

前 言

此件按照应急管理部1号令要求，仅限于网上公开使用，挪作他用一律无效。

2022 年 11 月，宁夏源源工贸有限公司委托兰州煤矿设计研究院有限公司编制完成《宁夏吴忠市线驮石矿区大井沟煤矿及选煤厂可行性研究报告》。

受宁夏源源工贸有限公司的委托，宁夏安普安全技术咨询有限公司对宁夏吴忠市线驮石矿区大井沟煤矿及选煤厂建设项目进行安全预评价。我公司按照《煤矿建设项目安全预评价实施细则》（AQ1095-2014）、《安全评价通则》（AQ8001-2007）、《安全

预评价导则》（AQ8002-2007）及《煤矿安全评价导则》（煤安监技装字[2003]114号文）等相关规定，根据《宁夏吴忠市线状石矿区大井沟煤矿及选煤厂可行性研究报告》和建设单位提供的其他有关资料，结合项目特点，运用多种评价方法对该项目的危险、有害因素进行了识别分析，并对其危害程度进行了评价，提出了有针对性的对策措施，编制了《宁夏源源工贸有限公司宁夏吴忠市线状石矿区大井沟煤矿建设项目安全预评价报告》。

本次安全预评价工作得到了有关单位的大力支持，在此表示感谢！

宁夏安普安全技术咨询有限公司

2022年12月

此件按照应急管理部1号令要求，仅限于网上公开使用，挪作他用一律无效。

目 录

第一章 概 述.....	1
1.1 安全预评价的对象、范围及评价目的和原则.....	1
1.1.1 评价对象.....	1
1.1.2 评价范围.....	1
1.1.3 评价目的.....	1
1.2 安全预评价的主要依据.....	1
1.2.1 有关法律、法规和技术标准.....	1
1.2.1.1 法律.....	1
1.2.1.2 法规.....	2
1.2.1.3 规章及规范性文件.....	3
1.2.1.4 标准.....	5
1.2.2 建设项目文件.....	5
1.2.3 建设单位提供的相关资料.....	6
1.3 评价程序.....	6
1.4 煤矿建设项目概况.....	7
1.4.1 建设单位基本情况.....	7
1.4.2 预评价前置条件.....	7
1.4.3 矿井地质条件.....	8
1.4.4 工程地质性质.....	10
1.4.5 水文地质条件.....	10
1.4.6 自然条件概况.....	10
1.4.6.1 地形地貌.....	10
1.4.6.2 地表水系.....	10
1.4.6.3 气象特征.....	10
1.4.6.4 地震情况.....	11
1.4.7 矿区总体规划及开发现状.....	11
1.4.7.1 矿区总体规划及审批情况.....	11
1.4.7.2 矿区开发历史及现状.....	12
1.4.8 矿井外部建设条件.....	13

1.4.8.1 交通运输条件.....	13
1.4.8.2 电源条件.....	13
1.4.8.3 水源条件.....	13
1.4.8.4 通信条件.....	14
1.4.8.5 主要建筑材料供应条件.....	14
1.4.8.6 外部协作条件.....	14
1.4.9 矿井地质构造及地质条件.....	14
1.4.9.1 地层.....	14
1.4.9.2 构造.....	16
1.4.9.3 煤层.....	21
1.4.9.4 煤质.....	27
1.4.9.5 水文地质.....	33
1.4.9.6 工程地质.....	38
1.4.10 其他开采技术条件.....	41
1.4.10.1 瓦斯.....	41
1.4.10.2 煤尘爆炸性.....	41
1.4.10.3 煤的自燃倾向性.....	41
1.4.10.4 地温.....	41
1.4.10.5 静水压力.....	41
1.4.10.6 井筒涌水量.....	42
1.4.11 井田开拓设计概况.....	47
1.4.11.1 井田境界与资源量.....	47
1.4.11.2 矿井设计生产能力与服务年限.....	52
1.4.11.3 井田开拓与开采.....	52
1.4.11.4 矿井主要固定设备.....	61
1.4.11.5 矿井安全避险六大系统.....	67
1.4.11.6 矿井选煤厂.....	69
1.4.11.7 组织机构及人力资源配置.....	76
第二章 危险、有害因素识别与分析.....	82
2.1 危险、有害因素识别的方法和过程.....	82

2.1.1 危险、有害因素识别方法.....	82
2.1.2 危险、有害因素识别过程.....	82
2.2 主要危险、有害因素的危险性分析.....	82
2.2.1 冒顶片帮灾害.....	83
2.2.1.1 冒顶片帮灾害的后果.....	83
2.2.1.2 冒顶片帮灾害的原因.....	84
2.2.1.3 大井沟煤矿冒顶片帮灾害的危险性分析.....	85
2.2.1.4 冒顶片帮灾害事故案例.....	85
2.2.2 瓦斯危害.....	86
2.2.2.1 瓦斯危害的后果.....	86
2.2.2.2 瓦斯危害的形式及成因.....	87
2.2.2.3 瓦斯危害的危险性分析.....	88
2.2.2.4 瓦斯危害事故案例.....	88
2.2.3 矿井水灾危害.....	90
2.2.3.1 矿井水灾危害的后果.....	90
2.2.3.2 造成矿井水灾危害的主要原因.....	91
2.2.3.3 矿井水灾危害的危险性.....	91
2.2.3.4 矿井水灾危害事故案例.....	92
2.2.4 矿井火灾危害.....	92
2.2.4.1 火灾危害的后果.....	93
2.2.4.2 火灾危害的主要原因.....	93
2.2.4.3 火灾危害的危险性分析.....	94
2.2.4.4 火灾事故案例.....	94
2.2.5 粉尘危害.....	97
2.2.5.1 粉尘危害的后果.....	97
2.2.5.2 粉尘危害产生的原因.....	98
2.2.5.3 粉尘危害的危险性分析.....	98
2.2.5.4 粉尘事故案例.....	98
2.2.6 爆破危害.....	100
2.2.6.1 爆破危害的后果.....	100

2.2.6.2 爆破危害产生的原因.....	100
2.2.6.3 爆破危害的危险性分析.....	100
2.2.6.4 爆破危害事故案例.....	100
2.2.7 电气危害.....	101
2.2.7.1 电气危害的后果.....	102
2.2.7.2 电气危害的产生原因.....	102
2.2.7.3 电气危害的危险性分析.....	102
2.2.7.4 电气危害事故案例.....	103
2.2.8 机械设备危害.....	104
2.2.8.1 通用机械设备伤害.....	105
2.2.8.2 斜井提升危险有害因素分析.....	107
2.2.8.3 特种设备及机动车辆伤害.....	108
2.2.8.4 机械设备危害事故案例.....	110
2.2.9 高处坠落危害.....	113
2.2.9.1 高处坠落危害的后果.....	113
2.2.9.2 造成高处坠落事故的主要原因.....	113
2.2.9.3 高处坠落危险危险性分析.....	113
2.2.9.4 高处坠落事故案例.....	114
2.2.10 职业卫生危害.....	114
2.2.10.1 生产性粉尘.....	114
2.2.10.2 噪声、窒息.....	115
2.2.10.3 噪声与振动危害.....	117
2.2.10.4 冰冻.....	118
2.2.10.5 热害.....	118
2.2.10.6 采光照明不良.....	118
2.2.11 其它危险、有害因素.....	119
2.2.12 选煤厂危险有害因素分析.....	119
2.3 危险、有害因素结论.....	124
2.3.1 矿井危险、有害因素结论.....	124
2.3.2 选煤厂危险、有害因素结论.....	124

第三章 类比工程评价分析	125
3.1 类比工程的选择原则	125
3.2 类比工程数据资料来源	125
3.3 类比工程主要危险、有害因素的存在场所	125
3.4 应用类比工程数据的适用性研究	126
第四章 定性定量评价	131
4.1 评价单元的划分	131
4.2 评价方法的选择	132
4.2.1 类比分析法	132
4.2.2 预先危险性分析法	132
4.2.3 事故树评价法	134
4.2.4 因果图分析法	135
4.3 开采单元的定性、定量安全评价	137
4.3.1 开采单元概述	137
4.3.2 开采单元的分析评价	139
4.3.3 对《可研报告》中开采安全设施及安全设施的安全可靠性分析 ..	143
4.4 通风单元	147
4.4.1 通风单元概述	147
4.4.2 通风单元预先危险性分析	147
4.4.3 《可研报告》中矿井通风安全设施的安全可靠性分析	147
4.5 瓦斯防治单元	150
4.5.1 防治瓦斯单元概况	150
4.5.2 瓦斯危害预先危险性分析	150
4.5.3 《可研报告》中矿井防治瓦斯安全设施的安全可靠性分析	150
4.6 粉尘防治与供水单元	154
4.6.1 粉尘防治与供水单元概述	154
4.6.2 粉尘防治与供水单元的事故树分析	163
4.6.3 《可研报告》中矿井粉尘防治与供水安全设施的安全可靠性分析	165
4.7 防灭火单元	165
4.7.1 防灭火单元概况	165

4.7.2 防灭火单元预先危险性分析	166
4.7.3 《可研报告》中矿井防灭火安全设施的安全可靠性分析	168
4.8 防治水单元	168
4.8.1 防治水单元概述	168
4.8.2 事故树分析	169
4.8.3 防治水单元预先危险性分析	170
4.8.4 《可研报告》中矿井防治水安全设施的安全可靠性分析	172
4.9 防热害单元	172
4.10 安全监控、人员定位与通信单元	172
4.10.1 安全监控、人员定位与通信单元概况	172
4.10.2 安全监控、人员定位与通信单元的安全检查表法评价	173
4.10.3 《可研报告》中安全监控、人员定位与通信单元安全设施的安全可靠性 分析	174
4.11 爆破器材储存、运输和使用单元	174
4.11.1 爆破器材储存、运输和使用单元概述	174
4.11.2 爆破器材储存、运输和使用单元的事故树图分析	175
4.11.3 爆破器材储存、运输和使用单元的预先危险性分析	177
4.11.4 《可研报告》中爆破器材储存、运输和使用单元安全设施的安全可靠性 分析	179
4.12 提升运输单元	179
4.12.1 提升运输单元概况	179
4.12.2 《可研报告》中矿井提升运输安全设施的安全可靠性分析	191
4.13 压风及其输送单元	191
4.13.1 压风及其输送单元概况	191
4.13.2 压风及其输送单元的预先危险性分析法	192
4.14 电气单元	196
4.14.1 电气单元概述	196
4.14.2 矿井供电系统单元的预先危险性分析法	201
4.14.3 《可研报告》中矿井供电系统单元安全设施的安全可靠性分析	204
4.15 紧急避险与应急救援单元	205

4.15.1 紧急避险与应急救援单元概况	205
4.15.2 紧急避险与应急救援单元的预先危险性分析法	208
4.15.3 《可研报告》中矿井紧急避险与应急救援单元安全设施的安全可靠性分析	210
4.16 安全管理单元	211
4.16.1 安全管理单元概况	211
4.16.2 安全管理单元的安全检查表法评价	211
4.16.3 安全管理单元评价结果	215
4.17 职业危害管理与健康监护单元	215
4.17.1 职业危害管理与健康监护单元概况	215
4.17.2 职业危害管理与健康监护单元的预先危险性分析法评价	217
4.17.3 职业危害管理与健康监护单元评价结果	217
4.18 选煤厂单元	219
4.18.1 选煤厂单元概况	219
4.18.2 选煤厂单元的分析评价	220
第五章 煤矿事故统计分析	231
5.1 同类矿山生产事故统计分析	231
5.1.1 2010 年~2014 年宁夏回族自治区煤矿事故统计	231
5.1.2 事故原因综合分析	232
5.2 事故统计资料结果对类似项目的指导	232
第六章 安全设施设计建议	233
6.1 设计中应注意的安全问题	233
6.2 矿井设计选择安全设施的要求及说明	234
6.2.1 矿井开拓开采系统	234
6.2.2 矿井通风系统	234
6.2.3 矿井瓦斯防治系统	235
6.2.4 矿井粉尘防治与供水系统	237
6.2.5 矿井火灾防治系统	238
6.2.6 矿井水灾防治系统	238
6.2.7 矿井提升运输系统	239

6.2.8 矿井供电系统.....	240
6.2.9 其他.....	240
6.3 矿井安全生产对策措施及建议.....	241
6.3.1 矿井自然安全条件方面的安全对策措施和建议.....	241
6.3.2 防治瓦斯.....	241
6.3.3 通风管理.....	243
6.3.4 煤尘防治.....	243
6.3.5 防治水.....	244
6.3.6 防灭火.....	245
6.3.7 顶板管理（开拓开采）.....	245
6.3.8 提升运输.....	247
6.3.9 电气.....	251
6.3.10 爆破器材储存、运输和使用.....	252
6.3.11 锅炉、压力容器.....	253
6.3.12 安全监控及计算机管理.....	253
6.3.13 职业危害管理与健康监护.....	254
6.3.14 其他单元.....	254
6.3.15 矿井安全管理.....	256
6.3.15.1 安全管理机构和人员.....	256
6.3.15.2 安全生产责任制.....	256
6.3.15.3 安全规章制度.....	257
6.3.15.4 安全投入.....	258
6.3.15.5 安全培训与考核.....	258
6.3.15.6 事故应急预案.....	259
6.3.15.7 现场管理.....	260
6.3.15.8 矿井施工中的安全管理.....	260
第七章 安全评价结论.....	263
7.1 建设项目中的主要危险、危害因素.....	263
7.2 设计中应重点防范的重大危险有害因素及应重视的安全对策措施建议.....	263
7.3 危险有害因素可控程度及矿井开采项目安全风险可接受程度的结论.....	265

7.3.1 危险有害因素可控程度	265
7.3.2 矿井开采项目安全风险可接受程度的结论	265
7.4 能否符合国家有关安全生产的法律法规、标准、行政规章、规范的结论	265
7.5 安全评价结论	266

此件按照应急管理部1号令要求，仅限于网上公开使用，挪作他用一律无效。

此件按照应急管理部1号令要求，仅限于网上公开使用，挪作他用一律无效。

第一章 概 述

1.1 安全预评价的对象、范围及评价目的和原则

1.1.1 评价对象

本次安全预评价对象为宁夏福源工贸有限公司宁夏吴忠市线驮石矿区大井沟煤矿及选煤厂建设项目（以下简称“大井沟煤矿建设项目”）。

1.1.2 评价范围

本次预评价的范围是指《宁夏吴忠市线驮石矿区大井沟煤矿及选煤厂可行性研究报告》（以下简称《可研报告》）涉及的井下生产系统、生产环节和生产工艺以及地面生产系统以及该项目的批复文件涉及到的有关问题。

1.1.3 评价目的

- 1、明确该项目建成投产运行后存在的主要危险、有害因素及其产生危险、危害后果的主要条件；
- 2、对该项目建成投产后运行过程中固有危险、有害因素进行定性或定量评价，对其控制手段进行分析，同时预测其安全等级；
- 3、补充提出消除、预防或减弱系统危险性、提高系统安全运行等级的对策措施，为工程下一步的设计提供依据，以实现工程的本质安全化；
- 4、为该项目生产运行中日常安全管理提供依据；
- 5、为主管部门审批工程初步设计文件实施监督、管理提供依据。

1.2 安全预评价的主要依据

1.2.1 有关法律、法规和技术标准

1.2.1.1 法律

1、《中华人民共和国安全生产法》（中华人民共和国主席令第88号，2021年6月10日第三次修订，2021年9月1日起施行）；

2、《中华人民共和国煤炭法》（根据2016年11月7日第十二届全国人民代表大会常务委员会第二十四次会议《关于修改〈中华人民共和国对外贸易法〉等十二部法律的决定》第四次修正）；

3、《中华人民共和国职业病防治法》（根据2018年12月29日第十三届全国人民代表大会常务委员会第七次会议《关于修改〈中华人民共和国劳动法〉等七部法律的决定》第

四次修正)；

4、《中华人民共和国消防法》(2021年4月29日第十三届全国人民代表大会常务委员会第二十八次会议通过《全国人民代表大会常务委员会关于修改〈中华人民共和国道路交通安全法〉等八部法律的决定》第三次修正)；

5、《中华人民共和国矿山安全法》(根据2009年8月27日中华人民共和国主席令第18号《全国人民代表大会常务委员会关于修改部分法律的决定》修正)；

6、《中华人民共和国劳动合同法》(中华人民共和国主席令[2012]第31号，自2013年7月1日起施行)；

7、《中华人民共和国劳动法》(根据2018年12月29日第十三届全国人民代表大会常务委员会第七次会议通过的《全国人民代表大会常务委员会关于修改〈中华人民共和国劳动法〉等七部法律的决定》第二次修正)；

8、《中华人民共和国民法典》(中华人民共和国主席令第45号，2021年1月1日起实行)；

9、《中华人民共和国特种设备安全法》(中华人民共和国主席令第4号，第十二届全国人民代表大会常务委员会第三次会议于2013年6月29日通过，自2014年1月1日起施行)。

1.2.1.2 法规

1、《安全生产许可证条例》(根据2014年7月29日《国务院关于修改部分行政法规的决定》第二次修订)；

2、《生产安全事故报告和调查处理条例》(中华人民共和国国务院令第493号)；

3、《生产安全事故应急预案管理办法》(中华人民共和国国务院令第708号)；

4、《国务院关于预防煤矿生产安全事故的特别规定》(经2005年8月31日国务院第104次常务会议通过)；

《煤矿安全监察条例》(国务院令第296号)；

6、《中华人民共和国矿山安全法实施条例》(劳动部令第4号)；

7、《中华人民共和国尘肺病防治条例》(由国务院于1987年12月3日发布并实施)；

8、《国务院关于特大安全事故行政责任追究的规定》(中华人民共和国国务院令第302号)；

9、《工伤保险条例》(国务院令第586号，2010年12月8日国务院第136次常务会议通过，自2011年1月1日起施行)；

10、《特种设备安全监察条例》(国务院令第549号，2009年1月14日国务院第46次常务会议通过修改的决定，2009年5月1日起施行)；

11、《民用爆炸物品安全管理条例》（国务院令第466号，2006年9月1日起施行）。

1.2.1.3 规章及规范性文件

1、《煤矿重大事故隐患判定标准》（中华人民共和国应急管理部令第4号，自2021年1月1日起施行）；

2、《煤矿安全培训规定》（国家安全生产监督管理总局令第92号，自2018年3月1日起施行）；

3、《生产安全事故应急预案管理办法》（中华人民共和国应急管理部令第2号，自2019年9月1日起施行）；

4、《煤矿安全规程》（2016年2月25日国家安全生产监督管理总局令第87号公布，自2016年10月1日起施行；根据2022年1月6日应急管理部令第5号修正，自2022年4月1日起施行）；

5、《煤矿企业安全生产许可证实施办法》（国家安全生产监督管理总局令第86号，自2016年4月1日起施行）；

6、《煤矿安全评价导则》（煤安监技装〔2003〕114号）；

7、《煤矿建设项目安全设施监察规定》（2003年7月24日国家安全监管总局国家煤矿安监局令第6号公布，根据2015年6月8日国家安全生产监督管理总局令第81号修正）；

8、《国家安全生产监督管理总局关于修改〈煤矿安全监察员管理办法〉等五部煤矿安全规章的决定》（国家安全生产监督管理总局令第81号，自2015年7月1日起施行）；

9、《煤矿作业场所职业病危害防治规定》（国家安全生产监督管理总局令第73号，自2015年4月1日起施行）；

10、《煤矿安全培训管理办法》（2012年1月19日国家安全生产监督管理总局令第44号公布，根据2015年5月29日国家安全生产监督管理总局令第63号第一次修正，根据2015年5月29日国家安全生产监督管理总局令第80号第二次修正）；

11、《煤矿领导带班下井及安全监督检查规定》（2010年9月7日国家安全生产监督管理总局令第33号公布，根据2015年6月8日国家安全生产监督管理总局令第81号修正）；

12、《特种作业人员安全技术培训考核管理规定》（2010年5月24日国家安全生产监督管理总局令第30号公布，根据2013年8月29日国家安全生产监督管理总局令第63号第一次修正，根据2015年5月29日国家安全生产监督管理总局令第80号第二次修正）；

13、《作业场所职业健康监督管理暂行规定》（国家安全生产监督管理总局令第23号，自2009年9月1日起施行）；

14、《生产安全事故信息报告和处置办法》（国家安全生产监督管理总局令第21号，自

2009年7月1日起施行)；

15、《安全生产事故隐患排查治理暂行规定》(国家安全生产监督总局令第16号，自2008年2月1日起施行)；

16、《生产安全事故罚款处罚规定(试行)》(2007年7月12日国家安全监管总局令第13号公布，根据2011年9月1日国家安全监管总局令第42号第一次修正，根据2015年4月2日国家安全监管总局令第77号第二次修正)；

17、《煤矿安全监察员管理办法》(2003年6月13日国家安全生产监督管理局(现设安监总局)令第2号公布，根据2015年6月8日国家安全监管总局令第81号修正)；

18、《煤矿作业场所职业病危害防治规定》(国家安全生产监督总局令第77号，自2015年1月16日起施行)；

19、《煤矿防治水细则》(煤安监调查〔2018〕14号，自2018年8月1日起施行)；

20、《宁夏回族自治区安全生产条例(2022年修订)》(宁夏回族自治区人民代表大会常务委员会公告第66号，2022年10月1日起实施)；

21、《关于印发煤矿在用安全设备检测检验目录(第一批)的通知》(安监总规划〔2012〕99号)；

22、《国家安全生产监督管理总局关于印发煤矿在用安全设备检测检验目录(2015年第一批)的通知》(安监总科技〔2015〕2号)；

23、《禁止非工煤矿使用的设备及工艺目录(第一批)》(安监总规划〔2006〕146号)；

24、《禁止井工煤矿使用的设备及工艺目录(第二批)》(安监总煤装〔2008〕49号)；

25、《关于印发禁止井工煤矿使用的设备及工艺目录(第三批)的通知》(安监总煤装〔2011〕17号)；

26、《关于印发禁止井工煤矿使用的设备及工艺目录(第四批)的通知》(煤安监总装〔2015〕39号)；

27、《防治煤矿冲击地压细则》(国家煤矿安全监察局煤安监技装〔2018〕8号，自2018年8月1日起施行)；

28、《煤矿井下单班作业人数限员规定(试行)》的通知(煤安监行管〔2018〕38号)；

29、《宁夏回族自治区安全生产风险管控与安全生产事故隐患排查治理办法》(宁夏回族自治区人民政府令第97号，自2018年3月1日起施行，根据2019年12月4日《自治区

《国务院关于废止和修改部分政府规章的决定》修正）；

30、国家矿山安全监察局关于印发《煤矿防灭火细则》的通知（矿安〔2021〕136号，2021年10月12日执行）。

1.2.1.4 标准

- 1、AQ8001-2007《安全评价通则》
- 2、AQ8002-2007《安全预评价导则》
- 3、AQ1093-2014《煤矿建设项目安全预评价实施细则》
- 4、AQ1008-2007《矿山救护规程》
- 5、AQ1018-2006《矿井瓦斯涌出量预测方法》
- 6、AQ1023-2006《煤矿井下低压供电系统及装备通用安全技术要求》
- 7、AQ1028-2006《煤矿井工开采通风技术条件》
- 8、AQ1029-2019《煤矿安全监控系统及检测仪器使用管理规范》
- 9、AQ1044-2007《矿井密闭防灭火技术规范》
- 10、AQ1045-2007《煤尘爆炸性鉴定规范》
- 11、AQ1048-2007《煤矿井下作业安全管理系统软件管理规范》
- 12、GBZ/T229.1-2010《生产性粉尘作业危害程度分级》
- 13、AQ6201-2019《煤矿安全监控系统通用技术要求》
- 14、AQ/T8006-2018《安全生产检测检验机构能力的通用要求》
- 15、GB12348-2008《工业企业厂界环境噪声排放标准》
- 16、GB/T29639-2020《生产经营单位生产安全事故应急预案编制导则》
- 17、GB50052-2009《供配电系统设计规范》
- 18、GB50055-2011《通用用电设备配电设计规范》
- 19、GB50870-2009《矿山电力设计规范》
- 20、GB50215-2015《煤炭工业矿井设计规范》
- 21、GB/T50417-2017《煤矿井下供配电设计规范》
- 22、GB/T50518-2010《矿井通风安全装备标准》
- 23、其他国家、行业标准

1.2.2 建设项目文件

1、《宁夏吴忠市线驮石矿区大井沟井田煤炭勘探报告》（宁夏回族自治区矿产地质调查院，2012年9月）；

2、宁夏回族自治区国土资源厅《宁夏吴忠市线驮石矿区大井沟井田煤炭勘探报告矿产资源储量评审备案证明》（宁国土资储备字[2012]122号）；

3、宁夏回族自治区矿产资源储量评审中心《宁夏吴忠市线驮石矿区大井沟井田煤炭勘探报告评审意见书》（宁矿储评字[2012]115号）；

4、《宁夏吴忠市线驮石矿区大井沟井田煤炭资源储量核实报告》（宁夏启辰地质勘查技术服务有限公司，2022年9月）；

5、宁夏回族自治区自然资源厅《关于<宁夏吴忠市线驮石矿区大井沟井田煤炭资源储量核实报告>矿产资源储量评审备案的函》（宁自然资矿储备字[2023]18号）；

6、宁夏回族自治区矿产资源储量评审中心《宁夏吴忠市线驮石矿区大井沟井田煤炭资源储量核实报告矿产资源储量评审意见书》（宁矿评储字[2022]11号）；

7、宁夏回族自治区生态环境厅《关于<宁夏回族自治区红寺堡区线驮石矿区总体规划环境影响报告书>审查意见的函》（宁环环评函〔2019〕12号）；

8、《宁夏吴忠市线驮石矿区大井沟煤矿及选煤厂可行性研究报告》（兰州煤矿设计研究院有限公司 2022年11月）。

1.2.3 建设单位提供的相关资料

- 1、安全预评价委托书；
- 2、企业法人营业执照；
- 3、宁夏回族自治区发展和改革委员会《自治区发展改革委关于宁夏源源工贸有限公司宁夏吴忠市线驮石矿区大井沟煤矿产能置换承诺有关事项的复函》；
- 4、宁夏回族自治区红寺堡区线驮石矿区总体规划（修改版）（宁夏煤矿设计研究院有限责任公司，2019年1月）；

5、宁夏回族自治区发展和改革委员会《自治区发展改革委关于红寺堡区线驮石矿区总体规划（修改版）的批复》（宁发改审发[2019]12号）；

1.3 评价程序

本矿安全预评价工作的程序如图1.3-1所示。评价工作大体可分为三个阶段：第一阶段为准备阶段，主要收集有关资料，进行初步的工程分析和危险、有害因素识别，划分评价单元，选择评价方法；第二阶段为实施评价阶段，对工程安全情况进行类比调查，运用合适的评价方法进行定性及定量分析，提出对策与建议，得出预评价结论；第三阶段为报告书的编制阶段，主要是汇总前两阶段所得到的各种资料数据，综合分析得出结论与建议，完成预评价报告书的编制。



图 1-1 安全预评价工作程序图

1.4 煤矿建设项目概况

1.4.1 建设单位基本情况

1.4.2 预评价前置条件

2012年9月，宁夏回族自治区矿产地质调查院编制完成了《宁夏吴忠市铁骊石矿区大井沟井田煤炭勘探报告》，并取得宁夏回族自治区矿产资源储量评审中心的《宁夏吴忠市铁骊石矿区大井沟井田煤炭勘探报告评审意见书》（宁矿储评字[2012]115号）和宁夏回族自治区国土资源厅的《宁夏吴忠市铁骊石矿区大井沟井田煤炭勘探报告矿产资源储量评审备案证明》（宁国土资储备字[2012]122号）。

2019年1月，宁夏煤矿设计研究院有限责任公司编制完成了《宁夏回族自治区红寺堡区线状石矿区总体规划（修改版）》，并取得宁夏回族自治区发展和改革委员会的《自治区发展改革委关于红寺堡区线状石矿区总体规划（修改版）的批复》（宁发改审发〔2019〕12号）。本次矿区总体规划（修改版）中大井沟煤矿规模为0.60Mt/a。

2022年9月，宁夏启辰地质勘查技术服务有限公司编制完成了《宁夏吴忠市线状石矿区大井沟井田煤炭资源储量核实报告》（以下简称“储量核实报告”），并取得宁夏回族自治区矿产资源储量评审中心的《矿产资源储量评审意见书》（宁矿评字〔2022〕52号）和宁夏回族自治区自然资源厅的《关于〈宁夏吴忠市线状石矿区大井沟井田煤炭资源储量核实报告〉矿产资源储量评审备案的函》（宁自然资矿储备字〔2022〕15号）。

2022年11月，宁夏福源工贸有限公司委托兰州煤矿设计研究院有限公司编制完成《宁夏吴忠市线状石矿区大井沟煤矿及选煤厂可行性研究报告》。

综上所述，大井沟煤矿建设项目已具备了安全预评价前置条件。

1.4.3 矿井地理位置



图 1.4-1 井田地理位置图

1.4.4 工程建设性质

大井沟煤矿为新建项目。

1.4.5 建设规模及投资

矿井设计生产能力0.60Mt/a,按储量备用系数1.4,计算矿井服务年限41.0年。

矿井工程静态投资(不含产能置换费用)89528.81万元,吨煤投资1492.15元,其中:井巷工程23143.88万元,土建工程18334.64万元,设备及工器具购置15822.24万元,安装工程7106.98万元,工程建设其他费用15681.30万元,工程预备费19289.6万元。

选煤厂静态投资11783.71万元,吨煤投资196.40元,其中:土建工程5635.2万元,设备及工器具购置3045.13万元,安装工程1023.07万元,工程建设其他费用1192.72万元,工程预备费872.87万元。

建设项目总投资120260.42万元。其中:矿井工程静态投资89528.81万元(含产能置换费用6600万元)、选煤厂静态投资11783.71万元、建设期贷款利息5653.72万元,流动资金6694.18万元。

1.4.6 自然条件概况

1.4.6.1 地形地貌

井田内属剥蚀残山丘陵地貌。地表沟壑纵横,风和地表水的侵蚀冲刷以及强烈构造作用力的影响,地表相对高差较大,为基岩出露区。南西区地势较平坦,为第四系地层所覆盖。地形总体高南东渐低,海拔标高1544.5~1773.4m,相对高差为228.9m左右。最低侵蚀基准面约在1544.5m。

1.4.6.2 地表水系

井田内无常年性地表径流,仅有较大冲沟为雨季洪水排泄之通道,雨后短期即干涸。

1.4.6.3 气象特征

本区属中温带半干旱大陆性气候,冬季寒冷漫长,夏季酷热,冷热多变,昼夜温差悬殊。春秋为多风季节,最大风力达8级,一般为5~6级,全年多为北及西北风,春季时沙尘暴天气频繁。据宁夏气象资料,最高温度7月份,平均为26℃;最低气温1月份,平均为-9℃,昼夜温差大;降雨多集中在7、8、9月,年平均降雨量为250~300mm,年

蒸发量2000mm以上，无霜期约在4月上旬至10月底。区内冻土厚度0.6~0.8m。

1.4.6.4 地震情况

井田地处贺兰山至六盘山南北向构造带，据宁夏回族自治区地震资料记载，1739年1月3日平罗银川地震8级，1920年12月16日海源地震8.5级，1971年6月28日吴忠地震5.1级，1982年4月14日海源县地震5.7级。

根据《建筑抗震设计规范》（GB50011—2010（2016年版））和《中国地震动参数区划图》（GB18306-2015），本地区抗震设防烈度应为VIII度，设计基本地震加速度值为0.20g。

1.4.7 矿区总体规划及开发现状

1.4.7.1 矿区总体规划及审批情况

2019年1月，宁夏煤矿设计研究院有限责任公司编制完成了《宁夏回族自治区红寺堡区线状石矿区总体规划（修改版）》，并取得宁夏回族自治区发展和改革委员会的《自治区发展改革委关于红寺堡区线状石矿区总体规划（修改版）的批复》（宁发改审发〔2019〕12号）。本次矿区总体规划（修改版）中，大井沟煤矿规模为0.60Mt/a，大井沟井田范围内无开采矿井，仅在线状石矿范围内有历史遗留的个别小窑，现已停止采挖。

规划矿区拟建一座群矿选煤厂，入洗矿区各矿300~30mm块煤，矿区300~30mm块煤量为总规划规模的100%。厂址综合考虑在方便运输的罗花崖煤矿的工业场地，选煤厂规模按年入洗块煤量0.60Mt/a规划。

矿区供电电源主要引自红寺堡110/35kV变电站、南川（同心）35kV变电所，线状石矿区35kV变电站。红寺堡水源地中部柳泉水源地供水工程作为矿区的生活及工业用水主要水源，生产用水应优先利用处理后的矿井排水。

线状石矿区井田划分情况见图1.4-2。

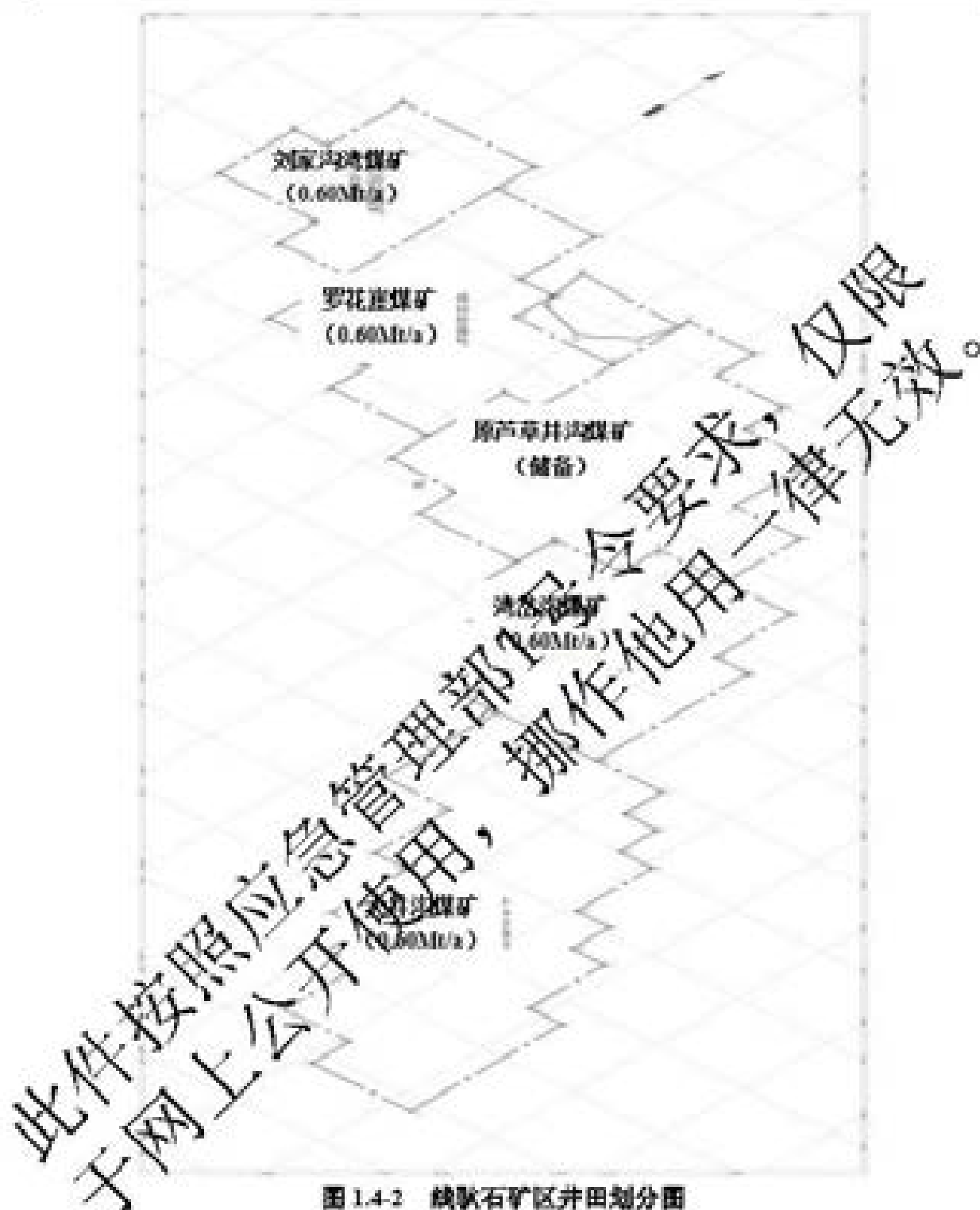


图 1.4-2 铁骊石矿区井田划分图

1.4.7.2 矿区开发历史及现状

铁骊石矿区内目前生产矿井有湾岔沟煤矿和刘家沟湾煤矿, 停产矿山为罗花崖煤矿, 已关闭矿井为芦草井沟煤矿, 分别简述如下:

1、湾岔沟煤矿: 采矿权人为宁夏源丰煤业有限公司, 2015 年建井, 2020 年联合试

运转，2017 年取得采矿许可证，生产规模 0.60Mt/a，设计服务年限 19a，属中型矿山。湾岔沟煤矿采用井工+露天开采方式，现正在进行露天开采，露天开采属于凹陷露天开采，地面开采标高+1620~+1660m，坑底标高+1510~+1560m，最大开采深度 115m。

2、刘家沟湾煤矿：采矿权人为宁夏远洲矿业有限公司，2009 年 4 月 20 日取得采矿许可证，生产规模为 0.60Mt/a，采用井工+露天开采方式，现正在进行露天开采。

3、罗花崖煤矿：采矿权人为宁夏万和利煤炭有限公司，2019 年 6 月 20 日取得采矿证，生产规模为 0.60Mt/a，罗花崖煤矿于 2010 年开始建井，已建成主、副、风三条井筒，目前正在扩能，未正式投产。

4、芦苇井沟煤矿：采矿权人为宁夏泰山阳光能源开发有限公司，2007 年 3 月取得采矿证，后期采矿证有效期延续至 2017 年 9 月 20 日。于 2007 年 5 月 25 日开始建设，2010 年 10 月建成试产，2011 年 9 月联合试运转。矿井主采五、七、十四、十五下、十七煤层，设计能力 0.60Mt/a。根据《国务院关于煤炭行业化解过剩产能实现脱困发展的意见》（国发[2016]7 号）文件精神，宁夏回族自治区人民政府办公厅下达[2016]123 号文件，2016 年 10 月芦苇井沟煤矿闭坑，闭坑后该煤矿矿业权自动注销，现已经恢复治理。

5、大井沟井田范围内无开采工程，仅在井田西南断层附近存在历史遗留的个别小窑，现已停止采挖。

1.4.8 矿井外部建设条件

1.4.8.1 交通运输条件

大井沟井田距同心县 30km，北距红寺堡区 40km，距盐（池）-兴（仁）公路 5km，有简易公路与之相连，东南有简易专线公路与银（川）-平（凉）公路相连。从同心可进入由西部的 G70 高速公路和中（卫）-宝（鸡）铁路；由红寺堡可进入井田北部的 G70 高速公路和中（卫）-银（川）-太（原）铁路。煤矿运输条件便利。

1.4.8.2 电源条件

矿区已建设的线驮石矿区 110kV 变电站（距本矿井 16km）和位于同心县河西镇沟南村的平和 110kV 变电站（距本矿井 20km）均可作为本矿井的供电电源。

1.4.8.3 水源条件

生产用水水源可采用井下排水处理后回用；生产不足部分和矿井生活用水可由同心

县宁夏水投中源水务有限公司西部分公司河东加压站提供。

1.4.8.4 通信条件

中国移动、中国联通和中国电信三大通讯网络已覆盖整个矿区。

1.4.8.5 主要建筑材料供应条件

本地水泥、白灰、砖瓦、砂、石、木材等建筑材料均有供应，钢材从同心县、红寺堡区、吴忠市均可购进，建筑材料比较丰富，可满足矿井建设的需要。

1.4.8.6 外部协作条件

现井田范围内无人居住，也无其他设施，不存在搬迁问题。《宁夏回族自治区红寺堡区线状石矿区总体规划（修改版）》已获得批复，矿区的建设得到当地政府的大力支持，外部协作条件优越。

1.4.9 矿井地质构造及地质条件

1.4.9.1 地层

井田内大部分地层为第四系所覆盖，线状石正断层以东为古近系寺口子组（E_{ss}），北部和东南部也有零星寺口子组地层出露，新桥以西依次有石炭—二叠系太原组（C₂P_{1t}）、二叠系大黄沟组（P_{2d}）和石炭系（P_{1c}），井田西部和南部基本为第四系所覆盖。

井田地层由老至新依次为：石炭系上统羊虎沟组（C_{3y}）、石炭—二叠系太原组（C₂P_{1t}）、二叠系（P₂）、古近系（E）、第四系（Q）。井田各地层由老至新叙述如下：

1、石炭系上统羊虎沟组（C_{3y}）

地表无出露，个别钻孔底部有揭露，岩性对比不明显，揭露厚度为0~88.78米，井田内未见揭露。根据区域地质资料，该组地层厚度一般大于489m，为井田太原组含煤地层的沉积基础。

该组地层为一套海陆交互相沉积，以淡化泻湖相、潮坪相为主，夹沼泽相。岩性以深灰色粉砂岩、页岩、泥岩为主，夹有薄层石灰岩、炭质泥岩及薄煤层等，厚度变化不大，底部以砂砾岩或铝质泥岩整合于奥牛沟组之上。

2、石炭—二叠系太原组（C₂P_{1t}）

太原组地层在井田东部沿线状石正断层西侧呈条带状出露，为一套海陆交互相含煤沉积，是井田主要的含煤地层，厚度在230.62m~373.41m之间变化，平均284.64m。

含煤地层厚度由北向南有逐渐变厚的趋势。岩性以灰、灰黑色粉砂岩、泥岩为主，夹灰白色细~中、粗粒长石石英砂岩、炭质泥岩、生物碎屑灰岩及煤层，植物茎叶化石含量高、动物化石含量少。沉积旋回间距小，煤层层数多、煤层之间间距相对较稳定，部分煤层薄稳定性较差，全组含煤最多 24 余层，厚度平均 10.58m，含煤系数 3.72%，集中于上部和下部，主要可采煤层厚度变化较大，为较稳定煤层，其它局部可采、不可采煤层为不稳定，本组与下伏地层土板组为整合接触。

本组为井田内主要含煤地层。按岩性、含煤性、沉积相特征可分为上下两段，即上、下两煤组，二者以 S₂ 砂岩底部为分界线：上段为一套近海的含煤陆相地层及部分海陆交互相地层，陆相及旋回海退部分过波相岩相组合稳定性较差，厚度变化较大，除泥炭沼泽相外多为湖泊相、沼泽相、三角洲相碎屑岩沉积，相对下段含煤建造岩石色调较浅，岩性组合以深灰色粉砂岩夹粉砂质泥岩及浅灰色中、细砂岩为主，夹薄层及少量砂质泥岩、炭泥岩，多具缓波状透镜层理、缓波状水平层理、水波层理及斜层理或厚层状均匀层理，并常见有菱铁矿块状结核，局部沿裂隙见黄铁矿薄层，见黄铁矿豆状结核和薄膜。

上段地层平均厚度为 168.10m，其岩性以砂岩、粉砂岩为主，颜色相对下段较浅，泥质含量较高，含植物化石多，层理较发育，以缓波状和小型斜层理为主，可采煤层 2 层，编号五、六煤，均为上段的主要可采煤层，厚度有一定变化，但规律明显即沿倾向方向变薄，走向方向变化小，结构稳定，均属较稳定。

下段以浅海相、近海陆相沉积含煤沉积，岩性组合以深灰、黑灰色粉砂岩、泥岩为主，少量中、粗粒砂岩，夹煤层、石灰岩、泥灰岩、炭质泥岩、钙质粉砂岩等，含动植物化石较多，本段石灰岩可作为井田煤层对比的标志。

下段地层平均厚度为 116.54m，其岩性以泥岩、粉砂岩以及细砂岩为主，夹薄层泥岩、灰岩，植物化石多，含贝壳、菊石类动物化石，灰岩见珊瑚和珊瑚类化石。岩石颜色相对较深，泥岩多为硅泥质胶结，普遍存在黄铁矿结核及菱铁质结核，可采煤层 3 层，分别为十四、十六、十七煤，十四、十七煤属较稳定的大部~全区可采煤层，十六煤层属不稳定局部可采煤层，其余均为不可采薄煤层。个别煤层虽有可采点，但因可采面积小又不连续，且分布局限，没有经济意义。

按照岩性、岩相特征，太原组地层上部粉砂岩发育但岩性稍粗，多为粗粉砂岩，局部少量细砂岩或中粒砂岩沉积。与上部比较中下部岩石颜色稍深，粒度较细，多属海湾

泻湖沼泽相。此时地壳运动相对稳定，成煤条件较好，岩性也较细，夹海相或泻湖相动物化石的石灰岩和钙质砂岩，表明沉积条件是在海侵广泛而频繁的背景下进行，故海相地层发育，从泥岩到砂岩粒度由细到粗多旋回变化结构，以致下段煤层大多薄而稳定性较好。

