准，且最小吊起高度不得大于0.2m。若遇到巷道高度不足等特殊情况时，为保证安全运输单元支架，采取单元支架拖地移动方式运输，缓慢操作单轨吊，做到缓慢拉移单元支架，运输单元支架期间严禁强拉硬拽，施工人员要提前清理巷道内的杂物并整平巷道底板确保安全移动单元支架。移架过程中，操作人员和观察人员应站在远距离操作和观察，避开支架歪倒、链条崩出、单轨吊梁掉落可能泼及的区域。

（5）支架防倒：单元支架顶梁吊环与单轨吊承载小车之间使用5T拉葫链条或Φ14×85mm链条进行栓系固定以起到支架挪移过程中的防倒。

**4、支架就位**

（1）就位方式：采用拉葫牵引移架，拉葫通过链条生根在帮部打设的专用锚杆上，与单轨吊风动葫芦配合将将待就位单元支架移到位。帮部的拉葫紧链条，单轨吊风动葫芦松链条，二者相互协调配合进行支架防倒。随着支架移动及时松拉葫链条，确保链条处于带紧状态防止支架防倒。施工人员必须站在距离单元式支架不小于5m的斜上方的安全地点进行操作。支架到位后及时将支架升起支护顶板。

（2）连接方式：提前在帮部打设牵引生根点，帮部拉葫一端通过链条与牵引生根点连接牢固，拉葫另一端通过钩头连接在支架底座上。单轨吊上的风动葫芦的钩头与单元支架顶梁上起吊环连接,连接生根点牢固可靠。

（3）设置警戒：在就位支架前后各3m外安排专人设置警戒，防止人员进入支架就位影响区域。

（4）支架防倒：位于待就位支架就近帮（顶）部锚杆（索）使用5T拉葫链条或Φ14×85mm链条一端固定，另一端链条固定在单元支架顶梁的起吊环上，带紧拉葫链条。随着支架就位及升架及时松拉葫链条，确保链条松紧合适。

**5、支架完好**

（1）支架防倒：帮部拉葫一端通过使用5T拉葫链条或Φ14×85mm链条与牵引生根点连接牢固，拉葫另一端通过钩头连接在支架腰部的起吊环上。单轨吊上的两个拉葫的钩头分别与单元支架顶梁上起吊环连接，用于支架防倒。随着升架，要及时缩紧拉葫链条进行防倒。

（2）设置警戒：在待升支架前后各3m外安排专人设置警戒，防止人员进入升架影响区域。

（3）升架：将操纵阀组的立柱操纵手柄推到升架位置，顶梁接顶后延长一段时间后，再将立柱操纵阀手柄放回中间位置，保证支架达到预定的初撑力。

（4）拴防倒链：每架单元支架顶梁吊环处采用4根Φ14×85mm链条四角固定或2根对角固定于就近锚杆或锚索上，链条张紧。

**（二）单元支架操作注意事项**

1、采用单元支架支护顶板时，应保证支架顶梁或底座3/4面积以上有效接顶或接地，使支架处于一个较好的受力状态，避免结构件或立柱的损坏。在支架初撑力接顶前，应观察巷道顶板、底板的平整度是否满足要求，若不满足，需修复顶板或底板，避免支架避免结构件或立柱的损坏。巷道顶板、底板的平整度若不满足要求，支架易倾倒或歪斜。

2、单元支架顶梁纵向最大偏摆角度±15°、横向最大偏摆角度±5°。在支架接顶之前，应观察巷道顶板走向方向和宽度方向是否满足设计要求，若不满足，需进行调整，修复巷道或者在顶梁一侧加枕木，避免支架顶梁纵向或横向偏摆过大，从而造成支架顶梁与立柱固定销、部件的损坏或支架的倾倒。

3、单元支架通过立柱柱头销轴与立柱柱头销孔的间隙来控制支架横向摆角幅度，在使用过程中观察销轴的损坏情况，损坏严重的要及时更换，避免伤人。

4、保持支架升降平稳，升降立柱时要保证两根立柱的同步，避免顶梁倾斜角度超过15°造成顶梁体或立柱活柱损坏。支架接顶后，顶梁的横向斜角度控制到5°以内，过大影响支架的受力状态，支架易于倾倒与歪斜。

5、移架前支架降至最低高度，降低支架的重心高度、提高支架的稳定性。

6、拆卸或更换各种液压件及液压管路附件时，应在相关液压缸卸载后操作，防止高压液伤人。

7、当巷道高度大于支架的最大支撑高度时，可在顶部架设木垛，使支架能正常接顶。

8、单元支架挪移期间，应避免出现金属部件脱落引起的撞击或人工操作引发的金属碰撞，以防止出现机械摩擦产生火花，并且对单元支架支护段定期进行洒水除尘。

**（三）单元支架的检修维护**

1、在检修工作时，在该液压支架的操纵阀组上挂出警示标志。

2、出现已损坏的液压胶管及液压元件，应由专职人员立即更换。更换工作之前必须将液压系统和更换元件内的压力卸压。

3、维修更换控制阀与立柱及一些承受压力的液压缸之间的液压管路及其元件时，必须先卸压，并将与其连接有可能发生转动的部件，用机械方法牢牢固定。

4、安全阀调定压力必须与设计调定压力保持一致，任何人不得随意调整。

5、在维修支架液压系统时，新换的胶管在连接前要彻底冲洗，保证新换液压胶管中没有铁屑等脏物，确保液压系统的清洁度。

6、严格检查确保液压系统的胶管接口处无漏液、胶管外部无损伤、暴皮、起泡等现象存在。

7、液压系统管路要捆绑，管接头处要采取防脱装置。

8、设备检查

（1）检查各部位的润滑情况，各承载轮及轴承有无损坏。否则必须更换。

（2）检查各部位机械连接销是否完好。

（3）各操作按钮、阀等必须齐全、灵敏、可靠。

（4）设备零部件和指示仪表完好，部件磨损不超限；各连接螺栓、销轴齐全紧固，转动部件、急停手柄等灵活可靠。

（5）风动马达完好，制动器及安全保护装置齐全有效。

（6）减速箱油位、油雾器油量符合规定，保证润滑效果；空气过滤装置完好，并按规定及时清理。

（7）气动葫芦链条不得有打结、掉槽、跳链现象，严禁拖地。

（8）供气管路连接牢固，无损伤、变形、折弯和漏气现象，悬挂整齐完好，长度满足使用要求。

**（四）起吊链条破断力校验**

工作面使用的单元支架型号为ZQ4000/20.6/45，重量4.8吨。

1. Φ14×85mm链条校验：

Φ14×85mm链条材质为20Mn2合金结构钢，最小破断力：Qp＞100KN（10.2吨），故采用4根链条破断力大于400KN。

A =Qp/Fmax =400/6.0=66.6KN（6.6吨）

安全系数为6.0，该链条最大起吊能力满足6.6吨，大于单元支架的重量为4.8T，故Φ14×85mm链条符合起吊及防倒要求。

2、40T链条（Φ18×64C级性能）校验：

（1）Φ18×64C级性能链条最小破断力：Qp=410kN；

（2）A =Qp/Fmax =410/6.0=68.3KN（6.8吨）

安全系数为6.0，该链条（单股）最大起吊能力满足6.8吨，现在需要起吊单元支架的最大重量为4.8T，故Φ18×64mm链条符合起吊要求。

根据说明书得知：一根起吊锚杆破断拉力为80KN，即起吊重物的最大重量为8T，工作面起吊物件重量小于8吨的即可使用起吊锚杆进行起吊，为保证绝对安全可采取一组2根锚杆作为起吊点。

**（五）安全技术措施**

1、人员进行作业前必须进行安全确认，严格执行敲帮问顶制度。

2、使用单轨吊风动拉葫作业前，必须检查供风管、风压是否符合规定；风动拉葫是否完好；连接是否牢固，发现问题及时处理，未处理前严禁使用风动拉葫。

3、使用拉葫作业时，严禁超负荷能力使用拉葫。

4、操作单元支架时，确保单元支架移动区域内无安全隐患，否则严禁操作单元支架。

5、操作单元支架时，操作人员站在单元支架斜上方的安全地点操作，其他人员站在被操作支架3m以外的安全地点，防止顶板掉矸伤人。严禁站在单元支架下方或两侧。

6、操作单元支架时，严禁将身体的任何部位伸入到顶梁与顶板之间或底座与底板之间，正在移动或升降支架可能倾倒的范围内，严禁有人。

7、单元支架移动前，在拉移单元支架的10m范围安全地点设置警戒线，严禁无关人员进入。

8、支架牵引时如出现支架歪斜、拉不动等异常现象，应及时停止牵引支架；支架歪斜时采用单体5m以外远距离供液将支架调正，支架拉不动时及时排除底座被卡物料。

9、升单元支架时，单元支架的顶梁和底座要保持平行，如果因地质条件和操作需要使顶梁上下摆动时，顶梁上下摆动角度不能超过设计摆动的最大允许值。

10、当顶板存在安全隐患时，需要对待落支架支护的顶板采取临时支护措施。临时支护采用单体配合工字钢或木料，沿待落支架顶梁处走向支设一梁三柱，防倒绳拴齐。临时支护单体生根时，先用铲子挖出柱窝，将单体放在柱窝内，由一人扶住、两人托起长钢梁放在单体柱爪内，然后由一人观察顶板并注液，使长钢梁结实顶板，最后补齐单体支柱。

11、单轨吊吊运作业由多人配合进行完成，其中一人操作，一人协助并履行监护职责。

12、对单轨吊运行区间内的障碍物，清理干净，避免影响单轨吊安全运行。

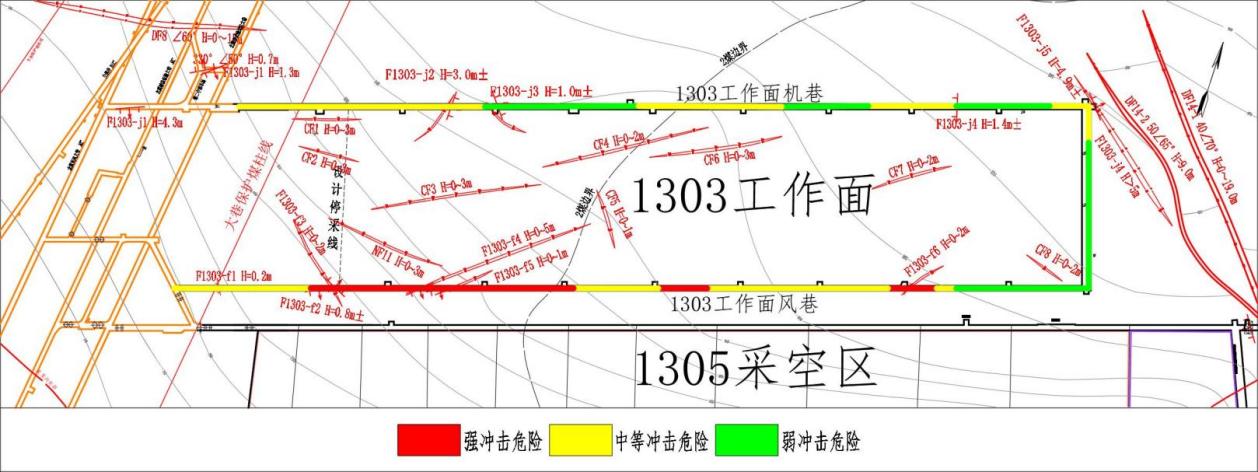
13、每次作业前对悬挂轨道的生根点（锚杆）和吊挂装置进行全面检查，确保牢固可靠。同时检查轨道及连接点是否完好。

14、检查单轨吊轨道两端的限位和阻车装置，必须可靠有效。

## 第七节 防治冲击地压管理

本章节根据《招贤煤矿1303工作面回采期间冲击危险性评价和防冲设计》编制。**一、冲击危险性评价结论**

采用综合指数法评定了1303工作面的冲击危险指数，1303工作面地质条件确定的评价指数为0.52，开采技术因素确定的评价指数为0.52，综合指数确定为0.52，冲击危险等级为中等冲击危险。1303工作面回采期间冲击危险区域划分结果为：强冲击危险区域3处，中等冲击危险区域9处，其余为弱冲击危险区域。工作面回采阶段冲击危险区域等级划分结果如下图9：



**图9** 1303工作面回采期间冲击危险区域划分

**二、工作面冲击地压监测预警方案**

1303工作面回采期间针对冲击地压危险区域采取综合性的监测措施，区域监测措施采用微震监测法，局部监测采用应力在线监测、地音监测、工作面支架工作阻力监测等，并采用常规矿压监测法进行局部补充性监测。

由于冲击地压的发生是动载和静载共同作用的结果，因此招贤煤矿1303工作面在回采期间冲击危险性监测需采取区域、局部监测相结合的方法，主要为微震监测、地音监测、应力在线监测、常规矿压监测和工作面支架阻力监测等方法。

## （一）区域监测方案

微震监测技术作为一种区域监测措施，是通过记录采矿震动的能量，确定和分析震动的方向，对震中定位来评价和预测矿山动力现象。其主要功能是对全矿范围进行微震监测，自动记录微震活动，实时进行震源定位和微震能量计算，为评价全矿范围内的冲击地压危险提供依据。矿井区域监测采用SOS微震系统。

## 1、测区测点布置方案

回采初期在1303工作面机、风巷分别布置3个拾震传感器，从切眼位置开始每隔100～500m布置一个传感器。后期邻近收作线时，拾震传感器数量和布设位置根据现场情况确定。布置方案如图10所示。

由于传感器和电缆能够循环利用，工作面开采至距离传感器60～100m时将传感器和电缆移组。

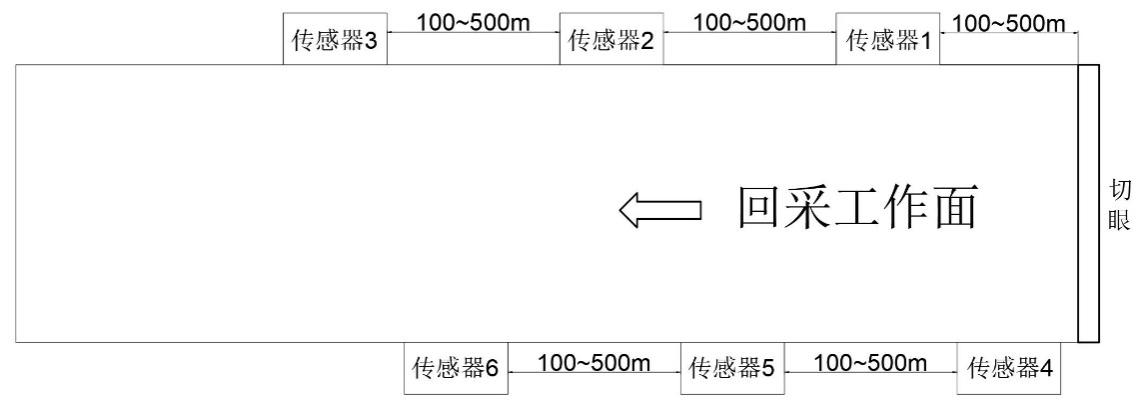


图10 微震测区测点布置方案

**2、信号传输系统**

1303工作面两条顺槽内各布置通信电缆连接到地面监控主机。

**（二）局部监测方案**

**1、地音监测**

2022年3月招贤煤矿引进了16通道的ARES-5/E地音监测系统。ARES-5/E地音监测系统可分为井下和地面两部分。ARES-5/E地音监测系统是采用地音监测法进行矿井冲击危险性评估的专用设备，能够对监测区域范围内的地音事件进行实时监测。煤岩体产生地音信号后，地音探头将监测到地音信号转化为电压信号，然后经过井下发射器处理后，由通讯电缆传输至地面中心站和分析计算机，系统分析软件根据实时监测数据对监测区域的冲击危险性进行综合评价，并给出相应统计图表。

（1）安装要求

①地音传感器应安装在专用锚杆上，锚杆长度2.4m，垂直煤壁，锚固方式为加长锚固。

②回采巷道超前工作面30m～200m安装。

③回采工作面两巷回采帮各安装两个地音传感器，距离回采工作面最近的传感器距离不得小于30m，两个地音传感器间距为40～60m。

④地音传感器通过连接器固定在锚杆上，固定牢固、不松动。安装完成后挂牌管理，且管理牌板与传感器同步挪移。

（2）地音监测系统布置方案

在采煤工作面前方30m～200m范围机风两巷内各安装2个传感器；第一个地音传感器布置在工作面前方大于30m处，第二个地音传感器与第一个地音传感器间距40～60m布置。地音传感器距离回采工作面小于30m时，将该地音传感器移到另一个地音传感器前方60m处，两巷地音传感器随工作面回采交替向前移动，布置方案如图11所示。

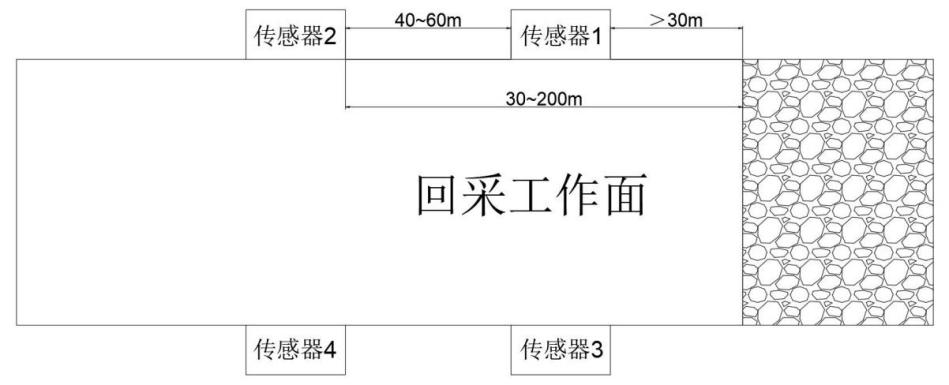


图11 地音监测点布置方案

（3）预警规则

通过分析地音事件的发生规律，可以对相应监测区域在下一时间段内的危险等级进行评价，根据地音事件的事件数及能量偏差值设定以下评定标准：

“A”——监测区域无冲击危险；

“B”——监测区域有一定的矿压显现，但是不影响正常生产；

“C”——监测区域双通道同时达到C级后持续4小时及以上（每小时能量达到2.0E+05J以上），需要采取钻屑校检、减少掘进强度和冲击危险区作业人员等防治措施；

“D”——监测区域矿压现象强烈，双通道同时持续3小时及以上达到D级（每小时能量达到3.0E+05J以上），需要进行钻屑、应力、微震结合现场矿压显现等进行综合分析研判，判定具有冲击危险时，停止施工，撤离人员。

①同一顺槽相邻两个通道出现双参数（频次偏差值、能量偏差值）达到C级及以上，并且两个通道在达到C级以上后连续4个小时频次偏差值和能量偏差值均为正值，需进行钻屑校检；

②如果仅单一通道在最近一个班次达到A或D，应密切关注该通道下一个工作班每小时危险等级变化趋势，如果在下一个班的前4个小时危险等级继续上升或维持在D，可判定存在冲击危险，需进行钻屑校检；

③当冲击（小时）危险等级连续4小时降低到A或B时，冲击危险预警方可解除。

**表25 地音监测预警等级**

|  |  |
| --- | --- |
| 预警级别 | 偏差值 |
| A | ＜25% |
| B | 25%～＜100% |
| C | 100%～＜200% |
| D | ＞200% |

由于地音监测系统为新投入使用的监测预警设备，预警参数将在实际使用过程中不断优化调整。

**2、应力在线监测法**

应力在线监测法时一种冲击地压局部监测预警措施。通过应力在线监测预警系统，可实时在线监测工作面前方采动应力场及特定区域应力场的变化规律，记录监测数据并绘制应力变化曲线，实时准确反映采煤工作面煤体应力，及时发现应力超限预警区域，并采用钻屑法对预警区域进行检验，为冲击地压灾害的监测预警、矿山压力的预测预报、巷道布置、工作面支护设计等提供设计和决策依据。

**（1）应力测点布置方案**

将1303工作面应力在线监测预警系统的应力计分别布置在工作面机巷与风巷回采帮，井下数据传输采用无线传输，对于强冲击危险区域，测点组间距不大于20m，对于弱及中等冲击危险区域，组间距不大于30m。组内两测点间距不大于2m，安装初始值不小于4MPa。回采期间，应力计回收距离距工作面正常情况下不大于20m；若因支架、转载机等影响，回收距离不大于30m。

1303工作面已安装北京安科KJ615应力在线监测系统，在掘进期间应力计安装基础上根据回采期间冲击危险区域划分结果调整，确保工作面超前巷道监测范围不小于300m（末采期间根据现场具体条件进行测点布置），应力计安装以深浅孔为一组进行安装，其布置示意图见图12所示。

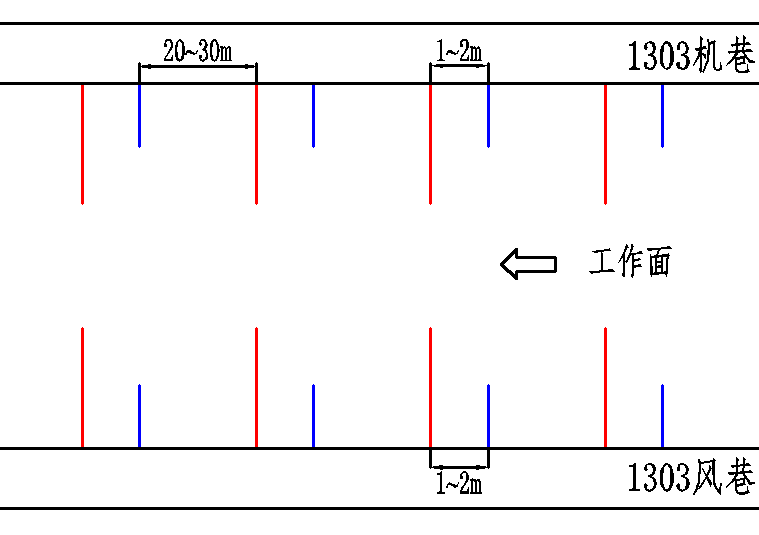


图12 应力测点布置示意图

**（2）钻孔施工要求**

施工设备主要为钻孔施工设备（钻机、钻杆、钻头），钻孔参数：

钻孔直径：φ45mm。

钻孔深度：根据《冲击地压测定、监测与防治方法》GB/T25217.7—2019第七部分：采动应力监测方法，浅基点深度取8m，靠近工作面方向；深基点深度取12.5m。煤层孔距离巷道煤层底板为1～1.5m，平行煤层。

**（3）预警指标**

应力在线监测预警临界指标如表26所示，后续根据现场实际情况可进行适当调整。

表26 应力预警指标

|  |  |  |
| --- | --- | --- |
| 预警阈值 | 黄色预警 | 红色预警 |
| 浅测点应力值（8m） | 9MPa | 11MPa |
| 深测点应力值（12.5m） | 11MPa | 13MPa |
| 应力增量 | 超过阈值24h内增量达2MPa | 超过阈值24h内增量达 3MPa |

**3、钻屑法监测**

因招贤煤矿已经安装地音监测系统作为局部区域实时、临震监测预警，钻屑法监测仅作为效果检验的一种辅助监测手段。钻屑法是通过在煤层中打直径45mm的钻孔，根据排出的煤粉量及其变化规律和有关动力效应，鉴别冲击地压危险的一种局部监测手段。其理论基础是钻出煤粉量与煤体应力状态具有定量关系，即其它条件相同的煤体，当应力状态不同时，其钻孔的煤粉量也不同。当单位长度的排粉率增大或超过标定值时，表示应力集中程度增加和矿压危险性提高。