3、二叠系 (P)

(1) 大井沟组 (Pd)

主要出露在井田东部沿线状石正断层西侧呈条带状出露，岩性为浅黄绿、灰绿、灰黑色薄—中厚层状细—中粒凝灰质长石石英砂岩、粉砂岩、粉砂质泥岩和泥、炭质，具正粒序，为一套曲流河沉积。钻探揭露厚度在 37.39~249.31m 之间，与下伏太原组呈平行不整合接触。

(2) 红泉组 (Ph)

主要在井田中部呈北西向大片出露，岩性为紫红、褐红、红色及灰绿色中—厚层状中—细砾岩、含砾（凝灰质）长石石英砂岩、粉砂岩、砂泥岩，岩性及厚度变化大，为一套辫状河沉积。钻孔揭露地层厚度 44.3~394.15m，与下伏大井沟组为整合接触。

4、古近系 (E)

(1) 寺口子组 (Es)

在井田东部线状石正断层以东和井田北部有大片分布，其余地区零星分布，钻探工程未予揭露，岩性为紫、淡紫红色、灰白色厚—巨厚层状中—巨砾岩，上部夹细粒砂岩、粉砂岩，厚度大于 354.78m，整合于太原组之上。

(2) 清水沟组 (Em)

岩性为紫红色、紫红色、灰白色厚—巨厚层状粉砂岩、粉砂质泥岩、含砾粗中砂岩夹泥岩、泥质石膏、砂瘤状石膏，最小厚度为 57.00m，与下伏寺口子组整合接触。

5、第四系 (Q)

包括上新统马兰组地层 (Qm) 和全新统 (Qh)。马兰组 (Qm) 井田广泛发育，主要由黄土、风积沙组成，覆盖于老地层之上，厚 0~29.35m。全新统 (Qh) 冲沟内少量出露，主要有洪积层、冲积层和风积层等组成，出露厚度约 0~3.00m，覆盖于老地层之上。

1.4.9.2 构造

1、构造形态

井田位于线状石正断层的西南，主体构造均呈向南西倾的单斜构造，浅部地层倾角较大，达 30° 以上，一般在 $25^\circ \sim 35^\circ$ 之间，深部缓，平均倾角 27° 左右，地层倾角沿倾向自浅而深有变缓趋势。中部受逆断层作用抬升，呈类似背斜形态。受逆断层 DF10 作用，断层下盘地层倾角变缓，且略往上凸起，煤系地层在 1-10 勘探线之间沿走向呈现出一局部隆起。

2、断裂构造

井田内共发育断层 22 条。按性质分有 11 条正断层，11 条逆断层。落差大于 50m 的断层 7 条，小于 50m 的 15 条（详见表 1.4-1、图 1.4-3）。断层走向多为北东向，倾角多数为北东向和近南北向。其中较具规模，且对含煤地层有较大影响的断裂构造主要有：

(1) 线状石断层：正断层，走向北西，倾向北东，倾角 $30^\circ \sim 70^\circ$ ，区内落差大于 200m，为井田内边界断层，延展长度 4.7km。

(2) DF₁ 断层：逆断层，走向北西，倾向北东，倾角 $35^\circ \sim 50^\circ$ ，区内落差 25-140m，区内延展长度约 1200m。

(3) DF₂ 断层：正断层，走向北东，倾向北西，倾角 $30^\circ \sim 75^\circ$ ，区内落差 110-230m，区内延展长度约 980m。

(4) DF₅ 断层：逆断层，位于井田区东部，走向北西，倾向北东，倾角 $30^\circ \sim 40^\circ$ ，落差 20-35m，错断 17 煤，区内延展长度约 790m。

(5) DF₆ 断层：逆断层，走向北西，倾向北东，倾角 $35^\circ \sim 55^\circ$ ，区内落差 0-160m，区内延展长度约 920m。

(6) DF₇ 断层：正断层，走向北西，倾向南西，倾角 $50^\circ \sim 70^\circ$ ，区内落差 0-30m，区内延展长度约 890m。

(7) DF₁₀ 断层：逆断层，走向北西，倾向北东，倾角 $40^\circ \sim 50^\circ$ ，区内落差 5-100m，3 煤层落差最大，区内延展长度约 3300m。

(8) DF₁₁ 断层：正断层，走向北西，倾向南西，倾角 $60^\circ \sim 70^\circ$ ，区内落差 0-20m，区内延展长度约 240m。

(9) DF₁₂ 断层：逆断层，走向北东，倾向南东，倾角 $50^\circ \sim 55^\circ$ ，区内落差 0-50m，区内延展长度约 1100m，往西南延展至区外。

(10) DF₁₃ 断层：正断层，走向北西，倾向南西，倾角 $65^\circ \sim 75^\circ$ ，区内落差 0-65m，区内延展长度约 1600m。

(11) F_8 断层：正断层，位于井田西南部边界附近，是一条控制程度可靠的正断层，有 7 个断点控制，级别分别为 5 个 A 级，1 个 B 级，1 个 C 级，断层走向北西，倾向南西，倾角为 $60^\circ \sim 75^\circ$ ，落差 $90 \sim 150\text{m}$ ，在区内延展长度约为 7.50km 。

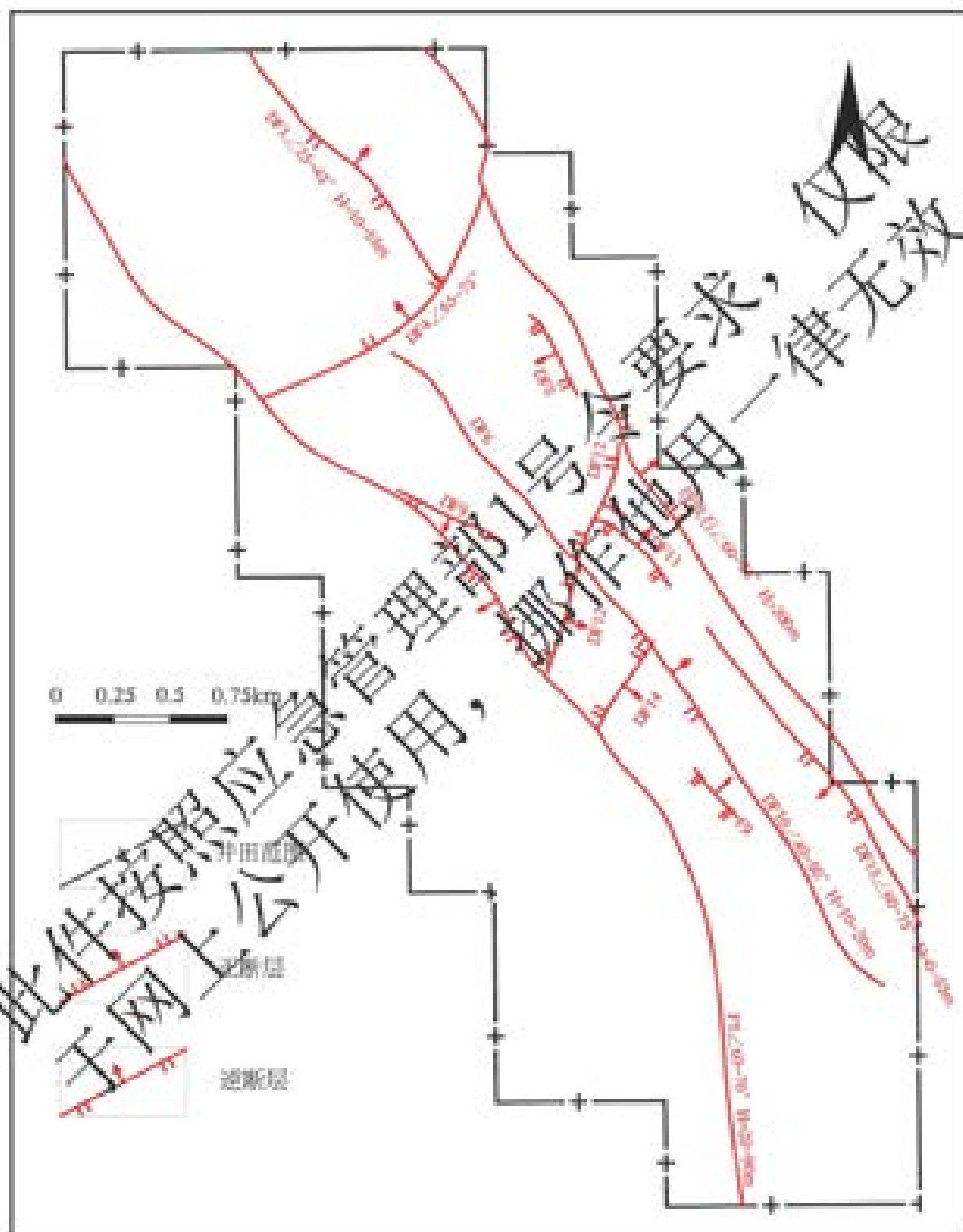


图 1.4-3 大井沟井田构造纲要图

表 1.4-1 大井沟井田断层要素一览表

序号	断层名称	错断煤层	性质	走向	倾向	倾角 (°)	落差 (m)	区内延展长度 (m)	B	C	合计	查明程度	
1	线状石	5-17	正	NW	NE	60-75	>200	4700	6	1	116	详细查明	
2	DF1	5-17	逆	NW	NE	35-50	25-140	1200	19	18	39	详细查明	
3	DF2	5	逆	NW	SW	30-40	0-10	900	3	2	5	详细查明	
4	DF3	17	正	NNE	SEE	55-60	0-8	330	1	6	7	详细查明	
5	DF4	5-17	正	NE	NW	60-75	110-230	980	14	11	25	详细查明	
6	DF5	17	逆	NW	NE	30-40	5-10	790	9	13	22	详细查明	
7	DF6	5-17	逆	NW	NE	35-55	1-60	920	11	12	1	24	详细查明
8	DF7	5	逆	NWW	SSW	30-40	5-25	660	10	9	1	20	详细查明
9	DF8	5-17	正	NW	SW	50-70	0-25	890	4	16	20	详细查明	
10	DF9	5-17	正	NW	SW	30-55	0-25	320	8	2	10	详细查明	
11	DF10	5-17	逆	NW	SE	40-50	5-100	3500	59	30	1	90	详细查明
12	DF11	5-17	正	NW	SW	30-70	0-20	240	4	2	6	详细查明	
13	DF12	5-17	逆	SW	SE	30-55	0-50	1100	20	8	28	详细查明	
14	DF13	5-17	正	NW	NE	45-50	0-15	350	10	4	14	详细查明	
15	DF14	5-17	逆	NE	SE	45-55	0-20	560	8	5	13	详细查明	
16	DF15	5-17	正	NW	SW	65-70	0-15	400	8	5	13	详细查明	

宁夏源源工贸有限公司宁夏吴忠市线状石矿区大井沟煤矿建设项目安全预评价报告

序号	断层名称	错断煤层	性质	走向	倾向	倾角 (°)	落差 (m)	区内延展长度 (m)	B	C	合计	查明程度
17	DF16	5-17	正	NW	SW	60-75	0-8	170	2	2	4	详细查明
18	DF17	5-17	正	NW	NE	60-65	0-20	650			17	详细查明
19	DF18	5-17	正	NW	SW	65-75	0-65	600	1	24	39	详细查明
20	DF19	5-17	逆	SN	W	45-50	0-20	240	5		5	详细查明
21	DF20	5-17	逆	NW	NE	30-40	0-12	400	5	8	13	详细查明
22	F8	5-17	正	NW	SW	60-75	90-150	7500				基本查明

3、岩浆岩

区内未发现岩浆岩活动。

4、构造复杂程度的评价

井田含煤地层为向西南倾斜的单斜构造，含煤地层沿走向、倾向的产状有一定的变化，但均无大的波状起伏，断层较发育，井田内没有受岩浆岩的影响。根据现有构造形态及其断层发育情况，井田构造复杂程度划分为二类（中等构造）。

1.4.9.3 煤层

一、含煤性

根据《可研报告》，石炭~二叠系太原组为井田内主要含煤地层，含煤地层总厚230.62m~373.41m，平均总厚度284.64m，共含煤（含煤质）24层，煤层平均总厚度为10.58m，含煤系数3.72%，煤层自上而下编号11层（四、五、六、九、十、十四、十六、十七、十八、十九、二十煤），5层可采煤层，平均可采煤层厚度7.93m，可采含煤系数2.79%。

二、可采煤层

井田内编号煤层11层，其中可采煤层3层，即五、六、十四、十六、十七煤。各煤层的厚度、层间距、结构见煤层发育情况表（表1.4-2）。

根据各煤层的分布范围、煤层厚度及可采范围，确定主要可采煤层3层：五、十四、十七煤。现就各可采煤层的具体描述分述如下：

1、五煤：位于太原组上段，上距四煤4.80~34.85m，平均16.69m，层位稳定，赋存于井田中北部铁骊石矿层以西（见图1.4-4）；赋煤面积9.14km²，可采面积9.13km²，面积率97.6%；属全区可采煤层。

井田见煤点33个，见煤厚度0.63~6.17m，平均厚度2.42m；可采见煤点32个，可采煤层厚度0.76~6.17m，平均可采煤厚2.47m，属中厚煤层，煤层结构简单，含0~1层夹矸。该煤层厚度有一定变化，但有明显规律：即沿倾向方向煤层变薄，走向上中间变厚。顶底板岩性多为粉砂岩、泥岩、炭泥岩，个别为细砂岩。

综上所述：五煤为中厚煤层，厚度变化较小，变化规律明显，结构简单，煤类单一，为贫煤，全区可采，煤层稳定程度划分为II型：较稳定煤层。

表 1.4-2 大井沟井田煤层发育特征一览表

煤层	煤层间距 两极值 均值	见煤点厚度 两极值 均值(点数)	可采见煤点厚度 两极值 均值(点数)	煤层结构		煤类	分布面积 (km ²)	可采面积 (km ²)	面积可采系数 (%)	可采程度	稳定程度
				夹矸 层数	类型						
四	4.80—34.85 16.69	0.21—2.74 0.71(27)	0.71—2.74 1.27(9)	0	简单	贫煤	8.34	1.25	15%	不可采	极不稳定
五	9.17—37.40 23.07	0.63—6.17 2.42(33)	0.76—6.17 2.47(32)	0-1	简单	贫煤	9.14	9.13	97.6%	全区可采	较稳定
六	25.25—88.34 54.89	0.00—2.14 0.67(32)	0.76—2.14 1.10(15)	0-1	简单	贫煤	9.16	4.8	51.3%	大部可采	较稳定
九	4.12—16.20 9.98	0.20—1.46 0.63(35)	0.70—1.46 0.97(12)	0-1	简单	贫煤	9.16	1.39	14.9%	不可采	极不稳定
十	7.66—42.25 21.67	0.16—0.99 0.56(34)	0.70—0.99 0.82(12)	0-1	简单	贫煤	9.16	1.36	14.9%	不可采	极不稳定
十四	4.90—68.95 19.29	0.0—3.78 1.23(34)	0.77—3.78 1.83(22)	0-5	较简单	贫煤	6.56	5.62	60.1%	大部可采	较稳定
十六	7.17—24.85 14.82	0.00—1.56 0.65(32)	0.71—1.56 0.92(17)	0-1	简单	贫煤	9.16	2.83	30.3%	局部可采	不稳定
十七		0.67—3.77 1.40(33)	0.70—3.77 1.49(30)	0-4	较简单	贫煤	9.35	9.06	96.9%	全区可采	较稳定

备注：面积可采系数计算采用煤层分布面积与井田内主煤层分布面积之比，本次井田范围内十七煤层分布面积最大，分布面积为 9.35km²，因此区内主煤层分布面积采用十七煤层分布面积。

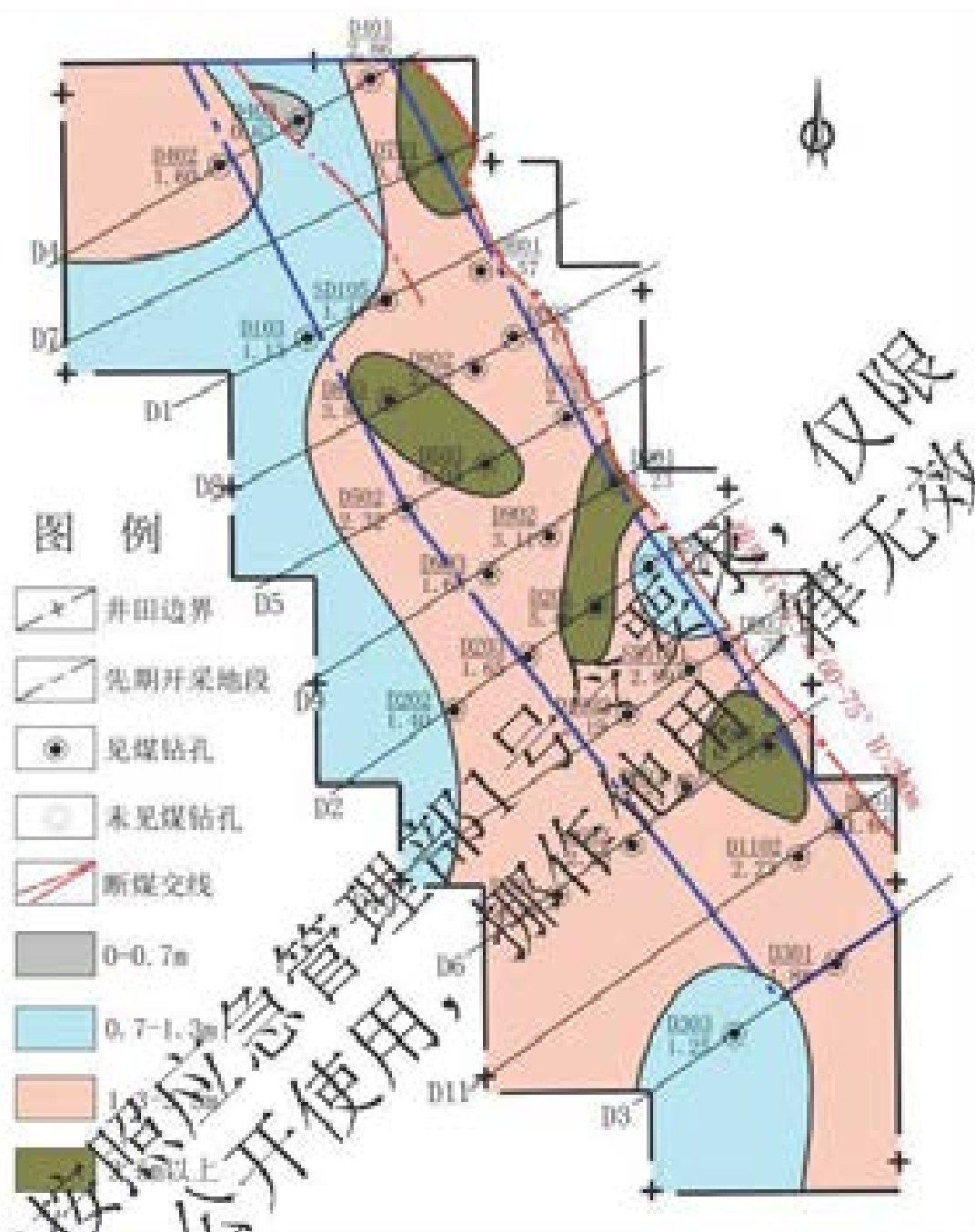


图 1.4.4 五煤层厚度等值线图

2. 六煤层：位于太原组上段，上距五煤 9.17~37.40m，平均 23.07m，赋存于井田内铁砂石断层以西，集中可采区在 D1 线以北（部分点由于沉积相变变薄不可采）；在 D8-D9 线东部和 D2、D6 线西部均出现不含煤区（图 1.4.5）。赋煤面积 7.34km²，可采面积 4.80km²，属大部可采煤层。

井田见煤点 32 个，见煤厚度 0.00~2.14m，平均厚度 0.67m；可采见煤点 15 个，可采煤层厚度 0.76~2.14m，平均可采煤厚 1.10m，属薄煤层，含有 0~1 层夹矸，结构简单，厚度有一定变化，顶底板岩性为粉砂岩、泥岩。

综上所述：六煤为中厚煤层，厚度变化小，变化规律明显，结构简单，煤类单一，为贫煤，大部可采，煤层稳定程度划分为Ⅱ型：较稳定煤层。

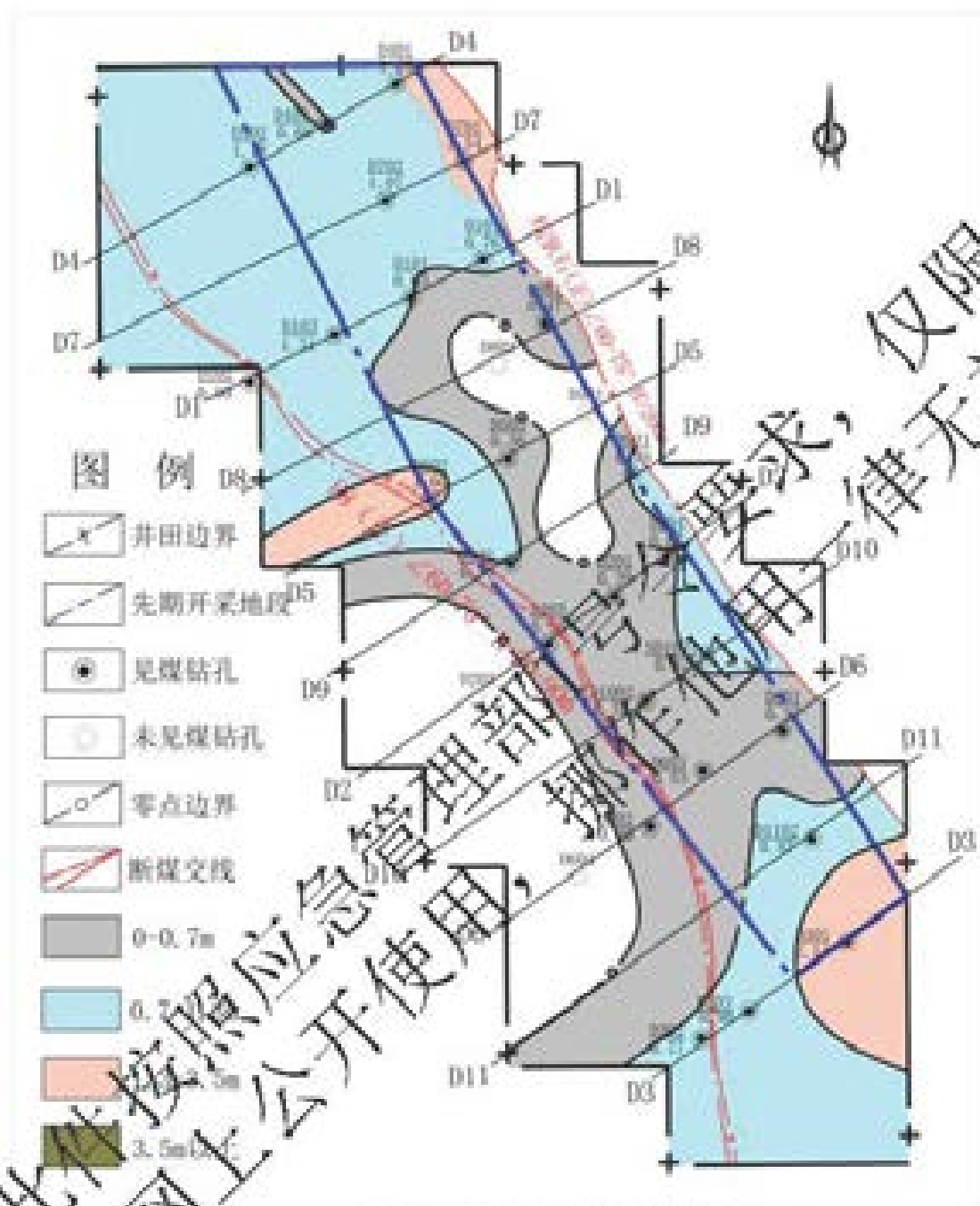


图 1.4.5 六煤层厚度等值线图

3、十四煤层：位于太原组下段，上距十煤 7.66~42.25m，平均 21.67m。赋存于井田内铁砂石断层以西，可采区集中在井田南部和北部，南北两端均有厚煤层赋存；井田中部出现较大面积无煤区（见图 1.4-6）。赋煤面积 6.56km²，可采面积 5.62km²，属大部可采煤层。

井田见煤点 34 个，见煤厚度 0.00~3.78m，平均厚度 1.23m；可采见煤点 22 个，可

采煤层厚度 0.77~3.78m，平均可采煤厚 1.83m，属中厚煤层，一般含夹矸 0~2 层，个别见煤点见有 5 层夹矸，结构较简单，厚度变化较小。顶底板岩性为粉砂岩、泥岩。

综上所述：十四煤为中厚煤层，厚度变化小，变化规律明显，结构较简单，煤类单一，为贫煤，大部可采，煤层稳定程度划分为 II 型：较稳定煤层。

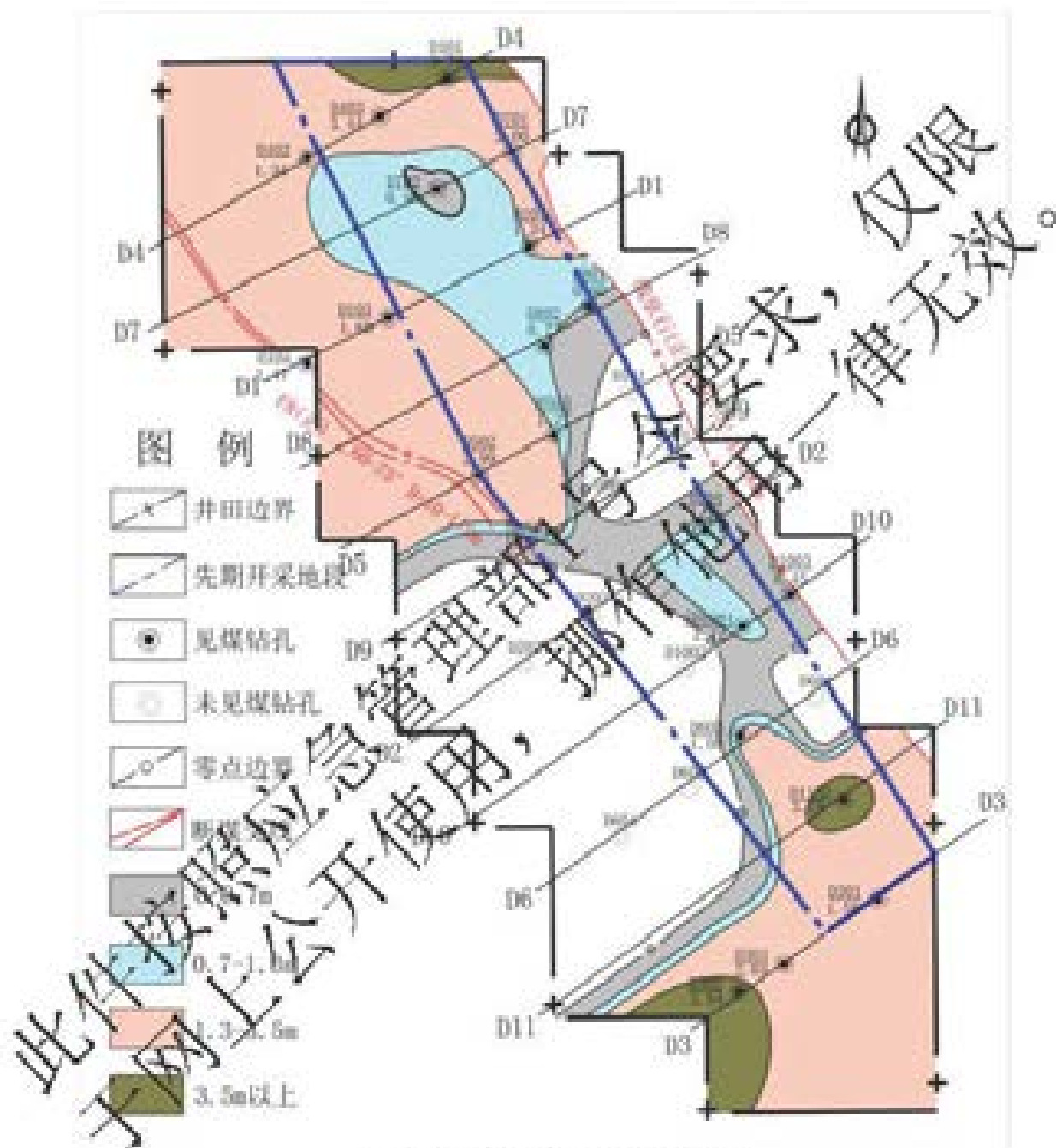


图 1.4-6 十四煤层厚度等值线图

4. 十六煤层：位于太原组下部，赋存于井田内铁砂石断层以西，上距十四煤 4.90~32.90m，平均 19.29m，可采区集中在井田北部及中部，D1 和 D6 线出现延倾向的不可采条带及无烟区（见图 1.4-7）。赋煤面积 9.16km²，可采面积 2.83km²，属局部可采煤层。

井田见煤点 32 个，见煤厚度 0.00~1.56m，平均厚度 0.65m；可采见煤点 17 个，可

采煤层厚度 0.71~1.56m，平均可采煤厚 0.92m，属薄煤层。煤层厚度变化较大，无明显规律，结构简单，见夹矸 0-1 层。

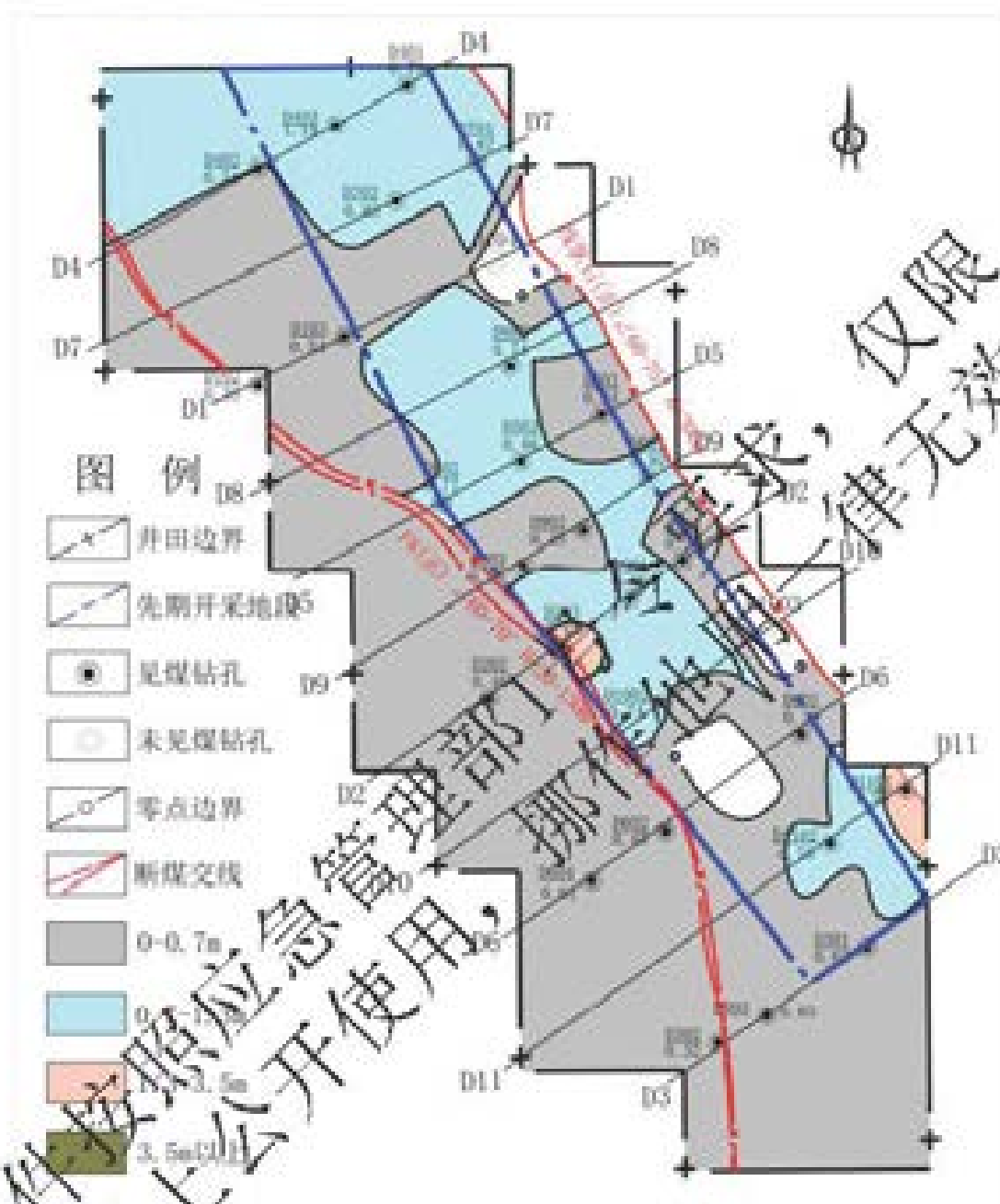


图 1.4-7 十六煤层厚度等值线图

综上所述：十六煤为薄煤层，煤层厚度变化较大，无明显规律，结构简单，煤类单一，为贫煤，局部可采，煤层稳定程度划分为Ⅲ型：不稳定煤层。

5. 十七煤层：位于太原组底部，上距十六煤 7.17~24.85m，平均 14.82m。赋存于井田内线状石断层以西，层位稳定全区可采，在中部的 D9、D2 线和南部的 D6 线存在少数不可采点（见图 1.4-8）。赋煤面积 9.35km²，可采面积 9.06km²，属全区可采煤层。

井田见煤点 33 个，见煤厚度 0.67~3.77m，平均厚度 1.40m；可采见煤点 30 个，可

采煤层厚度 0.70~3.77m，平均可采煤厚 1.49mm，属中厚煤层，结构较简单，一般含夹矸 0~3 层，个别见煤点见有 4 层夹矸，夹矸多是确定十七煤的主要特征。顶底板岩性为粉砂岩、泥岩。

综上所述：十七煤为中厚煤层，厚度变化小，变化规律明显，结构较简单，煤炭单一，为贫煤，全区可采，煤层稳定程度划分为Ⅱ型：较稳定煤层。



图 1.4-8 十七煤层厚度等值线图

1.4.9.4 煤质

一、煤的物理性质和煤岩特征

1、煤的物理性质

井田内太原组各煤层煤芯主要为粉末状，少量碎块状、鳞片状，主要可采煤层无块状煤样。各煤层的煤均为黑色，煤以弱沥青光泽、金属光泽为主，总体光泽较暗淡，具线理状、条带状结构，个别煤样暗淡灰分明显偏高。

2、煤岩特征

(1) 宏观煤岩组分及宏观煤岩类型

各可采煤层煤的宏观煤岩组分以以暗煤为主，亮煤次之。宏观煤岩类型以光亮型煤和半暗型煤为主，光亮型煤次之。

(2) 显微组分及显微煤岩类型

主要可采煤层镜质体反射率均大于 2%，煤化程度较高，为属高变质阶段烟煤，接近无烟煤（无烟煤 $R_{\max}2.5-8\%$ ）。

2) 显微组分特征

显微有机组分由镜质组和惰质组组成，无壳质组。无机组分由硫化物类、碳酸盐类、粘土类组成，中上部以碳酸盐类为主，底部以硫化物类为主。

3) 显微煤岩类型

根据《可研报告》，井田可采煤层上部为微细惰煤 V。

二、煤的化学性质

1、工业分析

(1) 水分 (M_{ad})

各可采煤层的干燥空气干燥基水分较低，在 0.13%~12.84%之间，平均为 1.63%~2.64%；各可采煤层浮煤全水分干燥基水分 0.25~2.28%，平均为 0.82~1.01%（见表 1.4-6）。各可采煤层原煤水分在垂向上，由上而下总体逐渐减小，平面上变化不大。

(2) 灰分 (A_{ad})

五煤层：原煤灰分产率在 8.92%~29.54%之间，平均值 19.82%，属低灰煤；浮煤灰分产率为 4.31%~15.08%，平均为 8.41%。总体上，井田西部为低灰煤，东部为中灰煤。

六煤层：原煤灰分产率在 14.60%~39.15%之间，平均为 23.57%，属中灰煤；浮煤灰分产率为 5.56%~22.29%，平均为 10.48%。在井田东部 D9 线和 D10 线之间局部地段灰分稍高。

十四煤层：原煤灰分产率在 13.57%~38.67%之间，平均为 25.36%，属中灰煤；浮煤灰分产率为 5.36%~11.40%，平均为 8.18%。平面上总的变化趋势是沿倾向方向灰分

增加，走向上基本无变化。

十六煤层：原煤灰分产率在 13.75%~37.17%之间，平均为 22.78%，属中灰煤；浮煤灰分产率为 5.32%~17.39%，平均为 9.33%，在 D9 和 D2 线深部存在灰分较高的地段。

十七煤层：原煤灰分产率在 6.07%~38.94%之间平均为 24.34%，属中灰煤。浮煤灰分产率为 5.23%~14.26%，平均为 8.41%。在北西部和中东部的局部地段存在灰分稍高的区域。

(3) 挥发分 (V_{ad}) :

五煤层：原煤挥发分为 12.41%~18.81%，平均 14.75%，浮煤挥发分变化范围为 9.29%~15.49%，平均值 12.16%，属变化很小的低挥发分煤。

六煤层：原煤挥发分 12.46%~19.09%，平均 15.48%，浮煤挥发分变化范围为 9.47%~16.79%，平均值 12.65%，属低挥发分煤。

十四煤层：原煤挥发分 12.86%~20.49%，平均 15.57%，浮煤挥发分变化范围为 9.02%~13.79%，平均值 11.55%，属低挥发分煤。

十六煤层：原煤挥发分 12.90%~17.81%，平均 14.33%，浮煤挥发分变化范围为 9.37%~15.01%，平均值 12.17%，属低挥发分煤。

十七煤层：原煤挥发分为 12.61%~19.78%，平均 15.23%，浮煤挥发分变化范围为 9.14%~16.18%，平均值 11.68%，属变化很小的低挥发分煤。

(4) 固定碳 (FC_{ad})

原煤空气干燥基固定碳 (FC_{ad}) 为 43.99%~81.42%，平均 63.09%~67.78%；浮煤的固定碳 (FC_{ad}) 为 35.53%~81.42%，平均 77.47%~81.22%（见表 1.3-6），属高固定碳煤（依据 MT 146-2008）。

2. 煤质组成

各煤层元素分析结果见表 1.4-3。

表 1.4-3 各可采煤层元素分析统计表

煤层 编号	碳 C_{ad} (%)		氢 H_{ad} (%)		氮 N_{ad} (%)		氧 O_{ad} (%)	
	原煤	浮煤	原煤	浮煤	原煤	浮煤	原煤	浮煤
五	81.50-94.43	71.55-92.11	3.46-4.90	3.27-5.10	0.49-1.87	0.90-1.62	3.37-6.92	3.04-3.99
	88.98(26)	88.93(15)	4.24(26)	4.17(16)	1.28(26)	1.25(16)	4.85(8)	3.56(4)
六	72.66-97.46	68.21-89.66	3.79-5.05	4.10-4.50	1.15-2.33	0.75-1.53	1.32-3.73	3.25-5.19
	87.55(12)	87.88(3)	4.37(12)	4.28(3)	1.40(12)	1.22(3)	2.87(4)	4.22(2)

煤层 编号	碳 C_{ar} (%)		氢 H_{ar} (%)		氮 N_{ar} (%)		氧 O_{ar} (%)	
	原煤	浮煤	原煤	浮煤	原煤	浮煤	原煤	浮煤
十四	81.07-90.88	83.38-91.70	3.53-4.91	3.68-4.64	0.91-1.83	0.70-1.89	2.55-9.17	2.06-3.95
	87.41(16)	89.34(7)	4.35(17)	4.13(7)	1.33(17)	1.14(7)	5.40(5)	2.80(4)
十六	71.49-92.25	87.17-91.03	3.16-4.71	3.90-4.69	0.91-1.73	1.01-1.59	6.05-6.63	0.49-4.33
	87.04(15)	89.27(6)	4.17(15)	4.38(6)	1.30(15)	1.23(6)	6.26(3)	2.41(2)
十七	77.65-89.53	85.87-91.00	3.59-4.72	3.81-4.59	0.80-1.66	0.73-1.58	1.36-4.42	1.42-3.42
	85.91(24)	89.18(11)	4.18(23)	4.23(11)	1.19(24)	1.09(11)	2.60(8)	2.69(5)

三、煤的工艺性能

1、煤的发热量

各可采煤层的发热量见表 1.4.4。

表 1.4.4 各可采煤层原、浮煤发热量结果统计表

煤层 编号	原煤发热量(MJ/kg)		浮煤发热量(MJ/kg)		分级
	$Q_{gr,d}$	$Q_{net,d}$	$Q_{gr,d}$	$Q_{net,d}$	
五	19.95-32.92	19.37-32.13	29.95-33.58	29.21-33.58	高发热量煤
	27.78(27)	26.98(27)	31.62(18)	31.62(18)	
六	20.30-31.08	19.49-30.21	24.48-33.93	23.64-33.08	中高发热量煤
	26.68(11)	25.85(11)	31.32(7)	30.48(7)	
十四	20.22-31.07	19.40-30.11	27.03-34.62	26.16-33.17	中高发热量煤
	25.83(9)	24.94(9)	31.67(12)	30.88(12)	
十六	20.28-30.73	19.31-29.90	26.62-34.52	25.80-33.69	中高发热量煤
	27.10(16)	26.28(16)	31.35(10)	30.44(10)	
十七	17.99-30.66	16.52-29.79	23.43-33.79	22.63-32.92	中高发热量煤
	24.83(25)	24.81(25)	30.99(14)	30.19(14)	

平面上五煤和十四煤发热量沿倾向方向降低，浅部高于深部；六煤发热量由北向南增高，南部高于北部；十七煤中南部发热量沿倾向方向增加，浅部低于深部，北部发热量沿倾向方向降低。

2、煤的粘性

井田内各可采煤层没有粘性。

3、煤灰熔融性

(1) 煤灰成分

井田煤的煤灰中以 SiO_2 、 Al_2O_3 为主。其余依次为： Fe_2O_3 、 CaO 、 SO_2 、 MgO 。另外 Na_2O 、 TiO_2 、 K_2O 、 MnO_2 含量很低，均小于 2%。

(2) 灰熔融性

井田内各煤层煤灰熔融性统计结果见表 1.4-5。

表 1.4-5 各可采煤层煤灰熔融性统计表

煤层编号	DT (°C)	ST (°C)	HT (°C)	FT (°C)	备注
五	1150~>1450 >1450(11)	1200~>1450 >1450(11)	1210~>1450 >1450(11)	1220~>1450 >1450(11)	较高软化温度灰
六	1340~>1450 >1450(6)	1360~>1450 >1450(6)	1370~>1450 >1450(6)	1380~>1450 >1450(6)	较高软化温度灰
十四	1260~>1450 >1450(11)	1270~>1450 >1450(11)	1280~>1450 >1450(11)	1290~>1450 >1450(11)	较高软化温度灰
十六	1180~>1450 >1450(8)	1200~>1450 >1450(8)	1220~>1450 >1450(8)	1230~>1450 >1450(8)	较高软化温度灰
十七	1140~>1450 >1450(13)	1150~>1450 >1450(13)	1150~>1450 >1450(13)	1160~>1450 >1450(13)	较高软化温度灰

根据 MT/T853.1-2000 和 MT/T853.2-2000 煤炭灰标准，各可采煤层均为较高软化温度灰和较高流动温度灰煤。其中五煤、六煤、十六煤和十七煤中各有 1 个样品属较低流动温度灰煤。

4、煤灰粘度

煤灰粘度见下表 1.4-6。

表 1.4-6 煤灰粘度统计表

煤层编号	温度 (°C)	灰粘度 (Pa.S)	温度 (°C)	灰粘度 (Pa.S)	温度 (°C)	灰粘度 (Pa.S)	温度 (°C)	灰粘度 (Pa.S)
五	1500	5.3	1450	29	1430	259		
十六	1700	100						
六	1506	9.2	1469	33.3	1443	102.2		
十七	1630	1.8	1600	26	1550	274		

5、煤对 CO_2 的反应性

本井田煤层灰含量一般较高，对煤的反应性有很大影响。十七煤层属于反应性较差的煤。

6、可磨性

井田内原煤煤样的哈氏可磨性指数 (HGI) 为 92~195, 各可采煤层平均为 113~155。根据 MT/T852-2000 煤的哈氏可磨性指数分级标准, 井田内各可采煤层均为极易磨煤。

7. 热稳定性

十四煤 TS_{-4} 为 51.6%, 属中等热稳定性煤。

四、煤类

井田内各可采煤层的煤类均为贫煤 (PM) 见表 1.4-7。

表 1.4-7 各可采煤层煤类表

煤层	浮煤挥发分	焦渣特征	煤类	备注
五	9.29~15.49 12.16(27)	1~3 2(27)	贫煤 (11)	部分煤层有少量 $V_{ad}<10\%$ 的见煤点, 在煤炭分类时未予考虑。
六	9.47~16.79 12.65(11)	1~4 2(12)	贫煤 (11)	
十四	9.62~13.79 11.55(17)	2~3 2(17)	贫煤 (11)	
十六	9.37~15.01 12.17(16)	1~3 2(16)	贫煤 (11)	
十七	9.14~16.18 11.68(24)	1~3 2(24)	贫煤 (11)	

五、煤的可选性

五煤层: 比重液为 1.6 时, 扣除沉研后 $\delta=0.1$ 含量为 16.7%, 属中等可选煤。当比重液为 1.3-1.5 时, 扣除沉研后 $\delta=0.1$ 含量为 27.0-60.0%, 属较难选-极难选煤。

十七煤层: 比重液为 1.6 时, 扣除沉研后 $\delta=0.1$ 含量为 17.8%, 属中等可选煤。当比重液为 1.3-1.5 时, 扣除沉研后 $\delta=0.1$ 含量为 33.3-49.3%, 属难选-极难选煤。

六、煤体工业用途评价

3 区煤属高变质的贫煤, 具有水分较低、低挥发分、低灰~中灰、中硫~高硫、低磷、低氯的中高发热量煤, 煤灰熔点较高, 灰粘度低。原煤经浮选可用作动力用煤和民用煤。

1. 发电用煤: 井田内煤为低灰~中灰、中硫~高硫、低挥发分、中高发热量, 可磨性为极易磨煤, 煤灰软化温度(ST)较高, 一般大于 1450℃, 较适宜固态排渣, 是火力发电的优质用煤。

2. 本井田内煤适合水泥、玻璃、陶瓷、砖瓦、石灰等建筑材料烧制用煤。

3. 民用燃烧及工业锅炉等动力用煤。井田内煤经浮选后, 灰分和有害成分硫分含量均有较大幅度降低、热值高, 适用于民用燃烧及工业锅炉等动力用煤。

1.4.9.5 水文地质

一、区域水文地质

区域水文地质区划属宁南黄土丘陵地下水区，区内冲沟发育，只在暴雨时形成暂时性流水，雨后短期即干涸，因而冲沟为雨季泄洪通道。在大井沟有泉水形成小溪流，干旱时干枯，井田内地表水奇缺。地下水的形成与分布受自然地理及地质条件控制，呈现出西北地区特有的干旱、半干旱区的水文地质特征。

1、区域水文地质特征

依据地下水含水层埋藏条件和水力性质，地下水可划分为松散岩类孔隙水、碎屑岩类孔隙裂隙水。

2、区域地下水的补给、径流、排泄条件

(1) 松散岩类地下水补给、径流与排泄条件

该类型地下水主要依靠降水入渗补给，由于大井沟降水稀少，地下水补给十分匮乏。地下水由沟谷向山前迳流，流程短暂，在迳流过程中，部分地下水下渗补给下伏古近系含水层。部分地下水以下降泉形式出露，大部分消耗于地表蒸发。

(2) 碎屑岩类地下水补给、径流与排泄条件

该类型地下水直接或间接接受降水入渗补给，主要以渗流的方式补给临区地下水。

二、井田水文地质条件

1、含水层划分及其水文地质特征

矿区大面积第四系覆盖，根据以往勘查资料，矿区含水层按岩性组合特征及地下水水力性质、埋藏条件等，自上而下划分为以下四个主要含水层：第四系和古近系松散岩类孔隙含水层（I）、二叠系红泉组砂岩含水层（II）、二叠系大黄沟组砂岩含水层（III）和石炭二叠系太原组砂岩含水层（IV）。

(1) 第四系和古近系松散岩类孔隙含水层（I含水岩组）

地表黄土、粉砂土层厚度 0.5~10m 左右，疏松、孔隙度和垂直节理较发育，持水能力差，分布位置地势较高，补给条件差，为透水不含水层，仅在较大沟谷局部地段的冲洪积砂砾石层中，赋存有孔隙潜水。水位埋藏深度一般 1~2m，水量不大，水质较差，水矿化度为 1.928~2.646g/L，属淡~弱咸矿化度水，水化学类型 $\text{SO}_4\text{-Cl-Na}$ 。属间接充水含水层。古近系寺口子组浅灰、砖红色砂砾岩，厚度变化较大，一般在 4.93—354.78mm，且分布不均，在构造及早期洪流作用下，上部砂砾岩层切割零乱，补给条件极差，大部地段不具备赋存地下水条件，仅在沟谷内上覆第四系地下水补给时，才赋存微量裂隙孔隙

水。

(2) 二叠系红泉组砂岩含水层 (II含水岩组)

主要在井田中部呈北西向大片出露,在露头以西均有分布。岩性为紫红、褐红、红色及灰绿色中—厚层状粗粒砂岩、中粒砂岩,岩性及厚度变化大,为一套辫状河沉积。覆盖于二叠系大井沟组上部粉砂岩、泥岩隔水层之上。钻探揭露该岩组厚度为 44.69~374.15m。该岩组含水层厚度在 19.90~183.20m 之间变化,含水层厚平均度为 38.91m。井田含水岩层厚度由东向西逐渐变厚。由于井田构造发育,构造破碎带裂隙较发育,其含水、导水性相对较好外,由于含水岩组岩石结构致密,裂隙不发育,导水性差,属弱含水层且为间接充水含水层。

(3) 二叠系大井沟组砂岩含水层 (III含水岩组)

主要在井田东部沿线状石正断层以西分布。岩性为灰绿、灰绿—灰白色薄—中厚层状细—中粒凝灰质长石石英砂岩、粉砂岩、粉砂质泥岩、泥岩,为一套曲流河沉积。覆盖于石炭—二叠系太原组砂岩裂隙水含水层之上。含水岩组岩性以中粒砂岩、粗砂岩为主,根据钻探揭露该岩层厚度为: 75.90~123.02m。该岩组含水层厚度在 6.95~123.02m,平均厚度为 37.82m。含水岩组厚度自井田中部向南北两侧逐渐变薄,岩层裂隙较发育,在钻孔施工过程中未见到承压水现象,导水性差,为煤系地层间接充水含水层。

(4) 石炭-二叠系太原组砂岩含水层 (IV含水岩组)

主要在井田东部沿线状石正断层以西分布。为一套海陆交互相含煤沉积,为井田主要的含煤地层。岩性以灰、灰绿、粉砂岩、泥岩为主,夹灰白色细—中、粗粒长石石英砂岩、灰质泥岩、泥质灰岩等煤层,植物茎叶化石含量多、动物化石含量少,偶见黄铁矿薄膜,块状灰回沟较少。含水层岩性以浅灰色中、粗粒砂岩为主,多具缓波状层理,水平层理,裂隙较发育且被石英充填。覆盖于石炭—二叠系太原组下部土坡组粉砂质泥岩、泥岩层之上。钻探揭露该岩组厚度为 159.43~533.80m,含水层厚度在 21.60~102.56m,平均厚度为 57.81m。含水层厚度由东向西渐薄。

2. 隔水层划分及其特征

(1) 二叠系红泉组粉砂岩、砂质泥岩及粉砂质泥岩隔水层

该隔水层在井田中部呈北西向大片出露,在露头以西均有分布。是二叠系红泉组与下伏地层之间较好的隔水层。红泉组岩性以粉砂岩、粉砂质泥岩为主,夹中—厚层中、粗粒砂岩为主,呈互层状。据钻探揭露,该层由东向西逐渐变厚,在第 D8、D10 勘探线

由于受构造影响,该地层出现缺失现象,其余地段均有广泛、较稳定分布。粉砂岩、粉砂质泥岩隔水层厚度在 1.5~34.20m 之间,平均厚度 7.65m。该隔水层的存在使得第Ⅱ、Ⅲ含水层的水力联系程度减弱。

(2) 二叠系大井沟组粉砂岩、粉砂质泥岩隔水层

该隔水层在井田东部沿线驮石正断层以西分布,岩性以粉砂岩、粉砂质泥岩为主。根据钻探揭露,该层厚度分布由井田中部向南北两侧逐渐变薄。在钻孔 D801、D901、D1003 中由于受构造影响,该地层出现缺失现象,其余地段均有广泛、较稳定分布。隔水层厚度在 1.90~34.10m,平均 8.47m。该隔水层的分布使得第Ⅱ、Ⅲ、Ⅳ含水层间的水力联系程度减弱,影响各含水层的垂向联系。

(3) 太原组粉砂岩、粉砂质泥岩、泥岩隔水层

该隔水层在井田东部沿线驮石正断层西侧呈条带状分布,岩性以粉砂岩、灰黑色粉砂岩、粉砂质泥岩、泥岩为主。全区均有广泛、稳定分布。厚度分布规律表现由东向西逐渐变薄。该隔水层的隔水性、分布范围、厚度大小,对于该地层中砂岩含水层水文地质条件影响较大,为第Ⅲ、Ⅳ含水层之间的稳定的隔水层,影响了含水岩层间的水力联系。

综上所述,粉砂岩、泥质砂岩、粉砂质泥岩及泥岩,由于其结构致密,隔水性能较好。由于不同隔水性岩层的存在,井田地下水运移以层流为主,垂向上的水力联系极弱,水循环极为缓慢。但部分钻孔揭露穿古生代等口子组的砂砾岩层时出现严重的漏水现象,如 D1101 钻孔,钻进至 350m 深度以下时出现严重漏水。另外在构造破碎带范围的,由于地层破碎,裂隙发育,含水层之间的水力联系有所增强。如 SD1001 钻孔,钻进至 550m 深度左右,也有微量漏水。

3. 含水层的水力联系及断层构造的导水性

第四系砂、砾石层松散岩类孔隙含水层,与基岩风化带裂隙水关系密切,二者常构成统一水体,通过裂隙补给下部含水层。

据钻孔注水试验成果资料表明:二叠系红泉组砂岩含水层、二叠系大井沟组砂岩含水层、石炭~二叠系太原组砂岩含水层之间有稳定的隔水层分布,隔水性能较好,正常情况下各含水岩组之间的水力联系较弱。

井田发育断层共 22 条,其中逆断层共 11 条,正断层共 11 条。井田较大的断层-线驮石正断层,该断层通过 SD1001 钻孔钻探揭示,断裂带处岩层破碎,裂隙发育,且断层延伸较深,裂隙多为砂质、泥质充填。

4. 井田地下水补给、径流与排泄条件

(1) 第四系和古近系松散岩类孔隙水

地下水补给来源，主要为大气降水。第四系风积沙层及底部的砂砾石地层接受降水的补给。由于该区降雨稀少，蒸发量大，地形起伏较大，沟谷发育、坡度较大，加之第四系厚度总体较小，又多被沟谷切穿，大气降水多以地表径流形式向地势低洼的沟谷方向排泄，使处于稍高位置的第四系松散地层基本不含水，仅大井沟及局部地形地貌有利地段赋存微量地下水。每一含水区段成为独立的水文地质单元，彼此基本无水力联系。由于降水渗入系数较小，地下水接受大气降水补给后，沿基底向地势低洼的方向径流，排泄于蒸发和少量人工利用。

(2) 碎屑岩类孔隙裂隙水

由于大气降水入渗补给被上覆古近系寺口子组泥岩所阻隔，导致碎屑岩类孔隙裂隙水补给条件较差。其补给来源主要是地下径流，即二叠系红泉层、本溪组孔隙含水层及含水岩组层间裂隙承压含水层裸露区接受补给。根据区内的资料和区域水文地质资料推测，碎屑岩类孔隙裂隙水地下水自北东向南西方向径流排泄。

三、充水因素分析

本区处于干旱黄土丘陵地带，干旱少雨，降水稀少，地表水不甚发育，大气降水为地下水补给的主要来源，地下水补给来源贫乏。受构造控制，勘探区基岩含水层富水性较弱。根据井田水文地质条件，结合邻近生产矿井的水文地质条件特征和充水因素进行分析评述。

1、井田充水因素分析

井田水文地质条件简单，大气降水为地下水主要的补给水源。但井田的断层构造较发育，主要属正、扭性断裂。断层的导水性较差，含水岩层在断裂处会具有一定的水力联系。因此，应注意断层的导水性、冒落带和导水裂隙带与含水层的水力联系。

(1) 地表水源充水

井田地表水源主要为季节性洪水。该地区降雨虽少，但在丰水期于沟谷地带形成短暂的径流，可形成短暂的补给水源，补给强度有限。

(2) 松散岩类孔隙充水

松散岩类主要为第四系黄土和沟谷中洪积物，黄土基本不含水，洪积物接受大气降水和地表泉水补给，与基岩风化壳裂隙水关系密切，二者常构成统一含水体，通过裂隙入渗下部含水层，并对矿井开采有一定影响。

(3) 层状裂隙充水

主要为石炭-二叠系砂岩含水层充水。层状裂隙含水层的顶底板多由泥岩或粉砂岩隔水层构成，在适宜的条件下形成储水构造。各含水层组在垂向上的水力联系较差，且垂向间距较大，大气降水与矿井涌水量关系不明显，但由于裂隙发育的不均一性，不同地段岩层透水性和涌水量也有较大的差异，如本次勘探中的 SD105 孔的涌水现象。所以巷道最初揭露含水层时，涌水量较大，一定要注意局部突水给井下工作带来威胁。

(4) 构造裂隙充水

构造裂隙包括各种节理、岩层褶皱以及断裂破碎带等，裂隙带是主要的受水通道，构造裂隙带充水对矿床开采和井巷工程常造成巨大威胁。井田主体为单斜构造，地层走向北西~南东，倾向南西约 225° 左右，浅部陡，深部缓，正常倾角多在 25° 左右。由于受区域构造以及线状石正断层影响，形成多个不同级别的次一级断层，部分表现为张性断裂，可能具有一定的导水性。在今后建井及开采中，仍必须注意局部小型构造的存在及导水作用。

(5) 开采造成的裂隙充水

煤层开采后破坏了上覆岩层的原始应力状态，必然会引起上覆岩层结构的变形、移动，导致裂隙出现，从而使各含水层间的水力联系增强，改变井田原有地下水流场，并形成新的开采条件下的地下水流场。这种采动裂隙一旦延伸到剥蚀面或上方含水层时，这种人为造成的裂隙通道也是不可忽视的矿井涌水因素。

2. 井田充水通道分析

(1) 充水通道

①构造断裂带

井田内的主要构造类型为压性断裂为多，对含煤地层及煤层的连续性构成了较大破坏。D1001 号布置有 SD1001 钻孔，揭露 DF10 逆断层，钻遇该断层带岩层裂隙发育，地层破碎，但由于受构造挤压，使破碎裂隙呈压紧状态。经钻孔抽水试验，断裂破碎带单位涌水量为 0.0029L/s.m ，且水位恢复速度缓慢，说明该断层破碎带地下水的补给量条件、导水性及富水性均差。但在钻探过程中，D1101、SD1001 钻孔在揭露断层破碎带层段时，出现不同程度的漏水现象，说明断层不同位置的导水性存在较大差异。另外，当煤层开采后，因采空改变原始应力平衡状态，导致岩层形变，致使岩层裂隙扩大、连通，沟通相邻含水层或地表水体，形成强透水通道，增加矿井充水的危险性。

②采空区冒裂带

煤层单独开采时，除五煤外，其余煤层导水裂隙均未能延伸至上方的邻近煤层（五

煤层上方邻近煤层为四煤)。因此,除五煤可连通上覆含水层外,其余煤层导水裂隙带在未收到扰动的前提下均未能沟通上覆含水层,不会造成矿井涌水量增大。如果在未来开采时导水裂隙带受到较大程度的扰动情况下可能会沟通上覆含水层,从而造成矿井涌水量增大。因此要做好矿井突水的预防措施,保障矿井的安全生产。

③封闭不良或未封闭钻孔

若对钻探施工的钻孔处置不当,亦可出现含水层连通,成为矿井导水通道。为防止地下水或其它水源的直接入渗矿井,详查及勘探施工中,除有少数钻孔因事故无法封闭外,其余钻孔均已进行了严格的封孔检查验收。

(2) 充水强度分析

矿井充水强度主要取决于直接充水含水层的富水性以及煤层开采所形成的导水裂隙带高度。采煤放顶后形成的导水裂隙带,会沟通开采煤层以上的含水层,形成了溃入性通道,沟通了富水的含水层。每次顶板周期来压时,矿井涌水量会明显增大。

根据井田构造特征,正断层较为发育,可能存在一些隐伏断层,局部地段由于受构造导水裂隙的影响,地下水沿破碎带进入煤系地层造成矿井涌水,因此,在开采过程中,当接近导水断裂地段时,必须加强探、防水工作,制定相应的应急措施,防止构造破碎带的突水影响。本次勘探已详细查清井田内主要构造情况,但仍要注意局部或深层范围出现的次生构造对矿坑充水的影响,在坑道掘进及开采过程中应进一步予以注意并加强防范。注意导水断层、冒落带、导水裂隙带与含水岩层的水力联系,做好探放水的工作,可根据需要留设防水栅栏,防止突水事故的发生,以保证安全。

四、井田水文地质调查评价

井田属半干旱大陆性气候,干旱少雨,蒸发量大,地表径流不发育,地下水补给来源贫乏。

砂岩类孔隙潜水涌水量甚微且位于当地侵蚀基准面以下,但上覆第四系松散地层厚度较薄,导水微弱,地表水、潜水与裂隙含水层之间有寺口子组泥岩隔水层,跟下伏地层无明显的水力联系。

五、矿井涌水量预测

根据《可研报告》,将地下水动力学法计算的涌水量值 $1630.09\text{m}^3/\text{d}$ — $67.91\text{m}^3/\text{h}$ 作为矿井最大涌水量,将涌水量值 $1321.37\text{m}^3/\text{d}$ — $55.05\text{m}^3/\text{h}$ 作为矿井正常涌水量。

1.4.9.6 工程地质

1、工程地质分类及特征

依据井田岩土特征，按工程地质岩土分类，可划分为三大岩类六个岩（层）组（见表 1.4-8）。

表 1.4-8 岩（土）体工程地质分类表

工程地质分类	岩层组	空间分布	岩体结构
松散岩类	黄土、松散砂砾层组	分布于地表，以黄土、风积沙、砾石为主	散体结构
	砂砾岩组	寺口子组砂砾岩，松散未胶结，大小混杂	散体结构
软弱岩类	风化岩组	基岩顶部 40~70m 左右	层状结构
	煤系岩组	可采煤层	层状结构
中硬岩类	粉砂岩与泥岩互层岩组	煤系顶部和底部	层状结构
	砂岩组	红泉组、大青组、太原组砂岩	块状结构

2、煤层顶底板工程地质特征

《可研报告》对可采煤层顶底板的岩石物理性质叙述如下：

(1) 岩石颗粒密度及块体密度

井田钻探揭穿的主要煤层的顶底板岩性除二煤的顶板为泥质灰岩外，其它各煤层顶底板岩性均为泥岩、粉砂岩及粉砂质泥岩。通过采取的岩石力学样的测试结果显示，岩石颗粒密度：五煤顶底板均为粉砂质泥岩，颗粒密度分别为 $2.64\text{g}/\text{cm}^3$ ~ $2.72\text{g}/\text{cm}^3$ ；六煤顶底板均为粉砂质泥岩，颗粒密度分别为 2.67 ~ $2.70\text{g}/\text{cm}^3$ ；十四煤顶为粗砂岩及粉砂质泥岩，底板均为粉砂质泥岩，颗粒密度分别为 2.63 ~ $2.70\text{g}/\text{cm}^3$ ， 2.66 ~ $2.68\text{g}/\text{cm}^3$ ；十六煤顶底板为泥岩及粉砂质泥岩，颗粒密度分别为 2.66 ~ $2.72\text{g}/\text{cm}^3$ ， 2.66 ~ $2.74\text{g}/\text{cm}^3$ ；十七煤顶板为泥质灰岩及粉砂质泥岩，底板为粉砂质泥岩，颗粒密度分别为 2.66 ~ $2.69\text{g}/\text{cm}^3$ ， 2.63 ~ $2.70\text{g}/\text{cm}^3$ 之间。岩石块体密度中天然密度及干燥密度通过测试结果显示：各煤层顶底板块体天然密度在 2.09 ~ $2.65\text{g}/\text{cm}^3$ 之间，块体干燥密度在 2.06 ~ $2.64\text{g}/\text{cm}^3$ 之间。从岩石力学样测试结果可以看出，井田可采煤层顶底板岩石颗粒密度在 2.63 ~ $2.74\text{g}/\text{cm}^3$ 之间，岩石块体天然密度在 2.09 ~ $2.65\text{g}/\text{cm}^3$ 之间、岩石块体干燥密度在 2.06 ~ $2.64\text{g}/\text{cm}^3$ 之间。

(2) 岩石含水量

井田岩石含水量测试结果显示，可采煤层顶底板岩石的含水量差别较大，从 0.00 ~ 1.25% 。岩石的含水量表明岩石吸水强度，粉砂岩的吸水强度大于其它岩石，泥质岩吸水强度次之，粗粒砂岩、泥质灰岩的吸水强度最差为 0 。其中十七煤底板岩石的吸水率

均大于其它各煤层，在 0.94-1.15%之间。

(3) 岩石吸水率

岩石吸水率是度量岩石质量的主要指标之一。井田可采煤层的顶底板岩石吸水率测试结果显示，可采煤层顶底板岩石的吸水率在 0.60-8.30%之间，泥质岩和粉砂岩的吸水率较接近，其中十七煤底板岩石的吸水率均大于其它各煤层，在 4.12-8.0%之间。

(4) 岩石的孔隙率

岩石孔隙性是岩石主要的物理性质指标之一，是岩石孔隙性和裂隙性的统称。常用孔隙率表示，也可用孔隙率和裂隙率来表示。岩石孔隙率是度量岩石的孔隙和裂隙的发育程度。井田可采煤层的顶底板岩石的孔隙率测试结果显示，可采煤层顶底板岩石的孔隙率在 1.50-22.6%之间，粉砂岩的孔隙率和粉砂质泥岩的孔隙率较接近，泥质灰岩的孔隙率最小，其中十七煤的底板粉砂质泥岩的孔隙率在 SD0001、D1003、D803 相对较小在 1.5-3.4%外，其余均相对较大在 10.50-22.26%之间。岩石孔隙率是度量岩石的裂隙和孔隙的发育程度。孔隙率越大，岩石中的孔隙和裂隙越多，岩石的力学性能就越差。

(5) 岩石的软化系数

岩石在饱和状态下的单轴抗压强度与其干燥状态下的单轴抗压强度的比值，这一指标反映岩石浸水后对其强度的影响，是工程地质以及岩块质量评价的主要指标之一。井田可采煤层的顶底板岩石软化系数测试结果显示，可采煤层顶底板岩石的软化系数在 0.29-0.92 之间。其中砂岩的软化系数大于泥质岩的软化系数，泥质灰岩的软化系数稍大于泥质岩的软化系数，泥质粉砂岩的软化系数最小。

(6) 岩石的变形特征

不同煤层顶底板岩性的岩石弹性模量变化较大，粉砂质泥岩的弹性模量值在十七煤顶板最大，为 24000Mpa，十六煤顶板最小，为 20500Mpa。

岩石泊松比表示岩石受力作用后的横向变化程度，井田岩石的泊松比一般为 0.22~0.45，平均 0.26，泊松比均较高，表明岩石受力后横向变化较小。

(7) 岩石的强度特征

可采煤层顶底板岩石属软弱—半坚硬岩类，其中泥质灰岩、粉砂岩的抗压、抗剪、抗拉强度相对较大，次为粉砂质泥岩。

3. 煤层顶底板岩体稳定性评价

井田内基岩层状结构、块状结构岩体的 Z 值一般界于 0.029~0.40 之间，岩体质量

等级为极坏~坏的岩体。层状结构岩体、块状结构岩体的 M 值一般界于 0.03~0.45 之间，岩体质量等级为差~中等的岩体。

4、井田工程地质勘查类型

井田工程地质勘查类型划分为 IV 类 II 型，即层状岩类中等型矿床。

1.4.10 其他开采技术条件

1.4.10.1 瓦斯

依据《可研报告》，各煤层瓦斯含量及成分与煤层埋藏深度无明显规律，瓦斯含量及成分中的甲烷在下部煤层有所增加，水平方向上同一煤层其深度及间距变化较大，但瓦斯含量及成分变化不大，属低瓦斯煤层。

本区聚煤期各煤层是处在覆水较浅以氧化环境为主条件下生成的亚恒煤。在煤化作用阶段成煤变质过程中又形成大量裂隙、节理和断层。由于井田地层总体向南西倾斜，且大小不一的各种断裂，对煤层瓦斯提供了良好的逸散通道。各煤层的上、下岩层大部分岩性偏粗密封性不好加之断层引发一些裂隙、节理和断层等。因上述诸因素，为煤层脱气排液提供了天然通道，致使井田煤层中高变质程度的贫煤，但瓦斯含量仍较低。只在部分地段因不利于瓦斯逸散而聚集了少量的瓦斯。

1.4.10.2 煤尘爆炸性

根据各主要煤层进行了煤尘爆炸性试验，井田内各煤层的煤尘均有爆炸性危险，在矿井设计和开采时应注意高浓度危险。

1.4.10.3 煤的自燃倾向性

根据煤自燃倾向性试验结果，自燃等级为 II-III 类，自燃程度属于自燃-不易自燃级。

1.4.10.4 地温

依据《可研报告》，本矿井五、六、十四、十六煤层开采范围内地温正常，属于地温正常增温区，只有在井田十七煤的深部存在小面积一级热害区，煤层热害区面积 0.27km^2 。

1.4.10.5 冲击地压

截止到现在，井田还未开展矿井冲击地压危险性评估工作。根据以往勘查资料可知，钻孔各煤层顶底板中没有单轴抗压强度大于 60Mpa 的坚硬岩层。根据现有资料判断，目

前井田无冲击地压风险。在煤矿开始建设并生产后，建议矿方应对矿井进行冲击危险性评估，为矿井安全生产提供保障。

1.4.10.6 矿井资源储量

一、资源储量估算范围

1、参与资源量估算的煤层

可采煤层 5 层：区内参与资源量估算的煤层有五、六、十四、十六、十八。

2、资源量估算范围：根据 2020 年 10 月 27 日宁夏回族自治区自然资源厅颁发的探矿证，大井沟井田范围空标由 24 个拐点圈定，南北走向长 5km，东西走向宽约 2.06km，面积为 10.26km²。

3、资源量估算标高：探矿权范围内煤层埋深 1200m，标高 +350m 以浅。

4、资源量估算结果截止日期：2022 年 8 月 31 日。

二、资源量估算结果

1、井田范围内资源量估算结果

井田范围内各煤层+350m 水平以上查明资源量（垂深 1200m 以浅）估算结果见表 1.4-9，总的资源量 6042.0 万吨。其中：探明资源量 162.5 万吨，控制资源量 1157.3 万吨，推断资源量 3922.2 万吨。

井田范围探明和控制资源量占资源量总和的比例(探明+控制)/(探明+控制+推断)：35.1%。探矿权范围内资源量比例符合《规范》“地质及开采条件中等、建中型矿井的比例要求：探矿权范围内探明和控制资源量占资源量总和的比例(探明+控制)/(探明+控制+推断)35%以上”。

另外，井田范围内十七煤层+350m 水平以上查明高硫煤资源（垂深 1200m 以浅）估算结果见表 1.4-9，高硫煤资源 2429.7 万吨。其中：探明资源 218.7 万吨，控制资源 379.1 万吨，推断资源 1831.9 万吨。

表 1.4-9 井田范围内各煤层+350m 水平以上查明资源量估算结果汇总表

煤层	井田范围内+350 标高(垂深 1200m)以浅煤炭资源量(万吨)						
	探明	控制	推断	探明+控制	探明+控制+推断	探明/探明+控制+推断	探明+控制/探明+控制+推断
五	900.3	536	1550.2	1436.3	2986.5	30.1%	48.1%
六	0	133.8	714.4	133.8	848.2	0.0%	15.8%
十四	62.2	487.5	1284.5	549.7	1834.2	3.4%	30.0%
十六	0	0	373.1	0.0	373.1	0.0%	0.0%
合计	962.5	1157.3	3922.2	2119.8	6042.0	15.9%	35.1%
十七	218.7	379.1	1831.9		2429.7		
总计	1181.2	1536.4	5754.1		8471.7		

2、资源量分地段估算结果

大井沟井田范围内资源量主要分为先期开采地段、其他地段各可采煤层+350m 水平以上(垂深 1200m 以浅)的资源量二个地段,其资源量估算结果如下:

(1) 先期开采地段的资源量

先期开采地段查明资源量估算结果见表 1.4-10, 资源量总和 2640.1 万吨。其中: 探明资源量 958.8 万吨, 控制资源量 801.7 万吨, 推断资源量 879.6 万吨。

先期开采地段探明资源量占先期开采地段资源量总和的比例(探明)/(探明+控制+推断): 36.3%。

先期开采地段探明和控制资源量占先期开采地段资源量总和的比例(探明+控制)/(探明+控制+推断): 60.7%。

先期开采地段高瓦斯资源量比例符合规范“地质及开采条件中等、建中型矿井的比例要求”。先期开采地段探明资源量占先期开采地段资源量总和的比例(探明)/(探明+控制+推断): 36.3%。先期开采地段探明和控制资源量占先期开采地段资源量总和的比例(探明+控制)/(探明+控制+推断): 60%。

另外, 井田先期开采地段十七煤层高硫煤资源估算结果见表 1.4-10, 高硫煤资源 845.9 万吨。其中: 探明资源 218.7 万吨, 控制资源 291.1 万吨, 推断资源 336.1 万吨。

表 1.4-10 井田先期开采地段各煤层+350m 水平以上查明资源量估算结果汇总表

煤层	资源量 (万吨)					
	探明	控制	推断	探明+控制	探明+控制+推断	(探明)/(探明+控制+推断)
五	896.6	313.7	289.0	1210.3	1499.3	59.8%
六	0.0	122.4	185.3	122.4	307.7	0.0%
十四	62.2	365.6	321.7	427.8	749.5	8.3%
十六	0.0	0.0	83.6	0.0	83.6	0.0%
合计	958.8	801.7	879.6	1760.5	2640.1	36.3%
十七	218.7	291.1	336.1		845.9	
总计	1177.5	1092.8	1215.7		3486.0	

(2) 其余地段各可采煤层+350m 水平以上的资源量

本地段各可采煤层+350m 水平以上(垂深 1000m 以浅)资源量估算结果见表 1.4-11, 资源量总和 3401.9 万吨。其中: 探明资源量 3.7 万吨, 控制资源量 355.6 万吨, 推断资源量: 3042.6 万吨。

另外, 井田其余地段十七煤层高硫煤资源量估算结果见表 1.4-11, 高硫煤资源 1583.8 万吨。其中: 控制资源 88.0 万吨, 推断资源 1495.8 万吨。

表 1.4-11 井田其余地段各可采煤层+350m 水平以上资源量汇总表

煤层	资源量 (万吨)					
	探明	控制	推断	探明+控制	(探明)/(探明+控制+推断)	(探明+控制)/(探明+控制+推断)
五	3.7	226.0	1281.1	226.0	1487.2	0.2%
六	0.0	11.4	577.1	11.4	540.5	0.0%
十四	0.0	121.9	962.8	121.9	1084.7	0.0%
十六	0.0	0.0	289.5	0.0	289.5	0.0%
合计	3.7	355.6	3042.6	359.3	3401.9	0.1%
十七	0.0	88.0	1495.8		1583.8	/
总计	3.7	443.6	4538.4		4985.7	/

3. 资源量分水平估算结果

井田范围内资源量按照水平划分为+550m 水平以浅(垂深 1000m 以浅)、+550—+350m 水平之间(垂深 1000m 至 1200 米之间)、+350m 水平以深(垂深 1200m

以深），资源量估算结果见表 1.4-12。总的资源量(探明+控制+推断)为 6042.0 万吨。另有高硫煤 2429.7 万吨，其中：探明资源 218.7 万吨，控制资源 379.1 万吨，推断资源 1831.9 万吨。

+550m 水平以浅资源量 5970.2 万吨，其中：探明资源量 962.5 万吨，控制资源量 1157.3 万吨，推断资源量 3850.4 万吨，探明+控制资源量 2119.8 万吨，占井田+550m 水平以浅资源量总和的比例为 33.5%，见表 1.4-12。另有高硫煤资源 2155.2 万吨，其中：探明资源 218.7 万吨，控制资源 379.1 万吨，推断资源 1557.4 万吨。

+550—+350m 水平之间推断资源量 71.8 万吨。另有高硫煤推断资源 74.3 万吨。

井田范围内+350m 水平以深（垂深 1200m 以深）资源量为 0。

表 1.4-12 井田范围内各煤层+550m 水平以上查明资源量估算结果汇总表

煤层	井田范围内+550 标高(垂深 1000m)以浅煤炭资源量(万吨)						
	探明	控制	推断	探明+控制	探明+控制+推断	探明/探明+控制+推断	探明+控制/探明+控制+推断
五	900.3	536.0	1550.2	1436.3	2986.5	30.1%	48.1%
六	0.0	133.8	714.4	133.8	848.2	0.0%	15.8%
十四	62.2	487.5	1212.7	549.7	1762.4	3.5%	31.2%
十六			373.1		373.1	0.0%	0.0%
合计	962.5	1157.3	3850.4	2119.8	5970.2	16.1%	35.5%
十七	218.7	379.1	1557.4		2155.2	/	/
总计	1181.2	1536.4	5407.8		8125.4	/	/

表 1.4-13 井田范围内各煤层资源量估算结果分水平（埋深）汇总表

煤层	资源量(万吨)										
	+350m 水平以浅										
	+550m 水平以浅				+550—+350m 水平之间				+350m 水平以下		合计
	探明	控制	推断	小计	探明	控制	推断	小计	探明	控制	
五	900.3	536.0	1550.2	2986.5						536.0	2986.5
六	0.0	133.8	714.4	848.2					0.0	133.8	848.2
十四	62.2	487.5	1212.7	1762.4			71.8	71.8	62.2	487.5	1834.2
十六			373.1	373.1				0.0	0.0	0.0	373.1
合计	962.5	1157.3	3850.4	5970.2	0.0	0.0	71.8	71.8	962.5	1157.3	6042.0
十七	218.7	379.1	1557.4	2155.2			74.5	74.5	218.7	379.1	2429.7
总计	1181.2	1536.4	5407.8	8125.4	0.0	0.0	346.3	346.3	1181.2	1536.4	8471.7

1.4.11 矿井可研设计概况

1.4.11.1 井田境界与资源量

此件按照应急管理部和1号令要求，仅限于网上公开使用，挪作他用一律无效。

此件按照应急管理部1号令要求，仅限于网上公开使用，挪作他用一律无效。

(二) 工业资源/储量

矿井地质资源/储量中的 TM、KZ 和 TD·K 为矿井的工业资源/储量。K 为储量可信度系数，应在 0.9~0.7 之间选取，根据本井田的勘探程度，本次设计取 0.8。

工业资源/储量=TM+KZ+TD·K

=962.5+1157.3+3922.2×0.8

=5257.56 (万吨)

工业资源/储量汇总见表 1.4.11-3。

表 1.4.11-3 工业资源/储量表

序号	煤层	矿井资源/储量	探明的资源量 (TM)	控制的资源量 (KZ)	推断的资源量 (TD)		工业 资源/ 储量
					TD	K 值	
1	五	2986.5	900.3	536	1550.2	0.8	2676.46
2	六	848.2	0	133.8	714.1	0.8	705.32
3	十四	1834.2	62.2	48.5	1323.5	0.8	1577.3
4	十六	373.1	0	0	373.1	0.8	298.48
总计		6042.0	962.5	718.3	3922.2		5257.56

(三) 设计资源/储量

设计资源/储量按下式计算：

设计资源/储量=工业资源/储量-永久煤柱损失量

1、永久煤柱损失量计算

根据矿井的开采范围和地质特征，井田内需留设的永久煤柱有井田边界煤柱和断层煤柱。

井田边界煤柱：井田边界煤柱每侧按 20m 宽度留设。

断层煤柱：井田范围内有 22 条断层，根据地质报告，设计将落差在 100m 以上的断层每侧留设 50m 断层保护煤柱，落差在 30-100m 的断层每侧留设 30m 断层保护煤柱，落差在 30m 以下的断层每侧留设 20m 断层保护煤柱。

经过计算，井田边界煤柱为 115.24 万吨，断层煤柱为 642.15 万吨。合计留设的永久煤柱为 757.39 万吨。各煤层永久煤柱留设情况见表 1.4.11-4。

表 1.4.11-4 永久煤柱汇总表

单位: 万吨

序号	煤层	井田边界煤柱	断层煤柱	合计
1	五	43.70	284.79	328.49
2	六	19.72	72.70	92.42
3	十四	45.23	216.46	261.69
4	十六	6.59	68.20	74.79
总计		115.24	642.15	757.39

2、设计资源/储量

设计资源/储量=5257.56-757.39=4500.17 (万吨)

(四) 设计可采储量

设计可采储量按下式计算:

设计可采储量=(设计资源/储量-工业场地及主要井巷保护煤柱煤量)×采区回采率

根据工业场地布置及井下开拓巷道布置情况,主副井工业场地、北翼回风立井场地、主副井井筒、部分石门、大巷及上山部分煤层需要留设保护煤柱。

工业场地保护煤柱留设方法为:以工业场地外缘按维护带宽度 20m, 表土移动角 45°, 岩层移动角 70°进行留设。

井巷煤柱留设方法为:井巷煤柱宽度每侧取 20m, 然后根据井巷距煤层的距离按基岩段岩石移动角 70°进行计算留设。

经计算, 留设的工业场地保护煤柱为 198.70 万吨, 留设的井巷保护煤柱为 41.67 万吨。

采区回采率: 根据各煤层平均可采厚度, 五、十四煤层属中厚煤层, 采区回采率取 85%; 六、十六煤层属薄煤层, 采区回采率取 85%。

经计算, 设计可采储量为 3447.93 万吨。

矿井设计可采储量汇总见表 1.4.11-5。

表 1.4.11-5 矿井设计可采储量汇总表

序号	煤层	矿井地质资源储量 (万吨)	矿井工业资源量 (万吨)	永久煤柱损失 (万吨)			矿井设计资源储量 (万吨)	临时煤柱(万吨)			采区回采率(%)	采区煤柱损失 (万吨)	可采储量 (万吨)	备注
				井田境界	断层	小计		工业场地煤柱	主要井巷煤柱	小计				
1	五	2986.50	2676.46	43.70	284.79	328.49	2347.97	147.21	18.35	165.45	80	436.50	1746.02	
2	六	848.20	705.32	19.72	72.70	92.42	612.90	12.20	7.75	19.95	85	88.94	504.01	
3	十四	1834.20	1577.30	45.23	216.46	261.69	1315.61	54.90		46.17	80	255.09	1020.35	
4	十六	373.10	298.48	6.59	68.20	74.79	223.20	4.30	10.41	14.80	85	31.33	177.55	
总计		6042.00	5257.56	115.24	642.15	757.39	4499.87	174.61	41.67	240.37		811.87	3447.93	

1.4.11.2 矿井设计生产能力与服务年限

1.4.11.3 井田开拓与开采

一、井田开拓

1. 场地位置

主副井工业场地位于井田西侧，D9 勘探线井田边界附近相对平坦位置，场地原始地形标高在+1629~+1638m 之间，井口标高为+1635.5m。该场地同时处于井下六、十四、十六煤的无煤区地带及无采区带。中央回风立井场地布置在井田东部边界 D5 与 D8 勘探线之间的较为平坦之地。

2. 矿井开拓方式及井筒

本方案拟布置四条井筒，前期为三条井筒，后期四条井筒。即前期在井田西侧开凿主、副井（风斜井），在井田东部边界 D5 与 D8 勘探线之间位置选择一较为平坦的场地布置中央回风立井，形成三条井筒；后期在井田东北部边界处 D4 与 D7 勘探线之间选择一较为平坦的场地布置一条北翼回风立井。

主斜井：井口标高+1635.5m，井底标高+1212m，倾角 23°，斜长 1084m，净宽 5.0m，净断面积 16.8m²，主井装备 1.0m 胶带输送机，担负矿井主提升任务，同时安装循环式架空乘人器担负人员上下井及主斜井胶带机检修任务，同时兼进风井及安全出口。

副斜井：井口标高+1635.5m，井底标高+1250m，倾角 23°，斜长 987m，净宽 4.2m，净断面积 13.7m²，设置一套 JK-3-2.2P/20 型提升机，采用高速直流电动机拖动，主要担

负矿井材料及矸石等提升任务，同时兼通风井及安全出口。

中央回风立井：井口标高+1749.0m，井底标高+1510m，垂深 239m，净直径 5.0m，净断面积 19.6m^2 ，主要担负矿井南翼一、二、三、四采区回风任务，同时安装梯子间兼安全出口。

北翼回风立井：井口标高+1708.0m，井底标高+140m，垂深 308m，净直径 5.0m，净断面积 19.6m^2 ，主要担负矿井北翼五、六、七采区回风任务，同时安装梯子间兼安全出口。

3、开拓巷道布置

本方案井下主要开拓巷道有：井筒、大巷、采区上下山组。主要开拓巷道均布置在煤层底板稳定岩层中。现详述如下：

大巷布置：一水平设置有+1250m 水平南翼轨道、胶带大巷和+1250m 南翼回风大巷，以及+1250m 水平北翼轨道、胶带大巷；二水平设置有+950m 南翼水平轨道、胶带大巷和+960m 南翼回风大巷。

采区上下山：一采区通过+1250m 水平井底车场、石门及中央回风立井底部+1510m 总回风石门等巷道布置有一采区上山组；二采区通过+1250m 水平南翼大巷布置二采区下山组；三采区和四采区均通过+950m 南翼水平大巷组布置三、四采区下山组；五采区通过+1250m 水平北翼大巷组及北翼回风立井底部+1400m 回风石门布置五采区上山组；六采区通过+1250m 水平北翼大巷组布置六采区下山组；七采区通过六采区底部巷道布置七采区下山组。

4、井底车场及主要硐室

由于井筒下运运输为胶带机运输，所以井底车场只服务于辅助运输。

在井筒井底设 +1250m 水平井底车场，通过联络巷与主斜井相连。井底车场采用双道岔水平车场，车场设高低道能够实现自动滑行。车场内铺设双轨，中间采用两个单道岔组连至井筒。车场总长度为 150m。

井底车场主要硐室有：+1250m 水平中央变电所、水泵房、主副水仓、井底永久避险硐室、消防材料库、井底煤仓等。

5、煤层分组、水平划分

本矿井拟采用联合开拓，即不进行煤层分组。全井田划分两个主开采水平，一水平标高+1250m，二水平标高+950m，另在+650m 设辅助水平。

6、采区划分与开采顺序

①采区划分

井田范围内基本为单斜构造，断层发育较多，为了减少断层对开采的影响，采区的划分将主要以落差较大的断层为界，同时根据水平划分，将全井田划分为七个采区：

一采区为+1250m 以上、DF4 断层以南、DF10 断层以东区域；二采区为+1250m~+950m 之间、DF4 断层以南区域；三采区为+950m 以下、F8 断层以西、DF4 断层以南区域；四采区为+950m 以下、F8 断层以东区域；五采区为+1250m 以上、DF4 断层以北区域；六采区为+1250m~+950m 之间、DF4 断层以北区域；七采区为+950m 以下、DF4 断层以北区域。

②采区接替顺序

根据煤层赋存条件及矿井的产量安排，采区接替应按照由东至西、由新至旧、由储量级别高至储量级别低的原则进行。

矿井移交生产时先开采一采区，接接顺序为：

一采区→二采区→三采区→四采区→五采区→六采区→七采区。

二、井下开采

1、采区巷道布置与达产工作面选择

(1) 采区巷道布置

根据矿井开拓部署，一采区在五煤层底部岩石中布置有一采区轨道上山、一采区胶带及行人上山、一采区回风上山，通过上山组布置区段石门进入煤层布置工作面进行回采。

一采区采用双翼布置，由于断层影响，一采区北翼布置三个区段，南翼布置两个区段。北翼上部考虑断层影响后开采标高为+1500m，南翼上部考虑断层影响后开采标高为+1575m，考虑到各方面的因素，一采区上山上部标高确定为+1500m（回风上山上部抬高10m，到+1510m）。