**（1）钻孔施工要求**

为了确定工作面煤粉量的临界值，可在工作面正常应力区域，施工不少于5个钻孔，钻孔直径45mm，最大深度为3倍巷高，间距不小于10m。记录每孔每米钻屑量，画出正常钻屑量曲线，然后用加权平均法对其进行处理，作为标准钻屑量，在此基础上，确定冲击地压危险的钻屑量临界值。监测内容主要为监测每米钻孔的钻屑量，单位kg，另外还需记录卡钻、孔内冲击等钻孔动力现象。若监测到的煤粉量超过临界指标，或出现卡钻、吸钻、异响等动力现象，应认为煤体处于临界危险状态，必须立即采取解危措施。

判别工作地点冲击地压危险性的钻粉率指数如表27所示。

表27 判别冲击危险性的钻粉率指标

|  |  |  |  |
| --- | --- | --- | --- |
| 孔深巷高比 | 1.5 | 1.5～3 | 3 |
| 钻粉量指数 | ≥1.5 | ≥2 | ≥3 |

注：钻粉量指数＝每米实际煤粉量/每米正常煤粉量

**（2）钻屑临界值**

1303工作面安装期间在机风巷各选择标定孔5个，详见表27-1。通过上述计算过程，得出1303工作面回采期间钻屑临界值，详见表27-2。

**表27-1 标定钻孔正常煤粉量监测结果**

|  |  |  |  |  |  |  |  |  |  |  |  |  |
| --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- |
| 序号 | 钻孔位置 | 2m | 3m | 4m | 5m | 6m | 7m | 8m | 9m | 10m | 10m | 12m |
| 1# | j12点后20m | 2.00 | 1.95 | 1.80 | 2.00 | 1.75 | 2.05 | 1.90 | 2.20 | 1.85 | 2.10 | 2.35 |
| 2# | j12点后10m | 1.45 | 1.60 | 2.05 | 1.70 | 1.65 | 2.00 | 2.15 | 2.00 | 1.90 | 2.25 | 2.10 |
| 3# | j12点 | 1.40 | 1.75 | 1.90 | 1.55 | 2.10 | 1.80 | 2.05 | 2.60 | 2.85 | 3.30 | 3.00 |
| 4# | j12点前10m | 1.55 | 1.35 | 1.60 | 1.70 | 1.85 | 1.90 | 2.15 | 2.25 | 2.00 | 2.05 | 2.20 |
| 5# | j12点前20m | 1.65 | 1.70 | 1.80 | 1.90 | 2.60 | 1.95 | 2.20 | 1.95 | 2.15 | 2.45 | 2.65 |
| 6# | FHf13点 | 1.70 | 2.00 | 1.90 | 1.75 | 2.15 | 2.05 | 2.65 | 2.25 | 2.05 | 2.40 | 2.05 |
| 7# | FHf13点前10m | 1.85 | 2.30 | 2.55 | 2.85 | 2.20 | 2.65 | 2.90 | 3.20 | 2.45 | 2.00 | 2.15 |
| 8# | FHf13点前20m | 1.55 | 1.90 | 2.15 | 1.95 | 2.00 | 2.30 | 2.15 | 2.75 | 2.25 | 2.45 | 2.00 |
| 9# | FMf13点前 | 1.80 | 1.45 | 1.90 | 2.05 | 2.20 | 1.55 | 2.50 | 2.20 | 2.85 | 2.60 | 2.35 |
| 10# | FMf13点前10m | 2.45 | 2.40 | 2.85 | 2.00 | 2.90 | 2.15 | 2.80 | 2.05 | 2.00 | 3.10 | 1.85 |

表27-2 钻屑临界指标

|  |  |  |
| --- | --- | --- |
| 钻孔深度/m | 2~6m | 7~12m |
| 正常平均煤粉量kg/m | 2.093 | 2.554 |
| 临界值kg/m | 3.13 | 5.10 |

**（3）异常区域钻屑法施工方案**

针对1303工作面回采过程中可能出现的应力监测、地音监测超预警值、微震事件增多、巷道底鼓严重、变形量较大、煤炮增多等异常区域，则需要在危险区域前后各10m范围内采取一定的治理措施，采取措施后利用钻屑量监测其危险状态，钻孔间距5~10m，具体布置见图14和图15所示。

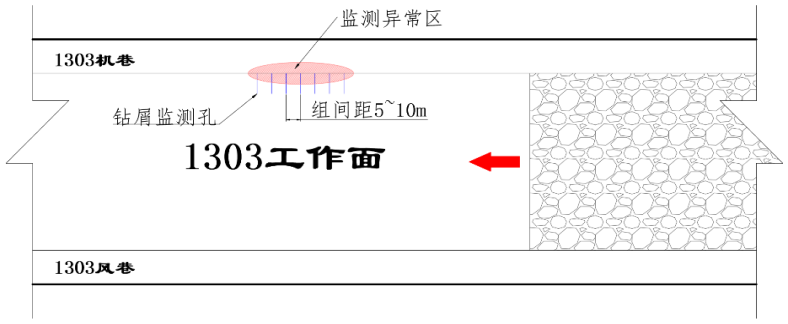


图14 钻屑法施工位置示意图

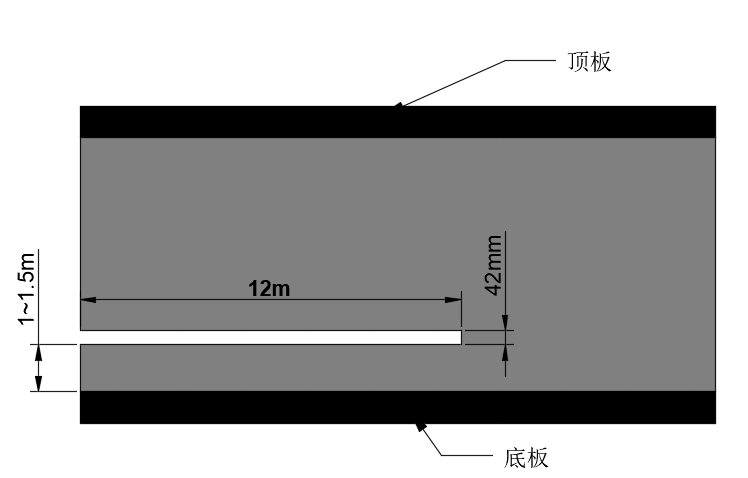
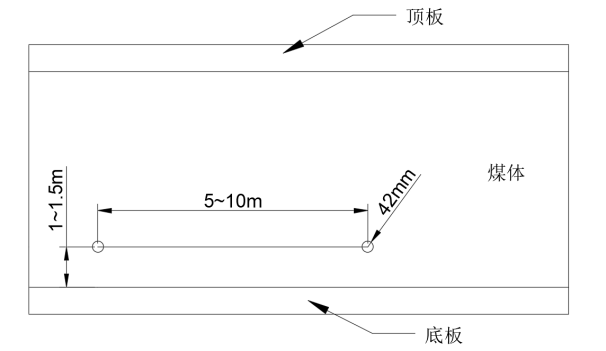


图15 钻孔布置示意图

**4、矿压监测法**

矿压监测作为一种常规的煤岩应力与围岩变形监测方法，主要监测指标是巷道围岩活动情况及回采工作面支架工作阻力情况，可为采取矿压控制措施、指导工作面安全生产提供重要依据。

监测内容的选择必须充分考虑到：1.巷道围岩的运动状况，从监测数据直接判断围岩是否稳定；2.便于观测，易于现场测取。

经研究分析，与巷道两帮围岩稳定有关的监控指标主要有：巷道两帮位移、围岩深部位移、锚杆受力；与巷道顶板稳定有关的监控内容有：顶板下沉量，锚固区内、外的离层值、围岩深部位移、锚杆受力及其分布状况。

**（1）巷道表面位移**

在巷道内布置表面位移测站，由工作面向外 200m 范围内每隔 50m 设置一个观测站。由工作面200m 向外每隔100m设置一个观测站。正常条件下 7 天观测一次；在断层或破碎构造带附近及矿压显现较为明显的地段，每 2-3 天观测一次。可根据现场实际情况调整间距。

①施工步骤

1. 在A、B、C、D四处测点安设短锚杆（可利用现有锚杆做测点），安装

方法同普通锚杆；

b.在A、B点固定专业测绳，C、D点固定专业钢卷尺，测量AB、OA值；

c.在C、D点固定专业测绳，A、B点固定专业钢卷尺，测量CD、OC值。

②精度要求：测量数据的精度为0.1cm。

③观测频率：测站布置后，前2周每天测量1次，之后每1周测量1次。

④注意事项

a.顶板和两帮的表面位移观测点处围岩完整；

b.顶底板观测点连线与两帮观测点连线相互垂直；

c.测点需醒目标示，注意保护，同时悬挂牌板并按照规定填写。

**（2）巷道顶板离层观测**

巷道顶板离层的监测采用顶板离层指示仪监测，沿用掘进期间已安装的顶板离层监测，如现场发生变化再根据实际情况安装。观测间隔和预警临界值按照掘进期间方案执行，由采煤施工单位负责观测及记录，出现异常及时上报相关单位。

## （三）冲击地压危险预警指标

1303工作面回采必须建立实时预警、紧急处置机制，防冲机构负责冲击危险性监测、预警、处置工作。发现冲击危险性预警指标超限或判定有冲击危险时，应立即通知受威胁区域的人员停止作业、撤出人员、切断电源，并报告调度室。所有监测指数均需低于标定值方可正常作业。根据对1304、1305工作面回采期间的监测数据采用微震数据分析为主、其它监测系统数据分析为辅的综合分析，对冲击地压显现危险进行定量评估，评估过程以各参数所定最高等级为准，依次划分为无、弱、中等、强四级冲击危险预警标准，详见表28所示。

表28 定量评价冲击地压危险指标（综合指标）

|  |  |
| --- | --- |
| 危险等级 | 回采工作面（工作面前后外扩200m，两巷外扩150m） |
| 无冲击危险 | 1、Emax<2×104J或∑E<1.5×105J/每3.2m推进度  2、总频次<150  3、没有动压现象 |
| 弱冲击危险 | 1、2×104J≤Emax<6×104J或1.5×105J≤∑E<3×105J/每3.2m推进度  2、150≤总频次<260  3、应力在线监测系统黄色预警  4、没有动压显现 |
| 中等冲击危险 | 1、6×104J≤Emax<1×105J或3×105J≤∑E<5×105J/每3.2m推进度  2、260≤总频次<350  3、发生未破坏巷道围岩稳定性但现场震感强烈的矿震  4、地音监测双通道达到C级（每小时能量达到2.0E+05J及以上），应力在线监测系统红色预警 |
| 强冲击危险 | 1、Emax≥1×105J或∑E≥5×105J/每3.2m推进度  2、总频次≥350  3、出现破坏性动压显现  4、地音监测双通道达到D级（每小时能量达到3.0E+05J及以上），应力监测系统相邻3组内2个监测点以上黄色预警或1个监测点以上红色预警 |
| 备注：弱冲击危险须满足两项条件，中等及强冲击危险满足一项条件。  出现弱冲击危险或者出现中等冲击危险前三项其中一项指标时需加强监测；符合中等冲击危险第四项或两项及以上指标、强冲击危险时需采取措施，如加强综合监测分析、降低回采强度或采取卸压解危措施、停产撤人等。 | |

说明：当前参考临界值仅适用于某一时段特定的工作面或开采工艺、地质条件等相近的煤层，不能一概而论，随着开采时间和空间的不断推移，需要结合后期数据不断修正。同时建议参考临界值同时注意趋势分析法，并结合其他防冲技术手段综合分析和优化，进一步提高冲击危险性预测的准确度。

**三、1303工作面冲击地压局部防治措施**

1303工作面冲击危险防治解危措施主要为煤体大直径钻孔卸压、煤体爆破、顶板爆破预裂。

## （一）常规卸压方案

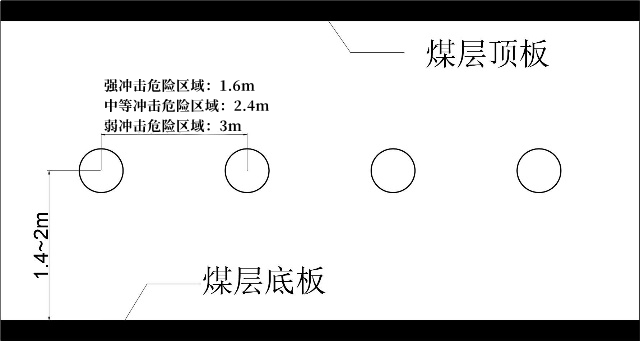
**1、煤体大直径钻孔卸压**

煤体大直径钻孔卸压是指在煤体内应力集中区域或潜在的应力集中区域，实施直径153mm的钻孔，通过排出钻孔内的大量煤粉，使钻孔周围煤体破坏区扩大，从而使钻孔周围一定应力区域煤岩体的应力集中程度下降，并使高应力转移到煤岩体的深处，实现对局部煤体进行卸压的目的。

（1）帮部大直径卸压钻孔：

钻孔孔径Φ153mm，开孔距底板0.5～1.5m，钻孔间距：强冲击危险区域1.6m，中等冲击危险区域2.4m，弱冲击危险区域3m。仰角0～±5°垂直巷帮单排施工，钻孔示意如图16、17所示。施工过程中钻孔角度可根据煤层倾角变化做适当调整，确保卸压钻孔始终在煤层内钻进，帮部大直径卸压孔超前工作面不小于200m。

风巷、机巷帮部卸压钻孔施工参数：煤柱帮孔深25m，回采帮孔深25m。



**图16 钻孔示意图**



**图17 风巷、机巷两帮卸压钻孔侧视图**

帮部大直径卸压钻孔超前工作面不小于200m，保持在采动影响范围之外。施工过程中，钻孔要避开掘进期间施工的大直径卸压钻孔和瓦斯抽放钻孔，以保证巷道两帮的卸压均匀程度，提高卸压效果。卸压钻孔间距可根据现场矿压显现情况略做调整。

帮部大直径卸压钻工施工时，如遇到硐室、水仓、超前支护范围内等钻机无法施工的位置，可以改用煤体爆破进行卸压，爆破孔孔径45mm，钻孔深度12m，孔间距5～20m，单孔装药量不超过5kg，具体施工参数可根据现场实际情况确定，以防冲办业务联系单为准，编制安全技术措施。

（2）底板卸压钻孔

根据掘进期间地质剖面资料，对于机、风巷底煤区域施工底板卸压钻孔。底板卸压孔排距与所在巷道帮部卸压孔间距一致，每排施工2个底板卸压钻孔。卸压孔靠近巷道两帮底角施工，有皮带机或链板机等设备时，靠皮带人行道侧与巷帮布置，孔深为穿过煤层进入底板1m止。底板大直径卸压钻孔超前工作面不小于200m。

底板大直径卸压孔如因现场条件不具备无法施工时，可改用底板爆破进行卸压。爆破孔孔径45mm，钻孔深度进入煤层底板，单排巷中布置，孔间距5～20m，单孔装药量不超过孔深的1/2且不超过5Kg，装药量可根据现场实际孔深调整。底板爆破卸压超前工作面不小于200m。

**2、顶板预裂爆破**

1303工作面的顶板预裂方案采用平行工作面顶板预裂爆破和风巷走向方向切顶预裂爆破相结合的方案。顶板预裂爆破根据顶板岩性情况而定，若个别区域煤层顶板50m范围内泥岩较厚或岩性破碎可不进行施工。

**（1）平行工作面顶板预裂爆破**

平行工作面爆破孔布置旨在破坏上覆中高位厚硬顶板岩层的完整结构形态，通过预裂爆破方式，增加高位厚硬顶板岩层内部裂隙，破坏其完整性，并降低岩体强度，进而缩短中高位厚硬顶板断裂步距，减弱其垮落时动载荷和能量释放强度，避免对高应力区煤体和围岩的冲击诱发。

顶板弯曲弹性能与岩层悬伸长度的五次方成正比，厚度越大的坚硬岩层顶板不易冒落，形成悬顶长度越大，当顶板悬顶长度达到极限，聚集的能量突然释放，强大动载作用在处在高应力状态的煤体上极易发生冲击地压。现计划对该岩层采取预裂爆破措施，人为制造裂隙，减弱1303工作面矿压显现程度。顶板预裂爆破暂定爆破高度为57.5～67m，具体依据煤层顶板岩性而定。

超前深孔爆破长度与工作面长度和煤层倾角有关。一般工作面长度小于120m时，采用单向钻孔，孔底距机巷的水平距离一般不小于20m。当工作面长度大于120m时，采用两巷双向钻孔，两巷钻孔孔底的水平距离应大于10m，钻孔示意图见图18、图19所示。1303工作面机、风巷两巷每组布置3个平行工作面炮孔，孔径94mm，组内钻孔间距不大于2m。炸药采用φ63×1000mm塑料被筒型煤矿许用水胶炸药，超前工作面不小于200m，具体装药量和封孔长度如表29所示。

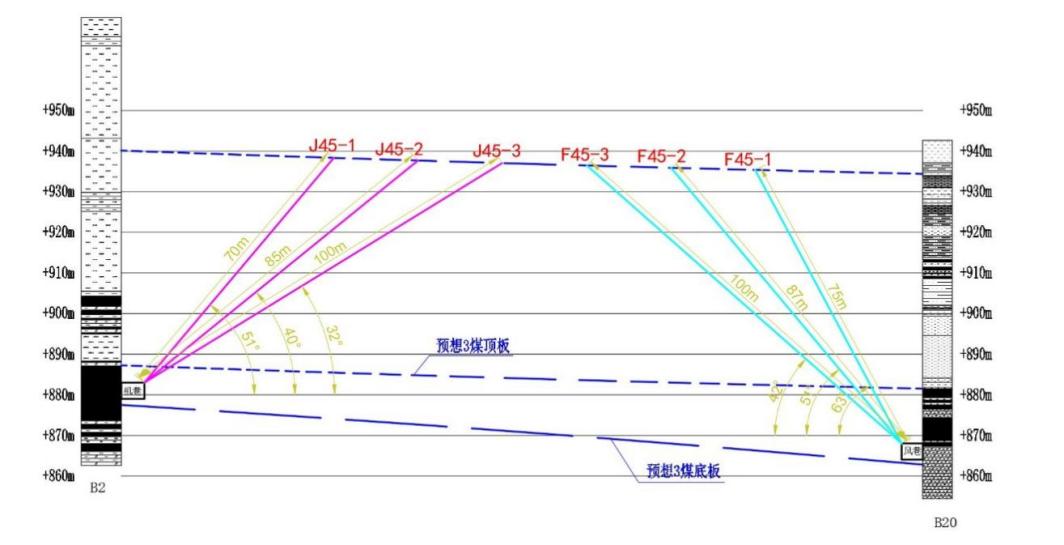


图18 1303工作面机、风巷顶板预裂爆破钻孔综合剖面图

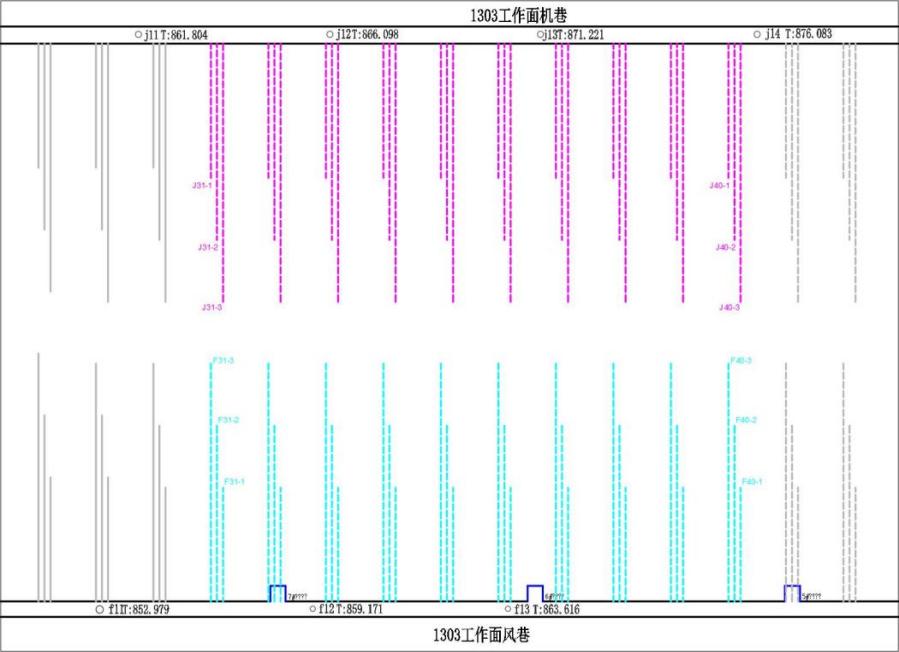
****

图19 1303工作面顶板预裂爆破钻孔施工平面图

**表29 1303工作面机巷、风巷双向爆破钻孔参数表**

|  |  |  |  |  |  |  |  |
| --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- |
| 巷道 | 孔号 | 孔径(mm) | 方位/° | 仰角/° | 孔深/m | 封孔长度/m | 装药长度/m |
| 机巷 | 1# | 94 | 162 | 54 | 75 | 30 | 45 |
| 2# | 162 | 43 | 90 | 45 | 45 |
| 3# | 162 | 35 | 100 | 45 | 55 |
| 风巷 | 1# | 342 | 63 | 75 | 30 | 45 |
| 2# | 342 | 51 | 87 | 42 | 45 |
| 3# | 342 | 42 | 100 | 45 | 55 |

施工时，根据现场顶板实际情况，需对顶板预裂孔参数做以优化，保证顶板预裂爆破效果，若施工地点岩性较破碎，经施工2个及以上补孔仍无法成孔可不再继续施工。

合理的深孔预裂爆破循环步距应小于采场支架可承受的中高位关键层的周期来压步距，以便使中高位坚硬顶板按循环步距有计划地断裂。预裂爆破循环步距与顶板的岩性、厚度、裂隙发育等情况有关。根据该工作面的岩石力学性质、砂岩厚度、顶板来压规律、微震监测分析数据等综合确定。根据1303工作面的具体情况，初步确定预裂爆破循环步距为12～17米。从距工作面切眼约50m向外开始施工，后期可根据工作面周期来压步距进行优化。

**（2）侧向切顶预裂爆破**

走向切顶爆破孔布置方式旨在破坏1303工作面上方“T”型覆岩空间结构，切断与大煤柱上方高位厚硬顶板的联系，减弱其对煤柱侧应力集中效应。因1303机巷外侧无设计工作面，外侧最近的DF7断层距机巷距离大于90m，对工作面回采无影响，走向切顶预裂爆破工程仅在风巷进行施工。

钻机沿风巷走向单排布置，距煤柱帮0.5m顶板开孔，孔径94mm，钻孔间距10m，孔深70m，仰角60°施工，单孔装药35m，注浆封孔35m，钻孔方位N102°，超前工作面不小于200m，具体参数及施工位置如图20所示，爆破孔参数见表30。

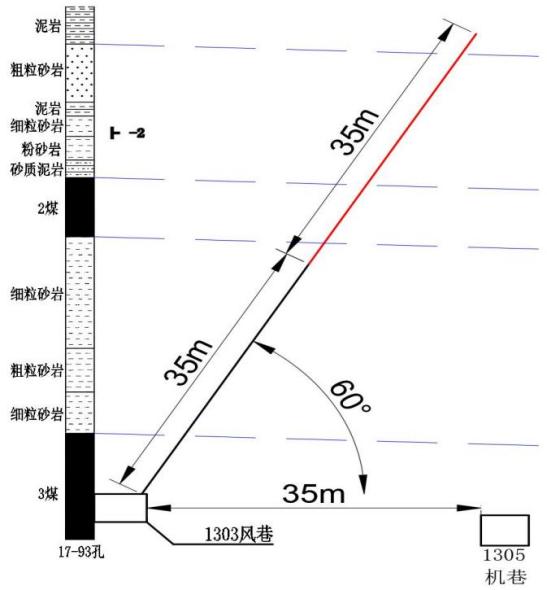


图20 1303风巷走向切顶钻孔示意图

表30 1303 工作面风巷走向切顶钻孔爆破孔参数表

|  |  |  |  |  |  |  |
| --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- |
| 钻孔位置 | 孔径/mm | 方位/° | 仰角/° | 孔深/m | 封孔长度/m | 装药长度/m |
| 风巷 | 94 | N102 | 60 | 70 | 35 | 35 |

施工过程中，根据现场顶板岩性情况，可对顶板预裂孔参数进行优化，保证顶板预裂爆破效果。若爆破段巷道高度较高，施工及装药存在较大安全隐患、泥岩较多或孔内出水无法装药，可跳过或取消此段爆破钻孔施工。

**（二）卸压解危方案**

回采期间每天对监测数据进行分析，经微震、地音、应力在线等监测方法综合判定为具有冲击危险的区域，应立即向矿调度室和防冲办汇报，及时对危险区域进行解危处理，且解危卸压施工时应当撤出该区域内与解危卸压施工无关的人员，停止运转与解危卸压施工无关的设备；解危后经效果检验，仍然存在冲击危险的区域，必须继续进行解危处理，直至冲击危险消除为止。

卸压解危的手段主要包括采用大直径钻孔卸压、煤体爆破卸压等手段进行卸压解危处理，优先采用钻孔卸压，在钻孔卸压不能起到解危效果时，采用爆破卸压，并编制专项措施。

**1、大直径钻孔解危卸压**

如果监测到危险后，应对危险区域进行冲击地压解危处理。采用大直径钻孔进行卸压，钻孔参数：孔径不得大于125mm，孔深不小于25m，在预卸压孔中间进行加密卸压，卸压范围为异常区域前后15m位置，垂直巷道走向、平行于煤层层面进行施工。卸压孔打完后，必须进行解危效果检验，检验手段可以采用钻屑法、微震法、地音、应力在线法等。经效果检验确认冲击危险消除后，下发预警解除通知单后方可恢复生产。如在解危过程中矿压显现明显，则撤至危险区域300m范围以外安全地带待矿压稳定后再继续解危卸压。

由外向里施工，在距危险区域一侧15m位置，按照设计解危卸压钻孔间距逐渐向危险区域施工，直至冲击危险区域另一侧15m位置。若应力集中程度较高，大直径钻孔施工速度慢或解危效果不明显时，应当实施煤层爆破解危卸压措施。

**2、煤体爆破解危卸压**

（1）煤体爆破原理

煤体爆破卸压可以在煤岩体中形成卸压带，使支承压力峰值向煤岩体深部转移，并释放一部分积聚的弹性能，从而达到在巷道或工作面附近卸压，消除冲击地压危险的作用。

（2）煤体爆破实施方法

①爆破孔布置参数

分别在两帮监测危险区域前后各20m进行爆破卸压，爆破孔深12m，孔径45mm，孔间距2-5m，单孔装药量不超过5kg（可根据实际爆破效果动态调整），炸药使用普通矿用乳化炸药，封孔长度不小于7m。正向装药，每孔2支雷管，利用黄泥和水泥药卷封孔，一次最多允许同时起爆3个孔。煤体爆破钻孔布置图如图21所示，具体参数如表31所示。

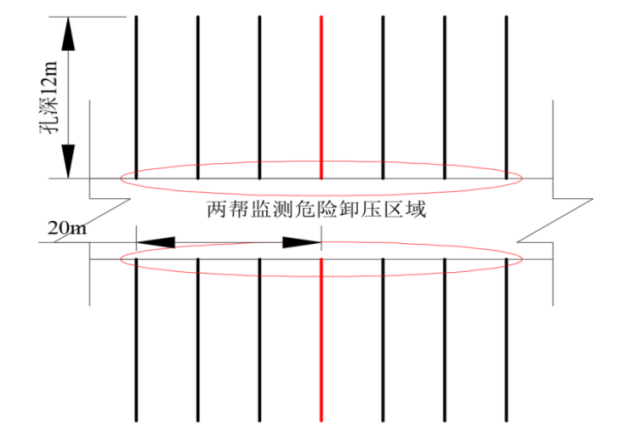


图21 钻屑异常区域卸压爆破钻孔布置图

表31 巷道两帮煤体爆破卸压参数

|  |  |  |  |  |  |
| --- | --- | --- | --- | --- | --- |
| 施工位置 | 长度/m | 角度/° | 孔径/mm | 装药量 | 封孔长度 |
| 煤体爆破孔 | 12 | 顺煤层布置 | 45 | 不超过5kg | ≥7m |

②具体要求

a、实施爆破时必须编制安全技术措施，贯彻后严格执行。

b、爆破施工的安全技术措施必须对孔深、孔径、孔距、药包制作方式及每孔装药量、联炮方式进行详细说明。

**四、防治解危措施的效果检验**

《防治煤矿冲击地压细则》第七十五条，冲击地压危险工作面实施解危措施后，必须进行效果检验，确认检验结果小于临界值后，方可进行采掘作业。

防冲效果检验可采用钻屑法、应力监测法或微震监测法等，防冲效果检验的指标参考监测预警的指标执行。

由于冲击地压的复杂性以及冲击危险区域的相对隐蔽性，冲击地压危险区域实施卸压措施后，冲击危险区域可能未完全消除，或由于应力转移使得邻近区域冲击危险性升高，因此必须及时对卸压效果进行检验。防冲措施的效果检验方法和指标可参照冲击地压危险的监测预警方法和指标。效果检验的方法主要有微震、地音、应力、钻屑监测等。1303工作面回采期间可采用微震、地音监测、应力在线法等进行检验，至少选取两种手段进行效果检验。采用钻屑法进行效果检验时需按要求进行临界值标定。如果所采取检验方法均判定无冲击危险，则卸压区域的冲击危险性得到消除；当其中一种检验方法仍具有冲击地压危险时，需继续采取卸压措施，直到经检验冲击地压危险解除为止。

# 五、工作面推进度

根据1303工作面地质条件、生产技术条件以及实际生产条件，1303工作面回采期间强冲击危险区域日推进速度不超过4m/d，中等冲击危险区域回采推进速度不超过5.6m/d，弱冲击危险区域回采推进速度不超过6.4m/d，工作面回采期间尽可能的保持匀速推进。工作面在来压期间、地面长观孔水位急剧下降、瓦斯涌出异常、有自燃发火倾向等灾变特征明显时，为防止支架被压，可以采取快速推进模式，控制放煤量，最大推进速度不超过6.4m/d。

**六、冲击地压安全防护措施**

# （一） 防冲管理制度

1、设置冲击地压专门防治机构，成立专职防冲队伍，并按规定配备如下人员：（一）专职负责冲击地压防治工作的副总工程师。防冲副总工程师必须是中级及以上职称，且具有3年以上防冲技术或管理工作经验。（二）冲击地压矿井防治机构配备专职人员不少于8人，严重冲击地压矿井防治机构配备专职人员不少于10人，其中中级及以上职称不少于30％，高级职称不少于1人。（三）专职专业的施工队伍。解危卸压施工、钻屑法检测等工作应当由专职专业施工队伍负责，微震、地音及应力监测装备安装及日常维护应当由专职或专业的维护人员开展，人员数量根据矿井卸压工程量及监测装备现状确定。

2、发生冲击地压后，必须在1小时内上报监管监察机构。在确保安全前提下，针对冲击现场进行录像、拍照，详细记录冲击前周边作业情况、冲击的时间、破坏区域及特征等，绘制冲击显现素描图，结合监测数据分析原因并存档。

3、总工程师负责防治冲击地压技术方案制订，生产副矿长负责防冲技术措施落实，安全副矿长负责防冲措施竣工验收。防冲副总工程师协助负责防治冲击地压技术管理和防冲技术措施落实，防冲机构负责煤矿冲击地压防治日常管理工作。

4、安全管理机构必须配备足够的防冲措施专职验收人员，验收人员必须客观的开展验收、签字工作，并对措施竣工落实的真实性负有直接责任，同时应制定保护验收员的措施。

5、冲击地压危险区域的作业人员必须掌握作业地点发生冲击地压灾害的避灾路线以及被困时的自救常识。井下有危险情况时，防冲机构、防冲措施验收员、调度员、安检员、井下带班人员、班组长等相关人员在矿井出现冲击地压紧急情况时，具有预警停产、紧急撤人的权力。

6、加强冲击地压防治安全教育，对从业人员定期进行全员培训，教育培训情况应当记录备查。

7、冲击地压专职值班人员、监测检测人员、防冲措施验收人员、解危措施施工专职或者专业人员，应当按照特种作业人员管理，其冲击地压防治安全知识和技能培训时间每年不得少于24学时，其他作业人员每年不得少于12学时。

8、编制冲击地压事故应急预案和现场处置方案，并组织相关作业人员每年

度至少开展一次应急演练。发生冲击地压后，必须迅速启动应急救援预案，防止发生次生灾害。恢复生产前，必须查清事故原因，制定恢复生产方案，通过专家论证，落实综合防冲措施，消除冲击地压危险后，方可恢复生产。

**（二） 限员管理**

为确保冲击危险区限员管理措施落实到位，按照《煤安监技装﹝2019﹞21号》文件要求，冲击地压煤层的回采工作面严格执行冲击危险区域限员管理制度：

1、回采工作面机巷超前工作面 120m、风巷超前200m 处设置管理站和电话（电话随管理站移动），悬挂防冲警示牌，放置人员登记台账，设专人对人员出入登记管理；在作业规程中明确规定人员进入的时间、区域和人数；工作面智能限员管理系统安装后可不安排人员进行出入管理和登记。

2、限员管理区生产班进入人员班不得超过16人、检修班不得超过40人。作业人员应分散作业，尽可能减少集中作业人数，严禁在限员管理区进行交接班。

3、强冲击危险回采工作面限员管理站超前工作面距离必须大于矿井历史冲击显现波及到的最远距离且不得小于300m。

# （三）安全防护

1、进入冲击危险区域所有人员必须穿好防冲服，否则禁止入内。

2、作业人员必须熟悉冲击地压发生的征兆、应急措施及避灾路线。

3、中等及强冲击危险工作面生产班，临空巷道超前300m必须实行封闭管理，现场挂牌、设警戒，防止人员进入。

4、评价为强冲击地压危险的区域不得存放备用材料和设备；巷道内杂物应当清理干净，保持行走路线畅通；对冲击地压危险区域内的在用设备、管线、物品等应当采取固定措施，管路应当吊挂在巷道腰线以下，高于1.2米的必须采取固定措施；电缆吊挂要有垂度。捆扎固定使用不小于6mm钢丝绳（或不小于6mm直径钢筋做成的链条）牢固固定在帮部底板锚杆上，物料码放高度不得超过0.8m。

5、作业前要检查作业地点的支护状况和安全防护设施，确保安全后方可施工作业。

6、有冲击地压危险的工作面必须设置压风自救系统。应当在距工作面25至40米的巷道内、爆破地点、撤离人员与警戒人员所在位置、回风巷有人作业处等地点,至少设置１组压风自救装置。压风自救系统管路可以采用耐压胶管，每10至15米预留0.5至1.0米的延展长度。

7、维护、保护好工作面两顺槽冲击地压避灾路线牌版，及压风自救、供水施救装置。

8、停采3天及以上的冲击地压危险回采工作面恢复生产前，防冲专业人员应当根据钻屑法、应力监测法或微震监测法等检测监测情况对工作面冲击地压危险程度进行评价，并采取相应的安全措施。

9、每班安检员或跟班队长必须对两端头面后悬顶情况进行观测，悬顶面积大于10m²时，及时采取强制放顶措施，避免大面积顶板夸落诱发冲击地压事故。

10、冲击地压危险区域巷道扩修时，由施工单位制定专门的防冲措施，经审批后贯彻后实施。

11、严格限制多工序平行作业，严禁多点作业，严禁间距小于150m维修；采动影响区域内严禁巷道扩修与回采平行作业。

12、回采工作面防冲预卸压措施必须在超前两巷200m范围外进行，在冲击地压危险区进行解危卸压施工的，应当撤出该区域内与解危卸压施工无关的人员，停止运转与解危卸压施工无关的设备。

13、采用煤层爆破卸压防治冲击地压时，依据冲击危险性评价结果、煤岩物理力学性质、开采布置等具体条件确定合理的爆破参数，包括孔深、孔径、孔距、装药量、封孔长度、起爆间隔时间、起爆方法、一次爆破的孔数。必须编制专项安全措施，起爆点及警戒点到爆破地点的直线距离不得小于300米，躲炮时间不得小于30分钟。

14、严重（强）冲击地压危险区域防底鼓措施

（1）严重（强）冲击地压危险区域严禁长流水；

（2）严重（强）冲击地压危险区域底煤厚度超过0.5m时施工底板大直径卸压钻孔或煤体爆破孔，钻孔参数按照业务联系单执行。

15、物料固定管理

（1）工作面两巷布置的冲击地压监测设备、线路等进行保护，不得随意破坏。

（2）评价为强冲击地压危险的区域不得存放备用材料和设备；有冲击地压危险的工作面，供电、供液等设备应当放置在采动应力集中影响区外，且距离工作面不小于500米；不能满足上述条件时，应当放置在无冲击地压危险区域。

（3）瓦斯抽放管路、供风、供水管路、排水管路等应当吊挂在巷道腰线以下，高于1.2m 的必须采取固定措施；对使用的或备用的设备、开关等进行生根固定；两巷的液压单体、轨道、轨枕、方木等易受震移位、威胁人员安全的材料，必须在巷帮分类码放整齐，码放高度不得超过0.8m，并牢固固定在巷帮。所有固定用直径不小于6mm钢丝绳或采用专用链条固定。电缆吊挂要有垂度。

（4）锚杆、锚索防崩措施。工作面超前300m支护范围内锚杆、锚索采用 12#双股（或10#单股）铁丝缠绕进行防崩处理。

**七、预防操劳过度措施**

1、严格按照正规循环作业，严禁超循环，超负荷作业。

2、严格执行“三八”工作制，严禁超时作业。

3、班中可适当组织员工进行集中休息，确保员工精力充沛。

4、班队长应随时观察员工精神状态，如果员工体力不佳，应及时让其休息，严禁疲劳作业。

5、班队长合理安排工作，确保员工有充分的休息时间，严禁超负荷、超能力组织生产。

6、严禁硬压任务，应根据作业环境、生产条件合理安排工作。

**第八节 其它安全技术措施**

**一、皮带机转运物料安全技术措施**

1、转运物料必须指定一名班队长现场统一指挥，协调工作，保证安全。

2、转运前，必须对整机进行检查，只有在托辊、皮带扣齐全完好，沿线急停装置、联络信号灵敏可靠，皮带机运转正常的情况下方可转运物料，皮带机跑偏或有撕裂宽度超过150mm时禁止转运。

3、转运前，要对皮带机进行试运转，正常后方可进行转运。转运期间皮带速度不得超过1.5m/s。

4、转运前将皮带上煤溜空，与皮带机相搭接的各部车要停电闭锁，并在皮带机的机头、机尾安排专人观察物料的运行情况；

5、装、卸物料（道木、废旧锚杆、管路、轨道）时，皮带机必须停电，否则不准装、卸。

6、在向皮带机上装载物料时，严禁乱扔乱放，必须遵守以下规定：

（1）物料不能存放在皮带接头处；

（2）要做到朝向机头的一端先放，另一端后放，物料要平行于皮带机的运行方向，放置稳固；

（3）各类物料不准码放成堆，每处所放物料并排宽度不得超过带宽的2/3，且每处物料在皮带上的间距不得少于3m；底部皮带码放时，码放高度距上部托辊大于200mm。

（4）码放物料要沿皮带中心线向两边均匀排放，不能使一侧偏重，以防造成跑偏；

（5）无法在皮带上放置稳固以及超宽超高的物料严禁转运，有锋利边角的物料必须进行妥善处理，否则严禁转运，防止割坏皮带。

（6）装卸物料时，皮带机必须装设有沿线闭锁且动作灵敏，装卸专业前后5m范围设置警戒，人员不得随意通过。

7、转运物料期间皮带机转运段内严禁进行与转运无关的其它任何作业，并安排人员设好警戒。皮带机设置有压带轮装置处安排人员设置警戒。严禁皮带机运行时装卸物料。

8、转运时皮带机司机应站在机头安全地点，眼不离机头，手不离按钮，集中精力开车，且按规定联络信号开、停车，发现异常情况及时停车处理。

9、在转运过程中，设专人滞后转运物料点10m处进行看护，发现异常及时停机闭锁，待问题处理后方可通知皮带司机重新开启皮带。

10、卸料点距皮带机机头不得小于80m，且必须位于皮带机平缓地段，安排专人站在距卸料点向外20m左右的信号处观察物料，当物料运到时，及时停机闭锁，卸料时人员抬放物料必须动作一致、抓稳抓牢，协调统一将物料轻放牢稳，不可乱扔乱抛。

11、转运结束后，必须安排专人沿运输路线查找是否有从皮带上掉下的物料以及皮带的完好情况，发现异常要及时处理。

**二、运输机转运物料安全技术措施**

1、转运时，必须指定一名班队长现场统一指挥，协调工作，只允许使用前部运输机转运物料，严禁使用后部运输机转运。

2、转运前，采煤机要停在合适位置，以不影响转运为原则，同时要断开隔离开关、打开离合器，并打开其磁力启动器的隔离开关。

3、转运前必须检查工作面沿线通讯闭锁装置，确保齐全完好，装卸时，运输机必须停车，并安排专人看护，否则不准装卸。

4、将需转运物料平稳牢固的放置在运输机上，要把其固定在运输机刮板或链条上，防止上窜下滑。

5、所装物料严禁超出运输机溜槽以外，且应和运输机链条方向保持平行，防止物料顶支架、采煤机等设备。

6、安排专人观察转运情况，观察人员应滞后物料5m以外，且在架档内行走，发现异常情况时应立即停车处理，处理时必须要有专人看护运输机，防止误操作伤人。

7、转运前安排专人警戒，转运影响范围内除观察人员外，严禁有其他人员，警戒人员应站在转运影响范围外的安全地点，防止被物料顶伤。

8、转运时，应先点动一下输送机，观察物料放置是否平稳牢固，确认安全后方可继续点动开车转运物料，严禁运输机连续运行转运物料。

9、物料必须和运输机机头、机尾及采煤机保持5m以上的安全距离。

10、严禁使用运输机转运爆破材料。

**三、液压单体抵转载机、运输机、调架等安全技术措施**

1、抵运输机、转载机等时，该部车及与其相搭接的所有车都必须停车闭锁，单体的柱头打在运输机或转载机侧面上，刚性接触面上要加垫木，确保牢固可靠。

2、液压单体必须在单体柱头、柱根处均拴紧拴牢防倒绳，方可供液。

3、供液时，施工人员不得少于2人，1人稳单体，1人供液，并观察升柱情况及作业地点附近环境安全状况，发现问题及时处理，确认无危险后，方可继续操作。单体点上劲后，所有人员撤至安全地点，供液人员应在距单体5m以外的安全地点进行远程供液，供液时必须平缓进行，且要避开单体滑脱的方向，严禁急松急供，防止单体打飞伤人。

4、放液时，人员应使用长柄工具站在安全地点操作，防止单体回弹伤人。

四、工作面放顶煤安全技术措施

1、正常情况下放煤范围、高度和放煤步距要严格按照作业规程要求认真执行。

2、放煤工应与煤机司机、支架工协调配合作业，割煤、放煤可平行作业，正常情况下，放顶煤应滞后煤机后滚筒8～10架，当滞后煤机后滚筒超过30架的顶煤没有放完时，必须停止割煤进行放顶煤；当煤机在机头（尾）返刀时，必须先停机将该处的顶煤放完，方可开机割三角煤。

3、采用下行推溜的时候，放煤工可从工作面上部开始多轮顺序放煤，采用上行推溜的时候，放煤工可从工作面下部开始多轮顺序放煤。

4、放煤时，工作人员必须在本架架档内操作电液控放煤按钮；放煤时，人员不得从支架间往里探身。

5、放煤时，放煤工要注意观察尾梁和插板的位置，防止尾梁插板插入后部运输机损坏设备。

6、放煤工应加强责任心，放煤时，两眼应紧盯放煤口，注意观察后部运输机的煤流情况，放煤工必须根据后部运输机煤量控制放煤速度及煤量，后部运输机连续堆煤长度不超过10架支架，否则必须停止放煤，防止压死后部运输机；放顶煤时，必须同时进行后部运输机的喷雾降尘工作。

7、顶煤放不下来时，可反复伸缩插板或上下摆动尾梁将大块煤挤碎，将煤放下；或采取小幅度动作支架立柱，小范围内反复升降，以破碎顶煤，然后按照正常的放煤顺序进行放煤。

8、放煤过程中遇见大块煤，利用支架尾梁将大块煤击碎或利用插板将大块煤捣碎；当放煤口出现矸石时，应立即关闭放煤口，结束本架放煤，并及时对

液压支架进行补液。

9、不放煤时，支架尾梁要升起，插板及时插到位，插板末端距后部车垂距控制在200～300mm，减少矸石滚入后部车，同时防止插板插入后部车内损坏设备。

10、严禁漏架不放，不得随意丢失顶煤，以加强顶煤的回收率，提高回采率。

11、放煤时，必须逐架进行，严禁相邻2架及以上同时放煤。

12、大块煤或矸石卡死后部运输机时，不得强行开启，不得将后部运输机打倒车，防止造成更大的机电事故，必须采取适当的措施进行处理。

13、工作面上下端头特别是转载机尾顶板条件不好时，放煤应从第10架以后开始按顺序放煤，以免发生漏顶压死后部运输机或转载机。

14、工作面距设计收作线50m范围内，停止放煤。

15、工作面顶板破碎时，可视情况少放煤或不放煤。

16、为防止工作面见方来压时出现顶板压力过大、片帮掉顶、出水压架、溃砂等情况，在工作面临近见方来压时，少放煤或停止放煤，实现工作面快速推进，确保每天推进度不少于4.8m，直到工作面推出见方来压影响范围以外。