通过一采区轨道上山上部石门布置+1500m 区段轨道石门及车场，+1500m 区段运输石门、绞车房，通过一采区+1500m 区段煤仓与一采区胶带及行人上山相通）至五煤层，通过+1500m 区段运输石门布置北翼一区段 10501 工作面回风顺槽；通过+1500m 区段运输石门布置南翼一区段 10502 工作面回风顺槽通道（斜巷）到+1575m 标高与 10502 工作面回风顺槽相连，布置南翼一区段 10502 工作面运输顺槽通道（平巷）与 10502 工作面运输顺槽相接，形成一区段回风标高的辅助运输系统和南翼 10502 工作面的煤炭运输系统。通过+1510m 总回风石门布置+1510m 区段回风石门，然后利用斜巷或平巷与

10501 工作面回风顺槽、10502 工作面回风顺槽通道、10502 工作面运输顺槽通道连通，形成一区段回风标高的回风系统。

通过一采区轨道上山在+1425m 标高布置+1425m 区段轨道石门及车场、+1425m 区段运输石门（机轨合一，通过一采区+1425m 区段煤仓与一采区胶带及行人上山相通）至五煤层，然后布置 10501 工作面运输顺槽及 10501 综采工作面开切眼，形成一区段北翼 10501 工作面煤炭运输系统和+1425m 标高的辅助运输系统。

其他区段也是通过上山组在相应标高布置区段石门和顺槽进行回采。

一采区通过+1250m 水平中央变电所供电，不再设采区变电所。

拟确定采区主要岩石巷道(石门)断面采用半圆拱，支护方式采用锚网喷支护；工作面顺槽及开切眼巷道采用矩形断面，由于可采煤层顶底板多为砂岩、泥岩等易软化岩石，支护方式本次设计为锚网+锚索支护，巷道在施工过程中若支护不够，可再加钢带或型钢支架支护，易底鼓时可在底板打锚杆进行全断面锚杆支护。

(2) 首采工作面位置及数目

根据煤层赋存条件及矿井的产量安排，工作面按煤层走向由浅至深的原则进行，首采区工作面布置在煤层浅部（一区段南翼的 10501 综采工作面）。以一个工作面满足 0.60Mt/a 设计生产能力。

2、采煤方法、工作面参数与主要设备选型

(1) 采煤方法

拟采用走向长壁一次采全高综合机械化采煤方法。

(2) 采煤工艺

采煤工艺采用综合机械化采煤，即采煤机落煤，可弯曲刮板输送机运煤，转载机将煤转载至胶带输送机，液压支架对工作面顶板支护，实现落煤、运煤、支护、顶板管理全综机械化。

① 工作面循环及作业方式

工作面采用“四六”工作制，即三班采煤，一班检修，每班作业时间 6h。工作面每完成一个割煤、移架、推移输送机工序为一个循环，每个循环支架推移行程 0.8m。根据计算，每天进 7 刀，三班之中其中两个班各进 2 刀，一班进 3 刀，日进尺 5.6m。

由于开采煤层属倾斜煤层，为了提高割煤效率，设计采用双向割煤。

② 工序安排

采煤机采用工作面端部斜切进刀，双向割煤方式。以采煤机割煤为中心，使采煤机

割煤、移输送机、移架三个主要工序合理配合。采煤工艺过程为：采煤机由机头斜切进刀→移端头溜子→移过渡支架和端头支架→采煤机反向割机头煤→采煤机反向空驶→采煤机割第一刀煤→跟机伸前探梁、护棚板→收护棚板、前探梁并跟机移架→推溜→回收及支设超前支护→移端头支架及转载机→采煤机由机尾斜切进刀，第一循环完成，开始下一循环。

工作面采用全部垮落法管理顶板，回采方式采用后退式。

③装备标准

根据矿井生产能力及煤层赋存条件，拟装备1套综采设备达到矿井6.6Mt/a的生产能力。为满足综采工作面和采区的接续，拟配备2套综合机械化掘进设备和2套风动普通掘进设备。

(3) 主要采煤设备选型

①采煤机

工作面拟选用 MG200/500-AWD 型电牵引采煤机。

②液压支架

五煤层工作面拟选用 ZZ6400/15/30 型液压支架，为工作面与顺槽相交处支护，并有利于转载机及皮带机的移动，拟配备 ZZ6400/15/30 型端头端尾液压支架各 1 架，为解决支架与端头端尾支架的衔接，拟配备 ZZ6400/15/30 型过渡液压支架支护，机头机尾处各 1 架。

③刮板输送机

刮板输送机拟选用 SGZ763/2×10 型刮板输送机，技术参数见表 1.4.11-7。

④转载机及破碎机

拟选用 G-3730 型转载机、PLM1000 破碎机，技术参数分别见表 1.4.11-8、1.4.11-9。

⑤可伸缩带式输送机

工作面、顺槽拟选择 DSJ100/80/200 型可伸缩胶带机，带宽 B=1000mm，最大输送能力 900t/h，功率 200kW。

⑥其它配套设备

配套乳化液泵站：拟选用 BRW315/31.5 型乳化液泵站（两泵一箱），其技术参数如下：流量：315L/min，压力：31.5MPa，单机功率：200kW，电压：1140V。

喷雾泵站：拟选用 BPW320/10M 型喷雾泵站，其技术参数如下：流量：320L/min，压力：10MPa，单机功率：75kW，电压：1140V。

回采工作面主要设备见表 1.4.11-6。

表 1.4.11-6 回采工作面设备配备

序号	设备名称	规格型号	单位	数量			备 注
				采煤	备用	合计	
1	采煤机	MG200/500-AWD	台	1			500kW
2	刮板输送机	SGZ730/2×110	台	1		1	220kW
3	基本液压支架	ZZ6400/15/30	架	78	8	86	
4	过渡液压支架	ZZG6400/15/30	架	2	1	3	
5	端头液压支架	ZZT6400/15/30	架	2	1	3	
6	单体液压支柱	DZ35-20/100Q	根	120	12	132	超前支护
7	金属顶梁	DFB4600	根	20	2	22	风顺槽超前支护
		DFB4000	根	20	2	22	回风顺槽超前支护
8	破碎机	PLM1000	台			1	110kW
9	转载机	SZB730/40	台	1		1	40kW
10	可伸缩胶带输送机	D8J100/80/20	台	1		1	200kW
11	液压安全绞车	YA15-10	台			1	22kW
12	无极绳绞车	JD-120/25	台	2		2	55kW
13	双速多用绞车	JD-16	台	2		2	37kW
14	乳化液泵站	BRW3-25/14	套	1		1	200kW
15	注液枪	QZ1	把	4	1	5	
16	喷雾器	GPW320/100L	套	1		1	75kW
17	水泵	BQS30-50-9.2	台	1	1	2	9.2kW
18	乳化剂泵	WJ-24-2	台	1		1	2.2kW

(4) 采煤工作面参数

① 采煤工作面长度

工作面长度取 120m。

② 工作面年推进度

工作面拟采用三班采煤，一班检修，根据工作面生产能力，日进 7 刀，其中两个班各进 2 刀，一班进 3 刀，每刀进尺 0.80m，日进尺 5.60m，矿井年工作日 330 天，考虑工作面推进正规循环率 80%，则工作面年推进度为 1478m。

③工作面采高

采煤机割煤高度 2.47m。

④工作面回采率

工作面回采率取 95%。

⑤工作面生产能力

首采工作面当年就能达到设计生产能力。

表 1.4.11-7 达到设计生产能力时工作面特征表

序号	采区	工作面 编号	采煤工艺	工作面参数					年生产能力 Mt	备注
				面长 (m)	采高 (m)	年推进度 (m)	容重 (t/m ³)	回采率		
1	一采区	10501	综采	120	2.47	1478	1.37	0.95	0.60	
2		掘进	综掘						0.60	
3	合计								0.60	

(5) 工作面接续安排

①煤层压茬关系及煤层开采顺序

首采区只有 1 层可采煤层，不存在压茬关系。在二采区范围内当下部的六、十四、十六煤层可采存在压茬关系时，按先采上部煤层，再采下部煤层，自上往下依次回采。

②工作面接替

根据开拓、开采布局，矿井投产初期以 1 个综采工作面、2 个综掘工作面、2 个普掘工作面保证达到 0.60Mt/a 的生产能力。

工作面接替原则为由上到下，即先采上区段，后采下区段，在同一区段先采上层煤，依次回采下层煤。

一采区工作面接替关系为：10501 工作面（0.6a）→10502 工作面（0.5a）→10503 工作面（0.7a）→10504 工作面（1.9a）→10505 工作面（0.6a）。

一采区 5 个工作面共可接续 4.3a，然后接二采区工作面。

3. 井道掘进及井巷工程量

(1) 巷道掘进

根据巷道布置及采掘接替的要求，全矿井共配备了 2 个煤巷综掘组、2 个岩巷普掘组，采掘比为 1:4。

煤巷综掘组配备了 EBZ160A 型掘进机、SZD-630/11 型胶带转载机、SSJ800/2×40 型可伸缩胶带输送机、铺杆安装机、FBD7.1/22×2 型局扇、SCF-6 型除尘风机、水泵。

喷雾泵站等。

岩巷普掘进组配备了 ZY24 型气腿式凿岩机、风镐、PZ-15 型耙斗装岩机、锚杆打眼安装机、混凝土搅拌机及喷射机、FBD6.0/15×2 型局扇、除尘风机、喷雾泵站等。

煤巷综掘组和岩巷普掘组各设备配备详见表 1.4.11-8 和表 1.4.11-9。

表 1.4.11-8 煤巷综掘工作面设备配备 (2 个)

序号	设备名称	规格型号	单位	数 量			备注
				掘进	备用	合计	
1	掘进机	EBZ160A	台	2		2	381kW
2	胶带转载机	SZD-630/11	台	2		2	2.5kW
3	可伸缩带式输送机	SSJ800/2×40	台	2		2	30kW
4	锚杆打眼安装机	MGJ-II	台	2		2	10kW
5	锚杆拉力计	ML-20	台				
6	局扇	FBD7.1/22×2	台	2	2	4	22×2kW
7	移动式除尘风机	SCF-7	台			2	37kW
8	调度绞车	JD-1.6	台			2	25kW
9	水泵	BQS20/30-2	台	2	2	4	9.2kW
10	喷雾泵站	GPW-20/10	台	2		2	35kW
11	探水钻机	ZDY-1250	台	2		2	30kW
12	矿用隔交电磁阀	YC-30(0.3)	台	1		1	
13	矿用无线电话机	KJZD88	台	1		1	
14	急救箱	JZB-1	台	3		2	
15	锚杆锚固剂	Φ1000 强力抗静电					L=3000m

表 1.4.11-9 岩巷普掘工作面设备配备 (2 个)

序号	设备名称	规格型号	单位	数 量			备注
				掘进	备用	合计	
1	气腿式凿岩机	ZY24	台	4	2	6	耗气量 2.8m³/min
2	风镐	FG-8.3	台	2	1	3	耗气量 2.0m³/min
3	装岩机	45 型挖掘式装岩机	台	2		2	45kW
4	调度绞车	JD-1.6	台	2		2	25kW
5	混凝土搅拌机	P4	台	2		2	5.5 kW

序号	设备名称	规格型号	单位	数量			备注
				掘进	备用	合计	
6	混凝土喷射机	HPC-V	台	2		2	5.5 kW
7	混凝土喷射机械手	FS-1	台	2		2	3kW
8	锚杆打眼安装机	MGI-II	台	2		2	10kW
9	锚杆拉力计	ML-20	个	2		2	
10	局扇	FBD6.0/15×2	台	2	2	4	
11	湿式除尘风机	SCF-7	台	2		2	37kW
12	水泵	BQ530-50-9.2	台	2	2	4	9.19kW
13	喷雾泵站	BPW250/10	台	2		2	1.62kW
14	探水钻机	TXU-150	台				工作面探水设备共用
15	激光指向仪	JZB-1	台			2	
16	风筒	φ800 强力抗静电					3000m

井巷进度指标主要参照《煤炭工业矿井设计规范》(GB50215-2015)及当地井巷施工队伍的实际水平和本矿井施工条件综合确定,具体指标如下:

立井井颈:30m/月(钻爆法,锚杆锚网支护)

立井井筒:75m/月(钻爆法,锚杆浇筑支护)

斜井井颈:30m/月(钻爆法,锚杆支护)

斜井井筒:110m/月(钻爆法,锚网喷支护)

岩石平巷:120m/月(钻爆法,锚网喷支护)

岩石斜巷:110m/月(钻爆法,锚网喷支护)

煤质及半煤岩平巷(顺槽):160m/月(钻爆法,锚网+锚索支护)

煤质及半煤岩平巷(顺槽):400m/月(综掘法,锚网+锚索支护)

煤质及半煤岩斜巷(顺槽):300m/月(综掘法,锚网+锚索支护)

煤质等硐室:600m³/月(钻爆法,锚网喷支护)

(2) 巷道支护方式

根据煤层顶底板岩性,除特殊硐室采用钢筋砼或砼浇筑支护外,岩巷支护采用锚网喷支护;工作面顺槽及开切眼巷道本次设计采用锚网+锚索支护,巷道在施工过程中若支护困难,可再加钢带或型钢支架支护,易底鼓时可在底板打锚杆进行全断面锚网支护

(3) 矿井移交生产时的井巷工程量

矿井移交生产时的井巷工程量为：

煤巷：长度 2872m 掘进体积 37229m³；

岩巷：长度 8033m 掘进体积 126528m³；

全矿：长度 10905m 掘进体积 163756m³。

其中煤巷长度占总量的 26.3%，体积占总量的 22.7%。巷道万吨掘进率为 182m/万 t。各类井巷工程量见表 1.4.11-10。

表 1.4.11-10 井巷工程数量汇总表

序号	项目名称	长度 (m)			体积 (m ³)			备注
		煤巷	岩巷	小计	煤巷	岩巷	小计	
1	井筒		2352	2352		12791	12791	
2	大巷、车场及顺道		1393	1393		17298	17298	
3	采区	2472	3688	6160	3594	60679	64273	
4	大巷工程	400	400	800	1800	5880	10680	
5	合计	2872	8033	10905	37229	126528	163756	

预计正常生产时的矿石率为 5%左右，即年需矿石量约为 3 万吨。

5、建井工期

施工准备期考虑 3 个月，建井工期约 26.0 个月，工作面设备安装 1 个月，联合试运转及试生产 6 个月，总建井工期为 36.0 个月（3.0 年）。

1.4.11.4 矿井主要固定装备

一、提升设备

1、主斜井胶带输送机提升设备

(1) 拟采用 DTH 型深槽大倾角钢绳芯带式输送机。在井口驱动机房内的胶带输送机头设置一台胶带机微机核子秤，可以实现分班定产，分班计量，实现矿井的数据化管理。

(2) 主井提升设备的选型主要技术参数如下：

①输送机倾角及长度

主斜井井筒斜长约为 1084m，倾角为 23°，主井井口位置以上胶带机变坡为 16°，输送机总长约为 1100m，提升高度约为 430m。

②输送能力

主井胶带输送机的输送能力为： $Q=300\text{t/h}$ 。

③带宽的确定： $B=1000\text{mm}$ 。

④带速

胶带机带速为： $V=2.5\text{m/s}$ 。

(3) 主斜井带式输送机的选型

电动机型号：BPYB4002-4N=400kW， $V=10\text{kV}$ ，2台

减速器：B3SH14，2台

液压盘式制动器：KPZ-1400/200，制动力矩：220KN.m，1台。

低速轴逆止器：DSN200，逆止力矩：200KN.m，2台。

拉紧装置：尾部重载车式拉紧装置，拉紧力： $T=10\text{t}$ ，拉紧行程： $S=40\text{m}$ 。

胶带：钢丝绳芯带 ST3150，带强 3150N/mm ，阻燃抗静电，符合MT668-2008标准要求，胶带长度约为2400m。

(4) 变频驱动系统为主斜井胶带输送机的软启动驱动系统。

(5) 主井大倾角胶带机拟配置 YJJ 型钢绳芯胶带拉力在线监测仪，可在胶带机运行过程中动态检测钢绳芯胶带接头的使用情况及拉伸状况，及时排除隐患，提高设备运行的安全性和可靠性，并为胶带输送机检修、维护人员提供帮助。

(6) 给料设备

主井井底，区段煤仓下布置重锤平带给料机（防爆型），型号为 JDG/4FS—1 型，手动调速，给料量 $Q=200\sim 400\text{t/h}$ 。

2、主斜井架空乘人装置设备

拟选用单滚筒式设备的型号为 XRJY55—23/1120D。

保护装置设置有：车头、机尾越位保护、超速飞车保护、欠速打滑保护、重锤下限位保护装置、钢丝绳寿命极限保护、全巷道沿线紧急停车保护、上、下坡点掉绳保护装置、防过速装置、上、下人到站语音提示等安全装置。

倾斜巷道中架空乘人装置与胶带机提升系统同巷布置时，必须设置电气闭锁，有大量人员下井时，2种设备不得同时运行。主井胶带机与架空乘人器之间设钢防护网。

3、副斜井提升设备

(1) 提升方案

拟选用 JK-3×2.2P/20 型单滚筒缠绕式变频调速提升机，滚筒直径为 $D=3.0\text{m}$ ，滚筒宽度 $B=2.2\text{m}$ ，最大静张力 135kN，提升速度 4.67m/s ，减速器为行星齿轮减速器，减速

比 20，减速器传动效率 0.92。配牌坊式深度指示器，二级制动液压站。配 YPT560-10 型、710kW、595r/min、10kV 交流变频调速电机。

(2) 提升设备的选型

拟选择 JK-3×2.2P/20 型单滚筒缠绕式防爆变频调速提升机一台，滚筒直径为 D=3.0m、滚筒宽度 B=2.2m、最大静张力 135kN、最大提升速度 4.67m/s（提升大件设备时要求慢速提升， $V \leq 2\text{m/s}$ ）。减速器为行星齿轮减速器，减速比 20，减速器传动效率 0.92。配牌坊式深度指示器，二级制动液压站，并按《煤矿安全规程》第 423 条、424 条拟配置提升机安全保护装置，确保提升安全。

天轮拟选用 TSG3000/18 型地面固定天轮一个，天轮直径 Dt=3000mm，绳槽半径 18mm。

(3) 提升机主电机选型

拟选择 YPT560-10 型、710kW、595r/min、10kV 交流变频调速异步电动机一台。

(4) 辅助设备

提升机房内拟设一台 32/5t 型电动吊钩桥式起重机，主钩 32t，副钩 5t，跨度 10.5m，电机总功率约 40kW，主要供设备安装和检修使用。

(5) 跑车防护装置及措施

副斜井倾角为 23°，斜长 987m，拟采用单钩串车提升方式，主要担负升降设备、下放坑木、材料等辅助提升任务。井筒内拟设置 4 套 ZDC30-2.5 型防跑车装置。

自井口下方 40m 处拟设置第一套防跑车装置，井筒内拟设置三套防跑车装置，最后一套防跑车装置距井底距离不得大于 50m。这样则能有效的防止跑车事故造成的严重后果，起到跑车保护作用。

4、大井沟轨道上山提升设备

(1) 提升设备的选择

拟选择 JK-3.0×2.2P/31.5 型单滚筒缠绕式防爆变频调速提升机一台，滚筒直径为 D=3.0m、滚筒宽度 B=2.2m、最大静张力 135kN、最大提升速度 3.71m/s（提升大件设备时要求慢速提升， $V \leq 2\text{m/s}$ ）。减速器为行星齿轮减速器，减速比 31.5，减速器传动效率 0.92。配牌坊式深度指示器，二级制动液压站，并按《煤矿安全规程》第 423 条、424 条配置提升机安全保护装置，确保提升安全。

天轮拟选用 TDG2000/1500 型井下游动式天轮一个，天轮直径 Dt=2.0m，最大游动距离 1500mm，绳槽半径 18mm。

(2) 提升主电动机选型

拟选择 YBBP5003-8 型、560kW、745r/min、1140V 隔爆型交流变频调速异步电动机一台。

(3) 辅助设备

绞车硐室内设提升机、减速器和电机起吊梁，每个起吊梁上设防爆电动葫芦，提升机和减速器起吊梁上拟各设一个 16t 防爆电动葫芦，电动机起吊梁上拟设一个 10t 防爆电动葫芦，每个电动葫芦的电机功率约 13kW，电压 1140V。

(4) 跑车防护装置及措施

一采区轨道上山倾角为 25° ，斜长为 592m，拟采用单钩串车提升方式，本系统负责升降设备、下放坑木、材料等辅助提升任务。井筒内拟设置 3 套 ZHC30-2 型防跑车装置。

自井口下方 40m 处拟设置第一套防跑车装置，井筒内拟设置两套防跑车装置，最后一套防跑车装置距井底距离不得大于 50m。

5、一采区胶带及行人上山上、下人员设备

拟选用架空乘人器的型号为 XRJN-25/380V。

二、通风设备

1、本矿井为低瓦斯矿井，拟采用井开拓方式，通风方式为中央分列式，机械抽出式通风方法，主斜井、副斜井进风，中央回风立井回风，通风设备设在中央回风立井井口附近，在井口侧面打一斜风道，安装垂直通风设备。

2、通风设备及电动机选型

拟选用 FBCD10-40-29 型防爆对旋轴流式通风机二台，其中一台工作，一台备用或检修。风道断面直径 7.5m，通风机风量范围：62~146m³/s，负压范围：685~2265Pa，电动机为 B3Fe 系列，185kW、380V 隔爆风机专用电动机共四台，每台风机内设二台。设高压变频器调速装置，配合调节叶片角度调节风量和负压，以适用不同时期矿井通风要求。

3、反风及其它

通风机为反转反风。在矿井正常生产期间，矿井通风为抽出式通风，通风机根据需要调节转速，并将叶片调整到一定角度，在其运行过程中，使矿井形成需要负压，将井下污浊空气抽出地面。

当矿井出现灾变需要改变井下巷道风流方向时，只要改变通风机电动机的转向使通

风机反转，即可将矿井通风改为压入式，从而实现矿井的反风。

要求通风机必须配带防爆制动器，以缩短反风操作时间，确保通风机能在 10min 内改变风流方向。

4. 辅助设施

(1) 风门

在每台通风机风道上拟各设一个 $3.0\text{m} \times 3.0\text{m}$ 的电动水平百叶窗风门和一个 $3.5\text{m} \times 3.5\text{m}$ 的电动侧开式风门，用于通风机性能测定及切换风机。每个风门执行器电机功率约为 7.5kW，电压 380V，风门要求带加热装置。

(2) 监测装置

通风机拟设置通风机在线性能参数监测装置，一套装置可监测通风机房的两台风机，可自动切换正在运行的通风机参数。该装置可监测的项目主要有风速、风量、风压、电压、电流、功率因数、电机功率、轴承温度等参数，并可与局域网相连。

(3) 消音

为降低通风设备的噪声，在通风机扩散塔前设置消声器，以满足《煤炭工业矿井设计规范》的规定。

(4) 辅助建筑

通风机为露天布置，拟在风机附近设置休息室及值班室。

三、排水设备

1. 主排水系统

根据矿井开拓方案布置，水泵房布置在副斜井井底车场附近，排水系统为一段直排式排水系统。井下涌水经由中央水泵房、管子道、副斜井井筒排至地面井下水处理站水池，经处理后重复利用。

地面水泵房采用无底阀喷射泵排水系统。

2. 排水设备选型

拟选用 MD155-67 \times 7 型耐磨多级离心泵三台，正常涌水期和最大涌水期均为一台工作，一台备用，一台检修，每台泵拟配套一台 YBK3 型、400kW、10kV 隔爆电动机。排水管路拟选择二趟 $\Phi 219 \times 8$ 无缝钢管，正常涌水期和最大涌水期均为一趟管路工作，一趟管路备用。

3. 辅助设施

水泵房拟设有安全出口，一个为泵房通道，另一个为管子道。管子道上口地坪标高

高于泵房地坪 7m。

水泵房和主变电所联合布置，在水泵房及变电所与井底车场大巷相连的通道内拟均设置易于关闭的既能防水又能防火的密闭门，发生水患时，关闭密闭门，可保证矿井排水系统的正常工作。泵房和水仓的连接通道内，拟设置可靠的控制闸门。

泵房内拟设起重梁，每台水泵出水口拟设置一个 H44H-64 型、DN100 止回阀和一个 MZ94H-64、DN100 电动闸阀，起到保护设备的作用。拟采用无底阀排水系统，节约能源。

每个水井内和水仓与水井连接处拟设 PXW1 (II) -500 型电动、手动两用配水闸阀，电机功率 0.75kW、660V。清理水仓和水井时通过控制配水闸阀进行倒换配水。

四、压缩空气设备

1. 压缩空气设备选型

拟选择四台 UD250-10 型螺杆风冷式压缩空气设备，每台设备技术参数为：排气量 $38\text{m}^3/\text{min}$ ，排气压力 1.0MPa，电动机功率 250kW、10kV。每台压缩空气设备配置一台 C6/1.0 型储气罐，容积 6m^3 ，压力 1.0MPa。每台压缩空气设备拟配套吸气过滤装置。

2. 压风管路

主管拟选用 $\Phi 219 \times 6$ 型无缝钢管，分管拟选用 $\Phi 133 \times 4$ 和 $\Phi 108 \times 4$ 型无缝钢管，管路全部拟采用法兰连接，井下敷设处应设油水分离器。

3. 压风机站附属设备

压风机房与制氮机房联合布置，泵房内配置一台 LD-A 型电动单梁起重机，起重量 10t，跨度 10m，电动机功率 15kW，与制氮机房共用，供设备安装和检修使用。

4. 压风自救系统

(1) 压风地点

①井底车场、主要机电硐室和避险硐室、采煤工作面顺槽及掘进工作面，采区避灾路线拟均设压风自救系统。

②在采煤和掘进工作面顺槽每隔 200m 拟设一组压风自救装置，第一组压风自救装置要求距采掘工作面 25~40m 处；

③压风管路拟接入永久避险硐室和临时避险硐室，接入硐室的压风管路拟加装减压阀、消音器、过滤器和控制阀，在紧急状态下为避险人员供给足够氧气。要求压风出口压力为 0.1~0.3MPa，供风量不低于 $0.3\text{m}^3/\text{min}$ 人，连续噪音不大于 70dB。

④拟在矿井采区避灾路线上敷设压风管路，每隔 200m 拟设置一套压风自救装置。

(2) 自救装置选择

拟选用 ZY-J 型自救装置。

五、制氮设备

拟选用 QTD-800 型地面固定式碳分子筛制氮机 2 套，一套工作，一套备用。单套设备技术参数如下：

- (1) 氮气产量：800Nm³/h；
- (2) 氮气纯度：≥97%；
- (3) 氮气压力：0.05-0.8MPa（可调）；
- (4) 耗气量：≤33.3m³/min；
- (5) 冷却方式：风冷；
- (6) 冷却功率约 11kW；
- (7) 噪音等级：≤85dB（要求配套消音设施）；
- (8) 制氮机供气源：地面压风机站统一供气。

1.4.11.5 矿井安全避险六大系统

一、监测监控系统

根据该矿井的特点拟选择 4 套 KJ95X 型矿井安全监控系统。该系统对井下生产环境以及各主要生产设备运行状态进行实时数据采集、传输、显示、记录，使有关人员能够及时、准确、全面了解井下环境状态，达到对各类灾害的早期预测；一旦发现有瓦斯超限立刻声光报警，并切断相关设备电源，防止事故的发生。该系统具备甲烷断电仪和甲烷风电闭锁功能。

二、人员定位系统

本矿拟配置 KJ69 型人员监测系统一套；该系统在井口、井下及一些重要巷道、硐室设置无线基站监测站，通过每人携带的无线编码发射器实时监测下井人员数量、位置状况。

三、紧急避险系统

1、永久避险硐室设置

本矿井拟设置井底永久避险硐室，避险人数是 100 人，位置在+1250m 水平井底车场附近。

永久避难硐室拟设过渡室和生存室，并拟设置向外开启的两道隔离门，两道隔离门

之间为过渡室，第二道隔离门以内为生存室。

硐室内主要设备实施及构造有：隔离门、喷淋系统、药品食品柜、供水管、压风管、人员管理系统终端、压风自救器箱、座椅、压缩氧供气系统、担架、环境参数监测仪器、矿用荧光灯、空气过滤系统、防爆空调、电源箱、矿用红外摄像仪、集便器、排水管、排气管、自救器及工具柜。

2、临时避险

本次拟在采区内采用临时避难硐室。拟在 10501 工作面回风顺槽和 10502 工作面运输顺槽距离 10501 工作面开切眼 800 米位置各设一个临时避险硐室。

四、压风自救系统

1、设置地点

①在井底车场、主要机电硐室和避险硐室、采煤工作面顺槽及掘进工作面、采区避灾路线均拟设压风自救系统。

②在采煤和掘进工作面顺槽每隔 200m 拟设一套压风自救装置，第一组压风自救装置要求距采掘工作面 25~40m 处；

③压风管路拟接入永久避险硐室和临时避险硐室。

④在矿井采区避灾路线上拟敷设压风管路，每隔 200m 拟设置一套压风自救装置。

2、自救装置选择

拟选用 ZY-J 型自救装置，该装置可供 5~8 人使用，压气源压力：0.3~0.7MPa，自带调节减压阀，配套消音、过滤装置，耗气量 0.3m³/min，手动调节、操作，工作时的噪声应小于 85dB。

五、供水施救系统

1、水源

井下供水施救水源引自工业场地两座 1000m³清水池内。

2、井下水施救系统

井下供水施救系统与井下消防洒水系统共用给水管路，管材拟采用无缝钢管，主干管管径为 DN150，主干管沿井筒引入。

井下避灾线路上均拟敷设供水管路，在运输顺槽及回风顺槽均拟敷设 DN100 的供水管路，在每个压风自救装置处及供气网门附近拟安装 DN25 供水网门。矿井供水管路接入紧急避险设施，并拟设置管路末端设置饮用水过滤装置及供水网，减压后供避险时人员的用水需要，并在永久避难硐室内引入 DN40 供水施救管路，管路末端拟设置饮用水

过滤装置及 DN40 供水阀门，阀门后拟设置供水装置。接入避难硐室前 20m 的供水管道拟采取加设套管埋于巷道底板敷设的防护措施，以保证供水管路的安全性。在进入避难硐室处拟设置消防栓及矿用自动喷淋灭火系统。

六、通信联络系统

矿井通信联络系统拟选用一套 KT379IP 调度交换机，设于行政生活区综合服务中心楼调度监控中心机房。根据矿井调度岗位的需求，该交换机初装容量为 200 门，其中井下用户约为 50 门。

矿井拟设置一套 KT425 型井下应急广播通信系统。

1.4.11.6 矿井选煤厂

由于本矿井原煤含硫量较高，需要全入洗降硫，因此矿井拟建设群矿型选煤厂，选煤厂原煤处理能力与矿井生产能力一致，为 0.60Mt/a。《批复的总体规划》里面规划的是在线状石矿区建设群矿型选煤厂，厂址选择在罗花庄煤矿的下业场地，规划只入洗块煤，入洗规模为 0.60Mt/a（矿区总生产规模为 2.40Mt/a），矿区选煤厂入洗规模小，将来矿区选煤厂拟按原规划建设，为其他三对矿井服务，可具备一定的富裕能力。

矿井经主斜井提出来的原煤经井底车场站全部送入地面选煤厂生产系统，选煤厂设计工作制度为每年工作 330d，每天 24h 生产，每年检修，设备运转时间为每天 16h。选煤厂服务年限与矿井服务年限一致。

一、产品方案

本矿井煤质为低灰、中硫、中高发热量的贫煤，可作为动力用煤和民用煤及化工用煤。根据本矿井煤质特点以及市场情况，确定本选煤厂煤炭产品主要作为动力用煤、电厂燃煤、民用煤及化工用煤。

产品方案为：

80~50mm 洗大块	Ad<15%，Std<1.51%，	供民用或化工用煤；
50~25mm 洗中块	Ad<15%，Std<1.51%，	供民用或化工用煤；
25~13mm 洗小块	Ad<15%，Std<1.51%，	供民用或化工用煤；
0-13mm 末精煤	Ad<15%，Std<1.32%，	供电厂

二、选煤工艺

1、选煤方法

本厂 80~0.5mm 的原煤采用两产品重介旋流器分选，0.5~0mm 煤泥采用压滤+离心机联合回收的选煤方法。

2、工艺流程

工艺流程主要有以下几个环节：原煤准备系统、80~0.5mm 原煤重介旋流器分选系统、粗煤泥回收系统、煤泥水处理系统、介质回收系统、块煤产品分级等。

(1) 原煤准备

矿井来煤，进入原煤储煤棚。储煤棚中原煤进入筛分破碎车间。原煤中若有+80mm 的大块煤时，先进行预先筛分，筛孔为 80mm，+80mm 大块煤破碎到 80mm 以下，与-80mm 级物料混合进入主厂房洗选。若来煤为-80mm 的煤时，直接进入主厂房洗选。

(2) 80~0.5mm 原煤重介旋流器分选

80~0.5mm 原煤在主厂房直接进入两产品重介旋流器分选，分选出精煤和矸石。精煤经脱介脱水后，由带式输送机运至产品仓，并在仓上进行产品分级；矸石经脱介脱水后直接进入矸石仓。

(3) 粗煤泥回收系统

磁选尾矿煤泥水经分级旋流器分级后，粗煤泥经煤泥离心机脱水回收，最终混入末精煤皮带，旋流器溢流进入煤泥高效浓缩机。

(4) 煤泥水处理系统

浓缩机底流经快开式隔膜压榨脱水回收煤泥，压榨机滤饼经煤泥刮板机转载至产品储存库，浓缩机溢流作为循环水多次利用。

(5) 介质回收系统

脱介筛的筛下合格介质直接到合格介质系统循环使用，分流出来的合格介质与稀介质混合，通过磁选机回收，磁选机产再返回合格介质桶循环使用。

(6) 块煤产品分级

根据客户对产品粒度的要求，精煤产品按粒度分为洗小块(13~25mm)、洗中块(25~80mm)、洗大块(50~80mm)、末精煤(0~13mm)。

三、主要工艺设备

主要设备选型详见表 1.4.11-11。

表 1.4.11-11 主要设备选型表

序号	设备名称	技术特征	入料量		出料量		计算台数	选用台数	备注
			数量	单位	数量	单位			
1	双齿辊破碎机	2PGJ500×1000, 入料粒度<300mm, 排料粒度<80mm	30	t/h	60	t/h	0.5	1	国产
2	原煤分级筛	YAH1548, 筛孔为φ80mm	114	t/h	300		0.38	1	国产
3	两产品重介旋流器	MAX750-20-1A, 直径 750mm, 入料粒度 80mm~0mm		t/h	50		0.75	1	国产
4	精煤脱介脱水筛	双层直线振动筛, 1.8×6.1, 筛面面积 F=11m ² , 上层筛缝 φ13mm, 下层筛缝为 φ1.5mm, 聚氨酯筛板	85	t/h	165		0.52	1	国产
5	矸石脱介脱水筛	单层直线振动筛, 1.8×6.1, 筛面面积 F=10.08m ² , 筛缝为 φ1.5mm, 筛分段筛缝为 φ1.5mm, 聚氨酯筛板		t/h	165		0.18	1	国产
6	末精煤离心机	TLL1000, 入料 1.5~13mm, Q=50~100t/h		t/h	70	t/h	0.71	1	国产
7	煤泥离心机	φ700mm, 入料粒度<20mm	5	t/h	13	t/h	0.38	1	国产
8	分级旋流器	FX350-GTs4, V=350m ³ /h, 入料粒度 15~0mm	316.11	m ³ /h	350	m ³ /h	0.90	1	国产
9	稀介磁选机	湿式逆流, 单滚筒 φ1000×2972mm	500	m ³ /h	300	m ³ /h	1.43	2	国产
10	压滤机	XMZ400/1500-5, 过滤面积 400m ²	4	t/h	40	t/台	0.1	4	备用一台
11	深锥浓缩机	SC-1500, S=1500m ²	240	m ³ /h	3.0	m ³ /m ² ·h	0.53	2	备用一台
12	块精煤分级筛	YAH1548, 筛孔 φ25/φ50	30	t/h	15	t/m ² ·h	0.28	1	国产

四、总平面布置

选煤厂属于矿井型选煤厂，厂址位于罗花崖煤矿的工业场地。选煤厂工业场地的选择主要是依据主井井口位置、产品煤外运通道、预留装车位置以及工业场地的地形地貌进行合理布置确定。大井沟选煤厂工艺系统的主要环节有原煤储煤棚、主厂房、产品仓、浓缩车间、矸石装车仓、煤泥棚等。总平面布置见下图，选煤厂煤仓储量见表 1.4.11-12。

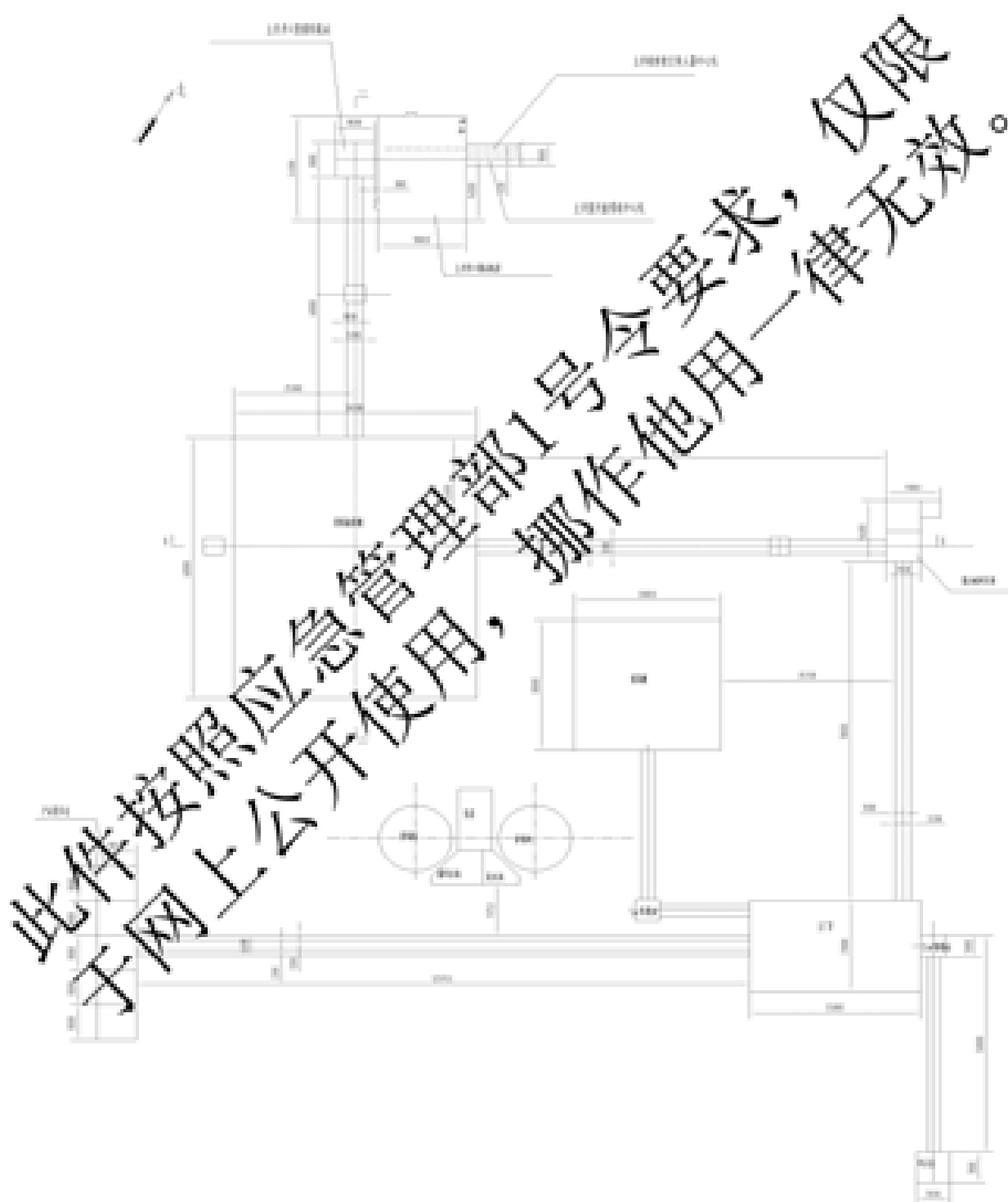


图 1.4.11-1 选煤厂总平面布置图

表 1.4.11-12 全厂煤仓储量一览表

序号	产品种类	仓型	仓数量	仓总容量	存储时间 (0.65t/a)
1	原煤储煤棚	矩形, 封闭式	1 个	9000t	4.95d
2	产品仓	8m×8m 方仓	5 个	2500t	1.38d
3	煤泥棚	正方形, 封闭式	1 个	5000t	2.75d
4	矸石仓	7m×7m 方仓	1 个	350t	0.19d
合计				16850t	2.37d

五、选煤厂变配电系统

1、供配电

(1) 选煤厂由原煤储煤棚、筛分破碎车间、主厂房、转载站、产品装车区、煤泥棚等单体及相关栈桥以及等辅助设施组成。选煤厂用电按负荷等级设计。

(2) 选煤厂两回 10kV 高压电源拟采用 YJV22-3×10kV、3×50mm² 电缆引自矿井工业场地 10kV 变电所 10kV 不同母线段。该 10kV 变电所距选煤厂约 200 米。

(3) 选煤厂电源电压为 10kV、高压配电电压等级为 10kV；低压动力配电电压为 380V；照明、检修及控制电源电压等级为 AC380/220V。

(4) 根据选煤厂用电负荷等级，在主厂房内拟设 10/0.38kV 变配电室，并拟设一个全厂集中控制室。变配电室安装 8 台 KYN28A-12 高压进线柜，2 台 SGB11-1250/10、10/0.38kV、1250kVA 干式变压器，2 台 GCS 型低压配电柜。低压母线拟采用单母线分段接线型式。变配电室为主厂房、原煤储煤棚、筛分破碎车间等处低压负荷供电。

(5) 电气防爆选型：主厂房变压器拟选用 SGB11 系列干式变压器，并带温度检测装置。高压开关为 KYN28A-12 型开关柜，全厂低压配电柜拟选用 GCS 型抽屉柜。

(6) 电气照明拟采用组合—供电方式，照明系统拟采用 AC380/220V 三相五线制，灯电压为 AC220V。主要生产车间的照明拟设置两个独立电源交叉供电，配电室及主要人行通道拟采用应急照明。主厂房拟采用防水防尘灯具，原煤生产系统及产品仓拟选用防爆灯具；集控室和配电室内拟选用高效荧光灯。

3、防雷与接地

本选煤厂按第三类工业建（构）筑物防雷措施设防（筒仓按二类建筑物设防），在易遭受雷击的部位拟装设避雷带。除钢筋混凝土筒仓外其他拟装设雷电保护的建（构）筑物利用钢筋混凝土柱和基础内的主钢筋作为引下线和接地装置，钢筋混凝土筒仓在仓

壁上明敷敷设扁钢作为引下线，各构件之间连成电气通路。

六、选煤厂生产系统设备的控制

1. 控制范围

选煤厂集控系统范围包括：主厂房及产品装车系统、原煤储运及筛分生产系统、矸石系统、煤泥系统。

2. 控制系统组成

(1) 控制室拟设在集控楼内，室内设操纵台、工业计算机、液晶屏、集控系统控制中心、调度电话等。

(2) 控制系统拟采用 PLC 系统的控制主站和远程分站，控制主机双机热备冗余配置（控制主站），选煤厂设备均通过 PLC 进行控制。

主站拟设在控制室内，远程分站拟设在各低压配电室、上位机及分站之间、与设备成套控制装置（干选机、风选机等）之间拟采用网络通讯，主站与各远程分站之间通过网络进行通信连接，并实时进行数据交换。

(3) 工业计算机及大屏幕显示器：选煤厂集控中心拟选用超融合服务器，配置大屏幕显示器 1 套。拟利用监控软件作编程平台，编制各种程序，显示全厂设备工况并完成各项操作。