17、出现下列情形之一时，禁止放煤：

（1）工作面片帮冒顶严重的地段；

（2）支架超高、接顶不实的地段；

（3）后部运输机瓦斯浓度超过1.5%时；

（4）工作面有突水征兆时；

（5）工作面CO浓度超标，有自然发火征兆时；

（6）工作面见方来压或周期来压显现剧烈时，禁止放煤。

（7）在放煤过程中发现淋水增大、泥沙涌出、瓦斯增大、温度增高等异常情况时，应立即停止放煤。

五、退锚剪网安全技术措施

（一）机风巷回采侧巷帮退锚剪网

1、要提前将上下端头回采侧煤帮的支护网片剪开并取掉回收，提前剪开取掉的网片范围不超过当班推进度0.8m（沿工作面推进方向），高度从巷道顶板至底板。

2、采煤机割煤运行至上下端头10m范围内时要减速（不超过3m/min），采煤机司机必须在距滚筒5m以外的架档内使用遥控器远程操作，且要避开滚筒转动方向，集中注意力，密切观察，其他人员应在距煤机上下滚筒至少10m以外的安全地点；当采煤机割煤运行至距端头巷帮3m处时，应将采煤机停电闭锁，人工将松动的锚杆等拉出取掉；再次启动采煤机，采煤机在截割端头煤壁时如发现松动锚杆可以取掉的，应立即停电闭锁取出。人员进入运输机必须在无片帮危险危险并背严煤帮的情况下方可作业。

3、采煤机在端头割煤结束后牵引至无片帮掉顶的安全地点停机闭锁，对采煤机、运输机停电闭锁，人工取掉缠绕在采煤机滚筒上的锚杆、网片等杂物。

（二）机风巷非回采侧巷帮退锚

在距放顶线3m以内时方可进行退锚，且退锚长度（沿巷道走向）不超过当班推进度。

（三）上下隅角顶板剪网

在距放顶线3m以内时方可进行剪网，且剪网长度（沿巷道走向）不超过当班推进度。

（四）安全技术措施

1、施工前，安全负责人必须对施工区域的顶帮支护等情况进行全面检查，发现安全隐患必须及时处理，隐患未排除不得进行其它作业，时刻保持退路畅通。

2、施工期间，必须严格执行经常性的敲帮问顶制度，找净活矸危岩。

3、施工前，必须保证端头支护及超前支护正规有劲、支护良好，支架初撑力达标。

4、施工期间至少2人一组，严禁单人操作，必须有专人观察顶帮，发现异常时，立即通知所有人员撤至安全地点，妥善处理后方可继续施工。

5、退锚（剪网）时，由已退锚（剪网）地点开始，向未退锚（剪网）地点进行，退锚（剪网）施工人员必须站在支护良好地点进行操作，确保自己始终位于安全位置，严禁空顶作业。

6、退锚（剪网）时，施工地点附近严禁其它人员逗留或进行其它作业，确需通过施工地点时，必须经过施工安全负责人同意，并确认安全后方可通过，通过时要迅速。

7、必须在顶板稳定时方可进行退锚（剪网），严禁在来压期间或采空区冒落期间进行施工。

8、在前部运输机头附近进行退锚（剪网）施工时，三机必须停电闭锁。

9、人员在端头处作业时，应提前打开超前支架及端头支架侧护板，护住巷帮。

10、人员在端头处作业时，严禁操作端头支架、过渡支架、超前支架，将施工地点附近3架进液截止阀关闭；确需操作支架时，所有人员必须撤至安全地点。

11、人员在端头处作业时，采煤机割煤距作业地点不得少于30m，否则必须停止割煤或撤出端头施工人员。

12、人员在老塘侧退锚（剪网）时，还必须遵守以下规定：

（1）只有在采空区顶板及顶煤稳定时方可施工，要时刻注意采空区情况，发现顶板或顶煤冒落时，人员要立即撤至安全地点，防止大块煤矸窜出伤人。

（2）老塘侧退锚（剪网）时，必须坚持由里向外逐步进行的原则，严禁任何人员进入已退锚（剪网）区域。

（3）在机巷内退锚（剪网）时，必须将后部运输机停电闭锁。

13、以下情形之一，可不进行退锚（剪网）：

（1）端头顶板破碎、压力较大时，可以不退锚（剪网），确保安全出口畅通；

（2）上下隅角采空区能够充分冒落；

（3）若锚索钢绞线被压散、弯曲，确实无法退锚时，可以不退锚；

（4）过巷道超高接顶段时；

（5）过地质构造带或构造影响区域，顶板异常破碎时。

14、回收的锚杆、托盘、金属网等要及时转运出去，严禁乱扔乱放，严禁进入出煤系统。

15、退锚机使用应遵守以下规定：

（1）确保油管及接头处无污物后，将油管与泵和退锚机连接牢固，随时检查油管及其连接处有无漏油迹象，确保软管无任何损伤、千斤顶的各部位无漏油现象后方可使用；

（2）高压胶管及零部件必须符合标准，其安全性能符合要求。

（3）将退锚机的中缸退回到最低位置，到底后油压显示增高时要立即停止供油并卸载。

（4）把钢绞线插入退锚机的顶孔内约20cm，使锥顶顶紧外置锚具。

（5）使中缸顶出，当中缸顶到接近最长位置时应停止供油并卸载，使中缸退回到最低位置；如没有达到预定的预紧力，将千斤顶推进的锥顶再次顶紧外置的锚具，继续加载使中缸顶出，直到达到预定载荷时，卸载并使中缸退出，取下千斤顶。

（6）退锚时，应使钢绞线与千斤顶处在同轴的位置。

（7）锥顶必须与中缸拧紧到底，松动时不得工作。

（8）避免退锚机在过高压力下工作，特别是在回程中中缸已退回，或升缸中中缸已升到位的情况下。

（9）操作人员必须站立稳固，退锚机由专人操作，与液压泵的操作人员密切配合。

（10）退锚时，千斤顶下方45°范围内严禁站人，防止千斤顶意外碰撞摔落伤人。

（11）拆除油管后，外置油嘴要立刻戴上防尘帽。

六、人员进入煤壁作业安全技术措施

1、要有班队长现场统一指挥，施工前，班队长必须对施工区域的顶板、煤帮、支护等情况进行全面检查，发现安全隐患必须及时处理，处理时确保安全，隐患未排除不得进行其它作业。

2、在煤壁附近作业人员必须严格执行经常性的敲帮问顶制度，找净活矸危岩，防止片帮掉顶伤人。

3、所有人员必须站在支护良好地点施工，严禁空顶作业。

4、每组作业人员不得少于2人，严禁单人操作，且有一人观察顶板与煤壁，要时刻注意顶帮附近支护状况，发现异常立即撤至安全地点。

5、人员进入煤壁作业应遵守下列规定：

（1）进入煤壁作业前，必须对刮板输送机停电、闭锁、挂牌；作业地点距采煤机15m以内时，必须对采煤机停电、闭锁、挂牌，并脱开截割离合器；作业地点距离转载机5m以内时，必须对转载机停电、闭锁。

（2）进入煤壁作业前，将作业地点及上下各5架范围内的液压支架伸缩梁伸出、护帮板打开进行控顶护帮；当伸缩梁、护帮板不能有效支护顶帮时，必须使用单体、半圆木、金属网等过顶背帮。

（3）进入煤壁作业前，将作业地点及上下各3架范围内的液压支架电液控控制器闭锁；并关闭作业地点及上下3架液压支架进液截止阀。

（4）进入煤壁作业前，用长柄工具找净顶帮危岩浮矸；留有伞檐地段严禁进入煤壁作业。

（5）作业地点附近支架架间有空隙且顶板破碎时，必须对架间空隙进行防护。

（6）进入煤壁刷帮、架棚等作业时，必须编制专项安全技术措施，各茬安全间距必须在规程措施中明确；架棚时原则上由高到低施工。

（7）工作面倾角≥15°时，原则上只允许单茬作业，确需多茬同时作业时，相邻两茬之间不小于10m，并设置牢固可靠的防护措施。

（8）进入煤壁作业时，必须确保退路畅通，并安专人监护，现场必须有班队长及以上管理人员指挥。

（9）未经作业人员同意，严禁操作或检修、解锁作业地点支架；停送乳化液泵必须经施工负责人同意。

七、工作面探煤层厚度安全技术措施

1、为保证资源充分回收，在回采期间采用打眼的方式探查工作面顶底煤厚度，准确掌握工作面煤层厚度。

2、工作面分别探查顶、底煤厚度，在煤层变化较大的地点，可根据现场情况，适当增加打眼数量，对于探测数据要进行详细、如实记录，及时反馈到生产班。

3、打眼位置要选择在顶板和煤壁完整的支护良好地点，施工期间要严格执行经常性的敲帮问顶制度，及时找净活矸危岩，防止片帮掉顶伤人。

4、打眼时至少2人一组，严禁单人操作，要有专人观察顶帮及支护情况，发现异常及时通知人员撤至安全地点。

5、打眼时严格按照本作业规程中“风动钻具使用安全技术措施”规定施工，人员进入煤壁作业时严格执行本作业规程中“人员进入煤壁作业安全技术措施”。

6、打眼时，钻具要放置稳固，防止滑动，人员站稳站牢。

八、工作面俯采安全技术措施

1、工作面俯时，支架严禁超高使用，采高控制在3.3-3.5m之间。

2、俯采时，工作面机头机尾段要紧跟机风巷顶底板，保证端头处安全出口畅通，工作面顶底板整体平缓过渡，保持工作面回采层位合理。

3、根据巷道坡度，控制好割煤卧底的幅度，严禁急提急刹回采。

4、俯采时，会影响采煤机装煤效果，必要时采煤机可返刀清理底煤或人工进入煤壁清理，移前部运输机前，保证底煤清理到位，严防飘车，确保移车步距为0.8m。

5、移架前，清理好支架底座前的浮煤，保证支架顶梁与顶板平行支设，其最大仰俯角不大于7°，液压支架不挤、不咬、不歪，确保支架处于良好状态，支护正规有劲。

6、移架时，要带压擦顶移架，防止支架下滑过多，移架到位后及时升足劲，确保前立柱初撑力不低于24MPa，后立柱初撑力不低于20MPa，支架初撑力符合要求，防止支架下滑。

7、移架时，控制好架间隙，在保证支架不被挤死的情况下，尽量缩小架间隙，防止采空区大块煤矸滚入工作面。

8、加强工作面工程质量管理，工作面做到“三直、两平、两畅通”。

9、加强设备检修，尤其是采煤机导向滑靴、支撑滑靴、销排的紧固和磨损情况，防止因俯采倾角过大造成损坏影响正常生产。

10、放煤工放顶煤要站在架箱内安全位置，时刻注意观察，防止大块煤矸滚出伤人；当俯采角度较大时，拉移支架后，及时将后部车拉移半硐，然后放煤，放完煤后，及时将后部车拉到位，减少矸石滚入后部车。

11、当后部运输机前方积煤较多时，需安排人员及时清理；清理过程中，后部运输机必须停电闭锁，施工地点前后5架范围内，严禁任何人员操作液压支架，并闭锁该段支架急停装置。

12、工作面俯采时，加强上下隅角管理，安设牢固可靠的挡矸装置，防止采空区大块煤矸滚落伤人。

13、加强两巷超前支架管理，保证初撑力达标，拉移转载机前要及时补液，防止带动支架下滑，拉移转载机时应缓慢进行，防止突然下滑。

14、若转载机出现下滑迹象时，可采取打地锚配合圆环链进行固定，也可使用圆环链将转载机与超前支架连接进行固定。

15、俯采角度大于16°地点，皮带机人行道侧安装防护网，防止块煤滚落伤人。

16、转载机司机站位要合理，要站在安全位置，防止转载机头卸载点块煤滚落弹出伤人，必要时可使用废旧皮子在转载机头前方进行遮挡。

17、人员两巷及工作面行走时，注意防倒防滑。

18、加强工作面上下隅角瓦斯监测，防止瓦斯积聚。

九、工作面过小断层安全技术措施

1、本措施只适用于断层落差较小且走向影响范围较小的的断层。

2、采取强推硬过的办法通过小断层。

3、过断层期间，每班开工前必须由班队长对断层影响范围内的顶帮、支护等情况进行全面检查，发现安全隐患必须及时处理，整改和加固时必须从安全地点开始由外向里、逐步进行，严禁由里向外或直接进入无安全保障的地方进行施工，隐患未排除不得进行其它作业。

4、要加强设备的检修和维护，保证设备正常使用，保证工作面连续、均衡推进，避免压力集中。

5、在保证煤机能正常通过的情况下，以少破矸石为原则，适当控制采高，确保煤质。

6、过断层期间，加强煤质管理，矸石严禁进入系统；破大块煤（或矸石）人员，应避开断层影响范围，站在支护完好地点作业，并确保运输机停止运行，随时注意观察顶帮情况，防止片帮掉顶或架间掉矸伤人。

7、工作面过断层时，应根据现场顶板情况，少放煤或不放煤。

8、煤机割煤时若揭露断层面时，应将断层面附近顶底板与相邻正常煤层顶底板保持基本一致，平缓过渡，不得出现台阶式落差；工作面机头、机尾过断层构造带时，应严格坚持工作面顶底板与机风巷保持一致的原则，逐架衬平，保证出口畅通。

9、采煤机割煤过断层带时只准超前一架收回滑移前梁，随着割煤进度逐架收回，防止片帮掉顶。

10、过断层时，若顶板破碎，要及时带压擦顶移架支护顶板，滑移前梁要抵紧煤壁，护帮板紧贴煤帮，防止片帮掉顶；人员严禁架前行走，防止架间掉矸伤人。

11、若工作面片帮且端面距超过300mm时，必须超前移架支护顶板，防止漏顶。架前塞入木料或者煤袋接实顶板，保证支架接顶严实。

12、加强工作面工程质量管理，保持架间距合理，及时调整支架支护状态，确保支架不挤、不咬、不倒，保证支护正规有劲。

13、保证排水系统畅通完好，过断层期间，加强工作面水文观测，注意观察构造带附近淋水、顶板冒落、煤壁片帮等情况，若发现淋水加大、水量异常等情况时，必须及时向调度指挥中心汇报，如情况危急，还必须立即发出警报，所有受威胁人员撤至安全地点。

14、加强工作面瓦斯、CO气体浓度监测，发现异常及时处理，并汇报矿调度指挥中心。

十、工作面过地质钻孔安全技术措施

1、工作面内及周边钻孔十一个：G6、B20、B2、ZK05-34、B22、Y1、Z5-95、Z17-93、B4钻孔、抽排孔水钻孔1303-CP1、1303-CP2、1303-CP3，两带观测孔1303-LD1、1303-LD2；其中G6、抽排孔水钻孔在工作面内，其余在周边，根据勘探资料，钻孔封孔质量合格,九个钻孔等级均为甲级。

2、掌握好工作面与钻孔之间距离，并提前通知班队长、采煤机司机、支架工、放煤工等井下作业人员。

3、过钻孔期间，加强对水泵、开关、管路等检修，保证工作面排水系统完好。

4、当工作面推进至距钻孔前后20m范围内时，班队长要加强工作面尤其是钻孔附近的出水情况观测，发现异常要及时通知矿调度指挥中心及生产技术部，如出现透水预兆等紧急情况时，必须立即停止作业，将受水灾威胁的所有人员撤至安全地点。

5、工作面推进到距钻孔前后10m范围内时，钻孔上下10架支架要减少放煤量或不放煤，减少顶板裂隙的产生。

6、过钻孔期间，钻孔附近割煤、移架、放煤时，要有班队长现场指挥。

7、过钻孔期间，工作面支架要接顶严实，支护有效，打好护帮板，保证支架初撑力，预防过钻孔期间受淋水影响造成顶板溃沙、矸石掉落等现象。

8、过钻孔期间，若工作面顶板破碎，移架时必须遵循少降快拉、带压擦顶的移架方式，防止掉顶。

9、过钻孔期间，瓦检员必须经常检查钻孔附近瓦斯浓度，当瓦斯浓度超过1﹪时，必须立即停止生产，采取措施，严禁瓦斯超限作业。

10、过钻孔期间，保持工作面正规循环，尽快推过钻孔影响区域。

**十一****、气动单轨吊使用安全技术措施**

（1）单轨吊车司机必须熟悉吊车性能，能熟练操作吊车，且持证上岗。

（2）打运前，由班队长现场检查并确认压风管头及连接安全可靠后方可使用。

（3）打运前，必须由班（队）长检查设备和前方路线，油雾器有适量气动马达专用润滑油。设备送压风后应首先测试葫芦各动作是否灵敏可靠、停车是否可靠，加载悬停1min，无异常方可卸载。确定设备完好、可靠运行，前方安全后方可打运。

（4）使用时严禁超负荷使用单轨吊。物料吊装要重心平稳，捆扎、吊挂要牢固，严禁超载，严禁偏装偏载。单轨吊一次运输最大重量不得超过12T。

（5）钩头要由专人摘挂，找好重心，并进行安全确认。起降试吊后，方可启动驱动装置，严禁沿底板生拉硬拖。起吊重物必须做到垂直起升，严禁斜拉重物。

（6）起吊时人员不得手扶干预重物，不得站在设备正下方，应选择合适的站位并远程平稳操作，以防重物提升过程中摆动伤人。起吊葫芦钩头向上提升时应留有一定行程，以防挤坏风动葫芦；起吊后多余的链条收放好，严禁拖地行走。

（7）打运过程中，一人操作吊车，操作人员与单轨吊之间应有不小于3m的安全距离且操作人员要站在单轨吊右上方。

（8）单轨吊车在巷道斜坡段载重运行时，操作人员在单轨吊车右上方方向操作，且对打运线路进行警戒，保证下方20m及上方20m范围内无其他人员；平巷运行时，单轨吊前方10m及后方10m要有人警戒。

（9）设备运行过程中，要集中注意力，注意机车周围情况，禁止有人员在机车下方行走。

（10）检修及停止使用时，必须切断风源。

（11）更换风头时，在卸去风管前，必须对单轨吊及风管进行卸压，待压力卸尽后方能卸去风管，严禁带压操作。

（12）吊挂锚杆及螺栓要定期检查、紧固。

（13）操作要连续，减少频繁启动次数，启动和停止时要准确平稳，接近轨道端头时，要降低设备运行速度，防止掉道。

（14）打运过程中，当发生故障无法停车时，要立即操作（关闭）急停开关或关闭气源，以防造成事故。

（15）跨越设备、物料运行前，应停车校验起吊物料与其的相对位置。起吊物距跨越物高度必须大于100mm，否则不得通过。

（16）每次吊运作业应连续完成。因故障或其它原因停止运行时，应及时将物料安全落地，不得长时间悬空。

（17）操作手把在设备操作完成后吊挂在设备上，不得随便乱放，防止误动作及摔坏按钮或接头。

（18）停车位置应选择在支护良好、坡度较小地段。确需在大坡度地段停车时，要有可靠的防滑措施，且物料下方严禁站人。

（19）单轨吊运行至指定位置后，物料应缓慢轻放，不允许自由落下。物料下放平稳（落地）后，摘去挂钩，确认各操作按钮处在停运位置，收放好操作手柄，防止误操作。

（20）装置安全检查措施：

①打运前，必须由跟班人员检查后，确定设备完好、可靠运行，方能打运。

②导轨之间通过锥形销子连接，连接必须紧固，接头无明显变形或错位，确保滑轮可轻松滑过接头部位。

③风管必须完好无折断、无严重弯曲、开裂等，接头必须牢固。

④失效制动装置安装过程中，应将气管留出足够的伸展空间并用扎带将其固定牢靠，防止弹簧回缩时夹住气管。并且在设备未完全连接前严禁打开截止阀。

⑤设备额定压力为0.4-0.6MPa，保证风管压力达标。

⑥设备使用前必须进行检查，油雾器有适量气动马达专用润滑油。

（21）打运过程安全措施

①设备送气后应首先测试葫芦各动作是否灵敏可靠、停车是否可靠，加载悬停1分钟，无异常方可卸载。使用时最大起吊重量不能超过其额定值。

②勾头要由专人摘挂，找好重心，并进行安全确认，起吊离地200mm后，起降试吊后，方可启动驱动装置，运行过程中起吊高度不得超过50mm。

③压风管路每隔50m加三通，风头垂直于管路向上，防止压风管内积水、杂物流入设备。打运过程中，安设两人操作，一人操作行车，吊车每运行约50m，另一人拖动气管连接下一个风头，连接处必须使用12#铁丝将两头连接固定好，以防风带脱销伤人。

④打运过程中，驱动装置和风动葫芦不可同时使用。

⑤葫芦在提升及运行过程中，单轨吊梁下方严禁站人。

⑥吊车运行上坡时，操作人员跟在吊车起吊的重物前右上方保持约3米安全距离，下坡时候，跟在吊车起吊的重物后右上方保持约3米的安全距离。

⑦机车运行过程中，操作人员要集中注意力，注意机车周围情况，机车前后20米范围内禁止有其他人员。

⑧打运过程中实行全封闭打运，运行范围内严禁有人停留或通过。

⑨吊车上坡运行时，操作人员跟在重物的前方，吊车下坡运行时，操作人员跟在重物的后方。

⑩吊车下坡运行时，进入斜巷前，吊车司机应安排专职人员到斜巷下口20m外安全地点进行警戒，严禁人员停留、通过。吊车司机开车前需喊“注意安全、吊车运行”，待警戒人员回复“确认安全，可以运行”后方可开车。

10、拆除及安装单轨吊

随着工作面的推进，要逐节拆除单轨吊、并在单轨吊外端进行安装。

（1）拆除前首先检查施工地点附近支护情况，清理净杂物，保持退路畅通。

（2）首先将拆除段末端单轨吊梁的阻车器挪移到非拆除的下一节轨道上。

（3）使用2部额定起重量不小于2t的手拉葫芦将需拆除的跑道吊起至合适高度，拉葫生根在专用起吊锚杆上，然后将手拉葫芦锁死，施工人员严禁站在起吊物件下方或物件掉落可能窜出涉及的方向。

（4）卸掉轨道的连接装置及吊挂装置，缓慢松掉手拉葫芦，将轨道落下至巷道底板并放置稳固；在落下轨道的过程中，人员严禁将身体伸在轨道下方，防止掉落伤人。

（5）安装单轨吊程序按照拆除程序反向进行即可。

11、大件起吊安全措施

（1）起吊前，必须根据物件的形状及重量合理选择起吊点，以确保起吊物件的重心和稳定性。

（2）起吊前，先对起重机械、工具、卡具和绳索（绳套）等进行检查试验，不合格的严禁使用。

（3）起吊前，必须由施工负责人对工作现场安全环境进行检查，无隐患后方可作业。

（4）起吊前，检查起吊工具及生要设施的安好状况，如有失效严禁起吊。

（5）平巷起吊时，在起吊点前后不小于10m处设置警戒牌；斜巷起吊时，起吊点上方警戒距离不小于20米，下方不小于20米。

（6）大件起吊前要试吊1～2次，将起吊绳、链逐渐张紧，使物体微离地面进行试吊，试吊高度100～200mm，确认可靠后在进行正式起吊作业。

（7）起吊大件过程中，严禁有人在钢丝绳或链条工作范围内走动或工作，非操作人员必须撤至范围以外，操作人员必须站在安全可靠地点进行操作，严防设备伤人。起吊物下严禁站人或有人工作；大件脱车时，其他无关人员严禁在脱车地点20m范围内逗留和工作。

（8）使用锚杆作为起吊点时，起吊点必须满足如下要求：固定在巷道顶板打设的专用锚杆上，每个起吊点不少于2根、每根锚杆抗拔力不少于100KN；使用工字钢棚作为起吊点时，应架设两棚一梁三柱工字钢棚，单体初撑力不低于11.5MPa。

（9）拉葫的单件起吊重量不得超过规定值的80％（在垂直角度上适用）。拉葫在使用前必须对其磨损情况及完好情况进行检查、试吊，以确保拉葫在使用过程中安全可靠，使用过程中严禁单链进行操作；在进行起吊作业时要求使用相应的绳扣或其它专用工具对被起吊物进行固定，然后使用起吊钩进行起吊，拉小链时应双手均匀用力，不得过猛过快，主链发生卡阻时必须检查卡阻原因并及时处理，严禁强行拉拽，起吊重物需要悬空停留时，应使用10#铁丝将手拉小链拴在大链上。

（10）在任何情况下，严禁用人体重量来平衡被吊运的重物。不得站在重物上起吊。进行起重作业时，不能站在重物下面（下边）起重臂下或重物运动前方等不安全的地方，只能在重物侧面作业。严禁用手直接校正被重物张紧的吊绳、吊具。

（11）检查物体平衡，捆绑应无松动，吊运工具、机械正常无异响。如有异常应立即停止吊运，将物体放回地面进行处理。

（12）被吊物件的活动部件必须采取可靠的固定方式，起吊物件要放置平稳，不得将物体压住管线或堵塞巷道，然后拆除起吊用具。

（13）设备大件应垂直起吊，起吊大链与垂直线间的夹角严禁超过12°作业，在有角度起吊作业时，必须对大件采取防回荡措施或人员要躲开大件可能的回荡范围。

（14）当风动单轨吊葫芦因故障不能使用时，每个葫芦可同时使用2部（一拉一保）5T手拉葫芦代替，拉葫因生根、捆绑牢固可靠。

（15）使用风动拉葫对支架进行起吊、辅助时，操作人员距离支架不得小于5m，且支架两侧不允许有人，前后10m范围警戒到位，施工时严禁人员进入。

**十二、工作面初次来压、周期来压、采空区“见方”期间防冲专项措施**

根据1305、1302回采工作面初次来压、周期来压、工作面“见方”经验及数据，初次来压步距一般在25-40m左右，周期来压步距在10m～18m之间，见方根据工作面设计宽度来确定。在以上区域回采期间，受地质因素和开采技术因素影响，区段煤柱、顶板坚硬岩层、煤层及底板岩层等易聚集大量弹性能，形成应力集中，易发生冲击地压事故，为有效预防和避免冲击事故的发生，特编制防冲措施。

（一）初次来压和周期来压的特点

1、初次来压和周期来压时，顶板下沉量和下沉速度急剧增大，支架压力大，顶板破碎，出现平行煤壁裂隙，甚至出现顶板台阶式下沉。

2、工作面前方煤壁内的压力出现过度集中，至使煤壁破坏范围扩大形成严重片帮。

3、老顶有折断或跨落时、在采空区深处产生闷雷声和剧烈的响动顶板掉渣严重。

4、初次来压时、会使工作面支架大量下沉插入底板、如顶板支撑不够，会引起冒顶。

（二）初次来压期间防冲安全技术措施

1、初次来压期间，成立初次来压领导小组，成员包括生产技术部采煤主管及采煤部管技人员。领导小组负责监测工作面的初次来压以及监督初次来压期间顶板管理专项措施在现场的落实，每班必须由小组管理成员跟班现场指挥，发现不安全因素立即处理，防止事故的发生。

2、工作面初次来压期间，全部支架必须保证完好，液压管路不得出现漏液现象，液压支架失效的千斤顶、阀组必须及时维修或更换，每班要对工作面上的支架、超前支护架组及两巷端头单体液压支柱进行二次注液,以保证支架及单体支柱的初撑力。

3、每班必须安排专人巡回检查工作面内及上、下两端头的顶帮情况和支护情况，发现问题及时组织人员处理。

4、加强工作面的顶板管理，采取跟采煤机前滚筒移架的作业方式，如果顶板破碎，要采取超前拉架的方式,并及时把护帮板打出，严禁在空顶、空帮及支护质量不合格的情况下作业。

5、设备维修工必须加强设备的维修质量,保证设备的正常运转。

6、跟班瓦检员在初次来压期间要紧盯在现场，检查工作面上的瓦斯情况。如果瓦斯达到1.0％要停止施工，采取有效措施，使瓦斯小于1.0％后再进行施工。

7、应提前在初次来压区域施工强化深孔顶板断顶预裂爆破，切断坚硬岩层，弱化初次来压压力，保证工作面安全推采。

8、加强微震、应力、支架压力监测，初次来压期间采用钻屑法、微震、应力在线监测，及时分析数据，综合预警下发预警通知。

（三）周期来压期间防冲安全技术措施

1、加强支护效果监测。周期来压期间有单体支护时，每班抽测单体支柱初撑力，支架初撑力应符合技术管理规定要求；如是锚梁网支护，则加强顶板离层仪的观测和帮底移近量的观测，必要时制定措施重新加强支护。

2、周期来压期间加强工作面防片帮管理，支架保持拉移超前支架状态，减少空顶距离，支架升紧达到初撑力，使面后直接顶充分跨落以缓冲老顶跨落对工作面支架的冲击。

3、周期来压期间加强钻屑法、应力、微震监测系统综合监测预警，下发预测预报及预警通知，提前做好各项防护措施。

4、施工常规顶板断顶孔、断底孔、帮部卸压孔，及时装药爆破，使顶板坚硬岩层断裂，缩小来压步距，保证工作面安全回采。

5、周期来压期间，跟带人员及班队长必须重点盯靠，发现异常，及时向调度室汇报，并采取措施。

6、带班领导、跟班队长进入工作面认真观察顶板及煤壁情况，尤其是两端头，出现顶板压力异常时必须加强支护或采取相应措施后方可继续向前推进。

7、加强两端头的支护，两端头过渡架必须接顶严密，支护有力。拉移端头支架时，移架前先将前梁处的顶板控制好，并要由班队长指挥并掌握好安全，其他无关人员撤到安全地点。

8、现场安检员或跟班队长等管理人员严密观察顶板压力变化，当顶板来压增大或异常时，及时采取有效措施加强顶板支护，提高支护强度，并观察顶板压力变化情况，每班向调度室汇报。

9、检修班加强支架、泵站检修，保证支架的每根立柱完好，保证支架初撑力符合技术管理规定要求。

10、非作业人员严禁在端头（尾）长时间停留，以防顶板突然来压垮落造成人员伤亡；端头（尾）必须作业时，必须保证撤退路线畅通，并在班组长现场监护情况下方可进行作业，作业完成后及时撤离。

（四）采空区“见方”期间防冲安全技术措施

1、工作面见方期间，采煤部成立见方领导小组，负责见方期间现场措施落实以及应急处置，发现问题及时处理，每班小组人员必须向调度室汇报当班现场情况及注意事项等。

2、应提前对工作面见方区域进行常规和强化断顶、断底卸压及帮部卸压孔，采用深孔爆破方式对高位岩层进行预裂爆破，减小厚层坚硬岩层断裂时产生的压力集中，以减弱或消除冲击地压危害。

3、冲击地压监测室及时整理、分析微震、应力等监测数据，发现有异常情况，及时通知下发预警通知，提前做好防范措施。

4、做好工作面所有设备维护工作，有漏液、不灵敏的部件及时更换处理，保证设备正常。

5、工作面见方区域加强超前支护和支架初撑力管理，确保支护效果。

（五）综合安全技术措施

1、进入冲击危险区域所有人员必须穿好防冲服、戴好防冲帽，否则，禁止入内。

2、人员进入冲击地压危险区域时必须严格执行“人员准入制度”。准入制度必须明确规定人员进入的时间、区域和人数，井下现场设立管理站。合理进行劳动组织，最大限度减少作业人员数量。

3、机巷超前120m、风巷超前200m处设置冲击地压危险警示牌，无关人员不得进入，工作人员必须快速通过，不得逗留。检修班人员不得超过40人，生产班人员不得超过16人。煤机割到两端头30m时，工作面两端头人员撤至支架前后立柱架间，工作面机巷超前120m、风巷超前200m范围内所有人员（除固定岗位工种外）必须撤至该区域之外的安全地点。

4、严格控制工作面推采速度，保证工作面均衡生产，强冲击危险区域不超过4m/d，弱及中等冲击危险区域不超过6.4m/d。

5、加大两巷超前支护长度，保证支护质量和支护强度，并维护好超前支架。发现有片帮、掉顶、锚杆、锚索支护失效，及时补打锚杆、锚索，加强支护。

6、严格执行物料管理，机巷超前120m、风巷超前200m范围内不得存放刚性物料，超前范围以外的设备、物料应分类码放整齐，并用不小于6mm钢丝绳（或不小于6mm直径钢筋做成的链条）牢固固定在帮部底板锚杆上，码放高度不得超过0.8m；管线吊管在巷道腰线以下，高于1.2m必须采取固定措施；电缆吊挂要有垂度。

7、维护、保护好工作面两顺槽冲击地压避灾路线牌版，及压风自救、供水施救装置。

8、停采3天及以上的冲击地压危险回采工作面恢复生产前，防冲专业人员应当根据钻屑法、应力监测法或微震监测法等检测监测情况对工作面冲击地压危险程度进行评价，并采取相应的安全措施。

9、每班安检员或跟班队长必须对两端头面后悬顶情况进行观测，悬顶面积大于10m2时，及时采取强制放顶措施，避免大面积顶板夸落诱发冲击地压事故。

10、采用顶板爆破预裂防治冲击地压时，应当根据邻近钻孔顶板岩层柱状图、顶板岩层物理力学性质和工作面来压情况等，确定岩层爆破层位，从而确定爆破钻孔方位、倾角、长度、装药量、封孔长度等爆破参数。爆破参数等符合《煤矿安全规程》相关规定。

**十三、避免因冲击地压产生火花造成煤尘、瓦斯燃烧或爆炸等事故的防冲专项措施**

冲击地压现象发生时不仅能导致顶板突然下沉、底板突然鼓起等破坏巷道及采场现象，同时还会造成机电设备、支护材料等破坏，甚至会引发瓦斯、煤尘燃烧或爆炸等次生灾害，对矿井安全生产造成威胁，为避免因冲击地压产生火花造成煤尘、瓦斯燃烧或爆炸事故的发生，结合矿井实际情况，特编制本措施。

一、煤尘、瓦斯燃烧或爆炸的条件

（一）[瓦斯爆炸](https://www.baidu.com/s?wd=%E7%93%A6%E6%96%AF%E7%88%86%E7%82%B8&tn=SE_PcZhidaonwhc_ngpagmjz&rsv_dl=gh_pc_zhidao" \t "https://zhidao.baidu.com/question/_blank)必须同时具备以下三个条件：

1、瓦斯浓度：5%～16%，当瓦斯浓度为9.5%时，爆炸威力最强；  
 2、高温火源：650～750℃；

3、充足氧气：氧气浓度大于12%。

（二）煤尘爆炸必须同时具备以下四个条件：

1、煤尘本身具有爆炸性；

2、煤尘必须悬浮于空气中并达到一定的浓度：[煤尘爆炸](https://www.baidu.com/s?wd=%E7%85%A4%E5%B0%98%E7%88%86%E7%82%B8&tn=SE_PcZhidaonwhc_ngpagmjz&rsv_dl=gh_pc_zhidao" \t "https://zhidao.baidu.com/question/_blank)下限为30～50g/m³ ,上限1000～2000g/m³，爆炸力最强的煤尘浓度为300～500g/m³。  
 3、高温热源：我国煤尘爆炸的[引燃温度](https://www.baidu.com/s?wd=%E5%BC%95%E7%87%83%E6%B8%A9%E5%BA%A6&tn=SE_PcZhidaonwhc_ngpagmjz&rsv_dl=gh_pc_zhidao" \t "https://zhidao.baidu.com/question/_blank)变化大约在650～1050℃之间，一般为700～800℃。  
 4、空气中氧气浓度大于18%。

二、可能导致煤尘、瓦斯燃烧或爆炸的情况

（一）瓦斯燃烧或爆炸

1、冲击地压导致采空区顶板突然垮落或密闭墙破坏，瓦斯突然涌出并积聚到一定浓度时，遇到电气火花、爆破火焰、机械摩擦火花、烧焊火焰时，可能导致瓦斯燃烧或爆炸；

2、冲击地压导致煤层瓦斯突然涌出，瓦斯积聚到一定浓度时，遇到电气火花、爆破火焰、机械摩擦火花、烧焊火焰时，可能导致瓦斯燃烧或爆炸；

3、冲击地压导致巷道堵塞，巷道内风流不畅，瓦斯积聚到一定浓度时，遇到电气火花、爆破火焰、机械摩擦火花、烧焊火焰时，可能导致瓦斯燃烧或爆炸；

4、冲击地压导致供电系统破坏，风机不能正常运转，瓦斯积聚到一定浓度时，遇到电气火花、爆破火焰、机械摩擦火花、烧焊火焰时，可能导致瓦斯燃烧或爆炸；

5、冲击地压导致瓦斯抽采系统破坏，瓦斯不能正常排放而积聚到一定浓度时，遇到电气火花、爆破火焰、机械摩擦火花、烧焊火焰时，可能导致瓦斯燃烧或爆炸；

6、冲击地压导致工作面通风设施破坏，出现风流短路或风流紊乱导致瓦斯积聚到一定浓度时，遇到电气火花、爆破火焰、机械摩擦火花、烧焊火焰时，可能导致瓦斯燃烧或爆炸。

（二）煤尘燃烧或爆炸

经鉴定本矿井3#煤层为易自燃发火煤层，并有煤尘爆炸危险性，同时井下氧气浓度在20%左右，因此只需满足煤尘悬浮并达到一定的浓度和高温热源两个条件，即可能发生煤尘燃烧或爆炸现象。

冲击地压产生的冲击波导致巷道内沉积的煤尘扬起，空气中煤尘浓度达到一定浓度时，遇到电气火花、爆破火焰、机械摩擦火花、烧焊火焰时，可能导致煤尘燃烧或爆炸。

三、采取的技术措施

通过上述对冲击地压可能诱发煤尘、瓦斯燃烧或爆炸的情况分析，得出冲击地压主要是会对巷道、密闭墙、采空区顶板、本煤层、供电系统、瓦斯抽采系统及通风设施等产生破坏，导致瓦斯积聚或煤尘飞扬，在遇到外源火源时煤尘或瓦斯燃烧，达到爆炸的温度时发生爆炸。因此要避免因冲击地压诱发的煤尘、瓦斯燃烧或爆炸，就必须对外在火源和可能导致瓦斯积聚、煤尘飞扬的因素进行提前预防。

（一）通防方面采取的措施

1、提高密闭墙施工质量，加强巡视管理。

（1）密闭位置应选择在动压影响小、围岩稳定、巷道规整的巷段内。冲击危险区域内永久密闭墙应具有足够的承压强度和抗冲击性能；

（2）永久密闭墙体必须与巷壁紧密结合，连成一体。密闭墙至少要建筑两道厚度不少于0.8m的墙，间隔不小于1m，中间充填黄土或沙石，并灌注水泥砂浆，要确保填实、充满；

（3）密闭墙掏槽深度不少于0.5m，并掏至硬帮、硬底，密闭墙施工完毕后，用水泥砂浆抹平，对密闭墙前后5m进行喷注加固；

（4）严重冲击危险区域内密闭墙要建筑2道防倒加固墙垛；

（5）密闭墙要建立完善的观测制度，定期对密闭墙进行巡视，发现墙体或煤壁出现裂隙时，及时进行注浆加固处理；

（6）根据密闭墙前U型压差计读数，合理对相邻采空区瓦斯抽采，降低相邻采空区瓦斯浓度。

2、加强面后顶板退锚，减少面后悬顶。

（1）建立面后悬顶观测制度，发现面后两顺槽悬顶面积超过10m²时，及时进行强制放顶措施；

（2）工作面在回采过程中，及时拆除两巷密集后的顶帮锚杆，确保隅角处顶板在回采后及时垮落；

（3）每天在进、回风隅角构筑防火墙，防火墙采用不燃性建筑材料，接顶接帮严密；

（4）充分利用工作面隅角和高抽巷抽采系统，加强对采空区瓦斯抽采，降低采空区瓦斯浓度。

3、加强煤层瓦斯抽采，降低煤层瓦斯含量。

（1）工作面回采前预抽时间不少于6个月；

（2）由专人每天对抽采系统进行巡视，及时排放管路中的积水；

（3）煤层瓦斯抽采后可解析瓦斯量达到标准。

4、加强局部通风管理，确保运行稳定。

（1）工作面局部通风机要安设在冲击危险区域以外、顶板完好的新鲜风流中；

（2）局部通风机供电必须安装使用“双局扇、双电源、自动切换、自动分风”装置，双局扇必须同等能力，必须实现“三专”“两闭锁”；

（3）每天对风机进行一次切换试验，每15天进行一次瓦斯电闭锁试验，确保局部通风机运行稳定；

（4）使用的风筒必须阻燃、抗静电并有煤安标志，风筒必须逢环必挂、吊挂平直，风筒接头严密、无破口。

5、加强瓦斯抽采管路管理，减少冲击影响。

（1）瓦斯抽采管路尽可能使用涂塑阻燃管路；

（2）煤层瓦斯抽采管路吊挂高度不高于1.2m，并用钢丝绳固定至巷帮，高于1.2m时必须采取固定措施，具体在管路安装措施里详细规定；

（3）工作面应留有备用管路，方便及时更换。

6、优化工作面设计，减少通风设施数量。

（1）力求工作面通风系统简单，尽量减少工作面联络巷和区段煤柱联络巷数量；

（2）通风设施要构筑及时、合理、可靠；

（3）加强通风设施管理，井下作业人员严禁破坏通风设施、设备（风门、密闭、风帘、风桥、调节风窗、局部通风机等）；

（4）建立通风设施台账，发现通风设施损坏时，及时维护。

7、抓好工作面防尘管理，杜绝煤尘堆积。

（1）井下防尘管路应当敷设到所有能产生煤尘和沉积煤尘的地点，并安设支管和阀门。

（2）采煤工作面均必须敷设完善的防尘管路，三通阀门设置符合规定，管路吊挂高度不超过1.2m，无漏水现象，高于1.2m管路必须按要求采取固定措施。

（3）采煤工作面采煤机内、外喷雾装置必须完好，雾化效果良好。

（4）采煤工作面顺槽内均应安装风流净化水幕，采煤工作面进、回风巷距工作面30m范围内安装2组。

（5）采煤工作面各运输转载点必须设置喷雾装置，位置恰当，正常使用。（6）所有可能产生煤尘堆积的地点必须安排人员进行冲刷，冲刷频次视现场情况而定，杜绝煤尘堆积。

8、加强井下火源管理，杜绝爆破火焰

（1）井下所有爆破作业必须由取得特殊作业证的放炮工执行，爆破用的起爆器、雷管、脚线等爆破材料必须为煤矿许用材料，爆破材料完好。

（2）严格按照爆破作业管理规定进行作业，严格执行“三人连锁爆破”“一炮三检”制度。

（3）严禁用明火、普通[导爆索](http://www.so.com/s?q=%E5%AF%BC%E7%88%86%E7%B4%A2&ie=utf-8&src=internal_wenda_recommend_textn" \t "https://wenda.so.com/q/_blank)或[非电导爆管](http://www.so.com/s?q=%E9%9D%9E%E7%94%B5%E5%AF%BC%E7%88%86%E7%AE%A1&ie=utf-8&src=internal_wenda_recommend_textn" \t "https://wenda.so.com/q/_blank)放炮和放糊炮。

（4）严格执行入井检身制度，严禁携带火柴、打火机等火源下井，严禁穿化纤衣服。

（5）冲击地压发生后进行组织救援时，若救援地点未恢复正常供风、瓦斯超限时，严禁爆破作业、烧焊作业和机械锤击，杜绝爆破火焰、烧焊火焰和机械摩擦火焰。

（6）具有冲击危险的工作面烧焊作业必须要有相关措施。

（二）机电方面采取的措施

1、井下所有机电设备必须确保完好、无失爆，动力电缆和各种信号、监控监测电缆使用煤矿用电缆，电缆接头及接线方式和工艺符合要求，无“羊尾巴”“鸡爪子”和明线接头，从源头上杜绝电气火花。

2、主要通风机、压风机电动机保护齐全、可靠，每月倒机检查1次，确保供风设备正常运转。

3、井下采煤工作面供电系统设计合理，配电点设置在冲击危险区域以外，实现远距离供电。

4、采煤工作面主要机电设备要实现双回路供电，采煤工作面瓦斯电闭锁装置齐全、灵敏可靠。低压供电设备短路、过负荷和漏电保护齐全。

5、供风、供水管路及供电电缆吊挂高度符合《煤矿安全规程》及《防治煤矿冲击地压细则》相关要求。

（三）防冲方面采取的措施

1、严格落实工作面冲击危险性预评价，根据评价结果制定卸压方案并严格落实爆破断顶、爆破断底及帮部卸压钻孔施工工作，减少冲击地压现象的发生。

2、加大两顺槽超前支护范围，提高巷道支护质量。

3、对巷道支护锚杆、锚索进行防崩处理，避免发生冲击地压时产生机械摩擦火花。

**十四、复合灾害综合安全技术措施**

招贤煤矿基于冲击地压、水、火、瓦斯、煤尘等多害并存，给工作面开采增加了危险性，严重影响矿井安全生产，灾害治理难度越来越大，特别是一采区工作面，多灾害叠加显现明显。因此，为了保证矿井安全生产，特编制本措施。

（一）各种灾害之间的相互关系

冲击地压、水、火、瓦斯、煤尘爆炸等灾害并存，可单独发生，之间也可以相互引发或诱发，从而形成多灾害叠加，治理难度加大。

1、冲击地压与其他灾害之间的关系

冲击地压灾害的影响程度最大。冲击地压事故的发生可引起顶板冒落、瓦斯、煤尘爆炸和水害的事故发生。冲击地压发生后，可能伴生着顶板事故，导致巷道顶板的大面积垮落，通风断面缩小，通风系统紊乱，瓦斯涌出等造成瓦斯积聚，发生瓦斯、煤尘事故；冲击地压还可以导致采空区之间的煤柱垮塌，采空区内的瓦斯和采空区积水、高浓度有害气体大量涌出，造成水害、瓦斯聚集事故，给矿井安全生产带来严重的影响。

2、瓦斯、煤尘爆炸与其他灾害之间的关系

瓦斯、煤尘爆炸事故可以引发巷道的大面积垮塌，造成顶板事故。同时，瓦斯、煤尘爆炸也可能摧毁采空区密闭墙、通风系统、排水系统，造成通风系统紊乱、巷道积水，引起水灾。瓦斯、煤尘爆炸事故可以引发井下发生火灾，可能造成巷道大面积的破坏。

3、水灾与其他灾害之间的关系

当矿井发生水害事故时，可能造成巷道低洼点的积水或部分巷道被淹，导致通风不畅，形成瓦斯集聚，可能发生瓦斯爆炸事故，发生瓦斯爆炸事故后，可能诱发冲击地压、煤尘爆炸等灾害叠加事故发生。

（二）复合灾害防治安全技术措施

1、加强矿井管理人员和职工对多灾害的认识，熟悉了解多灾害之间的关系和危害程度，以及各种灾害发生的预兆和避灾路线等，提高职工安全防护意识，保证职工人身安全，确保矿井安全生产。