(4) 现场控制设备：拟选用防尘防尘按钮、按钮和防水防尘控制箱，爆炸危险场所拟选用防爆控制箱和防爆按钮。

(5) 全部控制电缆均采用 (ZR)G-WVP-500V、(ZR)DJYPVP-500 屏蔽型控制电缆，电缆敷设方式：沿桥架敷设或敷设在钢管敷设。

七、选煤厂监测、计量、保护装置

1. 监测装置

(1) 料位监测

拟采用雷达料位计检测原煤仓、产品仓(矸石仓)内料位；信号进入 PLC 中并在数据中心显示和报警。

(2) 瓦斯及一氧化碳监测

选煤厂与矿拟合用一套国产 KJ95X 型矿井安全生产监测系统主机。在原煤仓、筛分车间、产品仓、转载点及带式输送机机头均拟设粉尘、瓦斯及一氧化碳监测。

2. 计量装置

(1) 电量监测

新增配电室智能配电柜进线、联络、配电回路均拟安装智能数显表；新增低压配电

柜内仪表通过网络将仪表监测数据上传至 PLC 站进入集控数据中心。

(2) 水量监测

在进入主厂房的清水管路上拟安装电磁流量计，计量生产用水补水量；通过网络将信号传入 PLC 生产控制系统，在集控室数据中心可对用水量进行统计。

(3) 煤量监测

在原煤及产品煤输送机上拟设置电子皮带秤，用于生产过程的煤量数据监测，在集控室数据中心可对用煤量进行统计。

3. 保护装置

(1) 堆煤保护：所有主要溜槽拟设有堆煤堵料保护（包括皮带机头、筛分设备、破碎机前后等），堆煤开关拟选用倾斜重锤式堆料开关，并将信号接入 PLC 控制系统。

(2) 破碎机保护：破碎机拟设有过载保护、防堵、空保护。

(3) 液位保护：拟设置高低液位报警并具有自动起停功能，地坑拟采用自动排水装置。

(4) 空压机保护：空气压缩机带有过载、欠压、温度、油压、压力等完善的自动保护装置，总故障报警信号进入 PLC 控制系统。

(5) 带式输送机保护：所有带式输送机拟设置低速打滑保护、机头堵料保护、两级跑偏保护、拉绳保护、长度超过 100m 的胶带机设有防纵撕保护和烟雾（超温洒水）保护。

(6) 对于式变压器设置温度保护。

(7) 110kV 以上高压电动机：全部高压电动机拟设定子和轴承温度监测传感器，输送机驱动滚筒、减速机设置温度检测传感器。

(8) 火灾监测及预防系统：选煤厂拟新增设置 JB-QB/LD128E (M) 型火灾自动报警系统。

(9) 选厂配电装置中的所有控制回路拟设短路、过负荷和漏电保护以及运行、启动、停止信号检测，对高压电动机拟增设零序保护。

八、选煤厂自动化

1. (污)水泵自动化

通过浮球检测污水坑(池)的液位，将检测信号送 PLC 集控系统来控制污水泵的启、停。

2. 智能干选机自动化

该系统拟采用 PLC、触摸屏控制，智能人机界面、全中文显示，并通过工业以太网

与控制室主机通讯。

3、智能风压机自动化

该系统拟采用 PLC、触摸屏控制，智能人机界面、全中文显示，并通过工业以太网与控制室主机通讯。

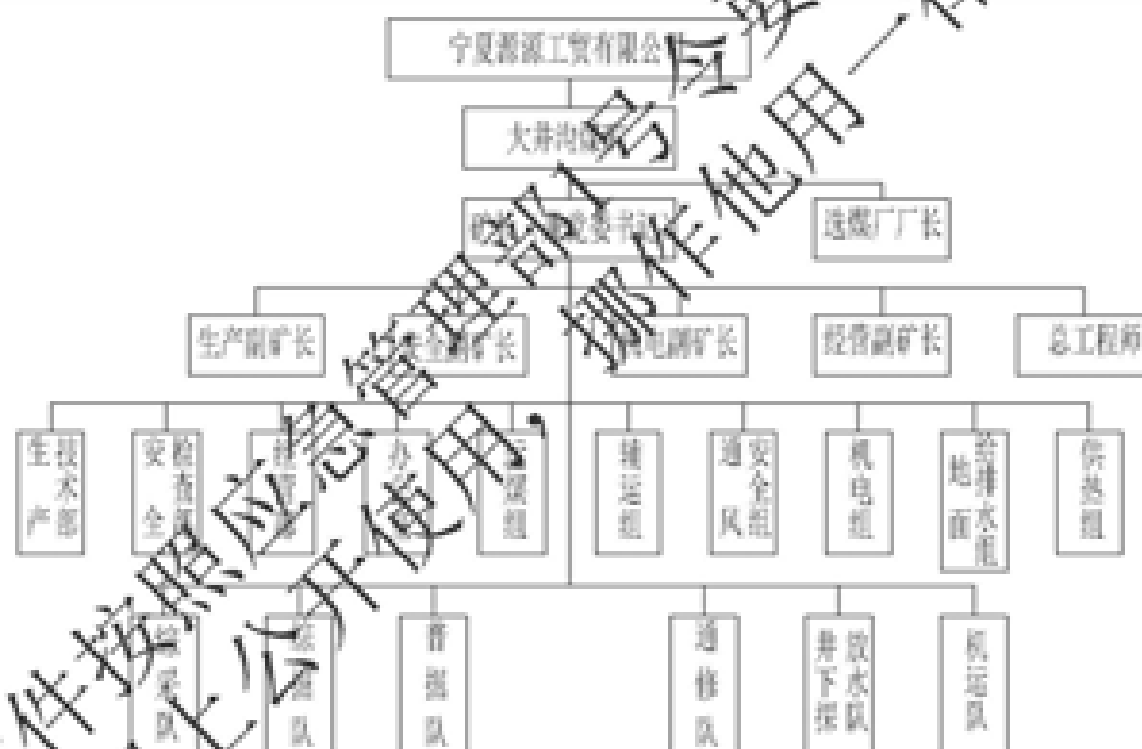
4、空气压缩机自动化

控制装置设备厂家配置并通过以太网接入选煤厂集中控制系统。

1.4.11.7 组织机构及人力资源配置

一、组织机构

大井沟煤矿拟成立单独管理机构，负责该矿的建设，待项目建成投产后，由该机构直接组建矿井组织机构，进行矿井的生产、经营、管理工作。矿井组织机构体系图如下。



1.4.11-2 组织机构体系图

二、人力资源配置

(1) 矿井部分劳动定员估算

项目生产能力为 0.60Mt/a，年工作天数 330 天，实行井下一日四班作业，井上一日三班作业。劳动定员按照能源基 885 号文关于颁发《煤炭工业煤矿设计规范》和设计岗位进行排岗估算，年生产能力为 0.60Mt 时的全矿在籍人数为 645 人。按岗位排岗的估算明细和估算汇总情况见表 1.4.11-13 和表 1.4.11-14。

表 1.4.11-13 矿井劳动定员估算汇总表

单位：人

人员构成	班次	出 勤 人 数					在册系数	在册人数
		一班	二班	三班	四班	计		
一、原煤生产人员		158	111	107	75	451		609
1、原煤生产工人		129	109	105	75	418		576
其中：井下工人		93	77	77	75	322	1.4	451
地面工人		36	32	28		96	1.2	125
2、管理人员		29	2	2		33		33
二、服务人员		8	8	8		24		24
三、其他人员		4	4	4		12		12
合 计		179	123	119	75	487		645

表 1.4.11-14 矿井劳动定员估算表

单位：人

序号	类 别	出勤人数					备注
		一班	二班	三班	四班	合计	
一	原煤生产人员	158	111	107	75	451	
(一)	管理人员	29	2	2		33	“三八”制
1	矿机关领导	6				6	
	矿长(兼党委书记)	1				1	
	安全副矿长	1				1	
	生产副矿长	1				1	
	机电副矿长	1				1	
	通风副矿长(兼注册安全工程师)	1				1	
	总工程师	1				1	
2	技术部	9	2	2		13	
	部长	1				1	
	采矿工程师	1				1	
	地质工程师	1				1	
	安全工程师	1				1	
	电气工程师	1				1	

序号	类 别	出勤人数					备注
		一班	二班	三班	四班	合计	
	机械工程师	1				1	
	统计师	1				1	
	调度员(包括调度室)	2	2	2		6	
3	安全检查部	5				5	
	部长	1					
	安全检查员	4					
4	经营部	5				5	
	部长	1					
	劳动工资、统计、计划	2					
	财务会计	1				1	
	资金管理					1	
5	办公室(兼政治工作部)	4				4	
	主任					1	
	秘书、档案					2	
	工会干事、政工员	1				1	
(二)	生产工人	129	169	105	75	418	
1	井下工人	93	77	77	75	322	
(1)	坑采工人	14	12	12	12	50	
(2)		48	40	40	40	168	
(3)	提升输送机 (1个)	24	20	20	20	84	
(3)	皮带输送机 (1个)	24	20	20	20	84	
(3)	通风队	12	10	10	8	40	
①	通风组	8	6	6	4	24	
	通风工(测风、密闭、防尘)	2	2	2	2	8	
	瓦斯检查工	2	2	2	2	8	
	注氮工	2				2	
	火药搬运、发放	2	2	2		6	

序号	类 别	出勤人数					备注
		一班	二班	三班	四班	合计	
②	巷修组	4	4	4	4	16	
	巷道维修（兼巷道清扫）	2	2	2	2	8	
	管子工、钳工	2	2	2	2	8	
(4)	井下探放水队	4				4	
	队长	1					
	井下探放水工	3					
(5)	机运队	15	15	15	15	60	
①	送料组	6	6	6	6	24	
②	机电组	2			2		
	主水泵房、变电所巡检工	1			1	4	
	安监系统				1	4	
③	胶带司机	3		3	3	12	
④	转载副室		2	2	2	8	
⑤	把钩工		2	2	2	8	
2	地面工人	36	32	28		96	“三八”制
(1)	运煤组	2	2	2		6	
	主井地面检修工	2	2	2		6	
(2)	辅助运输组	13	13	13		39	
	辅助运输司机	2	2	2		6	
	井口把钩工、推车工	2	2	2		6	
	地面胶带司机及送料工	6	6	6		18	
	排矸司机	2	2	2		6	
	临时排矸场	1	1	1		3	
(3)	通风安全组	1	1	1		3	
	通风机房巡检工	1	1	1		3	
(4)	机电组	8	8	8		24	
	地面设备维修及巡检	1	1	1		3	

序号	类 别	出勤人数					备注
		一班	二班	三班	四班	合计	
	生产系统维修	2	2	2		6	
	供电、通讯设备及线路维修	1	1	1		3	
	矿灯充电及维修	2	2	2		6	
	安监系统	2	2	2		6	
(5)	设备维修间	6	4			10	
	机械修理	2				2	
	机加工	1	1			2	
	钳工	1	1			2	
	电工	1				1	
	铆焊工	1				2	
(7)	地面器材库					3	
(8)	给排水组	3		2		7	
	污水处理站		1	1		3	
	井下水处理		1	1		3	
	化验	1				1	
(9)	供热组	2	1	1		4	
二	服务人员(2)	8	8	8		24	
三	其它(3) 公司	4	4	4		12	
	合计	170	123	119	75	487	

(2) 选煤厂部分劳动定员估算

选煤厂设计生产能力为 0.60Mt/a，年工作天数 330 天，实行一日三班作业。经估算选煤厂在册人数为 44 人。选煤厂劳动定员见表 1.4.11-15。

表 1.4.11-15 选煤厂劳动定员估算表 单位：人

序号	车 间	出勤人数				在册系数	合计
		一班	二班	三班	小计		
一	生产工人	14	14	3	31	1.3	40
1	原煤储运	1	1	1	3		

序号	车 间	出勤人数				在岗系数	合计
		一班	二班	三班	小计		
2	筛分破碎车间	1	1		2		
3	主厂房	6	6		12		
4	矿石仓	1	1		2		
5	产品储运	2	2	1	5		
6	浓缩机	1	1		2		
7	煤泥棚	1	1		2		
8	集控室	1	1	1	3		
二	管理人员	2	2				4
	其中技术人员	1	1				
	合 计	16	16		32		44

此件按照应急管理厅1号令要求，仅限于网上公开使用，挪作他用一律无效。

第二章 危险、有害因素识别与分析

2.1 危险、有害因素识别的方法和过程

2.1.1 危险、有害因素识别方法

1、根据宁夏福源工贸有限公司宁夏吴忠市盐池县石嘴山矿区大井沟煤矿提供的《勘探报告》、《可研报告》和其它相关资料，结合大井沟煤矿的开采方式、生产系统和辅助系统、周边环境及水文地质条件的特点以及宁夏境内典型事故案例等进行综合分析。

2、按照导致事故的直接原因，参照事故类别，《煤炭工业企业职工伤亡事故报告和统计规定》中的伤亡事故的性质分类，对煤矿潜在的主要危险、有害因素进行识别和识别，确定危险、有害因素存在的部位、存在的方式，预测事故发生的途径及其变化规律，分析其触发事件及可能造成的后果。

2.1.2 危险、有害因素识别过程

- 1、调查：组成评价项目组，根据安全预评价的工作程序，对大井沟煤矿情况进行调查。
- 2、收集资料：收集国家有关法律法规、规程、规范、技术标准及有关该项目的文件、相关资料；收集宁夏及全国煤矿典型事故案例。
- 3、分析资料：对《勘探报告》、《可研报告》、批复文件等相关资料进行仔细的分析。
- 4、选择类比工程，收集类比工程的安全生产情况资料。
- 5、进行类比分析：对照大井沟煤矿特点和类比工程安全生产情况、事故案例进行类比分析。
- 6、识别：根据项目组根据《安全评价导则》的要求，进行专家评议，进一步深入地进行危险、有害因素的识别，分析其发生的场所、触发事件及可能产生的后果。

7、危险、有害因素排序：将识别的危险、有害因素归类排序，找出主要的危险、有害因素。

根据国家有关统计及类比工程统计资料表明，煤炭企业存在的主要危险、有害因素为冒顶地压灾害、瓦斯灾害、水灾、火灾、矿尘危害、爆破危害、电气危害、机械设备危害、高处坠落危害、职业卫生危害（包括生产性粉尘、毒物、噪声与振动、冰冻、腐蚀、雷击、采光照明不良等）等，由于煤炭生产企业自身的特点，其危险、有害因素带有普遍性，故评价组认为该矿在建设过程中也存在上述危险、有害因素，只是由于地质构造、水文环境、管理模式、采煤工艺不同造成了危险源的危险程度不同。

2.2 主要危险、有害因素的危险性分析

危险因素是指能对人造成伤亡或对物造成突发性损坏的因素。危害因素是指能影响人的身体健康，导致疾病，或对物造成慢性损坏的因素。危险、危害因素分析是安全预评价的基础。现将大井沟煤矿在建设过程中可能存在的主要危险、有害因素的产生原因、事故后果分析如下。

2.2.1 冒顶片帮灾害

在采煤生产活动中，冒顶片帮是最常见的煤矿安全事故之一。井下矿山采掘生产作业破坏了原岩的初始平衡状态，导致岩体内局部应力集中。当重新分布的应力超过岩体或其构造的强度时，将会发生岩体失稳。如果支护不及时、支护方法不当或支护质量不好，就会发生冒顶片帮事故。

2.2.1.1 冒顶片帮灾害的后果

在矿井采掘生产过程中，采场和巷道围岩会在地应力作用下发生变形或破坏，这种现象就是地压现象。由于地压造成的危害主要表现为顶板下沉和垮落、底鼓、片帮、支架变形损坏、采场冒落、冲击地压和煤与瓦斯突出等。顶板灾害事故通常包括冒顶、片帮事故和冲击地压等事故。其事故的发生主要取决于围岩性质和采取的顶板控制措施的有效性。

地压灾害主要表现为采场大面积、范围垮落、冒落和冒落，采空区大范围跨落或陷落，巷道或采掘工作面的片帮、冒顶。

1、采场顶板大范围垮落、陷落和冒顶

破坏采场和周围的巷道，造成采场内人员的伤亡；破坏采场内的设备和设施，造成生产设备的损坏和生产秩序的混乱；其他危害，如排水管道经过采场，可能破坏排水系统，引起水灾；破坏矿井的供电系统等。

2、采空区大范围垮落、陷落

采场的采空区大范围跨落的直接后果是产生强大的冲击波，引起岩体塌陷和将采空区大量的有害气体排放到作业场所，由此产生的危害包括：

- ①采场工作人员及采空区附近作业场所人员伤亡；
- ②破坏采场设备、设施，引起水、火、瓦斯等其它重大事故的发生；
- ③造成垮落带上部的岩体塌陷，产生进一步的灾害等。

3、巷道或采掘工作面的片帮、冒顶

岩体的矿压活动造成巷道的片帮和冒顶，产生的直接危害是：

- ①巷道内人员的伤亡；

- ②破坏巷道内的设备、设施；
- ③破坏正常的生产系统，引起其它重大事故发生；
- ④破坏巷道等。

2.2.1.2 冒顶片帮灾害的原因

冒顶片帮事故的发生，一般是由于地质条件、生产技术和组织管理等多方面的主观和客观因素综合作用的结果。据统计，冒顶片帮事故，大多数为局部冒顶及浮石引起的，而大片冒落及片帮事故相对较少。因此，对局部冒落及浮石的预防，必须给予足够的重视。下面是引发片帮、冒顶事故的主要原因。

1、采煤方法不合理或顶板管理不到位

采煤方法不合理，采掘顺序、凿岩爆破、支架放顶等作业不当，是导致此类事故的重要原因。

2、缺乏有效支护

支护方式不当，不及时支护或缺乏支护，支护的支撑力与顶板压力不相适应等，是造成此类事故的另一重要原因。一般在井巷掘进中，随着岩石情况变坏，有断层破碎带时，如不及时加以支护，或支架数量不足，均易引起冒顶片帮事故。

3、检查不周密或疏忽大意

在冒顶事故中，大部分属于局部冒落及浮石砸死或砸伤人员的事故。这些都是由于事先缺乏认真、全面的检查、疏忽大意等原因造成的。

冒顶事故一般多发生在爆破后1~5h这段时间内，这是由于顶板受到爆炸波的冲击和震动而产生新的裂隙，或者使原有断层和裂缝增大，破坏了顶板的稳定性。这段时间往往又正好是工人在顶板下作业的时间。

4、浮石处理操作不当

浮石处理操作不当引起冒顶事故，大多数是因处理前对顶板缺乏全面、细致的检查，对浮石掉落情况而造成的。此外还有处理浮石时作业人员站立的位置不当及作业人员的操作技术不熟练等原因。

5、地质矿床自然条件不好

如果矿岩被断层、褶皱等地质构造所破坏，形成破碎带，或者由于节理、层理发育、裂缝多，再加上裂隙水的作用，破坏了顶板的稳定性，改变了工作面正常压力状况，容易发生冒顶、片帮事故。对于回采工作面的地质构造不清楚，顶板的性质不清楚（有的有伪顶，有的无伪顶，还有的无直接顶或只有老顶），容易造成冒顶事故。

6. 地压活动

有些矿山没有随着开采深度的不断加深而对采空区及时进行处理,因而受到地压活动的危害,频繁引发冒顶事故。

2.2.1.3 大井沟煤矿冒顶片帮灾害的危险性分析

大井沟煤矿煤层顶底板岩性为各粒级砂岩、泥岩、粉砂岩、灰岩,属层状沉积岩类,岩性变化大,岩体以层状—薄层状结构为主,多为互层状,具有各向异性,强度较低,变化大。依据《矿区水文地质工程地质勘探规范》,井田工程地质类型确定为Ⅱ类Ⅱ型,即层状岩类中等型矿床。井田可采煤层顶底板岩石属软弱~半坚硬岩类,灰岩、粉砂岩和细砂岩作为煤层顶板,其岩石工程性质相对较好,粗砂岩和泥质岩类作为煤层顶底板其岩石工程地质性质较差。

因此,评价认为冒顶片帮是该矿的主要危险、有害因素。

2.2.1.4 冒顶片帮灾害事故案例

国家能源集团宁夏煤业有限责任公司梅花井煤矿“8·22”一般顶板事故:

2021年8月22日2时40分左右,国家能源集团宁夏煤业有限责任公司梅花井煤矿+1100m主要回风巷掘进迎头(1#副斜井巷口向南式输送机大巷方向约38m处)发生一起一般顶板事故,造成一人死亡,直接经济损失268900元(不含事故罚款)。

一、事故经过

2021年8月21日22时0分左右,梅花井煤矿综掘五队副队长魏巍主持召开夜班班前会,安排了当班在+1100m主要回风巷掘进的生产任务,并强调了安全事项和质量标准化工作要求。当班共7人,其中班组长1名,工人6名,具体分工为:李象红是班长兼综掘机司机,蔡向林是综掘机副司机,汪平是皮带司机,马帅是铲车司机,马亮山、董海峰和谢佩3人负责铲车警戒和连网工作。另外,现场跟班安检员是王敏,当班带班下井领导为地测副总工程师兼地测部部长魏国斌。8月22日0时0分左右,当班人员到达作业地点,7个人按照分工开始作业。0时40分左右,割完第一片网子,巷道迎头形成高度约1.2m至1.7m之间的斜面溜台,敲帮问顶、观察顶板完好情况后,马亮山、董海峰和谢佩3人把金属网10拍至迎头。现场人员将一片金属网连接好后,紧跟迎头将掘锚一体机液压前探梁升起作为临时支护。准备打设顶板锚索钻孔时,发现掘锚一体机停水了,不能正常使用(经向调度室电话询问,原因是+850m水平的供水管路损坏)。1时40分左右,现场改用风动锚杆钻机施工钻孔,因施工空间原因,掘锚一体机液压前探梁向后退了1m左右后,开始打设中线左侧锚索钻孔。约1小时后,锚索钢绞线安装完毕,由马亮山负责开始安装该锚

索托板。安装锚索托板时，马兆山一只脚踩在掘锚一体机截割头罩子上，另一只脚踩在风动锚杆机上。蔡向东、汪平和谢佩在马兆山左侧，李象红在汪平后方约1m位置，董海峰在掘锚一体机右侧后方拿料，马帅站在掘锚一体机上放料运料。跟班安检员王敏在掘锚一体机后面监护。2时40分左右，马兆山刚把锚索托板举起来，右前侧约0.7m处，长×宽×厚约1m×1m×0.1m的顶板突然垮落。蔡向东、汪平、谢佩、李象红立即跑到了安全位置。蔡向东回头看见马兆山已经靠着坐在了掘锚一体机截割头伸缩部的位置。马兆山头部安全帽脱落，前额有长约6cm的伤口，一块长×宽×厚约0.4m×0.4m×0.1m的顶板岩石靠在马兆山的左侧位置。马兆山喊了一声：“我的腰，我的腰”，随后人就晕了过去。

二、事故原因

1. 直接原因

- (1) 掘锚一体机前探梁后缩，临时支护缺失，空顶时间过长导致顶板冒落。
- (2) 马兆山安全意识淡薄，空顶作业、违反规定不系安全带作业，顶板冒落时躲避摔倒受伤致死。

2. 间接原因

- (1) 危险源辨识和风险评估不到位。现场施工方式、施工条件变化后，对危险源未重新进行全面辨识，安全风险未能得到有效评估。
- (2) 现场安全生产责任制落实不到位。一是现场作业未严格落实敲帮问顶制度，未严格执行作业规程中“严禁空顶作业”的规定，触碰“登高1.5m以上作业或易发生坠落地点作业不系安全带”安全红线作业。二是现场跟班干部、安检员没有及时制止违章行为。三是现场作业供水系统管理不到位，工作面断水造成掘锚一体机不能正常使用，导致长时间空顶。
- (3) 安全管理不到位。一是作业规程编制中未考虑现场施工条件、施工方式的变化等情况。二是对作业规程在作业现场执行和监督不到位。
- (4) 安全教育培训工作不到位。对从业人员培训实效性差，从业人员危险源辨识、风险评估和应急处置能力不强。

2.2.2 瓦斯危害

矿井瓦斯是煤矿生产过程中，从煤、岩内涵出的各种气体的总称。矿井瓦斯具有燃烧性、爆炸性。瓦斯与空气混合达到一定浓度后，遇火能燃烧或爆炸，对矿井威胁很大。

2.2.2.1 瓦斯危害的后果

井下一旦发生瓦斯爆炸，产生的高温、高压和大量有毒有害气体，形成破坏力很强

的冲击波，不仅造成严重的人员伤亡，而且会严重摧毁矿井巷道和井下设备，甚至可能引起煤尘爆炸和井下火灾，瓦斯危害后果十分严重，主要表现在：

- 1、瓦斯爆炸会造成人员伤亡，损坏井下巷道和设备；
- 2、有可能破坏通风系统，甚至造成风流逆转；
- 3、瓦斯积聚突出有可能引起人员窒息事故。

2.2.2.2 瓦斯危害的形式及成因

瓦斯危害的主要形式有瓦斯窒息、瓦斯燃烧、瓦斯爆炸及煤（岩）与瓦斯突出等。

1、瓦斯窒息

矿井瓦斯涌出量较大时，如果通风系统管理不完善，正在整修的巷道发生风流反向，采空区高浓度瓦斯涌入巷道；工作人员误入未及时封闭的巷道，或由于停风导致瓦斯积聚而未采取措施撤出人员等情况，都可能导致瓦斯窒息事故的发生。

2、瓦斯燃烧

煤层瓦斯含量高，生产过程瓦斯涌出量大，如果瓦斯浓度不高，或通风量不能将瓦斯及时稀释带走，将在局部地点形成高浓度瓦斯积聚，且靠近火源可能发生瓦斯燃烧，并可能酿成火灾，或引起瓦斯煤尘爆炸等严重灾难性事故。

容易发生瓦斯燃烧的情况主要有：

(1)煤层瓦斯难以抽放，没有采取增加煤层透气性的技术措施；

(2)煤巷掘进工作面，煤壁垮落处煤体仍在释放瓦斯，其表面形成一层高浓度瓦斯区，由于电火花或放炮火花引起瓦斯燃烧；

(3)采煤工作面因局部瓦斯积聚，如上隅角等地点，因放炮火焰、摩擦火花、电气火花等引起瓦斯燃烧。

3、瓦斯爆炸

瓦斯爆炸发生的条件是瓦斯浓度达到爆炸界限（5%—16%），出现引爆火源和足够氧气（氧气浓度12%以上）。井下的明火、爆炸火焰、电气火花、静电火花、摩擦火花等都可能成为引爆火源，而在煤矿生产过程中是难以杜绝这些火花产生的。因此，在井下瓦斯超限和局部瓦斯的积聚达到爆炸界限时，接近火源都有可能发生瓦斯爆炸，甚至导致瓦斯煤尘爆炸。

4、煤（岩）与瓦斯突出

在井下采掘过程中，煤与岩石常常一瞬间被从煤（岩）体中抛出，并喷出大量瓦斯，这种现象叫煤（岩）与瓦斯突出，简称为突出。煤（岩）与瓦斯突出事故不仅会造成采

掘工作面和通风系统的破坏，同时大量煤（岩）与瓦斯以极快的速度喷出，还可能会充塞巷道，造成人员窒息和瓦斯爆炸、燃烧及煤（岩）埋人事故。煤与瓦斯突出前，一般都有预兆。突出预兆可分为有声预兆和无声预兆：

(1)有声预兆：煤层发出劈裂声、闷雷声、机枪声、响煤炮、以及气体穿过含水裂缝时的吱吱声等。声音由远到近，由小到大，有短暂的，有连续的，时间间隔长短也不一致。煤壁发生震动和冲击，顶板来压，支架发出折裂声；

(2)无声预兆：工作面顶板压力增大，煤壁被挤压，片帮掉渣，顶板下沉，煤壁鼓起，煤层层理紊乱，煤暗淡无光泽，煤质变软；瓦斯忽大忽小，煤壁发凉，打钻时有顶钻、卡钻、喷瓦斯等现象。

2.2.2.3 瓦斯危害的危险性分析

虽然该矿瓦斯等级鉴定为低瓦斯矿井，但从全国煤矿事故分析，低瓦斯矿井因通风管理不善等原因而发生瓦斯事故的案例也不在少数。本次评价认为瓦斯也是该矿的主要危险有害因素之一。

2.2.2.4 瓦斯危害事故案例

山西省晋中市平遥县峰岩煤焦集团二亩沟煤业有限公司“11·18”瓦斯爆炸事故：

2019年11月18日13时45分左右，山西省峰岩煤焦集团二亩沟煤业有限公司发生一起瓦斯爆炸事故，造成16人死亡，9人受伤（其中1人重伤），直接经济损失2183.41万元。

一、事故经过

2019年11月18日6时30分至7时，二亩沟煤业高档普采队队长吴昌燕、副队长刘兴成在综合楼二楼会议室召开班前会，对当班工作进行安排。

高档普采队当班共35人，分为机采和炮采两个小组。炮采组在煤柱回收面作业，共16人，组长是李中双，成员是张兴银、吴照军、吴照明、童仕贵5人，组长是带班副队长李中双。机采组在9102高档普采工作面作业，共有16人，组长是吴涛和刘鹏，另有辅助工14人。

6时左右，煤柱回收面当班爆破工赵光明从地面火药库领取了炸药、雷管，在副斜井口把炸药和雷管交给了炮采组工人。炮采组工人张兴银携带雷管、李中双等4人携带炸药入井。赵光明因身体不适没有下井，也未履行请假手续。

7时左右，当班瓦斯检查工郭仲敬入井，检查了中央变电所、水仓、避难洞室、9102高档普采工作面等地点的瓦斯浓度，10时左右到煤柱回收面检查瓦斯。中午12时左右，郭仲敬离开。

8 时左右，当班安全检查工陈志荣入井，先到 9102 高档普采工作面安全检查，约 11 时到煤柱回收面进行安全检查，随后离开。

8 时左右，当班带班矿领导、安全副矿长王安亮入井，9 时左右到达煤柱回收面巡查，12 时左右离开。

13 时 07 分，炮采组工人张兴银（无爆破工特种作业人员证件）在未执行“一炮三检”和“三人连锁爆破”制度的情况下违章爆破，爆破产生的明火引爆了 9103 工作面采空区涌入煤柱回收面的瓦斯，发生瓦斯爆炸。

二、事故原因

1. 直接原因

二亩沟煤业违法开采保安煤柱，贯通 9103 采空区，造成采空区瓦斯大量涌入煤柱回收面，违章爆破产生明火引爆瓦斯。

（1）瓦斯来源

9103 工作面采空后，上下邻近煤岩层不断释放瓦斯，逐渐在采空区内形成高浓度的瓦斯泥。二亩沟煤业违法开采保安煤柱，煤柱回收面与 9103 工作面采空区贯通，采空区的瓦斯向煤柱回收面运移，成为本次瓦斯爆炸的主要瓦斯来源。

（2）火源

事故当班，煤柱回收面封堵炮眼未使用水炮泥，封堵炮眼材质为煤粉和炭块，且封堵长度不足，爆破作业产生明火，成为瓦斯爆炸引爆火源。

2. 间接原因

（1）违法开采保安煤柱

矿方违反《中华人民共和国煤炭法》规定，违法开采 9102 运输顺槽与 9103 工作面采空区之间的保安煤柱，造成煤柱回收面与 9103 工作面采空区直接贯通。

（2）通风管理混乱

煤柱回收面未形成独立的通风系统，采用局扇供风，乏风串入 9102 高档普采工作面，形成通风串联通风，并且未安设甲烷等传感器。

（3）违章爆破作业

事故当班爆破作业未执行“一炮三检”和“三人连锁爆破”制度。当班爆破工没有下井，由无证人员进行爆破作业。煤柱回收面封堵炮眼未使用水炮泥，封堵炮眼材质为煤粉和炭块，且封堵长度不足，爆破时没有撤离人员，未设置警戒。

（4）煤矿企业对火工品管理不规范

一是二亩沟煤业对火工品的审批流于形式。煤柱回收面的民爆物品领用批准单未填

写领用班组名称，只标注了压底，以压底工程的名义领取火工品，实际用于煤柱回收面，但二亩沟煤业的安全检查工和值班领导均签字同意。二是违规运送电雷管。事故当班爆破工将电雷管交给无爆破工特种作业证件的张兴银，由张兴银携带入井。

(5) 人员位置监测系统形同虚设

二亩沟煤业未给高档普采队工人配备识别卡。事故当班入井 105 人，携带识别卡的仅有 68 人。

(6) 9102、9103 回采面变更采煤工艺未按规定申报，煤柱回收面违规使用炮采工艺

9102 和 9103 回采面采煤工艺由设计的综采变更为高档普采，仅由矿岩组申报，未按山西省煤炭工业厅《关于进一步做好煤矿生产能力登记工作和生产要素信息管理工作》（晋煤行发〔2016〕307 号）规定报有关部门变更登记。

煤柱回收面采用山西省明令禁止的炮采工艺，违反《山西省煤炭工业厅《关于加强煤矿井下生产布局管理控制超强度生产的实施意见》》（晋煤行发〔2014〕718 号）第十条的规定。

(7) 劳动组织不规范

9102 高档普采工作面作业规程规定该作业形式为“三八”制，但高档普采面和煤柱回收面实际按“两班”组织生产。早班 7 时至 16 时，夜班 18 时至次日凌晨 4 时，工人作业严重超时。带班矿领导不与工人同时出入井，队长吴昌燕不跟班。

(8) 煤矿企业隐患排查和安全大检查流于形式

从 10 月 15 日煤柱回收面开始回采到 11 月 18 日事故发生，长达一个多月的时间内，二亩沟煤业开展了一次隐患排查和安全大检查活动，每班还有带班矿领导和安全检查工作，但依然违法开采保安煤柱、贯通采空区、违规串联通风等诸多严重违章行为和重大事故隐患熟视无睹，不制止、不处置。

2.2.3 矿井水灾危害

在矿井建设和生产过程中，各种类型的地下水（包括有水力联系导水断层、由地面经过岩层裂隙和透水岩层）进入采掘工作面的过程称为矿井涌水。由于井下开采，势必会破坏其地下水系统的原有平衡状态，导致煤矿井巷的涌水。当矿井涌水超过正常排水能力时，就会发生水灾。

2.2.3.1 矿井水灾危害的后果

水灾的危害极大，不仅可能淹没工作面、巷道，甚至可能淹没整个矿井，造成伤亡

事故。

2.2.3.2 造成矿井水灾危害的主要原因

- 1、采掘过程中没有探水或探水工艺不合理；
- 2、采掘过程中突然遇到含水的地质构造；
- 3、爆破时揭露水体；
- 4、钻孔时揭露水体；
- 5、地压活动揭露水体；
- 6、排水设施、设备设计不合理；
- 7、排水设施、设备施工不合理；
- 8、排水设备的供电系统出现故障；
- 9、采掘过程违章作业，揭露防水煤柱、含水断层等；
- 10、没有及时发现突水征兆；
- 11、发现突水征兆没有及时采取探水措施或没有及时撤离；
- 12、发现突水征兆没有采取防水措施；
- 13、发现突水征兆后采取了不合理的探水、防水措施；
- 14、没有防水闸门或防水闸门设计不合理；
- 15、采掘过程没有采取合理的疏水、导水措施，使采空区、废弃巷道积水；
- 16、地面水体和采掘巷道工作面的意外连通；
- 17、降雨量突然增大，地表水通过裂隙、溶洞、废弃巷道、透水岩层、地表露头或与采空区、巷道、采掘工作面连通，使大量的水体直接进入采空区或直接进入作业场所，造成井下涌水量突然增大。

以上因素危险有害因素的存在与出现，就有可能造成矿井水灾，造成人员和财产的损失。

2.2.3.3 矿井水灾危害的危险性分析

本区水文地质勘探类型为Ⅱ二类一型，即以裂隙充水含水层为主的水文地质条件简单的矿床。矿井正常涌水量为 $1321.37\text{m}^3/\text{d}$ — $55.05\text{m}^3/\text{h}$ ，最大涌水量为 $1630.09\text{m}^3/\text{d}$ — $67.91\text{m}^3/\text{h}$ 。采掘工作面在生产过程中可能遇到勘探钻孔，由于钻孔封堵不良，钻孔内的积水可能会渗入工作面内，造成水害事故。采掘工作面在过断层等地质构造带时，含水层的水及采空区积水有可能会沿着断层面或断层破碎带的裂隙渗入到工作面，造成水害事故。评价认为矿井水害是该矿的重大危害之一。

2.2.3.4 矿井水灾危害事故案例

红柳煤矿1121回采工作面突水淹没临时水仓事故：

1、事故概况

2009年11月21日，红柳煤矿1121回采工作面工作面推采至56m处（回风巷、运输巷分别推进到47.5m、64.5m），在中午12：30分时泄水巷密闭处涌水量突然增大，5分钟后，密闭内水位升高超过2m，上排水管开始大量涌水，水头压力不断上升，两根排水管排水，实测水沟内出水量为502m³/h，根据以前测水总结的经验取75%（以1号1号预计出水量为377m³/h，加上三号联络巷1台185KW多级泵排水量约60m³/h，预计流量385m³/h，水沟外流水约30m³/h，泄水巷总涌出水量在460m³/h以上，下午14点时，水位仍继续上升，密闭内水压增加到0.13Mp，密闭顶部也开始向外大量涌水，临时水仓水位上升很快，关闭上部排水管，技术员目睹密闭向外涌出水量超过250m³/h，14点10分，密闭内水压增加到0.15Mp，1121机巷下顺头处积水0.4m；在下午17点15分时，密闭内水压0.16Mp，临时水仓被淹。

2、事故原因

①11月3日工作面涌水量增大是由于采顶的冒落导致裂隙带高度发展到下分层粗砂岩含水层所致。此时导水裂隙带高度不超过50m，并未延伸到直罗组下段上分层含水层。11月17日工作面恢复生产后，随着采空区面积不断扩大，采空区上方隔水层弯曲变形发展成大量断裂，使上部40.6m的粗砂岩含水层产生大量裂隙并与1121采空区连通，大量裂隙水短时间涌入采空区，造成工作面突水；

②11月21日9时，当班人员在排水时，发现泄水巷涌出水较平时混，稍混浊，以为是工作面正在开掘的影响，当天15时58分，灵武市发生4.3级地震，后经专家分析，涌水变混浊可能是地震的前兆，震前地壳能量积聚到一定程度，在通过地震释放前，地壳将产生形变，地震也可能是导致工作面产生突水的原因；

③地质提供的矿井涌水量偏小，对回采工作面突水认识不足；

④排水系统不完善，水泵排水能力低、效率低，水仓容积小，突水后排水设备遭到破坏，无法迅速抢排大量涌水。

2.2.4 矿井火灾危害

矿井火灾按发生地点，可分为地面火灾和井下火灾。地面火灾是指矿井工业广场内的厂房、仓库、储煤场、矸石场等发生的火灾。井下火灾除发生在井下的火灾外，还包括发生在地面井口附近，但其火焰或烟雾能蔓延到井下的地面火灾。地面火灾如不及时

扑灭，可能蔓延到井下，或它产生的烟气随同风流进入井下，造成井下火灾或威胁井下安全。

矿井火灾事故主要有外因火灾（外源火灾）和内因火灾（煤层自燃）。

外因火灾是可燃物受到外来热源（如照明、明火、机械冲击与摩擦、瓦斯或煤尘爆破、电流短路等）的作用而形成火灾；外因火灾多发生在井下风流畅通的地点（如井筒、井底车场、运输机巷道、机电硐室及采掘工作面等），氧气充足，一般发生突然，发展速度很快就会出现烟雾和火焰。

内因火灾是指煤层在一定条件和环境下，自身发生物理、化学变化，逐渐积聚热量，温度升高自燃形成的火灾；内因火灾多发生在风流不畅的地方，如果空顶、煤尘、冒顶空洞等。

2.2.4.1 火灾危害的后果

- 1、引起瓦斯爆炸，造成人员伤亡及财产损失；
- 2、内因火灾产生大量的CO，造成人员窒息中毒；
- 3、破坏井下机电设备及供电系统，引起其他井下事故放生；
- 4、破坏井下通风设施，造成井下风流紊乱，引起煤尘爆炸。

2.2.4.2 火灾危害的主要原因

1、外因火灾产生的原因

(1)存在明火。井下作业人员带下井如火柴、打火机等，电焊、氧焊、喷灯焊，使用电炉，灯炮取暖等违章作业。

(2)出现电火花。主要是由于电气设备性能不良，管理不善，如电钻、电机、变压器开关、插销、接线三通、电铃、打点器、电缆等出现损坏，过负荷、短路等，引起电火花，继而引燃可燃物。

(3)有炮火。由于不按放炮规定和放炮说明书放炮，如放明炮、糊炮以及动力电源放炮、不装水炮泥、炮眼深度不够等都会出现炮火，导致引燃可燃物而发火；

(4)摩擦、煤尘爆炸引起火灾；

(5)机械摩擦及物体碰撞产生火花引燃可燃物，进而引起火灾。如常见的皮带与托轮或滚筒间的摩擦生热，采煤机截割夹石或顶板产生火花，以及运输机被阻塞制动而摩擦起火等；

(6)地面火引入井下引起的火灾。

2、内因火灾产生的原因

- (1)有易自燃的煤炭存在；
- (2)有含氧量较高的空气流过；
- (3)风速适当，煤氧化生成的热量能不断积聚。

上面的三个必备条件同时存在且保持一定时间，才会发生内因火灾。

井下由于气候条件恶劣，一旦发生火灾，会产生大量的CO气体，导致严重的中毒窒息、瓦斯爆炸、煤尘爆炸等严重后果。

2.2.4.3 火灾危害的危险性分析

矿井火灾危害通常表现在两方面，即外因火灾和内因火灾。

外因火灾主要表现在大井沟煤矿在建设期间，地面工业广场内的木料厂、库所以及办公场所如档案室等，由于存在有大量的易燃物品，都属于火灾的场所。与其它工业与民用建筑不同之处是由于煤矿工业场地内有大量煤炭、木材、油脂等可燃物存在，一旦着火不易扑灭。另外，随着矿井机械化和电气化程度的提高，外因火灾事故的比率也在上升，机电硐室、电缆、胶带输送机等都容易发生火灾事故。

《可研报告》中指出“根据检验报告，本矿井煤层自燃等级为II-III类，自燃程度属于自燃~不易自燃级。因此，本矿井在建设过程中，将受到内因、外因双重火灾的威胁，必须引起高度重视。”。

矿井在联合试运转以及投产以后，受煤层赋存条件、采掘机械设备以及人为操作原因，采空区易留下大量遗煤，如果当采空区浮煤还没有进入采空区窒息带时，浮煤已达到其自然发火期，易发生采空区自燃火灾，需引起高度重视。

评价认为火灾是该矿的主要危害之一。

2.2.4.4 火灾事故案例

重庆能投渝新能源有限公司松藻煤矿“9·27”重大火灾事故：

2020年9月27日0时20分，重庆能投渝新能源有限公司松藻煤矿发生重大火灾事故，造成10人死亡、42人受伤，直接经济损失2501万元。

一、事故经过

9月27日夜班，矿井374人入井，安全副矿长陈治昆下井带班。事故当班，机电一队安排桂焕学等7人在二号大倾角胶带运煤上山-150m至-75m段安装溜槽、清理浮煤，邓小彬负责二号大倾角胶带输送机运转监护。事故当班井下其它主要作业地点：2324-1、3231S、3222S、3213S等4个采煤工作面割煤作业；3311S采煤工作面安装作业；3311N采煤工作面施工铺网梁索、补设挡研网等预处理作业；五六区主要回风巷、三号人行下山

上平巷等 11 个地点掘进作业;3223N 运巷 9# 帖场、3232N 风巷 3# 帖场等 8 个地点施工瓦斯抽采钻孔作业。

9 月 26 日 22 时 34 分,二号大倾角胶带开机运行。27 日 0 时 19 分,二号大倾角胶带输送机运转监护工邓小彬(在事故中死亡)发现胶带存在问题(电话录音中未说明具体问题)电话通知地面集控中心值班员张娜停止二区大倾角胶带运行。0 时 20 分,向机电一队值班副队长王安伟电话报告二号大倾角运煤上山下方正在冒烟,将前去查看。0 时 21 分,通风调度值班员孙春苗听见安全监控系统发出报警语音,发现+5m 煤仓上口的 CO 超限达 154ppm 并快速上升至 1000ppm,即向矿调度值班员余吉斌报告。余吉斌随即电话通知集控中心值班员张娜停止大倾角胶带输送机运行(此前已停机)。其看见井下转载点视频呈白雾状,立即电话询问在+5m 煤仓上口附近检修采煤二队(32318 采面)液压泵的司机曹东。曹东目视有黑色烟雾从+5m 煤仓涌出至 32318 采煤工作面,同时听见+5m 煤仓上口的 CO 传感器持续报警,便在电话中告知“CO 超限”后中断通话,立即打电话通知采煤二队(32318 采面)撤人。但由于采煤二队电话无人接听,遂改用语音信号机通知工作面撤人。此后,井下工人桂焕学在-150m 电话汇报二号大倾角胶带运煤上山中上部有明火,余吉斌安排其迅速联络跟班队干撤人。同时向值班副队长梁邦彬报告了事故情况。梁邦彬接到电话报告后,立即赶到调度室指挥余吉斌通知井下所有区域撤人,并依次向值班矿领导张泽、机电副矿长郭国兴、矿长李永利等人电话报告事故情况。余吉斌向梁邦彬报告事故后,电话通知距采煤二队 32318 采面最近的液压泵司机曹东迅速通知撤人,但由于电话已无人接听,遂改用采煤二队工作面电话,此时正在回风巷的工人张波接到电话后迅速和工人撤离。梁邦彬向井下带班矿领导陈治昆电话报告事故后,连续拨打采煤三队(32321 工作面)电话,但由于一直无人接听,遂紧急通知采煤三队地面值班人员电话通知工作面撤人,随后相继通知井下其它区域撤人,并召请松茂矿山救护大队到矿救援。0 时 40 分至 1 时,矿领导及相关部门负责人先后赶到调度室,成立了事故救援指挥部,启动应急救援预案,清点井下人员,准备井下人车等应急救援工作。截至 9 月 27 日 10 时 15 分,事故当班入井的 374 人中 358 人陆续从 5 号进风井、+335m 主平硐出井。