2、提高监测预警能力。引进构建多灾害综合预警平台，将矿井瓦斯灾害、煤尘爆炸、火灾、水灾、冲击地压预测预警监测监控集成于一体,利用大数据平台实现对矿井所有灾害数据的连续采集、在线辨识、智能分析和智能预警,提高煤矿安全生产灾害预警能力。

3、优化瓦斯钻孔和卸压钻孔施工，实现一孔多用，积极推广新技术、新工艺。在采掘工作面施工煤层高压水力切割钻孔，弱化煤层应力集中，增加煤层增透系数，达到一孔多用，提高卸压效果和瓦斯抽采率，确保工作面安全回采。

4、严格落实个体防护用品，所有下井人员必须戴好自救器、防尘口罩、毛巾等，特别是进入冲击危险区域还必须穿好防冲服、戴好防冲帽。

5、工作面的煤层瓦斯抽放管路、隅角瓦斯管路、供排水管路等必须吊挂在巷道腰线一线，高于1.2m的必须采取固定防护措施，防止发生冲击地压破坏造成瓦斯积聚。特别是工作面隅角瓦斯管路的安全防护，采用钢丝软管进行隅角抽放。

6、掘进期间优化支护设计，采用高强锚杆、锚索提高支护强度，工作面回采期间加大两巷超前支护距离和强度，对失效的锚杆、锚索及时补打，加大抗压强度，较小两帮变形量，防巷道变形严重造成通风断面缩小、瓦斯管路破坏、排水管路破坏、瓦斯积聚等。

7、通过冲击危险性评价，回采工作面为强冲击危险工作面时：

（1）在工作面两巷门口安装备用局部通风机，将风筒接两巷超前支架前，随着工作面的推采，不断回撤风筒。

（2）在工作面沿空侧联络巷密闭墙处提前打设联体木垛，防止密闭墙受压破坏，造成瓦斯涌出、透水等事故。

（3）在工作面两巷门口及中部安装瓦斯抽采管路控制阀门，以便发生冲击，能够及时关闭阀门，防止冲击地压引起瓦斯爆炸、火灾事故扩大，确认冲击后无其他次生灾害，再开启瓦斯管路阀门，及时对工作面瓦斯进行抽放，恢复抽采系统。

8、工作面回采前，必须完成超前工作面150m卸压、瓦斯预抽6个月、排水系统和顶板疏放水钻孔工程等，确保工作面系统完善安全回采。

9、与科研单位加强合作研究工作面留设小煤柱开采，研究小煤柱留设尺寸对冲击地压、水、火、瓦斯的影响，兼顾复合灾害并存条件下制定煤柱尺寸，减小复合灾害对工作面生产的影响，综合防治复合灾害并存。

10、在距工作面25～40m的巷道内、爆破地点、撤离人员与警戒人员所在位置、回风巷有人作业地点等，至少设置1组压风、供水自救装置；回采工作面进风巷距工作面不大于10m处必须设置甲烷传感器，其报警、断电、复电浓度和断电范围必须符合规定。

11、工作面作业图表中必须有各种灾害避灾路线图，并在巷道醒目位置悬挂避灾路线指示牌版。

（三）复合灾害应急处置措施

不管是发生冲击地压、水、火、瓦斯、煤尘爆炸单一灾害事故，或是发生一种灾害引起多种灾害叠加事故，处置措施如下：

1、当工作面发生灾害事故后，立即停止施工，撤出所有作业人员，断开所有电源，及时汇报矿调度室，所有人员按照避灾路线进行撤离。

2、当工作面发生灾害事故后，严禁立即进入扩修或生产，防止二次灾害重复发生，由各专业技术人员对现场进行综合评估分析，评估确认无危险后，应逐段逐区域对瓦斯进行排放，当现场气体各项指标符合《煤矿安全规定》规定时，逐步对该区域的通风系统、排水系统进行恢复，再进入扩修，在扩修位置打设好临时支护，再开始清理煤粉、扩修等其它工作，打设锚索强支护，扩修必须由外向里依次打设木垛、锚索支护扩修。

3、发生灾害撤退时，位于事故进风侧的人员，迎着风流撤退；位于事故回风侧的人员应迅速佩戴好自救器以最快速度进入新鲜风流，在撤退过程中如遇巷道堵塞，不能安全撤离时，应就近进入安全地点或避难硐室等待救援。

4、发生灾害事故后，立即组织矿山救护队探明事故地点、波及范围和被埋、压、截堵的人数及可能所在的位置，切断灾区电源，防止发生次生灾害，分析抢救、处理条件。

5、根据地面各监测监控系统，检查通风设施、排水系统、冲击地压监测系统是否正常运行，检查备用风机、备用排水设备是否到位，以备紧急调拨。

6、立即对灾害发生区域人员组织抢救。如一时不能恢复巷道，则必须利用压风管、水管及开掘巷道或打钻孔的方法向被埋压或截堵区内的人员供给新鲜空气、水和食物。

7、在抢救过程中，应注意二次事故发生，加强现场观察，如有异常，立即撤人。

8、积极开展自救和互救。事故发生后，灾区内以及受波及区域的人员应沉着冷静，根据灾情和现有条件以及实情发展，采取积极有效的方法和措施，利用现场的设备材料在保证自身安全条件下全力抢险，及时进行现场救灾工作，救护队到来之前，在场人员必须对出现骨折、中毒、窒息的伤员进行及时、合适的急救。

9、灾害事故发生时，将事故消灭在初起阶段或控制在最小范围，最大限度地减少事故造成的财产损失和人员伤亡。现场人员行动要保持统一指挥，严禁各行其是、盲目蛮干或惊慌失措，贻误消除灾害的有利时机。救灾要切实注意自身安全，如果灾区条件恶化，有中毒、窒息、爆炸、火灾、二次冲击等现象危及现场人员安全时，应及时撤离，防止事故扩大。

10、撤退前，所有遇险人员都要正确使用好必备的防护用品和器具，行动途中不可惊慌乱跑；遇有积水区、冒顶区等危险地段时，应先探明情况，谨慎通过；佩戴自救器撤离时，要匀速行走，保持呼吸均匀，严禁狂奔和取下鼻夹、口具或通过口具讲话。

11、如果事故不能达到及时控制或有扩大趋势时，发生事故现场不具备事故抢救的条件、可能危及人员的生命安全时，应由在场负责人或有经验的老工人带领，根据规定的撤退路线和当时当地的实际情况，尽量选择安全条件最好、距离最短的路线，迅速撤离危险区域。

**第九章 招贤矿业公司职能科室安全生产职责**

第一节 安全监察部安全生产职责

安全监察部是矿井安全生产监督检查职能部门，负责全矿安全生产工作的督查、考核、追究，1303工作面回采过程中，安全生产职责如下：

1、负责矿井安全监督检查综合工作，组织制定矿井安全生产相关规章制度，负责安全生产监督管理、现场监督检查，监督作业规程、安全技术措施的现场落实，及时制止和纠正“三违”行为。

2、负责检查各个生产环节和所有工作岗位的和事故的及不安全因素，制止和纠正违章作业、违章指挥。负责对查出的三违现象，按照文件给予批评教育和经济处罚。

3、负责推进矿井安全生产标准化管理体系建设，对矿井安全生产标准化管理体系创建情况进行定期验收评级，组织安全风险分级管控、事故隐患排查治理，组织开展职业病危害防治工作；

4、负责对查出的所用事故隐患和不安全因素，采取五定表的形式及时进行解决和处理。组织。负责对矿井生产安全事故的调查处理；负责当地行业监管部门对接工作。

5、参加作业规程和安全技术措施的审批工作，并监督贯彻执行。

第二节 生产技术部安全生产职责

生产技术部是矿井生产技术管理的业务部门，负责矿井生产技术、生产计划、采掘设计、井巷工程、综机设备选型等工作，参与矿井安全风险管控、隐患排查治理、应急管理及职业病危害防治等工作，1303工作面回采过程中，安全生产职责如下：

1、负责组织相关业务部门作业规程、安全技术措施的会审、复审。

2、负责编制中长期、年度及月度采掘生产计划，保证矿井工作面衔接科学合理。负责矿井采掘技术管理及现场监督检查执行情况。

3、负责顶板管理业务保安，编制合理的支护设计，确定合理支护参数，保证支护方式安全可靠。

4、负责采掘工作面矿压监督检查工作，提高支护质量，研究总结不同区域、不同煤层、不同时期的矿压显现规律。

5、负责组织相关单位单项工程竣工验收工作，发现问题及时处理。负责支护材料的验收、抽检工作。

6、负责组织新技术、新设备、新工艺推广与应用以及持续改进工作。

第三节 调度指挥中心安全生产职责

调度指挥中心是矿井日常安全生产的组织和统一协调指挥部门，负责全矿生产调度、煤质等管理工作，1303工作面回采过程中，安全生产职责如下：

1、协助公司领导，从事施工现场的生产管理，平衡协调各科室之间的作业关系。

2、负责矿井生产调度指挥、应急管理、井上下通信系统管理、自动化信息化等工作。

3、负责矿井生产安全的协调、指挥、监督和工程交接工作。

4、负责生产信息的收集、分析和处理，准确掌握当日当班次的作业计划与施工进度，如实记载调度日志，包括生产进度、作业人数、作业内容等其他事宜。

5、处理影响施工作业的相关问题，如风、水、电等，及时解决现场所发生的问题。

6、负责矿井的应急措施启动的统一指挥，参与事故的调查和分析。

7、负责矿井通讯、网络、信息化集控系统维护和管理工作等。

8、参加作业规程和安全技术措施的审批工作，并监督贯彻执行。

第四节 防治水办公室安全生产职责

防治水办公室负责矿井防治水技术管理工作。主要职责有：负责探放矿井水文地质勘查、水情水害分析预测、防治水方案及设计、矿井防治水规划等；负责防治水技术资料档案的管理；负责各种防治水工程的质量管理。参与矿井安全风险管控、隐患排查治理、应急管理及职业病危害防治等工作，1303工作面回采过程中，安全生产职责如下：

1、负责矿井生产中的地质、防治水、测量、储量工作，为矿井生产提供所需的地测资料。

2、负责开展地质预测预报工作，解决现场存在的地质问题，编制三书及地质图纸，及时为矿井采掘工作面生产提供地质资料。

3、负责矿井防治水规划、计划及设计的编制，组织、监督防治水工程实施以及措施的落实，协助做好防治水培训教育、隐患排查治理及应急救援等工作。

4、负责井下采掘工作面贯通工作；负责测算、统计矿井储量、开采损失量、损失率等，掌握矿井各类储量动态及其变化情况。

5、结合生产，开展矿井地质、水文地质和测量新技术的推广和使用。

6、参加作业规程和安全技术措施的审批工作，并监督贯彻执行。

第五节 防治冲击地压办公室安全生产职责

防治冲击地压办公室负责矿井防治冲击地压技术管理工作。主要职责有：防治冲击地压方案及设计、实施、分析等；负责防治冲击地压技术资料档案的管理；负责各种防治冲击地压工程的质量、效果监督管理。参与矿井安全风险管控、隐患排查治理、应急管理及职业病危害防治等工作，1303工作面回采过程中，安全生产职责如下：

1、矿井中长期防冲规划、年度计划及采掘工作面防冲专项设计的编制。

2、监督防冲工程实施：冲击地压监测系统安装、维护。

3、日常监测预警分析。

4、协助做好防冲培训教育、隐患排查治理及应急救援等工作。

5、参加作业规程和安全技术措施的审批工作，并监督贯彻执行。

第六节 通防部安全生产职责

通风区是矿井“一通三防”管理的主管部门，负责“一通三防”基础管理及督导工作，1303工作面回采过程中，职责如下：

1、负责矿井通风系统、安全监控系统、人员定位系统、束管分析系统、瓦斯抽采系统、注浆注氮系统管理和维护工作。

2、负责矿井体检测工作，发现问题及时处理。

3、负责矿井瓦斯治理、防灭火管理、粉尘防治及测风测尘工作。

4、负责矿井通风设施设计、施工过程监督验收及日常检查维护工作。

5、负责矿井自救器、矿灯及各类“ 一通三防”仪器仪表管理工作。

6、负责井上下各地点爆破及火工品管理工作。

7、参加作业规程和安全技术措施的审批工作，并监督贯彻执行。

**第十章 灾害应急措施及避灾路线**

**第一节 灾害应急措施**

一、井下紧急避险系统

井下紧急避险设施是指在井下发生灾害事故时，为无法及时撤离的遇险人员提供生命保障的密闭空间。该设施对外能够抵御高温烟气，隔绝有毒有害气体，对内提供氧气、食物、水，去除有毒有害气体，创造生存基本条件，为应急救援创造条件、赢得时间。紧急避险设施主要包括永久避难硐室、临时避难硐室。

（一）井下紧急避险设施设置

井下布置1个90人的永久避难硐室，布置在副井井底车场内，具备安全防护、氧气供给保障、有害气体去除、环境监测、通信、照明、人员生存保障等基本功能，在无任何外界支持的情况下额定防护时间不低于96h。永久避难硐室与矿井安全监测监控、人员定位、压风自救、供水施救、通信联络等系统相连接。

工作面步行，凡在自救器所能提供的额定防护时间内不能安全撤到地面的，在距离工作面1000m范围内建设临时避难硐室。临时避难硐室配置有压风供氧、环境监测系统等系统。安装有与矿(井)调度室直通的电话，设置有人员定位读卡器。所有临时避难硐室能够保证每人的使用面积不小于0.5m2，满足巷道内所有员工避险需求。

紧急避险设施应有清晰、醒目、牢靠的标识。当发生各种灾害时，无法安全升井的条件下，相关地点的作业人员，按照所在地点的避灾路线，进入永久避难硐室或临时避难硐室。所有井下人员必须学习并掌握避难硐室的使用方法及操作规定。

紧急避险设施每天检查维护，发现硐室内设施、仪器不能正常使用或丢失等情况时，应及时汇报处理并做好记录。采掘区域的紧急避险设施不能正常使用时，应停止采掘作业。位于避难硐室人员，应保持和矿调度指挥中心的联系，听从调度指挥。

（二）紧急避险系统维护与管理

井下紧急避险系统设备安装维修人员主要以厂家为主。矿井配备专业的日常维护人员。遵守以下维护与管理规定：

（1）派专人对紧急避险设施进行维护和管理，保证其始终处于正常待用状态，保证与矿调度指挥中心直通的电话能够正常使用。

（2）紧急避险设施内应悬挂或张贴简明、易懂的使用说明，指导矿工正确使用。

（3）定期对紧急避险设施及配套设备进行维护和检查，并按产品说明书要求定期更换部件或设备。

（4）保证避难硐室内放置足量的饮用水、食物，保证每人供风量不得少于0.3m³/min。保证储存的食品、水、药品等始终处于保质期内。

（5）保证隔离式自救器满足[设计](http://www.mkaq.org/sjsm/" \t "_blank" \o "煤矿设计说明)最多避难人数，保证自救器能够正常使用。

（6）每天对紧急避险设施进行1次巡检，设置巡检牌板，做好巡检记录。准确记录维护、配件配品更换等相关信息。

（7）每10天应对设备电源进行1次检查和测试。

（三）紧急避险路线：

（1）施工地点→1303机巷→第二中部车场→1303机联巷→北翼辅助运输大巷/北翼带式输送机巷→井底车场→井底永久避难硐室。

（2）施工地点→1303风巷→1303风联巷→1305提料斜巷→北翼辅助运输大巷/北翼带式输送机巷→井底车场→井底永久避难硐室。

（四）救援联络信号

当人员受阻被困时，通过敲击传递信号。五声：敲击5声为发出联络或求救信号；四声：敲击4声为询问被困人员数量，回复“收到”信号后，被困人数敲击回复；三声：敲击3声表示“收到”；二声：被困人员敲击2声表示“停止”目前的给养或行动。每次敲击间隔1秒，分组发出信号，每组信号间隔30秒。明白意图后敲击3声回复“收到”，未“收到”回复可重复敲击发出信号。

二、灾害处理程序

1、按照《招贤矿业2022年灾害预防及处理计划》中的有关规定，积极展开抢险、救险。

2、事故发生后，现场人员应及时了解和判断灾害的性质、发生地点和发展速度，迅速报告矿调度指挥中心。

3、事故发生后，现场人员应尽量利用现场设备和工具进行处理，防止灾害进一步扩大。

4、当灾害已不可控制时，应立即按照既定的避灾路线，有组织、有秩序的撤离。

5、事故发生后，每一位现场人员都应保持沉着冷静处理事故和撤离。

三、灾害处理措施

（一）火灾处理措施

当出现巷道湿度、温度增大，发现雾气，巷道中有焦油味，人处于其中时有头疼闷热四肢无力、有明火或明烟等现象。任何人发现上述现象之一时，应立即进行自救，同时尽快通知矿调度指挥中心，矿调度指挥中心负责立即通知矿防灭火领导小组和其他相关部门,迅速组织救援。当工作面发生火灾时, 当班班队长应依照火灾避灾路线、矿井灾害预防和处理计划的规定, 将所有受火灾威胁的人员撤离危险区域，并迅速汇报矿调度指挥中心，同时根据火灾性质、灾区通风和瓦斯情况,采取一切可能的方法组织人员进行灭火、控制火势。

1. 火灾初期所有人员应立即打开并佩带好自救器或用湿毛巾捂住鼻口，

积极组织人力、物力控制火势，直接灭火失败时，应采取隔离灭火法控制火区。

2、将排水管路、压风管路改为消防管路。

3、如果火势太猛，在扑救无效情况下，所有人员迎着新鲜风流撤退，并通知可能受火灾威胁的人员撤离灾区。

4、所有入井人员必须熟记避灾路线，全负压下进风侧的人员，应迎着风流撤退，独头巷道人员应向外撤退。

5、如果在撤离过程中遇到爆炸冲击波与火焰袭来时，应背向冲击波俯卧在底板或水沟内。遇到无法撤退、通路因冒顶堵塞或瓦斯涌出量大、有害气体浓度大而又无法自救等情况时，应迅速躲进避难硐室或临时构筑避难所等待营救。

6、查明火灾地点、范围和发火原因，并采取防止风流紊乱、火烟侵袭、蔓延等措施，防止火灾向其它巷道蔓延，同时切断火区电源。

（二）水灾处理措施

工作面或其他地点发现有挂红、挂汗、空气变冷、出现雾气、水叫、顶板淋水加大、顶板来压、底板鼓起或产生裂隙出现渗水、水色发浑、有臭味等突水预兆时，必须停止作业，采取措施，立即报告矿调度指挥中心，发出警报，撤出所有受水灾威胁地点的人员。

1、所有入井人员必须熟记水灾避灾路线。

2、施工地点人员迅速向调度指挥中心汇报灾情，汇报内容包括水灾地点、水量大小、发生时间。

3、如果工作面内出水，所有作业人员应有组织的沿着避灾路线（避开压力水头）迅速撤至地面；若被堵在独头巷道时,应立即打开自救压风,加固避难硐室支护,节约矿灯电量,沉着冷静,不断敲击风水管,等待救援。

4、井下排水设备，在透水后应全部启动排水，并保证其处于正常工作状态。

（三）瓦斯、煤尘灾害处理措施

瓦斯异常涌出预兆：工作面瓦斯忽高忽低，温度骤降、煤壁发凉，遇地质构造或围岩松散区，瓦斯异常涌出，煤层发出“丝丝”的鞭炮声，顶板来压，人感到发昏。

1、在发生瓦斯、煤尘爆炸事故时，要沉着冷静、积极自救，不可惊慌，不要乱喊乱跑。

2、暂时躲避到安全地点，不能撤离的人员，要沉着冷静，尽量减少动作，并在躲避地点巷道口悬挂矿灯，用工具有规律的敲打管子、铁轨等，发出呼救信号，等待救援。

3、在发生瓦斯、煤尘爆炸事故无法撤离时，人员迅速进入独头巷道（最好是岩巷），关闭局扇，切断风筒，堵住入口，防止有毒气体侵入。

4、避灾地点若有压风管，要设法打开管路，以便为避难人员输送新鲜空气。

5、当发生瓦斯煤尘爆炸事故，无其它巷道躲避，或来不及撤离时，避灾人员要注意爆炸冲击波的方向，并迅速背对着空气冲击波的来向，俯卧于巷道底板上或水沟中，脸贴水面并用湿毛巾堵住嘴和鼻子，以隔绝火焰或防止高浓度有害气体的伤害,等爆炸冲击波过去后，要迅速迎着风流方向撤离到安全地点。

6、在爆炸的一瞬间，要尽可能屏住呼吸，防止吸人大量的高温有害气体。

（四）顶板灾害处理措施

顶板有“闷炮”声，掉渣、片帮严重，顶板破碎，支架断梁折腿、支架变形严重，顶板下沉离层有裂隙，打眼时卡钎等。遇以上情况时，工作面必须停止工作，采取措施进行处理，遇危急情况及时撤离危险区。

1、遇险人员要正视已发生的灾害，保持清醒冷静，切忌惊慌失措，迅速组织起来，主动听从当班第一安全责任人和有经验的老工人指挥，团结协作，尽量减少体力和隔堵区的氧气消耗，有计划地使用饮水、食物和矿灯，做好较长时间避灾的准备。

2、如人员被困地点有电话，应立即用电话向调度指挥中心汇报灾情，包括遇险人数和计划采取的避灾自救措施；否则，应采取敲击铁轨、管路和岩壁等方法，发出有规律的呼救信号。并每隔一定时间敲击一次，不间断发出信息，以便和营救人员取得联系，组织力量抢救。

3、如被困地点有压风管，应打开压风管，输送新鲜空气，但应注意保暖。

4、救灾人员应按以下规定进行：

（1）迅速查处冒顶区范围和被埋住、堵塞人员数量及位置，积极组织抢救。

（2）积极恢复冒顶区的正常通风，如短时间内不能恢复，可利用水管、压风管等设施对被埋压、堵塞人员输送新鲜空气。

（3）在处理事故时，必须始终坚持由外向里加强支护，防止二次冒顶，必要时可开掘通向遇险人员的专用小巷。

（4）遇有大块矸石威胁遇险人员时，可使用千斤顶等工具移动矸石，但应尽量避免破坏冒落矸石的堆积状态。

（5）在处理事故过程中，要及时检查事故地点的有害气体浓度及风量，防止瓦斯爆炸。

5、工作面配备应急物资，两巷存放若干型号单体支柱、木料用于顶板管理等。

（五）冲击地压处理措施

发生冲击地压事故前有如下预兆可以预警：弱冲击、强冲击、弹射、矿震、岩爆、弹性振动等，常伴有煤岩体抛出、巨响、冲击波、气浪。

1、冲击地压事故汇报

（1）冲击地压监测单个微震事件能量达到104J以上时，防冲办监测员应及时向矿调度和防冲办技术室汇报，矿调度打电话向现场作业人员了解情况，并及时向煤矿分管负责人或带班值班矿领导报告；情况严重的，及时向煤矿主要负责人报告。   
 （2）井下采掘作业地点出现强烈震动、巨响、瞬间底（帮）鼓、煤岩弹射等动力现象的，必须及时撤出危险区域作业人员。

（3）工作面出现煤炮声、岩层断裂声频繁、帮鼓或顶板明显下沉等动压现象时，第一个发现该情况的人员应立即向跟班人员或安监员汇报现场情况，跟班人员、安监员接到汇报后要立即到现场查看并根据情况决定是否汇报调度室。