二、事故原因

1、事故直接原因松茂煤矿二号大倾角运煤上山胶带下方煤矸堆积,起火点-63.3m 标高处回程托辊被卡死,磨穿形成破口,内部沉积粉煤;磨损严重的胶带与起火点回程托辊滑动摩擦产生高温和火星,点燃回程托辊破口内积存粉煤;胶带输送机运转监护工发现胶带异常情况,电话通知地面集控中心停止胶带运行,紧急停机后静止的胶带被引

燃，胶带阻燃性能不合格、巷道倾角大、上行通风，火势增强，引起胶带和煤混合燃烧；火灾烧毁设备，破坏通风设施，产生的有毒有害高温烟气快速蔓延至 2324-1 采煤工作面，造成重大人员伤亡。

2、事故间接原因

(1) 矿井重生产轻安全。松藻煤矿二号大倾角胶带于 2019 年 1 月更换投入使用，该皮带实际使用了 1 年零 8 个月就磨损严重，该皮带承担矿井 4 个回采工作面的煤炭运输任务，为不影响矿井正常生产，该矿计划在国庆节停产检修期间更换。2020 年 9 月 2 日，机电一队队长通过煤矿 OA 办公系统向煤矿机电副矿长、机电副总工程师、机电运输科科长等相关人员书面报告了二号大倾角胶带巷浮煤多，回程托辊、上托辊变形严重等问题和隐患，但相关人员并未立即回复。9 月 3 日，机电一队队长通过煤矿 OA 办公系统向矿长反映相关问题和隐患后，机电一队队长和队副书记又多次向机电副矿长、矿长报告了上述问题和隐患。9 月 5 日，煤矿矿长召集机电副矿长等到二号大倾角胶带运煤上山召开现场会，决定对二号大倾角胶带运煤上山进行整治，但要求整治工作不能影响胶带运煤；9 月 6 日，机电副矿长再次到该现场召开会议，研究落实整改工作。但矿级领导红线意识缺失、重生产轻安全，在未实施停产整改，致使胶带机巷隐患未彻底消除，导致事故发生。

(2) 矿井安全管理混乱。二号大倾角运煤上山胶带防止煤矸洒落的挡矸棚日常维护不及时，变形损坏，导致皮带下方中洒煤严重，又未及时清理，造成皮带下部煤矸堆积多，掩埋甚至卡死回程托辊，少数托辊托辊被磨平、磨穿，已磨损严重的皮带与卡死的回程托辊滑动摩擦起火。松藻煤矿没有按规定检查皮带下方的浮煤堆积、金属挡矸棚损坏等情况，隐患排查不到位。对该皮带巷长期存在的问题，煤矿安全检查人员未及时发现消除隐患，致使皮带长时间“带病”运行。应急救援装备可靠性差，经事故区域现场勘查，该自救装置存在面罩供气管过软，易老化、扭结等情况，1 组压风自救装置供气线路有积水。已使用的 12 台压缩氧自救器中，1 台开关损坏，3 台漏气，2 台压力表损坏。

(3) 松藻安全管理中心安全监督管理责任不落实。安全风险分析辨识和评估不全面，未对矿井胶带输送机胶带火灾风险进行分析研判。对矿井安全监督管理不到位，隐患排查治理不深入，安全检查不全面、针对性不强。2020 年，松藻中心对松藻煤矿开展检查 90 次，均未到二号大倾角运煤上山检查。渝新能源公司所属其它煤矿发生胶带输送机断带事故后，公司在事故通报中要求中心将钢丝绳芯胶带输送机纳入督查范围，但中心未按公司通报要求对二号大倾角运煤上山钢丝绳芯胶带输送机进行检查。

(4) 渝新能源公司安全管理弱化。公司业务部门和安全管理中心管理职责不清晰，权责不统一，造成安全责任不落实。近年来事故多发，吸取事故教训不深刻，未采取有效措施加强和改进煤矿安全生产工作。机运安全管理制度不完善，未认真督促煤矿全面开展隐患排查治理，致使胶带输送机浮煤矸堆积、托辊损坏、胶带磨损严重等隐患未及时消除。公司所属其它煤矿发生胶带输送机断带、断轴事故后，虽然下发了事故通报，但未举一反三全面排查整治胶带输送机事故隐患。

(5) 重庆能投集团督促煤矿安全生产管理责任落实不到位。集团对煤矿安全实行四级管理，职能交叉、职责不清，责任落实层层弱化；近年来煤矿事故多发，吸取事故教训不深刻，未按集团规定正常召开安全生产例会，未认真分析解决安全生产被忽视的系统性问题和深层次矛盾；对渝新能源公司煤矿安全工作疏于管理，对近年来发生的重伤或者重大非伤亡及以上事故未按照集团规定对二级公司进行通报约谈，经营指标下达不合理，矿井生产头面多。

(6) 带式输送机使用的胶带质量不合格。经对原煤地仓的胶带取样送检和对胶带采购环节专项调查，该胶带为假冒伪劣产品；重庆能投集团物资有限责任公司存在物资采购制度不健全、采购询价和交货验收违规等问题。

2.2.5 粉尘危害

粉尘是矿井生产建设中产生的细小矿物尘粒的统称，主要有煤尘、岩尘等。按成因可分为原生粉尘和次生粉尘。前者是岩层受地质构造运动或矿山压力的作用而产生的，与地质构造的复杂程度密切相关。后者是在生产建设过程中，因破碎、震动、冲击或煤岩摩擦而产生。随着矿井生产机械化程度的提高，粉尘的生成量和分散度都将显著增加，其危害也随增加而加重。

2.2.5.1 粉尘危害的后果

粉尘危害主要有两个方面：

1. 煤矿生产过程中（如掘进、采煤、放炮、运输和破碎等）会产生大量的煤尘或岩尘。粉尘危害性大小与粉尘的分散度、游离二氧化硅含量、粉尘物质组成及粉尘浓度有关，一般随着游离二氧化硅和有害物质含量的增加而增大。10 μ m以下的呼吸性粉尘对人的危害最大。呼吸性粉尘可以进入肺泡，使肺组织发生病理性改变，丧失正常通气和换气功能，长期吸入粉尘后，严重损害身体健康；

2. 矿尘中的煤尘具有爆炸性，在一定条件下可能发生爆炸，直接造成人员伤亡和财产损失。

2.2.5.2 矿尘危害产生的原因

- 1、矿山生产过程中的各个环节，如凿岩、爆破、装运、破碎等，都会产生大量的矿尘（煤尘）；
- 2、凿岩工作中如不及时采取湿式凿岩，将产生大量的岩尘，而且由于凿岩工作地点分散、时间长、烟尘多，它是井下主要的产生点；
- 3、爆破工作产生大量煤（岩）尘，并伴有大量的炮烟，若无有效的洒水降尘、煤层注水及通风排尘措施，将引起煤尘爆炸的重大事故发生；
- 4、岩石及煤的装运及煤炭地面加工运输过程也是产生的主要原因。

2.2.5.3 矿尘危害的危险性分析

大井沟煤矿采用综合机械化采煤，即采煤机落煤、可弯曲刮板输送机运煤、转载机将煤转载至顺槽胶带上，液压支架对工作面顶板支护，实现落煤、装煤、支护、顶板管理全过程机械化。采掘工作面作业以及运输过程中会产生大量煤尘。而在建井过程中，可能发生煤尘灾害的场所主要有开拓巷道、掘进工作面、有沉积煤尘的巷道（如各转载点、卸载点）以及地面煤场的运、排系统等。

根据各主要煤层进行了煤尘爆炸性试验，本矿井内各煤层的煤尘均有爆炸性危险。评价认为煤尘爆炸危险是该矿的重大危险。

2.2.5.4 矿尘事故案例

湖南省娄底市涟源市斗笠山镇祖保煤矿发生跑车引发重大煤尘爆炸事故：

2017年2月14日1时37分，湖南省娄底市涟源市斗笠山镇祖保煤矿发生跑车引发重大煤尘爆炸事故，造成10人死亡、2人受伤，事故直接经济损失2015万元。

一、事故经过

2017年2月14日0时，祖保煤矿由防治水副矿长刘力军下井带班，当班共29人。刘力军下井后，先到-164m水平、-420m水平暗主斜井底车场和中央水泵房等地点检查。同时，用便携式甲烷检测报警仪检查了中央水泵房及变电所内的甲烷浓度为0.1%，未发现异常情况。再到-420m水平东翼检查，最后到-420m水平西翼检查。

1时32分左右，暗主斜井下部车场信号把钩工从前往后依次连接重车(1辆)、材料车(1辆)、重车(8辆)共10辆矿车后，向上部车场绞车房发出信号提升。当提升至上部车场变坡点时，因轨道接口高低差大，使矿车颠簸加剧，串车链环拉力加大，材料车插销孔座破裂，插销自行窜出脱落造成跑车。

1时37分，刘力军走到西翼二石门距老水泵房约10m处时，突然听到一声巨响，冲击

波将其矿帽冲落，意识到出事故了，径直往主石门察看，当走到距主石门与暗副斜井交岔点10m时，看到一辆矿车倒在水沟侧，1人倒地死亡，一股烟从暗主斜井井底方向涌出，立即往回撤，当撤至主石门与东西大巷交岔点时，碰到安全员颜永初，刘力军告诉颜永初：发生爆炸了，你赶紧到西边去撤人，我到东边去撤人。刘力军到东翼将采煤三队和采煤四队人员从石坝井安全撤出，颜永初到采一队和西翼四石门水泵房喊人撤离。

二、事故原因

1、直接原因

祖保煤矿开采的II煤层具有煤尘爆炸危险性，暗主斜井超挂矿车，没有安装保险绳，串车提煤至上车场变坡点时，材料车下部碰头插销孔上部断裂，插销窜出造成跑车。跑车过程中矿车中的煤炭抛出，导致煤尘飞扬达到爆炸浓度；跑车时矿车撞断主斜井左侧供电电缆，电缆短路产生火花引起煤尘爆炸，造成人员伤亡。

2、间接原因

祖保煤矿违规组织生产，企业主体责任不落实。

(1) 祖保煤矿违反《安全生产法》(2017)1号4条规定，擅自拉断绞车锁链，切断煤炭生产视频监控监测系统电源，逃避监管，违规组织生产。经调查，2月5日至事故发生前，共生产煤炭582车，约349t。

(2) 祖保煤矿主体责任不落实。一是安全生产责任制严重缺失，安排3名生产副矿长分别负责一个采煤队管理工作，井下生产未实施统一管理，不符合规定要求，没有明确矿级领导负责提升运输管理工作，井下信号把钩工岗位责任制不明确，不检查矿车的安全性能，超挂矿车。二是安全投入不到位，没有及时更换失修带病运行的材料车，暗主斜井串车提升没有加装保险绳，坡三挡未起作用；暗主斜井敷设电缆没有可靠的保护措施，三是安全培训教育不到位，春节开工后祖保煤矿仅组织了1天安全培训，10名遇难者中有一名未参加再培训，事故中3名新入矿的遇难者初次安全培训时间少于72学时[《国家安全监管总局令 第3号《生产经营单位安全培训规定》第十三条：煤矿等生产经营单位新上岗的从业人员安全培训时间不得少于72学时，每年再培训的时间不得少于20学时]。四是应急管理不到位，祖保煤矿编制的应急预案和灾害预防处理计划没有组织评审和培训，事故当班只有4人随身携带了标识卡，入井人员没有随身携带自救器，五是采煤工作面采用注水防尘和煤仓(溜煤眼)放煤口喷雾洒水措施落实不到位。

(3) 丰华公司隐患排查治理不到位。一是没有及时发现和更换祖保煤矿失修带病运行的材料车，没有及时发现和消除暗主斜井串车提升没有加装保险绳等隐患；二是没有制止祖保煤矿违规生产。

2.2.6 爆破危害

爆破是井下岩石及煤层开采的主要形式，其危害分为井下放炮事故及地面火药爆炸两种形式。

2.2.6.1 爆破危害的后果

- 1、早爆或延迟爆炸，使人员伤亡或财产损失；
- 2、产生过量的有毒有害气体，导致人员中毒窒息；
- 3、爆破飞石进入运输、加工过程中，毁坏设备，砸伤人员；
- 4、损坏井下供电、供水、通风等系统，从而引起其他重大事故的发生。

2.2.6.2 爆破危害产生的原因

1、井下爆破产生的原因

- (1)爆破材料质量不合格，引起早爆或延迟爆炸现象；
- (2)不按操作规程作业（或违章作业），爆破作业人员没有检查或检查不彻底；
- (3)警戒信号失灵或炮眼布置不合理；
- (4)起爆器材或加工炮眼装药不合格。

2、地面爆炸危害产生的原因

- (1)雷管和炸药混合放置；
- (2)不了解炸药性能，摩擦、撞击、折断、揉搓某些炸药；
- (3)库房内使用明火或电器设备不安全的明火；
- (4)穿带铁钉的鞋或化纤衣服等引起的静电火花；
- (5)外部火源；
- (6)运输、储存中震动、挤压。

2.2.6.3 爆破危害的危险性分析

大井沟煤矿作为新建矿井，本矿井拟新设爆炸材料库，位于工业场地西偏北部约0.4km，进场公路北侧约0.2km的山坡上。拟设置1座5t的炸药库、1座2万发的雷管库，占地1.01hm²。井巷开拓在施工中均需要采用爆破工艺，同时由于大部分岩石工程需要爆破作业，均存在爆破危害。在火工品的储存、运输过程中，如果因管理不善或操作不当，有可能造成爆破危害。

故评价认为爆破危害是该矿的主要危险、有害因素之一。

2.2.6.4 爆破危害事故案例

2007年7月8日5时50分左右，石沟驿煤业有限责任公司一号井S176回采工作面在放炮挑梁过程中发生一起拒爆炮眼内炸药爆炸伤人事故，造成一人死亡，两人轻伤。

一、事故经过

2007年7月8日3时左右，S176回采工作面开始放炮（工作面倾斜长度为170m），分两个放炮组各有一台放炮器放炮，其中机头组自工作面机头处向中部放85 m，机尾组自工作面中部（85 m处）向机尾放85 m。至5时50分左右，机头组85 m的炮已放完，机尾组已放完炮69 m，剩余16米，负责机尾组放炮的爆破员王成停止了机尾组放炮。王成在放炮过程中发现距机尾37.6 m处有一个顶眼拒爆，他把雷管脚线扭结短路，并告知挑梁工吴贵民（大工）该处有一炮眼拒爆，该组挑梁工吴贵民、杨春云、马成义三人随王成，在挑至该处时，杨春云在拒爆点向下第二架棚处升卸载支柱，吴贵民、马成义挑梁时发现该地点有一个炮眼拒爆，半节炸药外露，造成煤壁顶部有伞檐，影响支柱到位，为了把主梁挑到位，吴贵民在用手镐刨伞檐的过程中，此处顶伞檐内的拒爆炮眼内炸药爆炸，将正在清理伞檐的吴贵民炸伤，经抢救无效死亡。飞溅出的煤块将配合挑梁的马成义左脸部擦伤，升卸载支柱的杨春云左耳擦伤。

二、事故原因

（一）直接原因

作业人员吴贵民（死者）安全意识淡薄，自主保安意识差，在明知作业地点有拒爆的情况下，违章作业，不按作业规程规定处理拒爆，而是用手镐清理拒爆炮眼所在地点的煤帮顶部伞檐，将拒爆炮眼内的炸药引爆，是事故发生的直接原因；

（二）间接原因

1、现场作业人员马成义、杨春云安全意识淡薄，互保、联保意识差，在明知作业地点有拒爆的情况下，吴贵民为把主梁挑到位要处理拒爆炮眼处伞檐时，不加制止，是事故发生的原因之一；

2、安全教育培训不到位，作业人员素质不高，安全意识及自主保安意识淡薄，缺乏自保、互保、联保意识，存在习惯性的违章作业、冒险蛮干现象，是事故发生的间接原因之一；

3、安全生产管理存在漏洞，放炮挑梁班缺乏管理与监督，区队一级也缺失对放炮挑梁班现场管理，是事故发生的间接原因之四。

2.2.7 电气危害

煤矿井下生产空间狭小，环境比较潮湿，有些地段还有淋水、粉尘，电气设备、电

线的绝缘性能易遭破坏。又由于遭受煤岩崩砸、矿车挤压、机械撞击而使电气设备、电缆绝缘损伤。加上电工违章作业等种种原因，电气设备漏电现象在井下容易发生，如果没有可靠的防护措施，一旦人体触及，就会造成触电事故，而电工带电作业、违章操作也是常见的触电事故。

2.2.7.1 电气危害的后果

- 1、电气设施内部绝缘损坏，保护监测装置失效，将会造成火灾，进而引发瓦斯、煤尘爆炸；
- 2、人员触电死亡；
- 3、井下供电系统损坏，引起其他机械事故发生，造成人员伤亡；
- 4、井下供电系统损坏，造成井下通风、排水、运输系统不能正常运转，严重时会带来瓦斯爆炸、水灾及机械伤人等重大事故的发生。

2.2.7.2 电气危害的产生原因

- 1、不填写操作票或不执行监护制度，使用绝缘不合格的电气工具；
- 2、线路或电气设备工作完毕，未办理工作票终结手续，就对停电设备恢复送电；
- 3、在带电设备附近进行作业，不符合安全距离或无监护措施；
- 4、跨越安全围栏或超越安全警戒线，工作人员误碰带电设备，以及在带电设备附近使用钢卷尺等进行测量或携带长杆等高物体在带电设备下行走；
- 5、电气线路或电气设备在设、安装上存在缺陷，或在运行中缺乏必要的检修、维护，使线路磨损、绝缘老化或外壳带电，设备缺少漏电保护等防护装置；
- 6、绝缘性能差或透入作业人员身体或工具碰到带电设备或线路上；
- 7、安全标志或标示不清晰；
- 8、工作人员擅自扩大工作范围；
- 9、使用电动工具金属外壳不接地，不戴绝缘手套；
- 10、在井下大巷、工作面工作不使用安全电压照明；
- 11、在潮湿地区工作不穿绝缘鞋，无绝缘垫，无监护人；
- 12、电气作业的安全管理工作存在漏洞，没有必要的安全组织措施；
- 13、没有设置必要的安全技术措施（如漏电保护、安全电压等）或安全措施失效。

2.2.7.3 电气危害的危险性分析

依据《可研报告》可知，大井沟煤矿将建成以综采、综掘为标志的，具备现代化采

煤技术的矿井。矿井地面及井下机电设备多，用电负荷较大，井下供电线路长，用电设备多，系统复杂，使得发生电危害的可能性较大。矿井所采煤层又具有爆炸危险，如果矿井对供电设施及电气设备选择及管理不善，一旦发生电危害，将可能引起人员触电伤亡事故，甚至引起煤尘、瓦斯爆炸等重大事故发生。

大井沟煤矿在建井期间，井上下使用的电气设备不易管理，加上井下电器设备工作环境差，易受冒落、片帮的煤、岩砸、碰、挤压，负荷变化大，随着工程进度的不断变化设备经常搬迁，启动频繁，易产生过负荷、漏电、断相和短路故障。另外，在设备选型时，如果电气设备选型不当，造成井下机电设备防爆性能较差或非防爆设备，井下作业时就会存在极大的安全隐患。而使用或维修不当，也有可能造成防爆性能下降或失效；而输电线路、开关、熔断器、插销、照明器具、电动机等均有可能引起电气设备伤害。电气设备或设施伤害有电气火灾、电击、触电，电气设备或设施的故障可能造成大面积停电事故。

因此评价认为电气危害是该矿的主要危险，有危险源存在。

2.2.7.4 电气危害事故案例

国家能源集团宁夏煤业有限责任公司羊场湾煤矿一号井“6·6”机电事故：

2020年6月6日12时12分，国家能源集团宁夏煤业有限责任公司羊场湾煤矿一号井（以下简称羊场湾煤矿一号井）130205综放工作面回风巷发生一起机电事故，导致1人死亡，直接经济损失1478704元（不含事故罚款数）。

一、事故经过

2020年6月6日约8时，综采七队早班吴国兴（跟班副队长）主持召开班前会，安排对130205综放工作面回风巷进行维修，主要工作内容为清理四十米左右巷道的淤，向130205综放工作面移架电机。综采七队作业人员到达130205回风巷后，约11时49分巷修司机杨文平在移架电机时，杨相成拉电缆不及时，电缆被挤断，造成巷修机、分馈开关、总馈开关、13采区+810m水仓移动变电站（以下简称“移变”）断电。随后两人告知巷道外的吴国兴电缆被挤断，需要电工处理。吴国兴、李伟（生产准备班副班长）、杨勇峰（电工班班长）和郑宏（死者）四人到巷修机处查看被挤坏电缆后，郑宏对分馈开关进行停电闭锁。随后郑宏和杨勇峰开始处理电缆，将电缆中四根芯线全部割断，准备接第一根芯线。在此期间李伟返回综采七队和其他工人继续盘综采七队机电缆，等电缆盘完后，李伟和杜伟（电工）来到巷修机处，郑宏告知电已停好，移变和总馈开关可以送电。随后李伟安排陆建红（工人）去移变送电，杜伟去总馈开关处送电。当郑宏开始

接第二根芯线时，李伟走到杨勇峰和郑宏身旁，郑宏让李伟去帮自己挂分馈开关停电闭锁牌。李伟去挂闭锁牌后，吴国兴安排杨勇峰去确认分馈开关是否停好电。大约 12 时 12 分陆建红把移变的电送上，杜伟把总馈开关的电送上，正在接线的郑宏“啊”了一声，倒在地上。正在附近清渣的杨文学听到叫声后，发现郑宏倒在地上，喊了一声“谁送电了，把人打了”。随后杨勇峰、李伟、赵奇春、吴国兴等人来到郑宏跟前，对郑宏采取急救措施后用水包的护栏把郑宏抬到 130205 综放工作面回风巷口，当时正好过来一辆送班中餐的无轨胶轮车，他们将郑宏抬上无轨胶轮车向井口运送。无轨胶轮车行驶至 13 联络巷时遇到一辆皮卡车，随即把郑宏转移到皮卡车上，送至副井罐笼处，乘罐笼升井后送到宁东医院，约 13 时 15 分对郑宏进行抢救，因抢救无效于 14 时 15 分医院宣布死亡。

二、事故原因

1. 直接原因

总馈开关送电后，因巷修机供电分馈开关断路器在分闸状态时人和真空管导通，致使巷修机供电电缆带电，造成正在修复巷修机供电电缆接头作业人员郑宏触电致死，是本次事故发生的直接原因。

2. 间接原因

(1) 郑宏安全意识淡薄，危险源辨识不清，违章作业。停电操作时，只进行了分馈开关停电闭锁操作，未挂锁，未挂接地线，未挂停电警示牌，违反《羊场湾煤矿关于规范井上下机械、电气设备能量隔离及停电检修管理工作的通知》中“在上级电源闭锁并加挂外置锁具”、“必须在检修电气设备的电源侧加装短路接地线”、“悬挂‘有人工作，不准送电’警示牌”、“谁停电、谁送电、谁挂牌、谁摘牌、谁上锁、谁解锁”的规定，是造成本次事故的间接原因之一。

(2) 机电设备安全主管监督不到位，停送电作业风险管控效果差，岗位人员风险管控和隐患排查治理责任落实不到位，存在非专职电气作业人员进行电气操作的现象，是造成本次事故的间接原因之二。

(3) 现场安全监管不到位，现场安全管理人员未对现场存在的违章行为进行制止，是造成本次事故的间接原因之三。

(4) 安全培训工作不到位，培训效果差。对职工安全教育培训不深不实、流于形式，安全意识没有入脑入心，职工自保互保意识差，是造成本次事故的间接原因之四。

2.2.8 机械设备危害

矿井机械设备可分为通用机械设备伤害、空气压缩设备及特种设备(锅炉、压力容器、

压力管道、起重机械及厂内机动车辆等)等。

2.2.8.1 通用机械设备伤害

机械伤害主要指机械设备运动(静止)部件、工具、加工件直接与人体接触引起的夹击、碰撞、剪切、卷人、绞、碾、割、刺等形式的伤害。机械伤害是煤矿生产过程中最常见的伤害之一。大井沟煤矿在建设及生产过程中易造成伤害的机械、设备包括采掘机械、运输机械、装载机械、钻探机械、通风设备、排水设备、支护设备及其他转动及传动设备。

1. 采煤机

采煤机的机械事故有：采煤机截割滚筒上升触及液压支架顶梁、下降触及挡煤护煤板可导致截割部传动齿轮遭受冲击断齿或断轴；摇臂传动部润滑不良，造成轴承损坏，继而传动齿轮不能正确啮合，产生撞击而断齿；采煤机运行中会发生震动，造成机体各部件的紧固螺栓松动，如不及时加以紧固，严重时会使机壳连接部位因应力集中而断裂；工作面刮板输送机 and 挡煤板铺设不平直，链条留有间隙，造成牵引受阻，使牵引部过载而损坏；工作面遇有坚硬夹矸(如石英石或黄铁矿等)时，不采用岩石松动措施处理，而是使用采煤机强行截割，导致滚筒和截割部部件损坏，甚至产生撞击火花引爆瓦斯等。

人身伤害事故有：检修采煤机或更换截齿时，司机未切断电源，而是点动旋转滚筒造成滚筒伤人；司机在检修前未按规定巡视采煤机四周，也未发出开机预警信号，容易伤及附近人员；检修采煤机时摇臂液压锁紧阀泄漏，摇臂突然下落砸伤检修人员；工作面倾角超过15°时无防滑装置，采煤机下滑伤人；采煤机停机时间长，而未打开离合器、切断电源，其他人员违规操作发生事故等。

2. 刮板输送机

刮板输送机铺设不平直，紧链不合适，在运行中刮板受阻发生断链、飘链；人员在刮板输送机上行走，遇突然开机跌倒伤人；违规利用刮板输送机运送材料、设备，不停机卸料，造成人员挤伤或顶倒支护，发生冒顶事故；液力联轴器未使用难燃液，易堵塞不符合标准，发生过载喷油着火；机头、机尾未加锚固，翻翘伤人等。

3. 转载机

转载机未安设防止人员或物料进入受煤斗的防护栏，一旦被卷入就会造成机械事故或人身伤害；安装或整体拉移转载机时，安全措施不到位，容易造成挂倒支护而导致伤人；其余类同刮板输送机事故及危害。

4、通风机（主要通风机、局部通风机）

检修或测试时不按规程操作造成风机叶片伤人；两台主要通风机不定期轮换、检修，长期使用一台运行，一旦发生机械、电器事故，备用风机又欠完好不能及时投入运行，将造成矿井停风。

无计划或随意停机造成掘进工作面瓦斯聚积，导致人员窒息甚至引发瓦斯爆炸；未使用阻燃和抗静电风筒引发火灾和点燃瓦斯；风筒脱节、破损产生漏风，或被冒落岩石埋压造成风流阻断，导致有害气体积聚，造成人员窒息，甚至引发瓦斯爆炸；3kW 以上的局部通风机未按规定安装消音器产生噪音危害等。

5、主排水泵

矿井主排水泵是矿井重要设备之一，若排水泵及其配套设施发生事故，严重影响生产，重则一旦发生突水时不能有效地工作，就会淹没工作面以致整个矿井，造成重大经济损失甚至人员伤亡；排水泵选型不合理或运行工况不佳，不但排水效率降低，使排水能耗增大，还易使水泵产生汽蚀而过早损坏；操作人员亦会产生运行故障，损坏设备，影响生产。

6、锚杆机

①作业过程中未敲帮问顶，未观察顶板及围岩变化情况，导致冒顶片帮，造成人身伤害；

②违反规定，离机操作，造成人身伤害；

③锚杆机在行走时，巷道两侧有人站立或行走，发生挤人或撞坏两帮的管线、设备、风筒等。

7、风动喷雾器

①作业过程中未敲帮问顶，未观察顶板及围岩变化情况，导致冒顶片帮，造成人身伤害；

②喷雾装置失效，噪声超过规定危害作业人员健康；

③供水系统出现故障，粉尘危害作业人员健康；

④顶梁顶尖未顶牢固，顶尖打滑伤人；

⑤操作不当，发生钻杆折断伤人事故。

8、井下架空乘人器（猴车）

井下架空乘人器（猴车）事故主要形式是：吊椅脱落、吊椅滑落、驱动轮的驱动片损坏、钢丝绳跳线等。其主要原因是：

1) 吊椅脱落的原因

①抱索器的抱口在长期的运行过程中，由于抱口在承受重力和扭力的作用下，抱口发生疲劳、扭曲变形断裂脱落；

②“弓”形吊钩和吊椅的安全系数达不到要求时，机械强度不够，运行时出现断裂脱落。

2) 吊椅滑落的原因

①抱索器的抱口在运行中发生变形，抱口直径变大超过护套的保护外径，使抱索器脱离护套，造成吊椅滑落；

②固定护套的钢钉由于疲劳、磨损造成断裂，护套对抱索器的限位不起作用，使护套和吊椅一起沿钢丝绳滑落，引起滑车事故。

3) 驱动轮的驱动片损坏

①在运行过程中，吊椅的抱索器过托索轮时，产生跳动使吊椅左右摆动，当吊椅的摆动弧度超过安全间距时，使左右边的吊椅发生交钩现象，使钢丝绳发生卡死而无法运转，而驱动轮仍继续转动，造成驱动片损坏。

②钢丝绳的尾部拉紧装置的配重不够，使钢丝绳的张力不够钢丝绳与驱动轮打滑，造成驱动片损坏；

③某个向上运行吊椅和向下运行吊椅的抱索器转动不灵活出现卡阻时，由于受钢丝绳的自转影响，吊椅随钢丝绳转动，左右边吊椅运行到交错位置时，交钩在一起，使钢丝绳无法转动，引起驱动轮打滑，造成驱动片损坏。

4) 钢丝绳跳线的原

①托索轮的托索位置不正与中心线发生偏离，钢丝绳运转时偏离出托索轮，引起跳线；

②托索轮的托索口不合格，产生不正常的跳动或卡阻，使钢丝绳脱离托轮，引起跳线。跳线会引起力能的抱索器和吊椅的损坏。

虽然矿井建设期间机械设备事故自身通常不会造成群死群伤的恶性事故，但由于设备多，建设期间安全管理不易到位，如果操作人员不严格按照操作规程作业或缺乏严密的预防控制措施，则有可能造成人员伤亡的事故。此外，机械设备危害事故也会引起其他类型重大事故的发生，如机械挤压、碰撞、绞碾或割剪电线电缆损毁电源绝缘，从而引发停电或短路，引起火灾、水灾等事故。

2.2.8.2 斜井提升危险有害因素分析

主斜井危险有害因素分析：

- 1、主井声光信号使用不规范；
- 2、主斜井上部防过卷保护装置不能正常使用；
- 3、主斜井提升钢丝绳与箕斗连接未按规程设置，可使钢丝绳连接部位强度受损；
- 4、绞车安全装置：制动装置、深度指示器、防过卷装置、限速器、调绳装置、传动装置、电动机和控制设备以及各种保护和闭锁装置等未定期检查，安全装置失效。

副斜井危险有害因素分析：

- 1、提升设备不满足设计要求；
- 2、提升设备超重提升；
- 3、罐笼防坠器失效；
- 4、井口、井底和中间运输巷的安全门未与罐位和提升信号联锁；
- 5、井口、井底和中间运输巷未设置挡台，未与罐笼停止位置、防坠器和提升信号系统联锁；
- 6、开车信号发出后，未禁止人员进出罐笼；
- 7、同一层罐笼内人员和物料混合提升；
- 8、越过井口信号工直接向绞车司机发信号；
- 9、绞车安全装置：制动装置、深度指示器、防过卷装置、限速器、调绳装置、传动装置、电动机和控制设备以及各种保护和闭锁装置等未定期检查，安全装置失效。

2.2.8.3 特种设备使用伤害

特种设备是指涉及生命安全、危险性较大的锅炉、压力容器(含气瓶)、压力管道、起重机械等在其设计上具有特殊危险的设备。承压类特种设备包括锅炉、压力容器(含气瓶)、压力管道。机电类特种设备包括起重机械、场内机动车辆等。为了确保特种设备的使用安全，国家对其实施安全监察。

① 锅炉、压力容器主要危险、有害因素

如果锅炉、压力容器安全防护装置(安全阀、压力表、液位计等)失效、承压元件失效或承压元件失效，就会使其内部具有一定温度和压力的工作介质失控，可导致事故的发生。常见的锅炉、压力容器、压力管道失效有泄漏和破裂、爆炸。

① 泄漏是指工作介质从承压元件内向外漏出或其他物质由外部进入承压元件内部的现象。如果漏出的物质是易燃、易爆、有毒、有害物质，不仅可以造成热(冷)伤害，还可能引发火灾、爆炸、中毒、腐蚀或环境污染。

引起泄漏的主要原因有：焊缝存在缺陷、设备腐蚀严重、垫片老化、法兰变形、锅

炉水垢严重等。

②破裂、爆炸是承压元件出现裂缝、开裂或破碎现象。承压元件最常见的破裂形式有韧性破裂、脆性破裂、疲劳破裂、腐蚀破裂和蠕变破裂等。引起爆炸的主要原因有安全阀失效、焊缝存在缺陷、设备腐蚀严重、承压能力降低、锅炉严重缺水等。

③压力管道伤害

当输气压力管道若锈蚀、压力过高时，则可能发生压缩气体泄漏，扬起巷道积尘；压气管路如果积炭严重，则可能发生自燃、爆炸。

2. 机电类特种设备主要危险、有害因素

①起重机械伤害

大井沟煤矿原煤采用主斜井箕斗提升，下井材料、设备均采用副斜井轨道运输方式，由地面装卸经副斜井运至井下采掘工作面及各棚室。地面设备部设转载点、维修车间等处存在大量的起重设备，发生起重伤害的几率比较大。其危险因素主要表现为牵引链断裂或滑动件滑脱、碰撞、突然停车等，由此引发的事故常致损坏设备、人员伤亡等。

起重伤害的一般原因有以下几个方面：超载；牵引链或产品未达到规定要求；无证操作起重设备或作业人员违章操作；开、关失灵；不能及时切断电源，致使运行失控；操作人员注意力不集中或视觉障碍；不能及时停车；被吊物件体积过大；突然停电；起重设备故障等。

移动式起重设备（各种起重机）作业时由于基础不牢、超工作能力范围运行和运行时碰到障碍等原因造成的翻倒；超过工作载荷、超过运行半径等引起的超载；与建筑物、电缆线或其他起重机械碰撞；设备放置在凹坑处或下水道的上方，支撑架未能伸展，未能支撑于牢固的地面上，超载的基础损坏；由于视野限制、技能培训不足等造成的误操作；负载不稳或所吊土质脱落等。

②厂内机动车辆伤害

大井沟煤矿配备有自卸汽车、叉车、装载机、推土机等厂内机动车辆，其主要的危险、有害因素有：

视力和重物太快、超速驾驶、突然刹车、碰撞障碍物、在已有重物时使用前铲、在车辆前部有重载时下斜坡、横穿斜坡或在斜坡上转弯、卸载和在不适的路面或支撑条件下运行等引起的翻车；超过车辆的最大载荷；与建筑物、管道、堆积物及其他车辆之间的碰撞；楼板不牢固或承载能力不够造成的楼板塌陷；设备不合适造成载荷从叉车上滑落；电缆线短路、油管破裂、粉尘堆积或电池充电时产生氢气等，可能导致的爆炸或燃烧；动载车辆在运送可燃气体时，本身也有可能成为火源。在场区内行驶，主要车流、人流

平面交叉，易发生撞车、撞人事故。

因此，通过对大井沟煤矿机械设备危害分析来看，大井沟煤矿机械化程度高，机械伤害的主要类型如主斜井提升机事故、副斜井提升机事故、井下乘人架空系统提升事故，井下胶带和轨道事故，刮板输送机伤人事故，以及其他机械事故。特别是大型和重型采掘机械进入井下，机械对其操作者和周围人员造成伤害的可能性也很大。因此对工人进行细致的操作规程培训，使他们获得必要的操作技术能力，树立良好的安全意识，自觉遵守作业操作规程，是非常必要的。同时，进行必要的技术检查和维护，对暴露任何外露的转动部件都得到妥善的防护，也是预防该类事故发生的必要手段。有关资料表明，在操作机器、移动设备及在机械周围工作时以及矿井运输环节机械伤害事故发生率占伤残事故的第三位。

故评价认为机械设备的危害是该矿在建设期间的主要危险，有事故之一。

2.2.8.4 机械设备危害事故案例

国家能源集团宁夏煤业有限责任公司灵新煤矿“7·11”机电事故：

2020年7月11日22时43分左右，国家能源集团宁夏煤业有限责任公司灵新煤矿（以下简称灵新煤矿）061403综采工作面发生一起机电事故，导致1人死亡，直接经济损失1200000元（不含事故罚款）。

一、事故经过

2020年7月11日19时（后中夜），综采二队生产一班副班长马成兵主持召开班前会，安排当班19人在061403综采工作面正常组织生产，并进行了岗位分工，马成兵为支架组组长，负责工作面刮板输送机直线调整工作，当班跟班副队长是于洪滨。19时45分当班人员下井，20时20分到达061403综采工作面，接班时采煤机在机尾位置（工作面入口），20时46分开始下行割煤。22时43分左右，正在进行当班第四刀割煤，马成兵在工作面上口向下巡查时，发现前方78#支架泄压，走近发现有人被卡在78#支架上。经辨认是支架工马启彪，其胸部以上被卡在支架顶梁与电液控制器之间，马成兵对其呼喊，马启彪当时还有应声。马成兵立即闭锁了工作面设备，并通知跟班副队长于洪滨和支架工王军赶到现场，马成兵试图升起78#支架，发现无法动作，随后赶到的王军发现支架下立柱安全网脱落，把安全网装好后将支架升起，三人将马启彪救出，对其头部进行了简易包扎后抬至风巷，用简易担架经工作面小切眼、061403综采工作面机巷运至+985m水平车场，并用平板车运往地面。

二、原因分析

1、直接原因

吴新煤矿综采二队支架工马启彪在拆除 78# 支架下立柱安全阀时，在本架进行降架操作，导致液压支架下降，将其挤压致死，是本次事故的直接原因。

2、间接原因

(1) 支架工马启彪安全意识淡薄，对危险源辨识不清，违章作业，在拆除 78# 液压支架下立柱安全阀时，违反相关操作规程和作业规程规定，未采用邻架操作方式，未关闭 78# 支架进液截止阀和上下立柱截止阀，未进行本架闭锁，是造成本次事故的间接原因之一。

(2) 现场安全管理不到位，安全管理人员监督管理不严格，对现场存在的隐患未及时有效进行管控，是造成本次事故的间接原因之二。

(3) 安全教育培训工作不到位，吴新煤矿对从业人员培训实效性差，对培训效果缺乏有效跟踪监督，是造成本次事故的间接原因之三。

宁夏庆华韦二矿业有限公司“10·12”一般运输事故

2021 年 10 月 12 日 0 时 40 分许，宁夏庆华韦二矿业有限公司（以下简称韦二煤矿）110401 运输顺槽发生一起运输事故，造成 1 人遇难，直接经济损失 146.5 万元。

一、事故经过

2021 年 10 月 11 日 22 时 30 分，综采一队队长马红军主持召开了 10 月 12 日夜班班前会，安排当班在 110401 工作面正常作业，其中在 110401 运输顺槽，由贺新荣负责开皮带，吴红军负责运巷并清理皮带下浮煤，张利军为当班电工并监护运顺皮带运行及清理底皮带下的浮煤工作。10 月 12 日 0 时左右，夜班人员到达现场接班，当班副队长张百松和班组长对工作面及运巷进行巡查，因工作面地质构造复杂，顶板破碎，断层多，煤质松软易片帮，在刮板输送机前部有煤矸堆积现象，随后便通知将运输设备开起来，用采煤机刮扫浮煤。此时，张百松在带式输送机机尾处观察皮带和转载机运行情况，吴红军在 110401 皮带输送机压带装置（事故地点）附近清理浮煤。0 时 20 分左右，在压带装置距巷外前方 1 米处从上皮带滚落下一块矸石（300×400mm，成楔子状）落到底皮带上并滑到底皮带压带滚筒处，矸石斜尖插入到滚筒与带面间，因压带滚筒处巷道底板浮煤较多，与压带滚筒间距小于 200mm，造成矸石卡死在压带滚筒与底皮带之间，皮带受阻卡死，运行速度由 3.5 米/秒迅速降至 0。吴红军发现后，立即给贺新荣晃灯并喊停皮带，贺新荣接到异常信号后，便将皮带打点停机，随后便到晃灯地点查看，当发现皮带被矸石卡死的情况后，贺新荣便站在压带装置外侧用长钢钎撬矸石，没有撬动（此时当班电工张利军巡检到此处）。贺新荣便又用大锤砸矸石，因压带装置中间空间有限无法用力，

无法驱动。0时25分左右，张利军便到+1095m运输石门找到一把风镐带到压带装置处，接上风管处理卡石。压带滚筒装置框架宽度1400mm，矸石正好卡在滚筒中间，受压带装置框架和框架内四个滚筒间的皮带影响，站在框架外侧用风镐够不着矸石。0时40分左右，张利军便从巷道里侧钻入到框架内。头朝巷道上帮、脚朝巷道下帮、面向压带滚筒侧卧（左腿在前，右腿在后）在底皮带上用风镐处理矸石。皮带司机贺新荣在框架外侧观察。此时，因胶带输送机在底皮带压带滚筒处被矸石卡死并受上皮带上的煤矸自重影响，整条皮带的受力状况是：上皮带和自压带滚筒处向里的底皮带都处于受拉绷紧状态，自压带滚筒处向外（煤流方向）的底皮带处于松弛状态。当矸石被风镐砸碎时，（工作面方向）一侧张紧的底皮带在没有阻力后，弹性能量释放，瞬间就窜向机尾方向。将张利军的左腿自髋关节以下带入到压带滚筒与底皮带之间卡死。张利军将前部上身紧贴在压带滚筒侧面。张利军大声呼叫。贺新荣和闻声赶来的副队长贺红军想要将张利军拉出来，但因大腿被压带滚筒紧紧压死，拉不出来。皮带司机贺新荣使用随身携带的刀片准备割断皮带，因着急用力过猛把刀片折断。此时，跟班队长贺百松在机尾处见皮带迟迟不开，便赶出来查看情况，发现被压在滚筒下的张利军后，便立即向调度室和队长樊占军汇报，随后又立即上前询问张利军，但张利军此时已经出现意识模糊状态。运输队夜班班长马涛见110401工作面迟迟不出煤，赶到110401工作面查看。当赶到事故地点发现情况后，马涛立即将自己随身携带的刀递给皮带司机贺新荣。在将底皮带自压带滚筒处向里100cm处割断后，皮带松了劲，两人合力才将张利军拉了出来，但是发现张利军气息微弱进入昏迷状态。跟班队长贺百松立即组织从工作面出来的其他人员连同现场人员，制作简易担架将张利军抬出升井救治。

二、事故原因

1、直接原因

张利军左下腿、左侧髋部被带入到压带滚筒与底皮带之间卡死，造成机械挤压致其

2、间接原因

（1）安全防护装置不完善。110401综采工作面煤层赋存条件复杂，工作面23#-36#支架20m范围煤壁均是灰砂岩，在工作面推进时必然产生大量矸石；顺槽皮带压带装置处皮带运行时容易洒煤、落矸。此处虽设置了防护网，但不能有效阻挡上皮带上的矸石落入压带装置的底皮带。

（2）压带装置皮带作业空间不足。一是压带装置靠上帮侧空间狭小，仅能容一人勉强站立；二是底皮带下方的水窝浮煤未及时清理，底皮带托辊距巷道底板仅有不足

200mm空间。

(3) 安全风险管控存在漏洞。压带装置处未开展风险辨识及管控。未在作业场所张榜上墙。现场作业人员未意识到处理转动装置存在的风险；处理皮带卡研未向队长和调度汇报。处置随意。

(4) 安全大排查自查留有盲区、死角。110401工作面2021年8月30日正式回采，累计推进95m。但煤矿各级隐患排查和检查都对皮带压带装置处存在的风险和隐患意识到、检查到、消除掉。