（4）发生冲击地压事故时，现场作业区队的负责人必须立即用就近完好的电话向调度指挥中心简要汇报事故发生的地点、破坏情况、现场作业人员数量、受伤人员的数量、身份、受伤情况及其所在的具体位置，以便及时制定方案、采取措施进行处理。

（5）调度指挥中心接到事故汇报后，必须及时向公司领导汇报，并立即召集相关科室和区队负责人迅速到调度指挥中心集合，成立事故救援小组，尽快制定科学可行的救援方案。同时，要根据井下汇报情况，及时指挥事故现场及附近安全区域的作业人员，对事故伤亡人员进行救援并沿避灾路线迅速向安全地点撤离。

（6）事故发生后，调度指挥中心负责组织有关管理人员到现场勘查和指挥救援处理。  
 2、冲击地压事故应急处置

（1）发生冲击地压事故后，首先撤出灾区人员，将所有受冲击地压威胁区域人员按指定的安全撤离路线撤出。现场人员应沉着冷静，并尽可能了解事故的地点、性质、严重程度、受威胁的人员数、可能影响的范围是否扩大等，切忌不可惊慌乱跑。

（2）撤退时，位于事故进风侧的人员，迎着风流撤退；位于事故回风侧的人员应迅速佩戴好自救器以最快速度进入新鲜风流，在撤退过程中如遇巷道堵塞，不能安全撤离时，应就近构筑安全地点或进入避难硐室等待救援。

（3）发生冲击地压事故后，立即组织矿山救护队探明事故地点、波及范围和被埋、压、截堵的人数及可能所在的位置，切断灾区电源，防止发生爆炸等次生灾害，分析抢救、处理条件。  
 （4）根据地面各监测系统，检查通风设施、排水系统是否正常运行，检查备用风机、备用排水设备是否到位，以备紧急调拨。  
 （5）立即对冲击地压发生区域人员组织抢救。如一时不能恢复巷道，则必须利用压风管、水管及开掘巷道或打钻孔的方法向被埋压或截堵区内的人员供给新鲜空气、水和食物。

（6）在抢救过程中，应注意瓦斯从冲击地点涌出，要有排除瓦斯的措施，并有专人监视瓦斯、二氧化碳等气体浓度。

（7）在抢救事故期间，应随时向公司调度指挥中心汇报灾区状况和救灾工作的进展情况（如现有抢救力量，人员的情绪及身体状况，救灾的现有条件，事故发展趋势及后果，所采取的措施及取得的效果等），并对下一步抢救工作的开展提出意见和建议。

（8）加强对冲击地压监测系统监测，及时下发预警预报，为现场提供合理的救援时机，防止再次冲击伤人。值班人员必须坚守岗位并做到实时监测。

（9）积极开展自救和互救。事故发生后，灾区内以及受波及区域的人员应沉着冷静，根据灾情和现有条件以及实情发展，采取积极有效的方法和措施，利用现场的设备材料在保证自身安全条件下全力抢险，及时进行现场救灾工作，可能出现骨折、中毒、窒息等伤员。救护队到来之前，在场人员必须对这些伤员进行及时、合适的急救。  
 （10）灾害事故发生时，将事故消灭在初起阶段或控制在最小范围，最大限度地减少事故造成的财产损失和人员伤亡。现场人员行动要保持统一指挥，严禁各行其是、盲目蛮干或惊慌失措，贻误消除灾害的有利时机。救灾要切实注意自身安全，如果灾区条件恶化、危及现场人员安全，有中毒、窒息、爆炸、火灾等现象时，应及时撤离，防止事故扩大。

（11）如果事故不能达到及时控制或有扩大趋势时，由总指挥部决定请求外援。发生事故现场不具备事故抢救的条件、可能危及人员的生命安全时，应由在场负责人或有经验的老工人带领，根据规定的撤退路线和当时当地的实际情况，尽量选择安全条件最好、距离最短的路线，迅速撤离危险区域。同时立即通知公司生产调度指挥中心请求专业救护队参与救灾。

## 第二节 避灾路线

**1、工作面发生火灾、煤尘爆炸、瓦斯爆炸等灾害时的避灾线路：**

1303工作面→1303机巷→1303机联巷第→第二中部车场→北翼辅助运输大巷→井底车场→副井→地面

（2）施工地点→1303风巷→1303风联巷→1305提料斜巷→北翼辅助运输大巷→井底车场→地面。

发生火灾、煤尘爆炸、瓦斯爆炸事故时，位于事故地点回风流的人员应立即佩戴好自救器，并沿便捷路线撤至1303机联巷，经北翼辅助运输大巷至副立井回到地面。

**2、避水灾路线：**

（1）处于出水地点上方人员：

1303工作面→1303机巷→1303机联巷第→第二中部车场→北翼辅助运输大巷/北翼带式输送机巷→主斜井→地面。

1. 处于出水点下方人员，无法穿越出水地点时：

1303 工作面→1303风巷→1303风联巷→北翼回风大巷→主斜井→地面。

**3、避冲击地压路线：**

（1）施工地点→1303机巷→1303机联巷第→第二中部车场→北翼辅助运输大巷→井底车场→地面。

（2）施工地点→1303风巷→1303风联巷→1305提料斜巷→北翼辅助运输大巷→井底车场→地面。

对于在生产过程中发生的自然灾害及人身、机电事故，必须及时准确地向矿调度与控制中心和区值班人员汇报，并在矿调度与控制中心的统一指挥下及时处理，且做好自救和互救工作。

见附图12：1303工作面避灾路线图

## 1303工作面重大安全风险辨识评估

**1303工作面安全风险辨识评估**

**1、风险辨识方法**

本次采用作业条件危险性评价法，对辨识出的安全风险进行逐项评估。该方法采用与风险有关的三种因素指标值的乘积来评估操作人员伤亡风险大小，计算公式为D=L×E×C。其中：L表示事件发生的可能性、E表示人员暴露于危险环境中的频繁程度、C表示可能造成的后果、D表示危险性。安全风险评估按危害程度、控制能力和管理层次将安全风险划分为重大风险、较大风险、一般风险、低风险四个等级。D值大于等于320，确定为重大风险，小于320大于等于160确定为较大风险，小于160大于等于70确定为一般风险，小于70确定为低风险。

**2、风险辨识范围**

1303工作面、机巷、风巷、机联巷、风联巷。

**3、评估参数**

表1 评估参数表

|  |  |  |  |  |  |
| --- | --- | --- | --- | --- | --- |
| 发生事故的可能性（L） | | 人员暴露于危险环境中的频繁程度（E） | | 发生事故可能造成的后果（C） | |
| 分数值 | 可能程度 | 分数值 | 频繁程度 | 分数值 | 后果严重程度 |
| 10 | 完全可能预料 | 10 | 连续暴露 | 100 | 大灾难，许多人死亡 |
| 6 | 相当可能 | 6 | 每天工作时间暴露 | 40 | 灾难，数人死亡 |
| 3 | 可能，但不经常 | 3 | 每周1次 | 15 | 非常严重，1人死亡 |
| 1 | 可能性小，完全意外 | 2 | 每月1次 | 7 | 严重，重伤 |
| 0.5 | 很不可能，可以设想 | 1 | 每年几次 | 3 | 重大，致残 |
| 0.2 | 极不可能 | 0.5 | 非常罕见 | 1 | 引人注目，需要救护 |
| 0.1 | 实际不可能 |  |  |  |  |

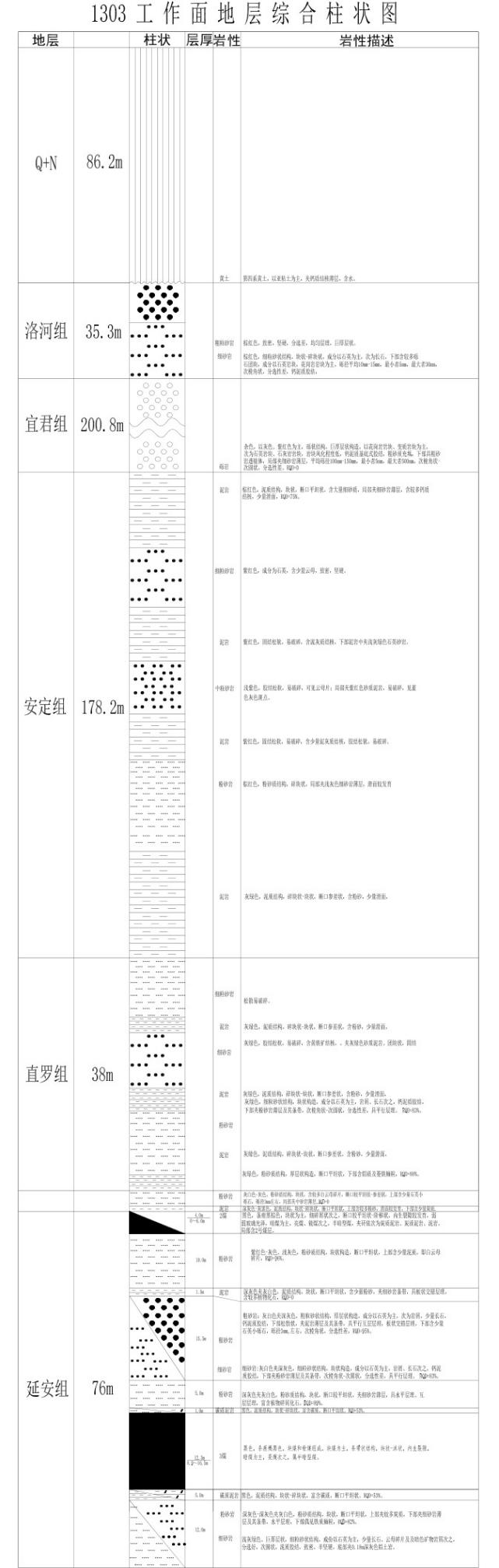
**1303工作面重大风险辨识表**

|  |  |  |  |  |  |  |  |  |  |  |  |
| --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- |
| 序号 | 风险地点  及项目 | 风险描述 | 风险类型 | 风 险 评 估 | | | | | 控制措施 | 管控  负责人 | 分管责任人 |
| 可能  性L | 暴露  率E | 后果  C | 风险  值D | 风险  等级 |  |  |  |
| 1 | 1303工作面 | 1303工作面初采、正常回采期间，采空区不能及时垮落，采空区漏风较大；切眼断面大，受矿压影响顶煤易压裂破碎；初采推进速度一般相对较慢，松散煤体及采空区遗煤氧化升温时间长，有自然发火隐患。 | 自然发火 | 3 | 6 | 40 | 720 | 重大风险 | 1.保证推进度。每日不低于1.73m，工作面回采推进度小于1.73m/d时，对采空区进行预防性灌浆。  2.黄泥灌浆。机巷布置一趟Ф108mm灌浆管路，出口布置在30-60m范围内。正常回采期间，对采空区进行预防性灌浆，灌浆周期间隔不超过15天。  3.机巷注氮。机巷注氮管路出口距工作面进风隅角30-60m范围内。正常回采期间，采用间断性注氮，注氮周期每月不少于4次。  4.端头封堵。正常回采期间，每圆班在进、回风隅角分别垛袋堵漏并挂风障,周期来压期间垛袋墙外喷涂克斯达无机防灭火材料，减少采空区漏风。  5.液态CO2。正常回采期间，当工作面采空区及回风温度、CO有异常上升趋势时，利用预埋的机、风巷防火管路适时灌注液态CO2，防止采空区出现自然发火隐患。  6.预测预报。每班对隅角、架间及回风流检测CO、CH4、温度等参数，发现异常时，两侧附近10m范围内每架检查，每天对上隅角、架间（人工检测CO浓度较大地点）采样一次，利用色谱分析其气体成份；利用机、风巷预埋的采空区束管，每天采气样进行分析；上隅角、回风流传感器按规定吊挂、调校，确保监控有效；  7.开展员工专项培训，使员工熟知避灾路线及自燃发火征兆，提高应急避灾、救灾能力。 | 纵峰 | 赵振中  秦庆举 |
| 2 | 1303工作面 | 1303工作面回采期间，采空区顶板垮落，瓦斯涌出量较大，可能导致工作面瓦斯超限。 | 瓦斯  超限 | 3 | 6 | 40 | 720 | 重大风险 | 1.严格执行瓦斯专项治理安全技术措施。保证工作面进风大于最小需风量1583m³/min，匀速割煤，根据瓦斯涌出情况，合理调配风量；  2.加强端头堵漏，减少漏风；  3.瓦斯抽采。利用1303机、风巷高位钻孔、1303风巷采空区埋管抽采采空区瓦斯； 4.开展员工专项培训，使员工熟知避灾路线及瓦斯超限征兆，提高应急避灾、救灾能力，每周六进行安全学习培训；  5.瓦斯检查员加强日常巡查工作面架间瓦斯检查。回风隅角、回风流每班检查三遍，工作面架间每班检查一遍，保证数据真实准确，发现异常及时汇报；传感器的安装符合要求；发现瓦斯浓度异常现象，及时处理、汇报；  6.加强瓦斯传感器、监测线的检修，确保正常运行；  7.工作面过断层等地质构造时，加强瓦斯检查，严格按照过断层措施要求施工。 | 纵峰 | 赵振中  秦庆举 |
| 3 | 1303工作面 | 1303工作面回采后，上覆岩层中会产生离层空间积水，在水量增大、矿压变化等综合影响下，离层水有溃入工作面的风险，预计离层水灾变最大突水量420m³/h。 | 水害 | 3 | 6 | 40 | 720 | 重大风险 | 1.为防止1303工作面回采期间顶板离层水害溃入工作面，1303工作面地面1307-SP2孔保持抽水，施工地面抽排水钻孔1303-CP1孔，对1303工作面上覆岩层离层空间积水进行抽排和疏放，保证工作面安全回采；  2.继续加强水文孔和抽排水孔水位、微震变化、矿压显现、淋水、瓦斯涌出等涌水征兆的日分析，并做好预测预警工作；  3.1303工作面利用水沟自流排水，及时清理两巷水沟、沉淀池和水仓淤煤，定期检修机巷水仓内水泵，确保机、风巷排水通畅；  4.结合地面三维地震、井下物探、钻探等资料，3月份1303工作面机头段揭露CF6断层，断层落差0-3m；在构造发育和顶煤较厚区段等位置，坚持限高开采或只采不放。  5.继续开展工作面关键层超前深孔预裂爆破工作，降低裂隙发育高度和矿压显现强度；  6.结合地面三维地震、井下物探、钻探等资料做好全面综合分析，利用分析成果按时下发水文地质预测预报并做好工作面水情研判工作；  7.3月份工作面回采期间，强化工作面现场管理，保证支架初撑力（不小于24MPa）与架型，工作面匀速推进均衡放煤，避免停采滞采；  8.加强员工培训学习，贯彻落实《招贤矿业公司1303工作面水灾应急预案及现场处置方案》内容，如发现突水征兆，立即按照预案内容进行撤人处置。 | 纵峰 | 赵振中  秦庆举 |
| 4 | 1303工作面 | 1303工作面冲击地压危险状态等级Wt= 0.52 ，为中等冲击危险性；共划分强冲击危险区域3处，中等冲击危险区域9处，其余为弱冲击危险区，存在发生冲击地压风险。3月份回采范围机巷为弱和中等冲击危险区域，风巷为中等冲击危险区域。 | 冲击地压 | 3 | 6 | 40 | 720 | 重大风险 | 1.结合构造、矿压、回采进度、综合监测等资料做好全面综合分析，利用分析成果按时下发预测预报并做好工作面冲击地压研判工作；  2.加强微震、应力在线、地音监测，并做好日分析；  3.施工帮部大直径卸压钻孔、顶板预裂爆破钻孔、走向切顶钻孔，确保超前工作面不少于200m；在冲击地压危险区进行解危卸压施工的，应当撤出该区域内与解危卸压施工无关的人员，停止运转与解危卸压施工无关的设备；3月计划施工帮部卸压钻孔279个，顶板预裂爆破钻孔52个，走向切顶钻孔20个，底板卸压钻孔184个；  4.按照生产组织通知单要求，保证工作面匀速、连续推进，控制采高；确保工作面支架初撑力达标，两巷超前支护符合规定要求；  5.中等及强冲击危险区生产时，临空巷道超前300m必须实行封闭管理，严禁人员进入；  6.采动影响区域内严禁巷道维修与回采平行作业、严禁同一区域多点维修，严禁间距小于150m维修；  7.按规定码放设备、材料，吊挂管线、设置压风自救系统；  8.加强员工培训，提高应急避灾、救灾能力，进入工作面的所有作业人员必须穿防冲服、戴防冲帽； | 纵峰 | 赵振中  秦庆举 |
| 5 | 1303工作面 | 1303综放工作面收作期间，存在片帮、掉顶风险；抽架期间存在支架倾倒的风险。 | 顶板 | 3 | 6 | 40 | 720 | 重大风险 | ①编制专项安全技术措施并严格执行，落实现场的跟班督导工作。  ②保障工作面在用单体初撑力不小于11.5MPa,液压支架及单元式支架初撑力不小于24MPa。  ③人员进入煤壁作业严格执行敲帮问顶制度，作业期间安排专人观察顶板、煤壁及支护情况，发现顶板来压、片帮等异常及时停止作业，进行处理。  ④抽架后及时支护顶板并拉移掩护支架，顶板破碎时要使用工字钢配合支护顶板、并使用木料背帮过顶严实。  ⑤三四岔门安装单元式支架或打锚索加固顶板。  ⑥工作面遇顶板破碎、片帮严重时及时施工人工超前管理顶板，人工超前管理顶板必须编制措施并贯彻后方可施工。 ⑦抽架期间，支架支架下方严禁有人，抽架绞车要始终带紧绳，防止支架下滑、倾倒。  ⑧单元式支架在安装、使用、挪移过程中采取放倒措施。 | 纵峰 | 赵振中  秦庆举 |

# 4、重大安全风险辨识评估结果

# 通过对1303工作面重大安全风险辨识列出重大风险清单，要求采煤部职工掌握安全风险因素，为工作面工作安全回采提供保障，进一步完善作业规程及相关安全技术措施。

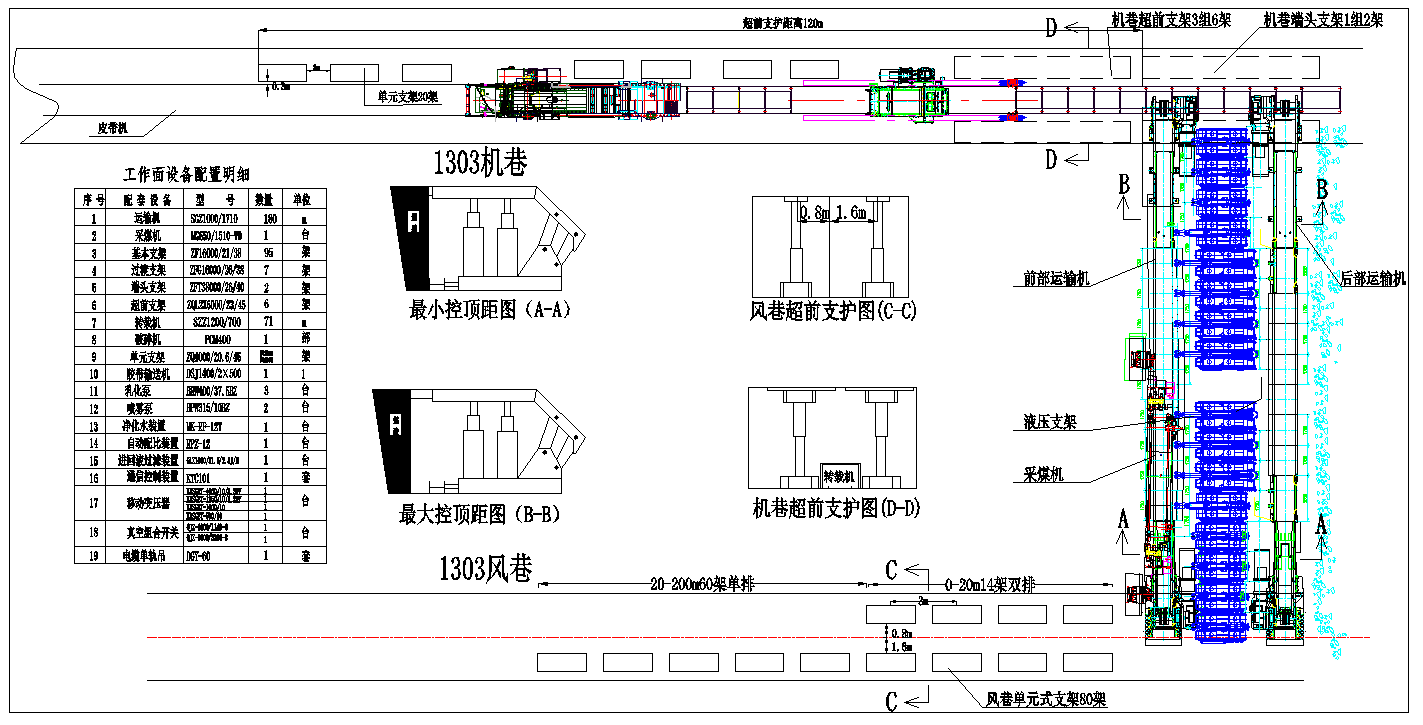
附图1：1303工作面综合柱状图



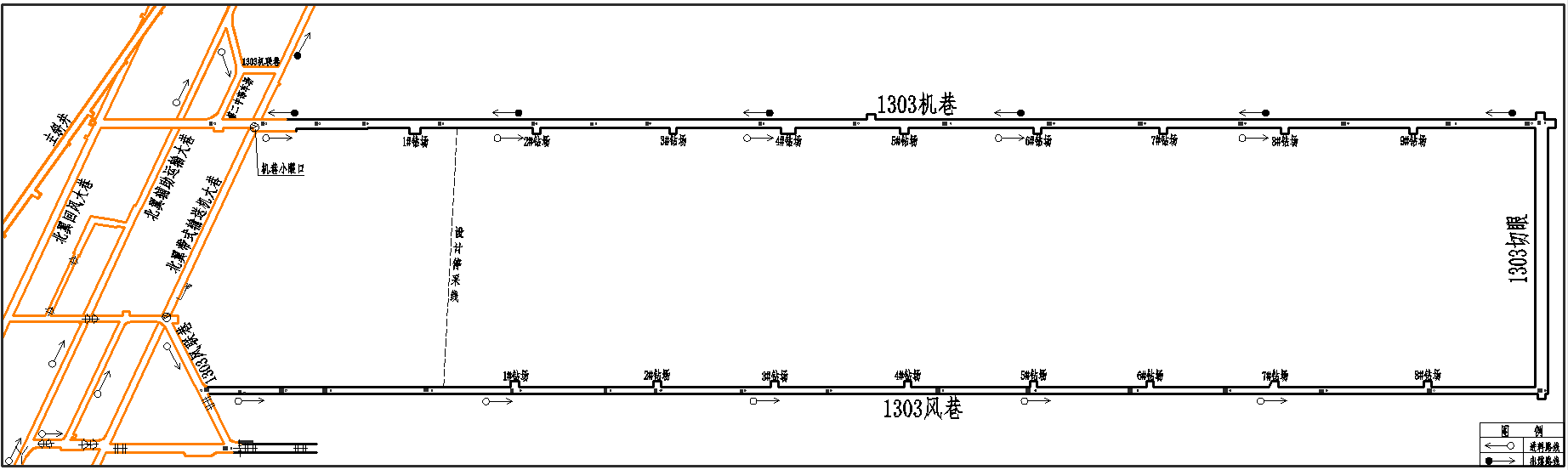
附图2：1303工作面及巷道布置图

# G0I(D1BL3CZNKAIB8QFV0K9

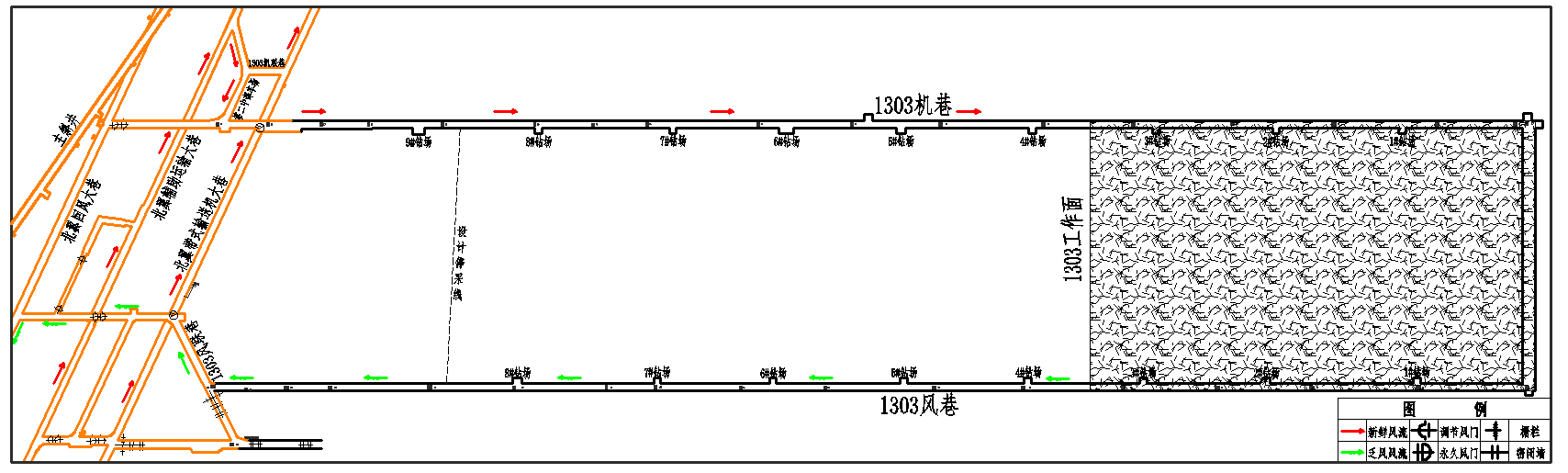
附图3：1303工作面设备布置及支护示意图



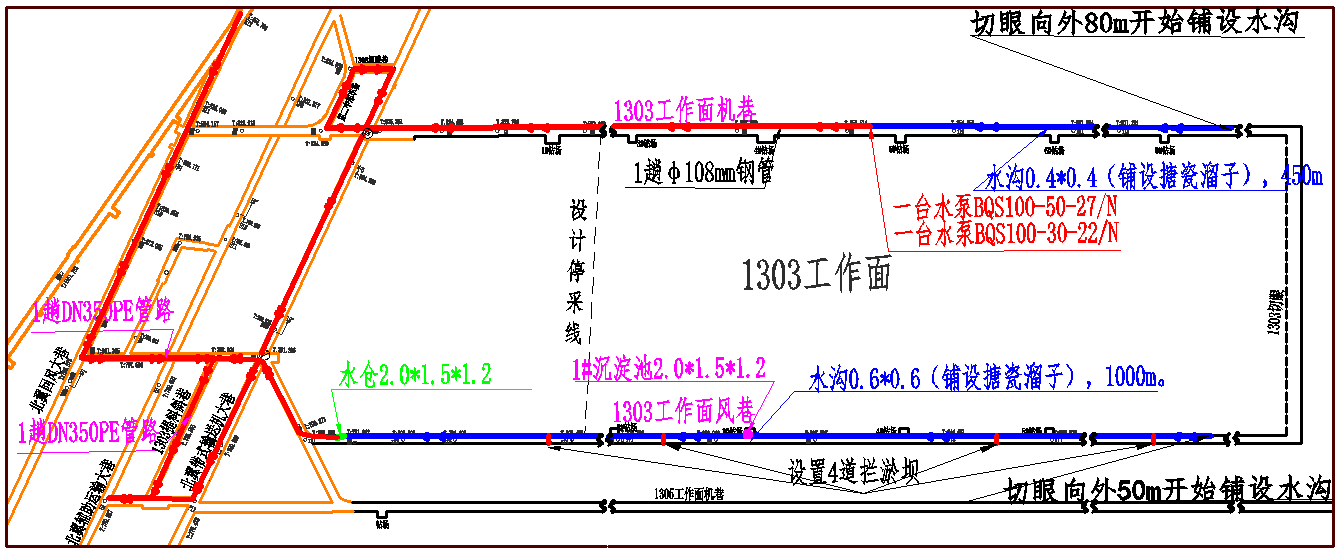
附图4:1303工作面运输系统示意图



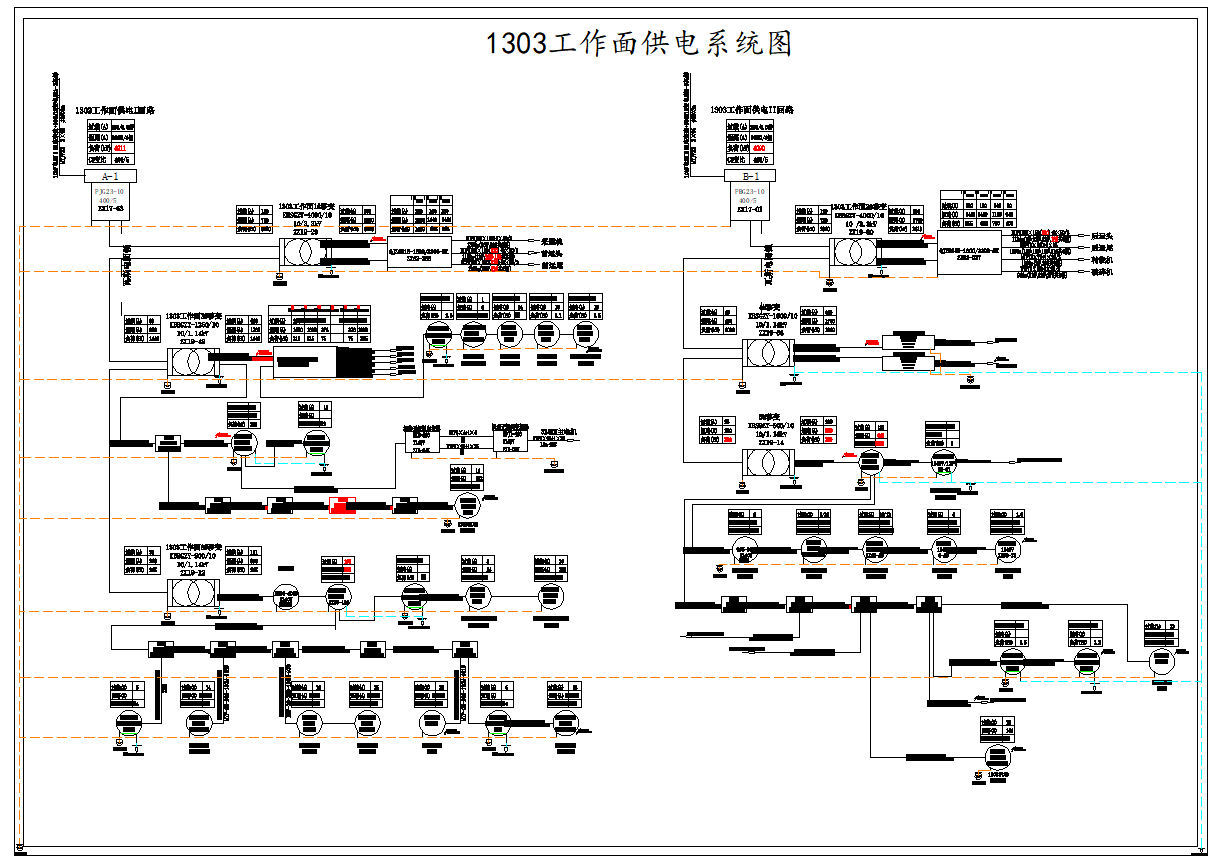
附图5:1303工作面通风系统图



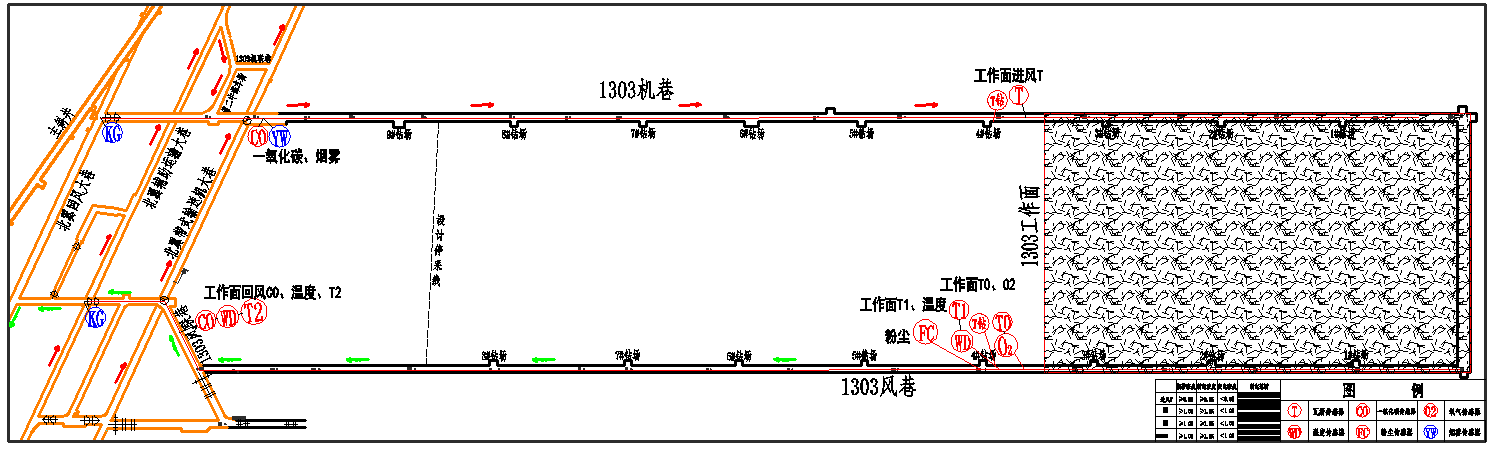
附图6:1303工作面排水系统示意图



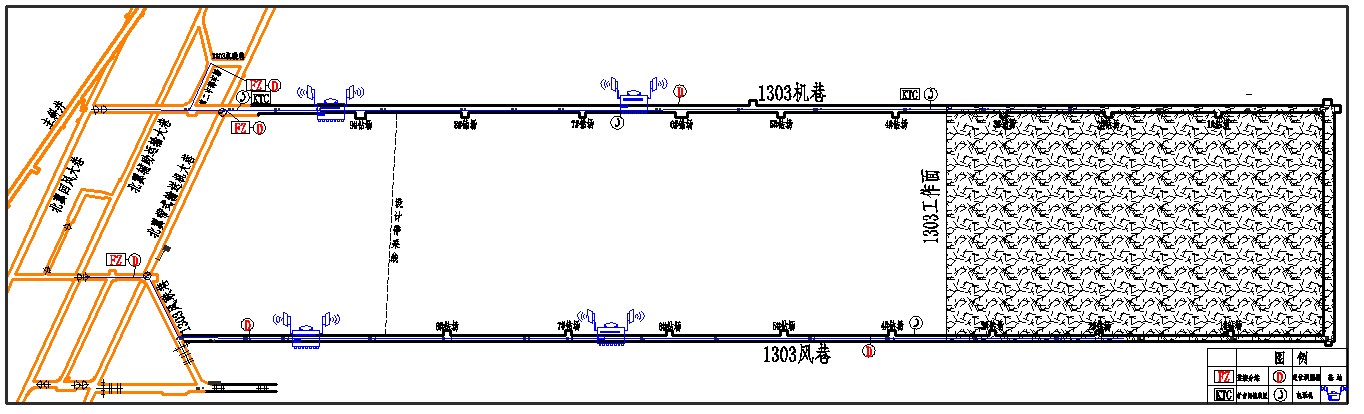
附图7:1303工作面供电系统图



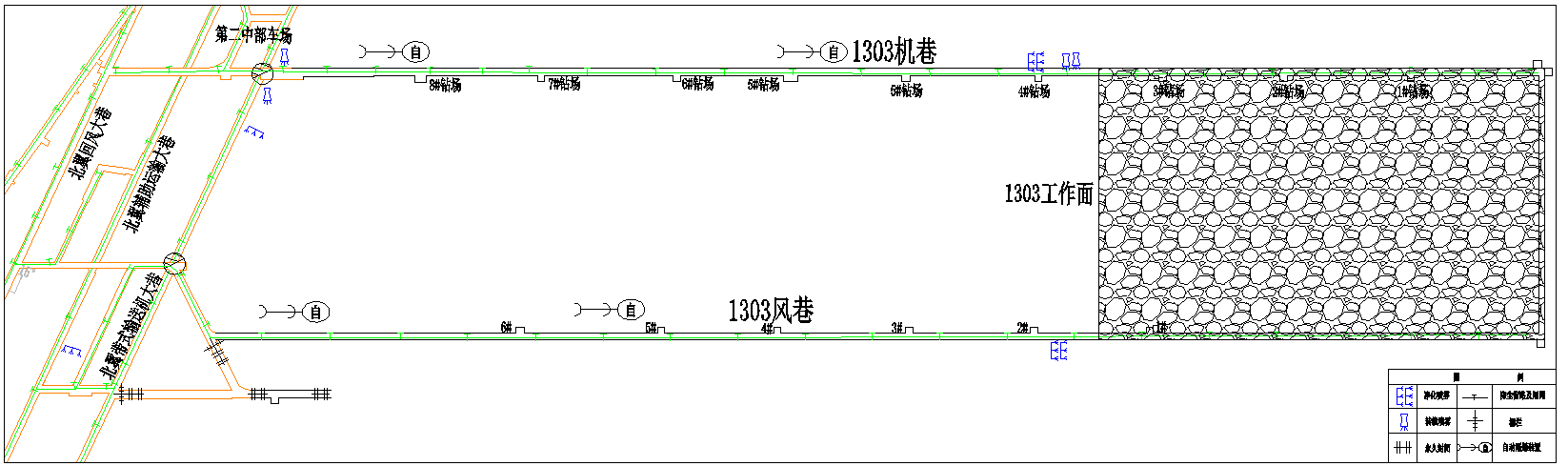
附图8：1303工作面监控系统图



附图9:1303工作面人员定位及通信系统图



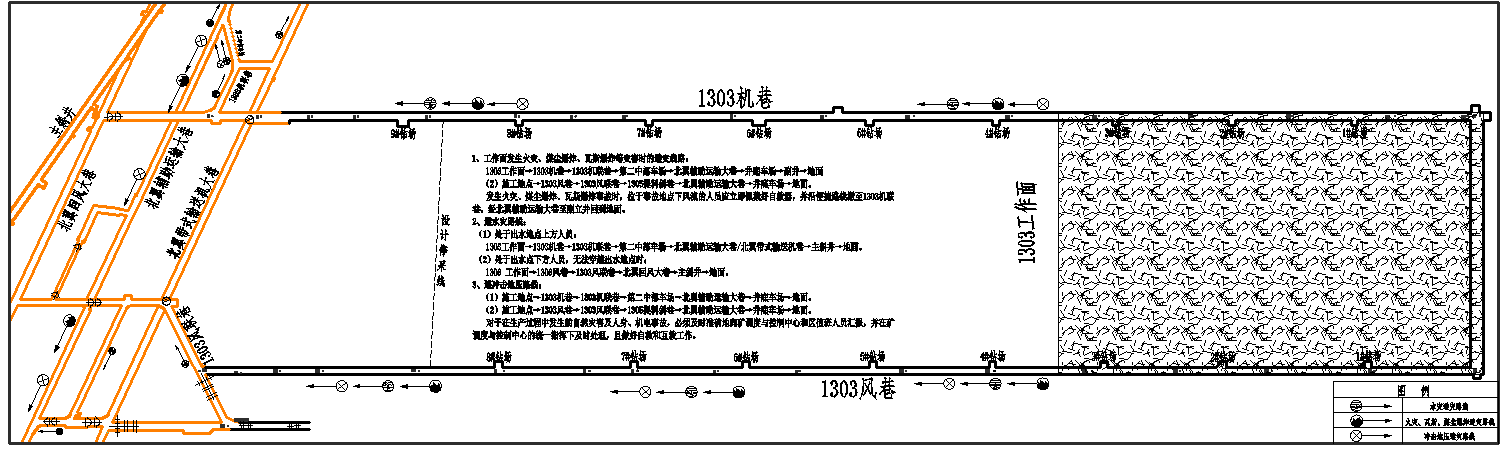
附图10：1303工作面防尘系统图



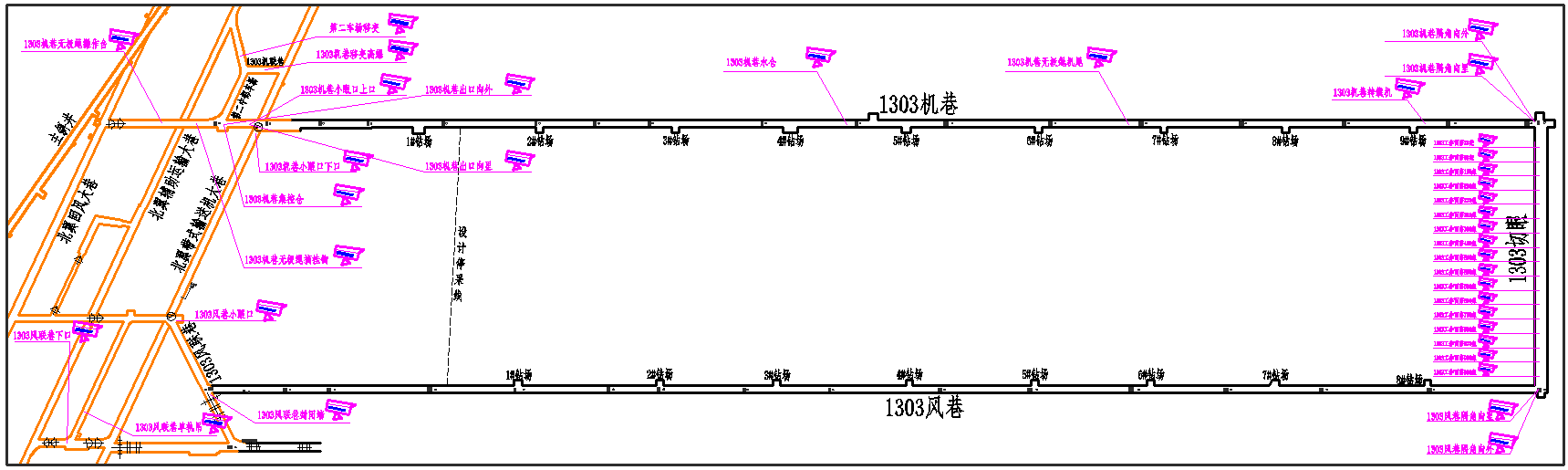
附图11：1303工作面防灭火系统图

# S[}4YEKOOLTBRAR3G~BW[98

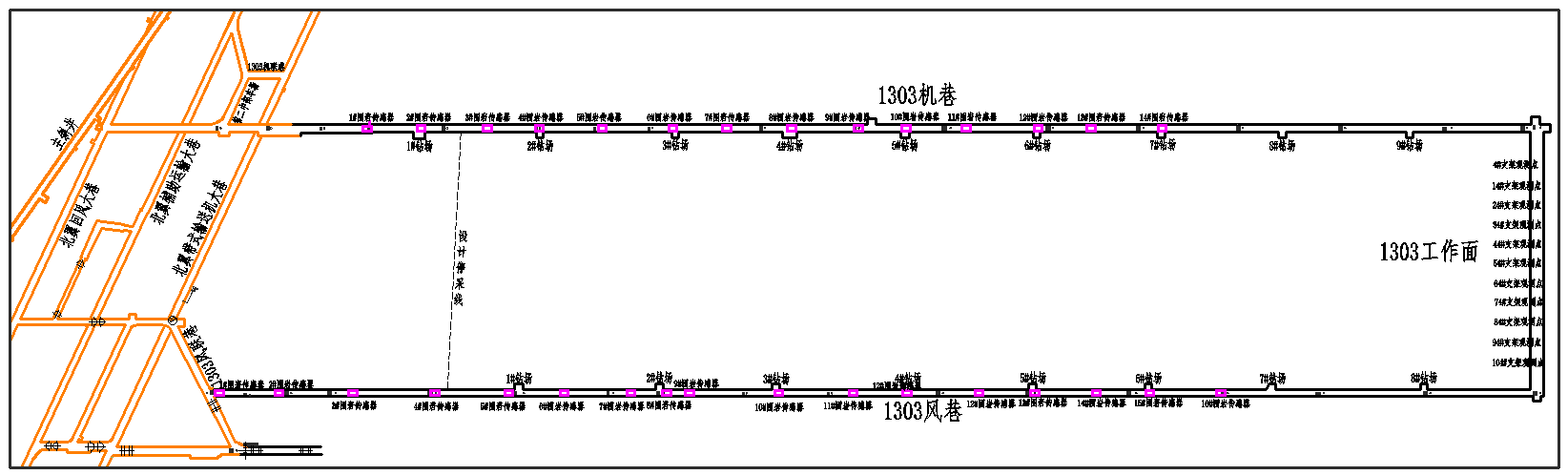
附图12：1303工作面避灾路线系统图



附图13：1303工作面视频监控系统布置图



附图14：1303工作面矿压观测布置图



1303工作面乳化泵站储能器补充使用管理规定：

一、开机前准备。  
1、检查各阀都处于中位(除旁通在关以外)。

2、磁力启动器手自动是否在手动上。  
3、手动泄压阀是否关闭。(手动泄压阀要处于关闭状态。)  
4、气源是否接上。(开机气源要接上。)  
二、手动自动运行。  
1、打开气源。  
2、板动各阀门手柄，让各阀门处于中位。(注意:旁通在正常使用时要在关的位置。当处于开始，管汇与储能器压力都是样。)  
3、打开磁力启动器上的电源开关。按下启动按钮，电机运转(注意:手动状态下只有按下停止按钮才会停，系统不会自动停止。)当储能器压力到21Mpa时按下停止按钮。  
4、电机自动运行。将手自动转换开关打到自动上，电机运转(注:电机在21Mpa时会自动停止。当系统低于19Mpa时电机又会运转。)自动状态下系统始终会保持在19-21Mpa之间。  
三、系统停止。  
1、停止电源。  
2、将磁力起动箱手自动开关打到手动位置。  
3、打开手动泄压阀卸掉系统压力。  
4、将忠和箱的备用电源开关打到分上。(如在合上会用电池的电，时间长将损坏电池。)  
5、将所有的三位四通阀都打到中位(出旁通外)。  
6、关掉气源。