2.2.9 高处坠落危害

高处坠落既包括从架子上、屋顶等处的高处坠落，也包括主、副斜井井筒、溜煤眼、煤仓等处的坠落。

2.2.9.1 高处坠落危害的后果

高处坠落可能造成人员的伤亡和设备的损坏。

2.2.9.2 造成高处坠落危害的主要因素

- 1、没有按要求使用安全带、安全绳。
- 2、使用梯子不当；
- 3、没有按要求穿防滑性能好的软底鞋；
- 4、高处作业时安全防护设施缺失；
- 5、工作责任心不强，主观判断失误；
- 6、使用安全防护装置不当，造成缺乏设备、设施进行作业；
- 7、作业人员违章大意、疲劳过度；
- 8、高处作业安全管理不到位；
- 9、缺少照明、溜煤眼不加格挡。

2.2.9.3 高处坠落的危险性分析

大井沟煤矿在建设过程中，井架、煤仓、大型建筑设施以及坠落基准面2m以上的建筑物均存在高处坠落的危险。由于矿井采用斜井开拓，在建井期间，斜井井悬吊设备均存在因钢丝绳旋转导致悬吊设备不稳固，造成吊盘上的设备、操作人员和物体坠落的可能性。同时这也是斜井开拓期间的主要安全隐患。另外，在建井或检修、安装设备时的疏忽大意，也可能造成设备、工具在斜井井筒中坠落而造成人员伤亡。

因此，高处坠落危害也是该矿在建设及将来投产后的主要危险、有害因素之一。

2.2.9.4 高处坠落事故案例

2008 年 6 月 15 日，马莲台煤矿发生一起高处坠落事故，事故造成一人死亡。

1、事故概括

2008 年 6 月 15 日，马莲台煤矿通知银川银重（集团）起重机销售公司来该矿安装主井驱动机房电动单梁起重机，银川银重（集团）起重机有限公司随即安排高伟作为该项目工程负责人，组织货源，当天就把电动单梁起重机送到马莲台煤矿，并告知煤矿，准备第二天安装该起重机。6 月 13 日，高伟带领白冰、白洋、张建宁等 3 人开始在马莲台煤矿主井驱动机房安装起重机。6 月 15 日 15 时，该单梁起重机已基本安装到位，进行调试，在调试过程中发现电机有故障，此时白冰在其重梁上做收尾工作，并让高伟便安排白冰去检查电机，白冰就拿着万用表去检查，当一只脚踩在电机上准备检测时，失足从 12 米高的起重机梁上坠落，头部受伤，高伟立即停止施工，把白冰送往中心区医院进行抢救，经抢救无效于当天 17 时死亡。

2、事故的直接原因

安装作业人员白冰在高空作业时，为佩戴安全带、没有系安全绳，失足从高空坠落。

3、事故的间接原因

①该工程项目负责人高伟，知道白冰在起重机上无防护措施，仍指挥其高空作业，而安装作业人员张建宁、白洋没有起到联保，对白冰无任何高空防护措施作业，没有给予制止；

②银川起重（集团）起重机有限公司作为该起重机的生产、施工安装方，安排该项工程安装工作 4 人施工，只有一人持有高空作业证，其他 3 人无证施工，也没有指派专人负责该工程的现场管理，也无专业技术人员现场监督；

③宁夏福源工贸有限公司马莲台煤矿对该矿工程施工没有履行正常的施工手续，没有将该工程纳入该矿的生产安全管理，没有派人对该安装工程进行监督检查，安全管理责任缺失。

2.2.10 职业卫生危害

根据职业病危害因素分类目录，大井沟煤矿共涉及职业危害因素六大类中的四大类，分别为粉尘类、化学元素、物理因素和其他因素。具体分别为生产性粉尘、有毒有害气体、噪声与振动、高温、低温、井下不良作业条件等六类。

2.2.10.1 生产性粉尘

详见本章第 2.2.5 小节，此略。

2.2.10.2 中毒、窒息

一、中毒、窒息有害因素分析

煤矿生产引起中毒窒息的因素主要为：

①煤体瓦斯、爆破产生的炮烟和其他有毒、有害气体。爆破形成的炮烟是造成人员中毒的主要原因之一。炮烟中毒主要是通风不畅和违章作业；

②其他有毒、有害气体如：硫化物、 CO_2 及有机烃类气体。开采过程中遇到的溶洞、采空区、巷道中存在的有毒、有害气体，爆炸或火灾产生的有毒烟气等。当煤矿井防灭火采取注氮时，如果 N_2 泄漏扩散至作业点也有可能造成人员窒息事故的发生。

窒息危害事故案例

2009 年 12 月 9 日，宁夏梅花井煤矿筹建处封闭采空区作业时发生一起事故，造成 2 人死亡，2 人受伤。

1、事故概括

2009 年 12 月 9 日，梅花井煤矿 6 名早班施工人员在 1201 工作面第 11 号机轴联络巷约 4 米处进行打密壁作业，12 时 45 分，2 名正在密壁内施工的人员突然晕倒，4 名在密壁外作业人员发现后立即实施互救。营救过程中，2 名晕倒人员感到窒息难受，迅速撤至联络巷下口。12 时 49 分，4 名撤出的工人经作调息后，与该联络巷下口附近的机电排水人员一道，再次对晕倒在密壁内的 2 名施工人员进行施救，并在 13 时和 13 时 40 分别将两人救出并送往医院。由于抢救无效，两人当日 15 时死亡。

2、事故原因

事故的原因是 1201 联络巷通风漏风，造成作业地点通风不畅。另外，该工作面采用采空区埋管注氮，发生氮气火灾。由于对采空区内高浓度氮气检查不到位，致使采空区高浓度氮气扩散至作业地点，造成密壁内 2 名施工人员缺氧窒息死亡。

有毒有害气体

煤矿井内有毒、有害气体有：瓦斯（ CH_4 ）、一氧化碳（ CO ）、二氧化碳（ CO_2 ）、二氧化硫（ SO_2 ）、二氧化硅（ SiO_2 ）、硫化氢（ H_2S ）等。这些气体的浓度超过限量时，能使人中毒、窒息和死亡，有的还能发生爆炸。

1、瓦斯（ CH_4 ）：瓦斯主要来源于煤体和围岩中，大井沟煤矿瓦斯主要来源于煤层之中。它能燃烧、爆炸，使人窒息死亡。瓦斯爆炸的破坏力极大，爆炸后产生大量的一氧化碳，造成人员一氧化碳中毒；还可能引发煤尘爆炸和矿井火灾，导致人员伤亡，设备、设施破坏，进一步扩大灾害。瓦斯在空气中爆炸浓度一般为 5%~16%。根据检测结果，按照《煤矿安全规程》瓦斯防治规定，采取相应的安全措施进行处理。

2、一氧化碳(CO)：主要来自采掘工作面爆破、火灾、瓦斯煤尘爆炸及煤层自燃。该气体可使人因缺氧引起中毒、窒息和死亡。一氧化碳致命性的中毒浓度大于 0.4%，安全浓度应小于 0.0024%。

3、二氧化碳(CO_2)：主要来自于有机物的氧化、煤和岩体的缓慢氧化、爆破作业、人员呼吸以及矿井与碳酸盐岩石的分解。在爆破、井下火灾、煤炭自燃、瓦斯和煤尘爆炸时，也能产生大量二氧化碳。该气体常积聚于巷道的底部，不助燃，能使人窒息，略有毒性，对人的呼吸有刺激作用。当二氧化碳浓度达到 1% 时，人的呼吸有紧迫感；浓度达到 5% 时，呼吸感到困难，同时有耳鸣、血液流动加快的感觉；浓度达到 10%~25% 时，人将中毒死亡。

4、氮氧化物(NO_x)：主要来自于采掘工作面爆破剂产生的废气，它有强烈毒性和刺激性，能和水生成硝酸，对肺组织起破坏作用。当二氧化氮浓度达 0.006% 时，可使人咳嗽、胸部发痛；浓度达到 0.01% 时，人将剧烈咳嗽、呕吐、神经系统麻木；浓度达 0.025% 时，将使人短时间死亡；浓度小于 0.00025% 为安全浓度。

5、二氧化硫(SO_2)：主要来自含硫矿物的氧化、自燃。在含硫矿层中进行爆破、硫化矿尘的爆炸、井下电缆及胶皮类燃烧也会产生二氧化硫。它有强烈毒性，与眼、呼吸道的湿表面接触后能形成亚硫酸，对眼睛和呼吸道有强烈腐蚀作用，能引起肺水肿。当浓度达 0.002% 时可引起眼红肿、流泪、喉痛、头痛；浓度达 0.05% 时，可引起急性支气管炎、肺水肿，并使人在短时间内死亡，其安全浓度应小于 0.0005%。

6、硫化氢(H_2S)：主要来自含硫有机物腐烂、硫化矿物水解。它具有强烈毒性，能使人血液中毒、昏迷、窒息以及呼吸系统有强烈的刺激作用。当浓度达 0.01%~0.015% 时，人将流眼泪及水鼻涕，呼吸困难；浓度达 0.02%~0.05% 时，眼睛、鼻、喉膜受强烈刺激，头痛、呕吐、四肢无力；浓度达 0.05% 时，半小时内人将失去知觉、痉挛，甚至死亡；浓度达到 4.3%~4.6% 时，有爆炸危险性。安全浓度应小于 0.00066%。

三、造成人员中毒、窒息的原因

1、违章作业。如爆破后通风时间不足就进入工作面作业；人员没有按要求撤离到不会发生炮烟中毒的巷道等；

2、通风设计不合理。风量不足，通风时间过短，风流短路，独头巷道掘进时没有局部通风等；

3、警戒标志不合理或没有标志。人员意外进入通风不畅、长期不通风的盲巷、采空区、棚室等；

4、瓦斯异常涌出。突然遇到大量瓦斯或含有大量窒息性气体、有毒气体地质构造，

大量窒息性气体、有毒气体涌到采掘工作面或其他人员作业场所，人员没有防护措施；

3、意外情况。人员意外进入炮烟污染区并长时间停留；意外停风等。

四、中毒、窒息场所

大井沟煤矿可能发生中毒、窒息的场所主要有：爆破作业面，炮烟流经的巷道，炮烟进入的硐室、盲巷，通风不良的巷道，采空区等地点；地面有毒有害气体存在的部位有矿灯房、锅炉房、电焊作业场所。

五、食物中毒

食堂如果采购和食用腐烂变质过期的食物，易造成食物中毒。

2.2.10.3 噪声与振动危害

1、工业噪声的危险有害因素辨识

凡是使人感到讨厌和烦躁的声音统称为噪声。噪声除引起职业性耳聋，还可以引起神经衰弱、心血管疾病及消化系统等疾病的高发；同时，还可以引起神经衰弱、心血管疾病及消化系统等疾病的高发，可使操作人员的失误率上升，严重时会导致事故发生；噪声还污染环境，特别强烈的噪声还能损坏建筑物、影响精密设备的正常运行。

2、大井沟煤矿噪声与振动的来源

在煤矿生产过程中，噪声与振动主要来源于气动凿岩工具和由风管、汽管中介质的放空、节流、排气、漏气而产生的空气动力噪声；设备在运转中的振动、摩擦、碰撞发生的机械噪声和电动机等电气设备的电磁辐射噪声。

产生噪声和振动的设备和场所主要有：各装卸载点，空气压缩机房，通风机房，水泵房，锅炉房等风机，爆破作业场所，凿岩设备和凿岩工作面，运输设备和设备通过的巷道，装岩机卸岩作业场所，机修车间的电动设备以及坑木加工房的电锯、磨锯机等也会产生大量的偶发性噪声。

噪声作业危害程度的分级评价可按照表 2.2-1 进行。

表 2.2-1 噪声作业危害程度分级评价表

昼间 时段 dB (L)	声级范围 dB (A)										
	≤85	88	91	94	97	100	103	106	109	112	≥112
0~2											
2~4		0		I		II		III			
4~6											
6~8											

附注：表中 5 个噪声危害级别中，0 级为安全作业，I 级为轻度危害，II 级为中度危害。

害，III级为高度危害，IV级为极度危害。

2.2.10.4 冰冻

大井沟煤矿地处西北，为中温带半干旱大陆性气候，冬季寒冷漫长，夏季酷热，冷热多变，昼夜温差悬殊。据宁夏气象资料，最高温度7月份，平均为 26°C ；最低气温1月份，平均为 -9°C ，昼夜温差大；降雨多集中在7、8、9月，年平均降雨量为 $250\sim 300\text{mm}$ ，年蒸发量 2000mm 以上，无霜期约在4月上旬至10月底。区内冻土厚度 $0.6\sim 0.8\text{m}$ 。其冬季结冰地点：

1. 井口、井筒；
2. 主扇风机；
3. 煤场、生产系统的钢结构架；
4. 输变电路导线。

冰冻将危害、危及人员和设备、设施的安全，一旦结冰影响矿井安全供电，可能造成矿井停电。另外，冬季施工期间也易出现路面结冰，而致车辆坠路伤人，需引起矿方重视。

2.2.10.5 热害

一、热害的影响

1、对人体造成伤害，直接危害职工的身心健康。高温、高湿达到一定程度超出人体承受能力，就会严重伤害职工身体，引发疾病；

2、造成出勤率低，工作效率低下，严重影响各项生产指标的完成，尤其掘进单进水平无法提高，影响生产。中国的高温矿井统计：矿内工作面风流温度超过标准 1°C ，工人的体力劳动效率将降低 $6\sim 8\%$ ；

3、井下环境恶劣，使得指标完成差，职工收入低，导致队伍不稳定，难于管理和组织。

二、大井沟煤矿热害分析

根据《可研报告》，井田的地温梯度值在 $1.30\sim 2.19^{\circ}\text{C}/100\text{m}$ ，平均为 $1.71^{\circ}\text{C}/100\text{m}$ ，小于 $3^{\circ}\text{C}/100\text{m}$ ，属于地温正常增温区，只有在井田十七煤的深部存在小面积一级热害区，煤层热害区面积 0.27km^2 。十七煤为高硫煤，目前按照政策要求不具备开采条件，因此本矿井开采暂不考虑矿井热害防治措施。

2.2.10.6 采光照度不良

大井沟煤矿井下巷道、硐室、作业场所等地点，由于采光照明不良，影响作业人员的视野，损坏视力，造成判断失误，发生事故。

通过上述分析，职业卫生危害也是该矿主要的危险、有害因素之一。

2.2.11 其它危险、有害因素

另外，井下存在集中运输上山、轨道上山、回风上山等倾斜巷道，在掘进、检修、安装设备时疏忽大意，也可能造成人员在倾斜巷道中摔倒，造成滚落伤人的危险。

2.2.12 选煤厂危险有害因素分析

选煤厂是采用一系列工艺环节、众多机械设备、电气设备和控制系统对煤炭加工处理的组织，涉及的厂房多、环节多、设备多，输送管路复杂，因此，选煤厂存在的危险源种类多，分布复杂，隐蔽程度高，在危险源辨识上，存在较大难度。由于选煤生产是一个连续过程，生产工艺一环紧扣一环，任何一个连续环节，其生产都无法正常进行。

现就选煤厂几大危险因素进行分析：

一、机械伤害：

选煤厂的机械伤害事故，主要是由人的违章操作、违章操作造成的。常见的因素有：

- 1、违章操作，穿戴不符合安全规定的服装进行作业；
- 2、机械设备安全防护装置缺失或损坏、被拆除等，导致事故发生；
- 3、操作人员违章作业或疏忽大意，身体进入机械危险部位；
- 4、在检修和作业时，机器突然被别人随意启动，导致事故发生；
- 5、在不安全处机械上逗留、休息，导致事故发生；
- 6、安全知识上存在不足。

具体如下：

- 1、工人体体与运动部件接触而被擦伤；
- 2、肢体拌卷到机器轮子、运输皮带而造成人员伤亡；
- 3、由于机械设备制造上的缺陷（如强度不够、刚度不够、制动器及控制器缺陷等）而发生机械设备失控、部件脱落而造成人员伤亡。

二、煤尘爆炸及煤尘职业病伤害：

煤尘爆炸及煤尘职业病伤害事故危害的产生原因主要有：

- 1、选煤厂生产过程中的各个环节，如皮带运输、装运、破碎等，都会产生大量的矿尘（煤尘）；

2、产生大量的煤（岩）尘，若无有效的洒水降尘及通风排尘措施，将引起煤尘爆炸的重大事故发生；

煤尘爆炸及煤尘职业病伤害危害的后果：

1、作业人员长期吸入含尘空气，矿尘进入人的呼吸系统而使肺部组织逐渐发生纤维性病变，导致尘肺病；

2、矿尘中的煤尘具有爆炸性，在一定条件下可能发生爆炸，直接造成人员伤亡和财产损失。

三、浅槽分选设备电器伤害事故：

选煤厂的设备电器伤害事故危害的产生原因主要有：

- 1、不填写操作票或不执行监护制度，使用绝缘不合格的电气工具；
- 2、线路或电气设备工作完毕，未办理工作票终结手续，就时停电设备恢复送电；
- 3、在带电设备附近进行作业，不符合安全距离或未采取防护措施；
- 4、跨越安全围栏或超越安全警戒线，工作人员误碰带电设备；
- 5、电气线路或电气设备在设计、安装上存在缺陷，或在运行中缺乏必要的检修、维护，使线路磨损、压破绝缘层使外壳带电，设备缺少漏电保护等防护装置；
- 6、绝缘胶鞋破损透水，作业人员赤脚或工具碰触带电设备或线路上；
- 7、缺少标志或标志不明致误；
- 8、工作人员擅自扩大工作范围；
- 9、使用电动工具金属外壳不接地，不戴绝缘手套；
- 10、电气作业中架空管线存在漏洞，没有必要的安全组织措施；
- 11、没有采取必要的安全技术措施，或安全措施失效。

电击事故后果如：

- 1、电气设备内部绝缘损坏，保护监测装置失效；
- 2、人员触电死亡；
- 3、供电系统损坏，引起其他机械事故发生，造成人员伤亡。

四、厂房内高空作业伤害：

厂房内高空作业伤害事故危害的产生原因主要有：

- 1、没有按要求使用安全带、安全帽；
- 2、使用梯子不当；
- 3、没有按要求穿防滑性能良好的软底鞋；
- 4、高处作业时安全防护设施损坏；

- 5、工作责任心不强，主观判断失误；
- 6、使用安全保护装置不完善或缺乏设备、设施进行作业；
- 7、作业人员疏忽大意，疲劳过度；
- 8、高处作业安全管理不到位。

高处坠落危害的后果：

- 1、高处坠落可能造成人员的伤亡和设备的损坏。

五、噪声伤害：

噪声伤害事故原因及后果分析与煤矿相同，内容见本章节矿井部分。

通过对选煤厂工艺的了解以及选煤厂事故的收集，评价认为选煤厂危险源种类比较齐全，包括机械类、电气类、物质类、火灾类、高出坠落及爆炸类等。皮带运转、破碎机、带式输送机等，人员操作不当或防护不到位等都会造成机械伤害。车间外接用电路，临时增加负荷造成损坏设备或漏电伤人事故。油库、车库有明火会引起火灾事故；拆接电焊机时，电焊机及电缆本身存在隐患引起短路、爆炸伤人等。因此，评价认为惠安矿井选煤厂的机械类、电气火灾类危险源为该选煤厂的重要危险源，爆炸类、辐射类、物质类、高出坠落等危险源为该选煤厂的主要危险源，粉尘、噪声、有毒有害气体等危险源为该选煤厂的一般危险源。

事故案例：

选煤厂刮板运输伤人事故

2006年5月8日20时50分，惠安宁夏煤业集团公司灵武矿区选配煤中心主厂房四楼筛分车间职工处理故障时，发生一起运输事故，死亡1人。

一、事故经过

2006年5月8日12时40分，筛分车间副主任刘占荣、跟班工长马振东主持召开了共有20名职工参加的班前会，会上向各班组交待了任务，各班组对职工进行了分工，同时交待了安全注意事项。其中安排李金国值守主厂房四楼原煤配筛刮板机，李海成巡检主厂房三楼701皮带及筛分设备。

20时05分，李金国向调度室集控主站汇报：2301东刮板机刮板掉链，要求集控主站打到就地控制状态，减少给煤量运行，等待维修。集控员张红霞将2301东刮板机打到就地控制状态后，通过对讲机指示保运车间值班工长黄建平带钳工前往检修。值守人员李金国现场停止2301刮板机后，前部的142、138、139皮带及给煤机全部停车。20时16分，四楼值守员李金国发现全线停车影响生产，在没有认真检查设备和人员在位的情况下，通过电话通知集控员张红霞启车。在此之前，主厂房三楼筛分车间701皮带及筛

分设备的巡检工李海成已前往四楼协助李金国检查设备运行状况，发现 2301 东刮板机 3 号闸板下料槽仓口已被堵塞。在没有通知任何人的情况下自己上到 2301 东原煤配筛刮板机上进行捅仓。20 时 20 分，李海成正在进行捅仓口的过程中，集控员张红霞将 2301 东刮板机启车后立即想到刚才已通知保运车间黄建平去维修刮板机，立即又将 2301 东刮板机停机。就是在这启车、停车的瞬间，将站在刮板机上捅仓的李海成拉倒，被刮板机刮板拉至刮板机上部滑道与横梁之间挤压胸部，随后正在四楼作业的黄建平、李金国、毛万银发现后立即将李海成从刮板机中拉出并抬至主厂房一楼门口，并送往医院，李海成因伤势过重，经抢救无效死亡。

二、事故原因

（一）直接原因

1、当班作业人员安全意识淡薄、自主保安意识差。部分车间巡检工李海成在未采取任何安全措施和未通知任何人监护的情况下，自己站在刮板机上捅仓口，违章作业，是造成事故的直接原因之一。

2、主厂房四楼值守人员李金国在通知开机前未检查设备状况和人员在位的情况下，擅自向集控员发出开机指令，违章指挥。开机时也没有离开操作岗位，以便及时停止刮板机运行，是造成事故的直接原因。

（二）间接原因

1、职工安全教育培训工作不到位。由选配煤中心配合北京富力通公司施工的选配煤中心二期集控系统于 5 月 29 日 14 时投入一期集控系统，在调试、试运行过程中，现场的操作人员及调度集控员没有对集控系统有效的学习培训，对生产环节和集控系统了解不够，造成误传指令，刮板机误启动，是造成事故的间接原因之一。

2、设计施工管理存在漏洞。原煤配筛 2301、2302 刮板机设计存在缺陷，刮板机链条张紧不够，经常断链、掉链，停机率比较高，仓口小，容易堵仓，且刮板机的三个下料仓口都未安装捅仓平台和防止捅仓人员掉入刮板机的防护栏；一、二期集控系统并网后集控系统有缺陷，无设备就地停机闭锁功能、预警信号和监控系统不完善等。这些安全隐患长期存在或已经暴露出来，但都未得到及时处理，是造成事故的间接原因之二。

3、中心管理混乱，有关制度不健全，安全技术管理存在漏洞。中心没有建立起岗位责任制、工种操作规程和技术措施等相关的规章制度。新的集中控制安装投运前未编制相应的操作规程和具体的操作指令，调整系统未制定相关的安全技术措施，是造成事故的间接原因之三。

皮带着火事故

2004 年 2 月 4 日，灵新煤矿洗选车间发生一起皮带着火事故。

一、事故经过

2 月 4 日早 8 时 15 分左右，矿调度室接到电话报告，说洗选车间皮带走廊上方有明显烟雾。随后车间集控室集控员也通过电话向矿调度室汇报说：201 皮带走廊出现烟雾，且有明显的胶皮味。部分烟雾弥漫车间，并有主皮带进入井下，皮带司机马世凤已将皮带停机。矿调度员接到汇报后，首先通知洗选车间停电及一采区井下车人，立即迅速向矿有关领导电话汇报此事。此事矿保卫科科长袁金才、经警何志刚也将洗选车间方向有烟雾，便立即赶到现场。看见 133 皮带着火，马上向矿调度室和矿区消防队报告。矿有关领导、矿安重处有关人员及矿区消防大队接到汇报后，立即赶到事故现场，利用车间和消防栓、灭火器配合消防大队共同灭火，至 8 时 40 分左右，经矿领导及消防队共同勘查后，确定火势已完全扑灭。

二、事故原因

1、133 皮带着火点位于 133 皮带机尾向上约 40 米处。火灾先由底皮带燃起，底皮带断裂后，因皮带机尾张紧装置作用及自重张力作用，底带下滑至机尾坑内，上皮带为自然燃烧状态。因皮带走廊通风系负压，是有机尾向机头，加之火风压作用导致火源趋向皮带机头方向，直至烧毁所有皮带。

2、导致皮带着火火源：2 月 3 日 14 时返煤停机后没有及时清理洒落在皮带下方的着火煤，从 2 月 3 日 14 时到发生事故的 18 个小时内，车间有关人员均未到过 133 皮带进行巡视，导致着火煤在风压作用下发火。

3、洗选车间 133 皮带司机安排不合理，返煤期间既负责 201 皮带机尾又兼顾 133 皮带机头，致使 133 皮带机尾无人看管，造成 133 皮带走廊内的浮煤及着火煤得不到及时清理。

4、133 皮带在长达 18 个小时不返煤的时间内，车间干部及当班班长均无一人对其进行巡查。

5、由于该处防灭火水管冷冻结冰，致使 3 万吨煤仓内的着火煤经过 129 和 130 皮带期间无法灭火，造成带有火源的煤直接放入 133 皮带。

破碎机伤人事故

一、事故经过

1994 年 1 月 31 日 15 点 20 分，王台铺矿洗选厂原煤车间检修组长张文明安排李根印及有关人员补焊 10[#]破碎机，并吩咐李根印把 6[#]、10[#]控制箱闭锁。停机后，李亲自闭

锁了10#控制箱，其他人员闭锁了上方6#控制箱。李根印正准备补焊时，司机李建忠见他们还没有作业，便对李说：“我先试一下车，你们再干。”李根印他们同意后，司机解了锁，试完车。李根印见6#岗司机走后，便开始电焊作业。李先在破碎机外焊了一阵，觉得不方便，于时就钻进破碎机里去焊。此时，控制室按正常程序进行开车，10#破碎机启动，同班工人发现，立即将破碎机的闭锁键按下，就在此一开即停的瞬间，李已被挤住胸部致死。

二、事故原因

1. 李根印安全意识不强，在接班司机试车后，没有认真检查确认破碎机是否闭锁就作业，而且是在破碎机的齿滚上作业，这是严重的违章行为，也是造成事故的根本原因；
2. 在场人员没有起到监护作用，也是事故发生的重要原因之一；
3. 单机检修、停机、停电和检修措施不完善，制度不健全，总控制室并不知道哪些部位在停机检修，因此仍在按正常程序试车。虽不是司机的责任，却是事故的直接和主要原因之一，这个责任是管理不善的结果。

2.3 危险、有害因素结论

2.3.1 矿井危险、有害因素结论

根据以上危险、有害因素识别与分析，评价组对大井沟煤矿在矿井建设过程中存在的危险、有害因素进行了危险源辨识，得出以下结论：

重大危险有害因素：火灾危险、爆炸自然发火、煤尘爆炸危险性。

一般危险有害因素：高处坠落危害、冒顶片帮、瓦斯危害、爆破危害、机械设备危害、电气危害、职业卫生危害（生产性粉尘、毒物、噪声与振动、低温、井下作业条件不良等）及其它危险有害因素。

2.3.2 选煤厂危险、有害因素结论

根据以上危险、有害因素识别与分析，评价组对大井沟矿井选煤厂在建设过程及投产后存在的危险、有害因素进行了危险源辨识，得出以下结论：

主要危险源：机械设备危害、煤尘爆炸、电气危害、高处坠落危害、火灾、职业卫生危害（生产性粉尘、噪声与振动、冰冻、采光照明不良等）及其它危险有害因素。

第三章 类比工程评价分析

3.1 类比工程的选择原则

类比工程利用类比原理进行安全预评价分析,是经常使用的安全评价分析方法之一,它可以由一种现象推定另一种现象;对建设工程的预评价,选用与其类似的已有工程资料、数据对其进行评价;还可以依据已掌握的实际统计资料,采用科学的估计推算方法得到基本符合实际所需资料,以弥补调查统计资料的不足。

为了提高类比工程评价法的可靠性、准确性,要正确选择类比对象。类比工程选择原则是:选择的类比工程要尽可能与被评价项目在生产环境、作业条件、自然条件、地质构造、煤层赋存等情况相似。煤矿应选择井下开拓、开采方式、通风系统等方面尽可能相同或相似。对用作类比推理的资料要注意类比双方的技术程度和资料获得的条件。

3.2 类比工程数据资料来源

大井沟煤矿建设项目安全预评价类比工程主要利用了下述技术文件中的相关数据资料:

- 1、类比煤矿的地质资料、初步设计、作业规程、规程等技术资料;
- 2、评价组搜集类比煤矿其他相关资料。

3.3 类比工程主要危险、有害因素的存在场所

根据现场调查及资料统计分析,类比工程主要危险、有害因素的存在场所如表3.3-1所示。

表3.3-1 类比工程主要危险、有害因素存在场所

序号	危险、有害因素	类比对象危险有害因素存在场所	备注
1	火灾、爆炸	采掘工作面、采空区、盲巷及硐室等通风不良处	以回采工作面上隅角为主
2	煤尘灾害	采掘工作面、井下施工产生点、装运转载点	采掘工作面、地面生产系统、储煤仓、储煤场
3	水灾	采掘工作面、采空区、巷道、硐室、地面厂房、仓库、现场、矸石山	以采掘工作面、采空区、地面现场为主
4	矿井水灾	采掘工作面、井底车场、巷道、井下泵房、水仓、采掘工作面、排水系统、采空区、钻孔、地质构造带、地面工业场地洪涝	采掘工作面、井下巷道、地质构造带、地面工业场
5	冒顶、地压灾害	采掘工作面、巷道、硐室	采掘工作面、井下巷道
6	爆破灾害	采掘工作面、井下爆破作业点、井下爆破材料库	爆破材料运输环节、采掘工作面、爆破作业点
7	提升危害	主斜井、副斜井、回风立井井筒、提升设备	提升设备、主斜井、副斜井、回风立井井筒

序号	危险、有害因素	类比对象危险有害因素存在场所	备注
8	运输危害	井下运输巷道、地面运输系统	胶带输送机、轨道运输、电机车、无极绳牵引车
9	电气危害	采掘工作面、井下机电硐室、井下变电所、地面变配电及用电场所、供配电线路	采掘工作面、变配电及用电场所、供配电线路
10	机械设备危害	机械设备安装处	机械设备安装、运行
11	锅炉、压力容器危害	地面锅炉房、井下移动空气压缩机、压力管道	空气压缩机、锅炉
12	高处坠落、物体打击危害	斜井井架、二平台、井筒、吊盘、煤仓、地面生产系统、排矸系统	以井架、二平台、吊盘为主
13	职业健康卫生危害		
①	噪声危害	地面通风机、锅炉房、木工房、采掘工作面、井下局部通风机、运输巷道、地面生产系统	采掘工作面、木工房、地面生产系统、通风机房
②	有毒有害气体危害	盲巷、采掘工作面、采空区、通风不良巷道、回风巷、硐室	采掘工作面、回风巷、采空区、盲巷
③	冰冻危害	进风井筒、地面建筑、高压输电线路	以井筒、井架为主
④	淹溺危害	吸水井、地面水池	吸水井、地面消防水池

3.4 应用类比工程数据的适用性研究

1、把西段泉煤矿一号井收集的数据与铁锅石大井沟煤矿新建项目进行对比、分析研究，类比数据见表3.4-1所示。

表3.4-1 类比工程地质资料适应性研究

序号	类比项目	铁锅石大井沟煤矿	西段泉煤矿一号井	类别程度
1	井田面积 (km ²)	12.12km ²	12.12km ²	相似
2	煤系地层	太原组、二叠组、大青沟组	太原组	相似
3	首采煤层	5 煤层	3 煤层	相似
4	围岩性质	泥灰岩、泥岩、粉砂岩、粉砂质泥岩	泥质粉砂岩、粉砂岩	相似
5	底板岩性	泥岩、粉砂岩、粉砂质泥岩	泥质粉砂岩、炭质泥岩、炭质粉砂岩及中砂岩	相似
6	地质构造复杂程度	层状岩类中等型矿床	中等复杂型矿床	相似
7	地质倾向 (°)	25°~35°	10~30°	相似
8	矿井生产规模 (Atp/a)	0.6	0.9	不同
9	采煤工作面个数 (个)	1	1	相同
10	采煤方法	走向长壁一次采全高综采采煤法	走向长壁一次采全高综采采煤法	相同
11	主井提升设备	胶带输送机	胶带输送机	相同

序号	类比项目	大井沟煤矿	四股泉煤矿一号井	类别程度
12	井下煤炭运输设备	胶带输送机	胶带输送机	相同
13	辅助运输设备	矿车	矿车	相同
14	矿井瓦斯等级	低瓦斯矿井	低瓦斯矿井	相同
15	煤尘爆炸性	煤尘有爆炸危险性	煤尘有爆炸危险性	相同
16	煤层自燃倾向性	自燃,不易自燃	不易自燃	相同
17	水文地质类型	简单	简单	相同
18	井田开拓	斜井开拓	斜井开拓	相同
19	通风方式	中央并列抽出式	中央并列抽出式	相同
20	冲击地压	无冲击地压	无冲击地压	相同
21	热害	属于地温正常增温区,只有在井田十七煤的深部存在小面积一级热害区,煤层热害区面积0.27km ² ,十七煤为高硫煤,目前按照设计要求不具备开采条件	无高温热害区	相似
22	气象	半干旱半沙漠大陆性气候	半干旱半沙漠大陆性气候	相似
23	裂隙塌陷	无裂隙塌陷	无裂隙塌陷	相同
24	企业性质	民营企业	民营企业	相同

选取四股泉煤矿一号井为大井沟煤矿的类比对象,可比性较强,对比数据也比较具体和详细,类比结果具有可信性。对于新矿井在建设期间,各系统防治灾害的安全技术措施因地质、水文条件等变化而在进一步补充之中而针对性不强。因此在下一步编制初设计和安全专篇时,建议设计方应深入四股泉煤矿一号井现场,充分了解矿井在建设过程中易出现的风险和隐患,从而做到防患于未然。

4.3 适用性研究,评述

大井沟煤矿设计生产能力为0.60Mt/a,该矿属低瓦斯矿井,煤尘有爆炸危险性,煤层属可燃、不易自燃煤层。矿井水文地质类型简单,采煤工艺为综合机械化采煤,即采煤机落煤、可弯曲刮板输送机运煤、转载机将煤转载至顺槽胶带机上,液压支架对工作面顶板支护,实现落煤、运煤、支护、顶板管理全过程机械化,井下主要运输为胶带机运输,辅助运输为轨道运输的方式。

其类比对象为四股泉煤矿一号井,原因如下:

四股泉煤矿一号井设计生产能力为0.9Mt/a,属低瓦斯矿井,煤尘有爆炸危险性。地

质构造、煤层赋存、地质构造复杂程度等情况相同或相似，在制定地质灾害预防方面的措施借鉴性较强。另外两矿在开采工艺、通风方式以及辅助提升运输等方面与相同。故选取西股泉煤矿一号井作为大井沟煤矿的类比对象是合适的，在制定安全技术措施上可比性较强。

通过对大井沟煤矿新建项目与西股泉煤矿一号井资料的对比分析和研究显示（见表3.4-1）：大井沟煤矿与西股泉煤矿一号井地质条件相似，作为类比，西股泉煤矿一号井在地质条件方面符合其选择原则。作为类比矿井，目前为生产矿井，其较为健全的管理制度和危险、有害因素所采取的对策措施对大井沟煤矿有很好的借鉴作用。

矿井采煤方法为走向长壁后退式全部垮落法。矿井开采方法（工艺）、辅助运输方式相同。作为类比，西股泉煤矿一号井在开采方法（工艺）、井下运输方式方面符合其选择原则，所以大井沟煤矿新建项目安全预评价选择西股泉煤矿一号井开采方法（工艺）、井下辅助运输方式方面类比工程是适宜的。而作为类比矿井，西股泉煤矿一号井目前为生产矿井，其在开采、井下运输方面较为健全的管理制度和危险、有害因素所采取的对策措施对大井沟煤矿有很好的借鉴作用。

（1）防治矿井水害

西股泉煤矿一号井为水文地质条件复杂的矿井。一号井在建井期间，在井巷施工过程中接近含水岩层前，采取先探后掘措施进行超前探水工作。同时，收集井下涌水量数据，对比丰雨季节以及非丰雨季节井下涌水量变化，修正矿井的正常涌水量与最大涌水量。同时按照要求对主排水系统及时进行动态监测，对低效率的水泵进行维修，保障了排水系统的稳定可靠。

评价认为，在编写《初步设计》和《安全专篇》时可以借鉴西股泉煤矿一号井在建井期间所采取的措施，采用各种勘探手段，收集调查探放水情况，提供可靠依据和制定针对性的防治水措施。该矿在建井和生产建设过程中，应根据实际情况制定切实可行的安全技术措施。必须坚持“预测预报、有疑必探、先探后掘、先治后采”的基本原则，采取“防、堵、疏、排、截”综合防治水措施，防止矿井透水事故的发生。

（2）防治矿井火灾

西股泉煤矿一号井主要可采煤层的自燃倾向性为容易自燃，因此矿井所面临的火灾危害主要是内因火灾。在防治内因火灾方面，西股泉煤矿一号井通过采取束管监测、注氮、灌浆防治，同时提高回采工作面的推进速度，在建井及生产期间防治火灾安全技术措施得力。

该矿煤层为自燃-不易自燃，评价认为下一步编写《初步设计》和《安全专篇》时在

借鉴四股泉煤矿一号井防治火灾的部分安全技术措施。但需要指出的是，由于大井沟煤矿井田内可采煤层顶底板岩性多为泥质灰岩、泥岩、粉砂岩、粉砂质泥岩，岩石强度属易软化的软弱类岩石，顶板较破碎，在回采过程中应提高推进速度，加强通风管理，减少采空区的漏风。

(3) 防治矿井煤尘

四股泉煤矿一号井开采煤层的煤尘有爆炸性，在建井、生产过程中该矿建立了完善的防尘供水系统，对产生煤（岩）尘的地点应采取综合防尘措施和预防及限制煤尘爆炸的措施，如首先在采煤过程中通过采煤机上的喷雾装置降尘，其次在采煤工作面、转载点、以及煤仓口等处设置洒水降尘设施，合理配风，同时定期冲洗巷壁，防尘措施有效。在预防煤尘爆炸方面，主要通过风机两巷以及主要运输大巷设置隔爆水棚，杜绝明火作业等。在建井与试运转期间未发生一起煤尘事故。

评价认为大井沟煤矿在下一步编写《初步设计》和《安全专篇》时可以借鉴四股泉煤矿一号井防治煤尘的安全技术措施，使设计更具有针对性，做到防患于未然。

(4) 顶底板管理

四股泉煤矿一号井可采煤层顶板多为粉砂岩、砂质泥岩及中细粒砂岩，岩石强度属易软化的软弱类岩石。煤层底板属中硬类泥岩，局部地段可能易发生矿山工程地质问题。为预防片帮冒顶事故，在采空区及巷道两帮风化带采用混凝土块砌碛支护，主要大巷采用锚网喷支护方式，回采工作面采用钢带锚杆加锚索支护方式，采区巷道岩巷主要为锚喷支护，煤巷主要是锚索网支护，工作面分别采用液压支架和单体液压支柱进行支护，工作阻力较大，易于安全回采。在建井与试运转期间未发生一起重伤及以上事故。

评价认为大井沟煤矿在下一步编写《初步设计》和《安全专篇》时可以借鉴四股泉煤矿一号井顶底板管理的安全技术措施，针对该矿不同地段、不同的顶、底板岩性，有针对性选择支护方式和支护方法进行选型，使设计更具有针对性，做到防患于未然。

(5) 防治矿井瓦斯

四股泉煤矿一号井属低瓦斯矿井，随着开采深度增加，瓦斯含量也增大。因此，开采时应注意瓦斯含量的变化。在回采及掘进过程中，做好采掘工作面、采空区瓦斯治理工作，严格按照瓦斯矿井的管理制度进行日常管理及检查。评价认为下一步编写《初步设计》和《安全专篇》时可以借鉴四股泉煤矿一号井在建井期间防治瓦斯采取的安全技术措施，如在设计前应进一步查清煤层瓦斯含量、煤层瓦斯压力、煤层透气性、瓦斯成分、瓦斯分布带等情况；在施工和生产期间应注意收集瓦斯资料，准确测定煤层瓦斯压力、煤层透气性、瓦斯成分、煤层温度及地应力等数据，为瓦斯管理工作提供数据资料；

同时保证矿井反风系统稳定可靠，杜绝一切可能引爆瓦斯的火源，从而做到防患于未然。

(6) 提升运输

四股泉煤矿一号井辅助运输方式和大井沟煤矿设计的井下辅助运输方式相同，井下煤炭运输采用胶带输送机运输方式，大巷辅助运输采用蓄电池电机车牵引固定式矿车，轨道上山采用绞车提升，工作面顺槽采用无极绳连续牵引车运输。经了解在建井及联合试运转过程中，四股泉煤矿一号井通过严格落实各项运输管理制度，提高作业人员的自身素质，杜绝了运输事故的发生。评价认为下一步编写《初步设计》和《安全专篇》时可以借鉴四股泉煤矿一号井在提升运输方面采取的安全技术措施，如在设备选型上选取安全性高的设备，管理上形成从上到下抓安全、重安全的良好思想观念，加强运输设备的维修等。

总之，选用四股泉煤矿一号井作为类比工程，可比性较强，对比数据也比较具体和详细，类比结果具有可信性。在下一步编写《初步设计》和《安全专篇》时，评价建议在充分借鉴类比工程四股泉煤矿一号井的设备选型用于矿井的适应性以及在防治危险、有害因素方面的安全技术措施的基础上，充分考虑井田自身情况，进一步提高设备选型对于矿井开采的适应性以及防治灾害的可靠性。

第四章 定性定量评价

4.1 评价单元的划分

评价单元是在对新改扩建建设项目存在的危险、有害因素进行辨识与分析的基础上,根据评价目的,将评价对象划分为若干有限、相对独立的评价单元分别进行评价,采用定性和定量的评价方法,有针对性地进行分项评价。在此基础上,对整个系统做出综合评价,为矿井的初步设计、施工设计以及今后建设和生产过程中安全管理,提供参考依据,从而达到安全预评价的目的。

划分评价单元的目的在于保证预评价工作的全面性、准确性和针对性。矿井建设项目评价单元一般综合考虑生产系统、开采水平、工艺功能、生产场所危险、有害因素的类别及分布特点等因素进行划分。在评价单元划分之后也可以根据具体情况,再将评价单元分解为若干子评价单元或更小的单元。因此,本评价报告根据以下原则划分评价单元:

- 1、选择可能造成重大事故的危险有害因素作为划分的评价单元,进行定性或定量的安全评价,提出针对性措施和建议。
- 2、按照煤矿生产系统、工艺功能及危险、有害因素类别与分布特点等对重点危险因素划分评价单元,进行分析并提出针对性措施和建议。

本报告划分15个评价单元:

- 一、开采单元(采用安全检查表法和预先危险性分析法)
- 二、通风单元(采用预先危险性分析法)
- 三、瓦斯防治单元(采用预先危险性分析法)
- 四、粉尘防治、供水单元(采用事故树分析法)
- 五、防灭火单元(采用预先危险性分析法)
- 六、防治水单元(采用事故树分析法和预先危险性分析法)
- 七、防雷电单元
- 八、安全监控、人员定位与通信单元(采用安全检查表法)
- 九、爆破器材储存、运输和使用单元(采用鱼刺图分析法)
- 十、运输、提升单元(采用预先危险性分析法)
- 十一、压风及其输送单元(采用预先危险性分析法)
- 十二、电气单元(采用预先危险性分析法)
- 十三、紧急避险与应急救援单元(采用预先危险性分析法)
- 十四、安全管理单元(采用安全检查表法)

十五、职业危害管理与健康监护单元（采用预先危险性分析法）

根据不同单元各自的危险、有害因素的类型和特征，选用适当的评价方法，本着科学性、公正性、针对性的原则进行评价。

4.2 评价方法的选择

该项目属于新建工程，无生产数据可供参考。因此，本次评价除采用类比分析法对该建设项目可能存在的危险、有害因素及其导致事故的可能性、危害性进行分析之外，还综合采用预先危险性分析法（PHA）、事故树分析法（FTA）、因果图法和安全检查表法对部分单元进行评价，以求找出大井沟煤矿存在的主要安全隐患，以便于该矿在下阶段设计中进行必要的改进，从而实现建设项目在设计上的本质安全化。

对于危险、有害因素的识别主要采用类比分析法，参考同类生产企业具有的危害特征进行分析；确定危险、有害因素类别后，结合预先危险性分析法进行评价，对危险源、触发条件和危害后果进行分析，提出消除和控制危险源的建议及措施；对重大危险源还采用事故树分析法进行评价，找出防止事故发生的关键点，制定优化安全措施；在评价过程中，普遍结合其他评价方法，对该矿各生产系统以及辅助生产系统进行分析，以保证评价工作的全面性。

4.2.1 类比分析法

类比分析法是安全预评价中非常重要的分析方法。通过与煤炭行业中类似的新建和生产煤矿、多发（易发）事故类型、预防措施、管理经验等的全面对比分析，结合本项目的具体情况，分析本项目可能存在的危险、有害因素及其导致事故的可能性、危害性，为科学地进行安全预评价及提出合理可行的对策措施及建议提供依据。

4.2.2 预先危险性分析法

方法概述

预先危险性分析（Preliminary Hazard Analysis，简称PHA）是在进行某项工程活动（包括设计、施工、生产、维修等）之前，项目存在的各种危险有害因素（类别、分布）出现条件和事故可能造成的后果进行宏观、概略分析的系统安全分析方法。其主要目的是：

- (1)是在系统设计审查阶段，或在某项活动之前，大体识别系统可能存在的主要危险；
- (2)鉴别产生危害的原因；
- (3)预测危险出现可能对系统造成的影响；

(4)判定已识别的危险性等级，提出相应的消除或控制危险性的措施。

2、预先危险性分析程序和内容

预先危险性分析的主要步骤有：

(1)通过经验判断、技术诊断或其它方法调查确定危险源，对所需分析的生产目的、物料、装置及设备、工艺过程、操作条件以及周围环境等进行充分详细的了解；

(2)根据过去的经验教训及同行业生产中发生的事故（或灾害）情况，对系统的影响、损坏程度，类比判断所要分析的系统中可能出现的情况，查找能够造成系统故障、物质损失和人员伤害的危险性，分析事故（或危害）的可能类型；

(3)对确定的危险源分类；

(4)转化条件，即研究危险因素转化为危险状态的触发条件和危险状态称为事故（或灾害）的必要条件，并进一步寻求对策措施，检验对策措施的有效性；

(5)进行危险性分级，排列出重点和轻、重、缓、急次序，以便处理；

(6)制定事故（或灾害）的预防性对策措施。

在分析系统危险性时，为了测量危险性的大小及其对系统破坏程度，将各类危险性划分为4个等级，见表4.2-1。

表4.2-1 危险性等级划分表

级别	危险程度	可能导致的后果
I级	安全的	不会造成人员伤亡及系统损坏。
II级	临界的	处于事故的边缘状态，暂时还不至于造成人员伤亡，系统损坏或降低系统性能，应立即予以消除或采取控制措施。
III级	危险的	可能造成人员伤亡和系统损坏，要立即采取防范对策措施。
IV级	灾难性的	造成人员重大伤亡及系统严重破坏的灾难性事故，必须予以果断排除并进行重点防范。

根据《企业职工伤亡事故分类标准》（GB6441-86），将事故按照表4.2-2的方法进行分类。

表4.2-2 事故的分类方法表

级别	伤害程度	造成的后果
I级	轻伤	损失工作日1~105天
II级	重伤	损失工作日105~6000天
III级	死亡	死亡1~2人
IV级	重大伤亡	死亡3~9人
V级	特大伤亡	死亡10~29人
VI级	特别重大伤亡	死亡30人以上

预先危险性分析结果表一般采用表格的形式列出，表格如表4.2-3所示。

表4.2-3 预先危险性分析表（PHA）

主要危险因素或位置	触发事件	现象	形成事故原因事件	事故情况	事故模式	危险等级	主要对策措施
.....

4.2.3 事故树评价法

1、方法概述

事故树分析（Fault Tree Analysis，缩写FTA）又称故障树分析，是一种对复杂的系统安全分析方法。它是从要分析的特定事故或故障开始，层层分析其发生原因，直至分析到不能再分解为止；将特定的事故和各层原因（危险因素）之间用逻辑门符号连接起来，得到形象、简洁地表达其逻辑关系（因果关系）的逻辑树图。事故树分析通过对事故树简化、计算达到分析、评价的目的。

2、事故树分析的基本步骤

- (1)确定分析对象系统和要分析的各对象事件，顶上事件；
- (2)确定系统事故发生概率、事故损失的安全标值；
- (3)调查原因事件，调查与事故有关的所有直接原因和各种因素（设备故障、人员失误和环境不良因素）；
- (4)编制事故树：从顶上事件起，一级一级往下找出所有原因事件直到最基本的原因事件为止，按其逻辑关系画出事故树；
- (5)定性分析：对事故树结构进行简化，求出最小割集和最小径集，确定各基本事件的结构重要度；
- (6)定量分析：找出各基本事件的发生概率，计算出顶上事件的发生概率，求出概率重要度和结构重要度；
- (7)结论：当事故发生概率超过预定目标值时，从最小割集着手研究降低事故发生概率的所有可能方案，利用最小径集找出消除事故的最佳方案；通过重要度（重要度系数）分析确定采取对策措施的重点和先后顺序，从而得出分析、评价的结论。

3、事故树定性分析

定性分析包括求最小割集、最小径集和基本事件结构重要度分析。

(1)最小割集

①割集与最小割集

在事故树中凡能导致顶上事件发生的基本事件的集合称作割集；割集中全部基本事

件均发生时，则顶上事件一定发生；

最小割集是能导致顶上事件发生的最低限度的基本事件的集合（即割集中任一基本事件不发生，顶上事件就不会发生）。

②最小割集的求法

对于已经化简的事故树，可将事故树结构函数式展开，所得各项即为各最小割集；对于尚未化简的事故树，结构函数式展开后的各项，尚需用布尔代数运算法则（如吸引率、德摩根律等）进行处理，方可得到最小割集。

②最小径集

又称最小通集。在事故树中凡是不能导致顶上事件发生的基本事件的集合，称为最小径集。在最小径集中，去掉任何一个基本事件，便保证一定不发生事故，因此最小径集表达了系统的安全性。

最小径集的求法是将事故树转化为对偶的成功树，求成功树的最小割集即事故树的最小径集。

③结构重要度

按下面公式计算结构重要度系数：

$$I_{\phi}(x_i) = \frac{1}{2^{n-1}}$$

根据计算结果确定出结构重要度的次序。

4. 事故树定量分析

定量分析是在已知各基本事件发生概率的情况下，计算顶上事件的发生概率。具体作法是：

(1) 求出各基本事件的发生概率；

(2) 从最下面基本事件开始计算每一个逻辑门输出事件的发生概率；

(3) 将计算过的逻辑门输出事件的概率，代入它上面的逻辑门，计算其输出概率，依此上推，直达顶部事件，最终求出的即为该事故的发生概率。

由于目前情况下，很多基本事件的数据很不完整，没有代表性，因此，本报告部分单元未采用事故树进行定量分析。

4.2.4 因果图分析法

1、方法概述

因果图分析法又称鱼刺图法，它是把系统中产生事故的原因及造成的结果所构成情

综复杂地因果关系，采用简明文字和线条加以全面表示的方法。

2、因果图分析法的基本步骤

(1)确定要分析的某个特定问题或事故，写在图的右边，画出主干，箭头指向右端；

(2)确定造成事故的因素分类项目，如安全管理、操作者、材料、方法、环境等画大枝；

(3)将上述项目深入发展，中枝表示对应的项目造成事故的原因，一个原因画出一个枝，文字记在中枝线的上下；

(4)将上述原因层层展开，一直到不能再分为止；

(5)确定因果鱼刺图中的主要原因，并标上符号，作为重点控制对象；

(6)注明鱼刺图的名称。

因果鱼刺图可以归纳为：针对结果，分析原因；先主后次，层层展开。

4.2.5 安全检查表法

1、方法概述

安全检查表法（简称 SCL）是系统安全工程的一种最基础、最简便、应用广泛的系统危险性评价方法。主要是对系统内部各工程单元按国家、地方、行业法规进行检查，并提出相应的要求。

2、安全检查基本步骤

(1)检查的准备：主要是由采矿、机电、地质等专业的专家组成现场检查小组，由小组收集煤炭企业安全生产管理有关法律、法规等评价依据及矿井设计、生产管理等基础材料；

(2)根据煤炭企业的特性，进行逐项检查；

(3)根据检查结果，提出预防措施及建议。

4.3 开采单元的定性、定量安全评价

4.3.1 开采单元概述

一、场地位置

主副井工业场地位于井田西侧，D9勘探线井田边界附近相对平坦位置，场地原始地形标高在+1629~+1638m之间，井口标高为+1635.5m。该场地同时处于井下六、十四、十六煤的无煤区地带或不可采区域；中央回风立井场地布置在井田东部边界D4与D8勘探线之间的较为平坦之地，地同时处于井下六、十四、十六煤的无煤区地带或不可采区域。该场地地处同心县境内。

共布置四条井筒，前期为三条井筒，后期四条井筒，即前期在井田西侧开凿主、副斜井（反斜井），在井田东部边界D5与D8勘探线之间位置选择一较为平坦的场地布置中央回风立井，形成三条井筒；后期在井田东北部边界处D6、D7勘探线之间选择一较为平坦的场地布置一条北翼回风立井。

二、井田开拓水平划分

井下共划分 2 个主水平，分别为+1250m、+950m 水平，并在井田深部设置一个+650m 辅助水平，矿井初期在+1250m 水平布置井底车场及相关硐室。

三、采区划分及开采顺序

根据本方案开拓方式、地质构造、煤层分组，结合断层分布，将井下划分七个采区。一采区为+1250m 以上、DF9 断层以西、DF10 断层以东区域；二采区为+1250m~+950m 之间、DF4 断层以东区域；三采区为+950m~+650m 之间、F8 断层以西、DF4 断层以南区域；四采区为+950m~+650m 之间、F8 断层以东区域；五采区为+1250m 以上、DF4 断层以北区域；六采区为+1250m~+950m 之间、DF4 断层以北区域；七采区为+950m~+650m 之间、DF4 断层以北区域。

矿井投产生产时先开采一采区，接续顺序为：

一采区→二采区→三采区→四采区→五采区→六采区→七采区。

四、井筒

共布置四条井筒，其中前期建设三条井筒，分别为主斜井、副斜井、中央回风立井；后期增加北翼回风立井，井筒特征见表 4.3-1。

表 4.3-1 井筒特征表

序号	井筒特征		主斜井	副斜井	中央回风立井	北翼回风立井
1	井口坐标 (m)	纬距 X	4114232.331	4114261.683	4115576.000	4116803.085
		经距 Y	35586837.934	35586818.868	35588065.288	35587299.256
2	井口标高 (m)		+1635.5	+1636.0	+1749.0	+1708.0
3	井筒倾角		23°	23°	90°	90°
4	提升方位角		236°59'41"	236°59'41"		
5	井底底板标高 (m)		+1212	+1250	+1510	+1400
6	井筒斜长 (m)		1084	987	239	238
7	井筒宽度 (直径) (m)	净	5.00	4.20	6.00	6.00
		掘进	表土段	5.00	6.00	6.00
			基岩段	5.24	6.00	6.00
8	井筒断面 (m ²)	净	16.8	13.7	19.6	19.6
		掘进	表土段	22.1	34.2	34.2
			基岩段	18.7	28.3	28.3
9	支护方式	表土段	钢筋砼	钢筋砼	钢筋砼	钢筋砼
		基岩段	锚网喷	锚网喷	砼浇筑	砼浇筑
10	支护厚度	表土段	400	400	800	800
		基岩段	120	100	500	500
11	井筒装备		1.0m 胶带输送机、 环式架空乘人器	600mm 轨距轨道等	梯子间等	梯子间等

(1) 主斜井：井口标高+1635.5m，井底标高+1212m，倾角 23°，斜长 1084m，净宽 5.0m，净断面积 16.8m²。井颈段斜长暂定为 30m，采用钢筋砼支护，支护厚度 400mm；井筒段斜长为 1054m，采用锚网喷支护，支护厚度 120mm。主斜井装备 1.0m 胶带输送机，担负矿井主提升任务，同时安装循环式架空乘人器担负人员上下井及主斜井胶带机检修任务，胶带输送机与架空乘人器之间设钢丝防护网以保证安全。主斜井同时兼进风井及安全出口。

(2) 副斜井：井口标高+1635.5m，井底标高+1250m，倾角 23°，斜长 987m，净宽 4.2m，净断面积 13.7m²。井颈段斜长暂定为 30m，采用钢筋砼支护，支护厚度 400mm；井筒段斜长为 957m，采用锚网喷支护，支护厚度 100mm。设置一套 JK-3×2.2P/20 型提

升机，采用高速直流电动机拖动，主要担负矿井材料及矸石等提升任务，同时兼进风井及安全出口。

(3) 中央回风立井：井口标高+1749.0m，井底标高+1310m，垂深 239m，净直径 5.0m，净断面积 19.6m^2 ，井颈段长度暂定为 20m，采用钢筋砼支护，支护厚度 800mm；井筒段长度为 218m，采用砼浇筑支护，支护厚度 500mm，主要担负矿井南翼一、二、三、四采区回风任务，同时安装梯子间兼安全出口。

(4) 北翼回风立井：井口标高+1708.0m，井底标高+140m，垂深 308m，净直径 5.0m，净断面积 19.6m^2 ，井颈段长度暂定为 20m，采用钢筋砼支护，支护厚度 800mm；井筒段长度为 288m，采用砼浇筑支护，支护厚度 500mm，主要担负矿井北翼五、六、七采区回风任务，同时安装梯子间兼安全出口。

五、投产时工作面

依据《可行性研究报告》，首采区工作面布置在煤层中部（一区段南翼的10501综采工作面），以减少初期工程量，移交生产快，节省初期投资。根据一采区煤层的赋存条件，结合矿井设计生产能力，以一个工作面按 0.60Mt/a 设计生产能力。

六、采煤方法及工艺

矿井设计生产能力为 0.60Mt/a ，属于中型矿井。结合煤层赋存条件，设计选择采用走向长壁一次采全高综合机械化采煤方法。采煤工艺为综合机械化采煤，即采煤机落煤、可弯曲刮板输送机运煤，转载机将煤转载至顺槽胶带机上，液压支架对工作面顶板支护，实现落煤、运煤、支护三大工序全部实现机械化。

4.3.2 开采单元的分析评价

一、安全评价表法

矿井开采系统单元安全预评价采用安全评价表法，评价大井沟煤矿开采系统共38项，见表4-3。

表4.3-2 矿井开采系统单元安全检查评价表

序号	评价项目及内容	依据标准	评价结果	备注
一	井田开拓与开采	《煤炭工业矿井工程建设项目可行性研究报告编制标准》A.6		
1	井口与工业场地位置选择			符合要求
	矿井开拓方式	《煤炭工业矿井工程建设项目可行性研究报告编制标准》A.6.1	√	符合要求
	开拓部署		√	符合要求
2	井口与工业场地位置选择应根据影响井口位置与工业场地确定的因素,结合矿井开拓方案,进行井口与工业场地位置方案选择和论证,应附“井口与工业场地位置方案图”、“各井口与工业场地位置的井田开拓方式平、剖面图”	《煤炭工业矿井工程建设项目可行性研究报告编制标准》A.6.2	√	符合要求
3	矿井开拓方式应分析影响开拓方式确定的因素,对开拓方式进行比较选择和论证,应附“井口位置及开拓方案比较表”	《煤炭工业矿井工程建设项目可行性研究报告编制标准》A.6.3	√	符合要求
4.开拓部署应主要包括以下内容	应对前、后期井筒个数与位置进行方案比较和论证,确定达产时井筒用途、布置及装备,并根据井筒附近钻孔柱状图,确定井筒施工方法及井壁结构形式等,应附“井筒平面布置图”和“井筒特征表”		√	符合要求
	应对水平划分方案进行比较,确定水平生产系统的方式,对水平高程方案进行比较和论证		√	符合要求
	应主要根据煤层层间距、煤层厚度等进行煤层分组,对大巷布置方式的方案进行比较论证	《煤炭工业矿井工程建设项目可行性研究报告编制标准》A.6.4	√	符合要求
	应确定井底车场、硐室及副井的初步布置		√	符合要求
	应确定采区划分原则,进行采区划分;应根据煤层层间距、采区划分、煤层生产能力、保证矿井安全生产等因素并结合矿井开拓方案进行论证确定采区开拓顺序,应附“采区接续表”		√	符合要求
二	井下开采			

序号	评价项目及内容	依据标准	评价结果	备注
1.井下开采主要包括以下内容	首采区位置及地质特征	《煤炭工业矿井工程建设项目可行性研究报告编制标准》 A.6.3	√	符合要求
	采区巷道布置与达产工作面选择		√	符合要求
	采煤方法、工作面参数与主要设备选择		√	符合要求
2.首采区位置及地质特征应包括以下内容	应进行首采区位置选择的分析与论证	《煤炭工业矿井工程建设项目可行性研究报告编制标准》 A.6.4	√	符合要求
	应描述首采区尺寸、构造、煤层赋存、开采技术条件等		√	符合要求
3.采区巷道布置与达产工作面选择应主要包括以下内容	应对采区上、下山、采煤工作面顺槽等巷道布置方案进行比选和论证	《煤炭工业矿井工程建设项目可行性研究报告编制标准》 A.6.7	√	符合要求
	应对达产工作面个数进行分析与论证，对达产工作面位置进行选择		√	符合要求
4.采煤方法、工作面参数与主要设备选择应包括以下内容	应在分析首采区煤层赋存条件和开采技术条件等基础上，对采煤方法进行方案比选	《煤炭工业矿井工程建设项目可行性研究报告编制标准》 A.6.8	√	符合要求
	应针对工作面具体条件，结合国内、外采煤方法现状，对采煤工作面主要设备进行比选，应附“工作面主要设备选择表”		√	符合要求
	应根据通风要求和工作面的接续关系等确定顺槽的条数与布置方式；根据煤层赋存条件和工作面长度要求确定工作面长度与工作面推进度；进行工作面生产能力计算，应附“达到设计生产能力时工作面特征表”		√	符合要求
	应按年推进度对达产工作面进行不大于50%的接续安排，应附“工作面接续关系图”、“工作面特征表”		√	符合要求
	应分析井下开采对道路、铁路、水体、铁路的影响及采取的措施，并应提出对区接续计划影响地面村庄及建、构筑物搬迁或压煤开采的规划		√	符合要求
	应比照有关标准，参考国内外类似条件巷道工程达到的掘进水平和主要设备配备，将矿井生产时巷道掘进速度指标、各类巷道的掘进方式、支护方式、机械配备与掘进工作面个数；计算移交生产的非井巷工程量，应附“非井巷工程量表”		√	符合要求
			√	符合要求

序号	评价项目及内容	依据标准	评价结果	备注
三	井下运输			
1	井下运输包括煤炭运输方式及设备、辅助运输方式及设备两部分内容	《煤炭工业矿井工程建设项目可行性研究报告编制标准》 A.6.9		符合要求
2.煤炭运输方式及设备选择应主要包括以下内容	应主要根据煤炭运输量、巷道倾角等确定井下大巷、采区和顺槽的煤炭运输方式	《煤炭工业矿井工程建设项目可行性研究报告编制标准》 A.6.10	√	符合要求
	进行井下大巷、采区和顺槽的煤炭运输设备选型，当大巷或采区巷道运量大、倾角大，需要配备大型设备时应参照主斜井设备进行计算选择		√	符合要求
3.辅助运输方式及设备选择应主要包括以下内容	应根据矿井主要巷道开拓部署、辅助运输量和运输要求等，结合井上下统一考虑多方案比选确定井下辅助运输方式	《煤炭工业矿井工程建设项目可行性研究报告编制标准》 A.6.11	√	符合要求
	确定主要设备选型，说明设备选型依据，应用“井下方辅助运输设备特征表”、“车辆规格及数量表”		√	符合要求

(注：√表示符合，×表示不符合，○表示基本符合，但存在不足)

评价认为：井口与工业场地选址合理，另外《可研报告》采用斜井开拓，具有施工与井筒装备简单、投产快、投资省等优点；对井筒穿过地层的工程地质和水文地质条件进行分析，认为本矿井井筒浅部水文地质条件简单，开采条件较好。

通过采取安全评价表法对大井沟煤矿的开采系统共评价 28 项，其中：符合 28 项，符合率占 100%。

二、预先危险性分析

采用预先危险分析法共分析开拓开采单元危险、有害因素 9 项，评价结果见表 4.3-3。

其中：IV级：灾难性的，1 项，占 11.1%；

III级：危险的，3 项，占 33.3%；

II级：临界的，5 项，占 55.6%。

评价结果：

通过对大井沟煤矿的开拓开采危险因素分析可知：其危险因素有 9 项，控制事故的途径有 37 条。为防止事故的发生，应采取相应地技术措施和管理措施。

4.3.3 对《可研报告》中矿井开采安全条件及安全设施的安全可靠性分析

评价认为：以上安全设施满足要求，采取的措施是可行的。

表 4.3-3 开采单元预先危险性分析表

危险、有害因素或位置	触发事件	现象	形成事故的原因事件	结果	危险等级	主要对策措施
1.井筒位置选择不合理	1.设计不合理 2.施工不合理	1.建井周期长,工程预算增大 2.井筒维护困难 3.造成压煤	1.地表突降大雨,工业场地标高低于当地洪水位标高 2.井筒通过松散岩层、断层地质构造带或流砂层 3.未施工井筒检查钻孔对井筒通过岩层工程地质条件缺乏了解	1.地表水涌入井筒造成淹井事故 2.增加井筒施工难度造成工期延误 3.井筒支护困难造成坍塌事故		1.按照《煤矿井巷设计规范》(GB50215-2015)第10.2.1条规定的防洪设计标准选择井口位置 2.井口应尽可能避开或少穿地质及水文复杂的地层或地质构造,如厚冲积层、含水沙层、强含水岩层、喀斯特溶洞、大断层、构造破碎带、煤和岩层突出煤层、软弱膨胀性大的地层、老井采空区等。同时应将井底车场(包括巷道、硐室、井底水窝等)置于地质和水文条件好的稳定岩层中,并注意不受底部强含水层承压水威胁 3.认真研究井筒通过的岩层力学性质,并严格按照《煤矿安全规程》有关规定选择适当的井巷掘进及支护方式 4.井口要避开地面滑坡、岩崩、雪崩、泥石流、流砂等危险地区。工业场地要尽可能在没有砂土液化等工程地质条件好的地段,强震、多震地区的工程地质条件尤应重视 5.施工井筒检查钻孔,并按检查钻孔资料制定专门的建井施工安全措施
2.开采水平及水平大巷布置不合理	1.设计不合理 2.施工不合理	1.运输困难 2.工程掘进量大 3.资源浪费	1.水平运输距离风大和有害气体不稳定 2.地质条件复杂,穿越断层地质构造带 3.开采过程中产生冒体(煤体)裂隙,岩(岩)柱面设不合理	1.井巷支护困难,产生井巷垮塌,造成人员伤亡事故 2.巷道变形,影响设备正常运转及行人安全 3.有毒有害气体及采空区积水涌入水平运输大巷,造成人员窒息或淹溺事故	II	1.根据矿井地质条件及煤层赋存条件,合理选择大巷位置,并尽可能选择在无地质构造,围岩坚硬的岩层中,避免在岩性松软、吸水膨胀、易于风化、弱含水的岩层中布置大巷 2.根据大巷的垂深、煤层倾角、煤层厚度、煤的单向抗压强度、煤层至大巷的法线距离、期间的岩石性质等进行计算,合理留设煤柱
3.采区巷道布置	1.设计不合理 2.施工不合理	1.通风不畅	1.采区巷道布置在不稳定的岩层中	1.井巷支护困难,产生采区巷道垮塌,造成人员伤亡	II	1.采区巷道尽可能布置在较坚硬的岩(煤)层中

危险、有害因素或位置	触发事件	现象	形成事故的原因事件	结果	危险等级	主要对策措施
不合理		2.通风不畅	2.开采白垩煤层及分层开采联合布置的采区，未设专用回风巷 3.采区巷道支护未依据围岩性质、巷道用途及服务年限、巷道受采动影响程度等因素而确定	1.人员伤亡事故 2.巷道变形，影响设备正常运转及行人安全 3.巷道变形，产生裂隙造成漏风，引起采空区浮煤自燃，造成人员伤亡事故		1.依据围岩及煤层特点、巷道用途、服务年限、巷道受采动影响程度，选择合适的支护方式 3.严格按照《煤矿安全规程》规定，设置专用回风巷，巷道支护必须符合《煤矿安全规程》规定
4.棚室布置不合理	1.设计不合理 2.施工不合理	1.通风困难 2.使用不方便 3.供电线路远	1.井下棚室布置在不稳定的岩层中 2.井下棚室面积不符合设备安装要求	1.棚室垮塌，造成人员伤亡 2.棚室变形，设备安装、使用不便，产生安全隐患	II	1.尽可能选择在稳定坚硬的岩层中，并应避开断层、破碎带及含水层 2.井下棚室的平面及空间布置应根据设备安装尺寸进行布置，并应便于操作、检修和设备更换，符合防水、防火等安全要求 3.严格按照《煤矿矿井井底车场棚室设计规范》（MT/T5026）进行设计
5.采掘设备选择不当	1.设计选型不合理	1.满足不了生产能力要求 2.故障率高	1.顶板压力大，所选支架不适应地质条件 2.采掘设备装机功率与工作面煤质硬度、采高及生产率不匹配 3.刮板输送机能力、结构形式、传动装置等与采煤机和液压支架不配套	1.顶板冒落，造成人员伤亡 2.损坏采掘设备，影响生产，造成采煤机、掘进机滚筒伤人事故 3.刮板输送机断链，造成设备损坏及人员伤亡事故	III	1.依据煤层赋存特点，合理选择采掘设备 2.依据煤层底板分类，计算确定液压支架的支护强度，并确保合理的工作阻力及初撑力 3.根据工作面煤质硬度、采高及生产率等要求，选择较大功率的采掘设备 4.依据所选采煤机及液压支架特征，选择与之配套的刮板输送机及乳化液泵站 5.根据负荷情况和煤质硬度，合理选择刮板链的结构形式及数目
6.采煤工作面顶板事故	1.回采工作面推进缓慢 2.支护强度不够 3.支护不及时	1.顶板冒落，造成人员伤亡 2.支护强度不够 3.支护不及时	1.顶板压力大，支护方法、强度及支护设计不合理 2.空顶作业，未及时支护 3.支架选型不好 4.工作面顶板破碎，松软带等构造带支护 5.大面积来压	1.回采工作面推进困难 2.工作面冒顶，片帮 3.顺槽安全出口支架损坏，巷道变形	III	1.合理设计工作面支护方式及参数 2.认真执行敲帮问顶，及时加强支护，更换失效的支柱，修复支架 3.加快工作面推进速度 4.过特殊地带加强支护 5.严格控制采高，支架及时接顶 6.加强顺槽安全出口超前支护

危险、有害因素或位置	触发事件	现象	形成事故的原因事件	结果	危险等级	主要对策措施
			6.未及时超前支护			
7.掘进工作面顶板事故	1.支护质量差 2.支架垮落、损坏 3.片帮、冒顶 4.巷道变形 5.运输、行人困难	冒顶片帮	1.支护方式参数设计不合理 2.支架架设质量差 3.空顶作业，未敲帮问顶、先支后回 4.放炮后未及时修好损坏支架 5.遇有地质条件变化，未及时改变支护方式 6.支护未跟上迎头	1.围岩变形 2.片帮掉顶 3.冒顶漏矸 4.支架损坏	III	1.合理设计支护支护方法及参数 2.认真执行敲帮问顶，需掉浮石，及时整修损坏的支架，超前支护，提高支护强度和质量 3.及时进行临时支护，严禁空顶作业 4.遇特殊地带及时改变支护方式，强化支护措施 5.加强对掘进巷道和支架的观测及维护
8.巷道或硐室局部受矿压影响变形	1.断面变小风量不足，排水沟损坏、运输困难、胶带歪斜 2.巷道支护变形失效引发顶板事故	断面变小，巷道或顶板离层及底鼓	1.在设计或施工中，对底鼓考虑缺陷 2.受煤柱影响，压力过大 3.局部受地质构造影响，产生底鼓	1.底板变形，巷道支护失效，胶带歪斜	II	1.设计与施工时充分考虑底板岩性条件，合理选择与之配套的顶板支护方式与参数 2.及时进行巷道修复与帮底，进行设备整修 3.对巷道围岩及时加强支护，对底板采用特殊支护方式(打底拱等) 4.加强地质预报工作
9.其它顶板事故	1.威胁行人 2.阻碍通风 3.对运输产生阻碍	巷道变形、断面缩小、片帮、漏顶掉矸	1.巷道使用时因未受采空区压力和矿山压力 2.巷道支护质量缺陷，质量差 3.人员缺乏，未及时支护，可能发生冒顶事故，在未支护排除	1.围岩变形 2.片帮掉顶 3.冒顶、漏矸 4.支架损坏	II	1.合理安排巷道整修，减少失修率 2.认真执行敲帮问顶，先支后回圈掉浮石，及时整修好帮侧的支架，更换压断、损坏的支柱，加强支护，提高支护强度和质量 3.及时全面检查巷道，发现问题及时处理 4.加强人员培训，提高素质与应变能力

4.4 通风单元

4.4.1 通风单元概况

矿井共布置四条井筒，其中前期建设三条井筒，分别为主斜井、副斜井、中央回风立井；后期增加北翼回风立井。矿井通风方法为机械抽出式。根据矿井的开拓布置方式，初期生产时主斜井、副斜井进风，中央回风立井回风；后期五、六、七采区生产时主斜井、副斜井进风，中央回风立井和北翼回风立井回风。

主、副斜巷和中央回风立井服务于整个矿井生产期，服务年限为 41.0a，北翼回风立井回风服务于五、六、七采区，服务年限为 13.7a。

投产时共布置了二个煤巷综掘工作面和二一个岩巷普掘工作面，掘进工作面均采用局扇压入式独立通风。

根据采区巷道布置方式，需要独立回风的硐室有中央变电所和 1 个矿车硐室，其他硐室均为扩散通风。

设计选用 FBCDZ-10-No25 型防爆对旋轴流式通风机二台，其中一台工作，一台备用或检修。风机叶轮直径 2.5m，通风机风量范围：62~1100m³/min，负压范围：685~2265Pa，电动机配 YB3Fe 系列、185kW、380V 电压，通风机和电动机共四台，每台风机内设二台，配低压变频调速装置，配合调节风窗实现风量、风压和负压，以适用不同时期矿井通风要求。

4.4.2 通风单元的预先危险性分析

矿井通风系统单元安全可靠性采用预先危险性分析法，共分析矿井通风系统危险、有害因素 7 项，分析结果见表 4-4-1。

其中：严重：灾难性的， 2 项， 占 28.5%；

危险：危险的， 3 项， 占 43%；

中等：临界的， 2 项， 占 28.5%。

评价结果：

通过对矿井通风系统单元危险、有害因素分析表明，矿井通风单元的危险、有害因素有 7 项，控制事故的途径有 18 条。为防止事故的发生，应采取相应地技术措施和管理措施。

4.4.3 《可研报告》中矿井通风安全设施的安全可靠性分析

评价认为：以上安全设施满足要求，采取的措施是可行的。

表 4.4-1 矿井通风系统单元预先危险性分析表

危险有害因素	触发事件	现象	形成事故的原因事件	结果	主要对策措施
1.主要通风机停转	1.矿井停电 2.通风机电机轴承温升异常 3.叶轮、轮毂、导叶缺陷 4.电控、电机故障保护失效或误动作 5.司机操作失误	声音温升异常,停止运转	1.矿井停电风机停转 2.轴承缺油、油量过大,轴承磨损超限,内、外套松旷出现相对转动 3.叶轮螺栓松动,叶轮、轮毂导叶锈蚀、掉块,动平衡失衡 4.电机、电控短路、过负荷,温升异常保护系统误动作 5.违章作业造成机械电气事故	矿井停风,瓦斯超限,人员伤亡	1.优化设计计算,选用高效、可靠风机 2.两台风机,一台工作,一台备用 3.选用先进智能型监控装置,对风量、负压、各部温度监控 4.设相互独立,不在同一母线段上两回路电源
2.主要通风机喘振	风机负压增大	声音异常,振动异常	1.井下通风网络变化并阻力增大 2.风机工况点严重偏移	瓦斯超限	II 1.合理布置井下通风网络 2.合理选用风机工况点 3.选择高效区域宽广、性能曲线无驼峰、无喘振、振动的风机
3.局部通风机故障停风	1.风叶缺陷 2.采区变电所停电 3.电动机故障 4.司机操作失误	主要声音异常,风机停止运转	1.风机风叶缺陷 2.风机电动机故障 3.采区变电所故障停电 4.司机违章或电控故障	掘进工作面停风,瓦斯超限	IV 1.采用高效节能型风机 2.应与智能监控系统联合运行 3.采用双风机、双电源,自动切换装置
4.局部通风机供风量不足	1.风机风叶变形 2.电动机转速变化 3.供电电缆截面小	局部通风机声音异常,瓦斯浓度变化	1.风机风叶变形因素而变形 2.风机转速下降或电压降偏大 3.供电电缆受下力而导致截面变化	工作地点风量不足,时间长,瓦斯机聚或超限	III 1.及时更换风机 2.选用合适风量的通风机
5.风筒脱节、接头不严,漏风大,小眼多漏	1.风筒不能良好送风至工作面 2.风量从脱节处严重漏出	工作面风量不足,风筒接头处有漏风	1.风筒质量缺陷或破损 2.风筒联接处未处理好	用风处少风或无风,造成财产损失	III 1.及时更换或修整风筒 2.装备风电闭锁装置
6.风流短路	1.矿井非进风区风门同时敞开 2.风桥损坏	井下通风巷风流短路	1.管理不善,人员或车辆通过时打开了风门未关闭 2.井下工人对调节风门的重要性认识不足	瓦斯积聚,造成停产	III 1.教育井下工作人员随时关闭风门,避免两道风门同时敞开,设置风门联锁装置 2.及时维护通风设施

危险有害因素	触发事件	现象	形成事故的原因事件	结果	危险等级	主要对策措施
			3.风桥损坏,没有及时处理			
7.井下巷道风量不稳	1.井下某处通风巷道突然风流不稳定 2.粉尘、瓦斯测值变化	井下巷道某处风量时高时低	1.主通风机通风能力不足 2.局部通风机运行不稳定 3.巷道调节风门管理不良 4.通风巷道冒顶	影响正常生产,造成瓦斯积聚	危险	1.检修或更换主通风机 2.安排在检修时进行局部通风机安装

此件按照应急管理部部长令要求,仅限于网上公开使用,挪作他用一律无效

4.5 瓦斯防治单元

4.5.1 防治瓦斯单元概况

矿井移交生产时，井下拟布置 1 个生产采区、1 个综采工作面、4 个掘进工作面（2 个煤巷综掘、2 个岩巷普掘）。

矿井五煤层采掘期间，矿井相对瓦斯涌出量最大值为 $0.17\text{m}^3/\text{t}$ ，矿井绝对瓦斯涌出量最大值为 $0.21\text{m}^3/\text{min}$ ；掘进工作面绝对瓦斯涌出量最大值为 $0.02\text{m}^3/\text{min}$ ；采煤工作面绝对瓦斯涌出量最大值为 $0.07\text{m}^3/\text{min}$ 。依据《煤矿安全规程》第一百六十九条规定，本矿井属低瓦斯矿井。

矿井在本阶段设计后，并在建井期间尤其是揭露煤层时仍需做好通风和瓦斯检测工作，以防患于未然。

4.5.2 瓦斯危害预先危险性分析

矿井瓦斯治理单元安全预评价采用预先危险性分析法，其分析矿井瓦斯危险、有害因素有 8 项，评价结果见表 4.5-1。

其中：IV 级：灾难的，1 项，占 12.5%；

III 级：危险的，6 项，占 75.0%；

II 级：临界的，1 项，占 12.5%。

评价结果：

评价认为通过对矿井瓦斯治理单元危险、有害因素分析表明，矿井瓦斯治理单元的危险、有害因素有 8 项，控制措施的途径有 14 条，为防止事故的发生，应采取相应地技术措施和管理措施。

5.3 可研报告中矿井防治瓦斯安全设施的安全可靠性分析

可研报告提出的措施：

1、本项目按照《煤炭工业矿井监测监控系统装备配置标准》（GB50581—2020）的要求装备一套 KJ95X 型矿井安全监控系统，并且监控系统配置的传感器类型、设置的地点与监控的范围必须符合《煤矿安全规程》等的规定。

2、在采煤工作面及其回风巷设置甲烷传感器，在工作面上隅角设置便携式甲烷检测报警仪。掘进工作面在工作面及回风流中设置甲烷传感器。

3、工作面必须有独立可靠的回风系统，必须保证回风系统中风流畅通。在其进风侧的巷道中，应设置两道坚固的反向风门。与该系统相连的风门、密闭、风桥等通风设施

必须坚固可靠，防止瓦斯涌入其他区域。

4、建立健全瓦斯管理各项制度，预防和控制瓦斯事故的发生。井下电气设备必须有专人负责检查、维护，并应每周检查一次防爆性能，严禁使用防爆性能不合格的电气设备。

5、井下要配备专门的瓦斯检测人员，定点、巡回对全井下采掘工作面及其他工作地点进行瓦斯测定，一有超限立即按瓦斯管理相关规定进行处理。要定期对入井的瓦斯检测器进行检查校正，严防仪器失误。

6、要管理和维护好通风设施，保证各用风点的风路畅通，供风量满足使用要求，防止局部地点瓦斯积聚或超限。对微风巷道、巷道高顶冒落空间、工作面上隅角等瓦斯容易积聚的地方应定时检测，发现问题要立即采取措施处理。

7、掘进工作面尤其是煤巷掘进工作面应采用压入式通风，风机及风筒管理必须满足供风要求。要防止出现循环风，串联通风的次数必须符合《煤矿安全规程》规定。

8、制定严格的火种管理制度，设专人进行检查管理，严格执行井口检身制度，严禁入井人员将火源带入井下（如打火机、火柴、香烟和不防爆的无线电通讯器材等），井口房 20m 内不准使用明火。

9、在井下不得使用明火，不得随意进行电焊、气焊。搬运设备、工具时要轻拿轻放防止产生碰撞火花；井下确需电焊气焊时，应办理审批手续，并遵守《煤矿安全规程》的有关规定。

10、严禁使用非煤矿炸药。

11、严禁违章装药（如不装药炮眼内的煤粉、不填或少填炮泥、用炮纸和煤粉代替炮泥、放炮前不洒水、使用毫秒雷管总延期时间超过 130 毫秒、放连珠炮、明炮、糊炮等）。

12、井下电气设备不得带电检修、带电搬迁。

13、在瓦斯涌出和经过的工作地点必须使用防爆型电气设备和电缆输电线，并经常检查、维护，确保使用完好、无失爆。其它地点使用的电器设备也要符合有关规定。

14、非专职人员，不得擅自操作电气设备；操作高压电气设备的主回路时，操作人员必须戴绝缘手套，并必须穿电工绝缘靴或站在绝缘台上。

15、瓦斯超限地点撤出人员后必须停电，只有当瓦斯处理正常经瓦斯测定后方可恢复供电。

16、要加强井下自燃发火区域的管理，严防火源引燃瓦斯、煤尘。

17、维护使用好矿井安全监测监控系统，使其充分发挥作用。

评价认为：以上防治瓦斯安全设施和安全监测系统选择满足要求，采取的措施是可行的。

二、存在的不足或建议

1、《可研报告》中未明确监控系统配置的传感器类型、设置的地点与监控的范围，也未明确矿井甲烷传感器、便携式瓦斯报警仪和自救器的型号数量。建议下一步设计予以明确。

此件按照应急管理部和1号令要求，仅限于网上公开使用，挪作他用一律无效。

表 4.5-1 矿井瓦斯治理单元预先危险性分析表

危险有害因素	触发事件	现象	形成事故的原因事件	后果 人员伤亡 财产损失	危险 等级	主要对策措施
1.采面上隅角瓦斯超限	顶板来压,上隅角不畅,采面风量过小	瓦斯积聚超限	采空区周期来压,顶板大面积冒落把积存在采空区的瓦斯挤压出来;上隅角不畅,不能顺畅排出瓦斯;采面风量过小,不能有效排除上隅角积聚的瓦斯;产生火花	人员伤亡,财产损失	II	1.保持上隅角畅通 2.增加工作面风量 3.采用其他辅助措施
2.采面割煤瓦斯超限	采面瓦斯异常	瓦斯涌出异常	顶板来压,促使采面顶板瓦斯大量涌出超限,遇有火花	人员伤亡,财产损失	III	增加采面风量
3.采面回风巷瓦斯超限	采面瓦斯增大或采空区涌出的瓦斯量增大	大量瓦斯涌出	采面瓦斯涌出量增大或顶板来压采空区瓦斯大量涌出,遇有火花	人员伤亡,财产损失	III	1.增加采面风量 2.加强通风设施管理
4.煤巷风速低,工作面瓦斯超限	局部通风机停电,风筒断开,风筒漏风,风筒末端到工作面距离超过规定,瓦斯积聚超限	瓦斯积聚超限	局部通风机停电,风筒断开,风筒漏风,风筒末端到工作面距离超过规定,造成瓦斯积聚超限,遇有火花	人员伤亡,财产损失	IV	1.加强局部通风机管理 2.加强风筒管理 3.加强电气设备管理
5.煤巷贯通瓦斯超限	被贯通巷道没有排放瓦斯,瓦斯浓度达到爆炸界限;贯通后没有及时调整通风系统,造成瓦斯超限	贯通点有瓦斯积聚超限	被贯通煤巷没有排放瓦斯或保持正常通风,瓦斯积聚达到爆炸界限;巷道贯通没有及时调整通风系统,造成瓦斯超限,遇有火花	人员伤亡,财产损失	II	1.被贯通煤层保持正常通风状态 2.巷道贯通后要立即调整通风系统
6.瓦斯尾巷瓦斯超限	瓦斯抽放系统出现故障,抽放量低	瓦斯浓度超限	抽放系统故障,抽放方法不当,抽放率低;抽放管路漏风或堵塞;抽放泵缺陷,瓦斯浓度超限,遇有火花	人员伤亡,财产损失	III	加强瓦斯抽放泵、抽放管路的管理,改善抽放方法
7.排放瓦斯	独头巷排放瓦斯	瓦斯浓度超限	不按规定排放瓦斯,遇有火花	人员伤亡,财产损失	III	按规定要求排放瓦斯
8.掘进面瓦斯超限	掘进面瓦斯增大	瓦斯涌出量超限	促使掘进面顶板瓦斯大量涌出超限,遇有火花	人员伤亡,财产损失	III	增加掘进工作面风量

4.6 粉尘防治与供水单元

4.6.1 粉尘防治与供水单元概述

《可研报告》中对于矿井防尘采用综合防尘；矿井建立防尘供水系统；对风流采用水幕净化和湿式除尘风机降尘；在回采工作面采煤机制煤和移架时进行喷雾洒水降尘；综掘工作面和普掘工作面掘进时进行喷雾洒水降尘；对胶带输送机巷道采用自动喷雾装置。

《可研报告》中根据矿井生活、生产用水对水质的不同要求，拟采用分质供水系统。本矿井井下涌水量正常涌水量为 $55.05\text{m}^3/\text{h}$ ，将这部分废水处理后回用于井下消防洒水等用水。由于矿井正常排水量按 70% 计作为水源时不能满足矿井生产用水量需要，因此本矿井剩余的生产用水水源由同心县河东加压站提供。矿井生活用水由同心县河东加压站提供。水厂距本矿井南侧 12km ，中途设一座转输水池及提升泵房，生活用水经一级泵站加压输送至矿井工业场地。矿井绿化及路面降尘洒水经处理达标后的生活污水提供。

根据水源和用水水质、用水条件的不同，设置供水系统分为 3 个：地面工业场地生活、生产及消防供水系统；井下消防防尘洒水供水系统；绿化及地面降尘洒水系统。

1、地面工业场地生活供水系统

生活用水水源取自河东加压站，在 12km 处，河东加压站供水压力 1.0MPa ，从河东加压站接一根 $\text{DN}200$ 的给水 PE 管，沿途分别在两座 300m^3 转输水池及一级、二级加压泵站加压，输送至工业场地两座 1000m^3 消防水池（海拔 1634.0m ）中。输水管线采用 $\text{DN}200$ 给水 PE 管，总长约 4.2km ，其中 $\text{PN}2.5\text{Mpa}$ 的 PE 管线长约 5km ， $\text{PN}1.6\text{Mpa}$ 的 PE 管线长约 2km ，管道平均埋深 1.6m 。

生活用水经 UVAf-240 型紫外线消毒器消毒后，由 BHGL-36/3-0.48 型变频给水设备加压，供给各用水点使用。给水管采用内外涂塑复合钢管，卡箍连接，管道埋深 1.6m ，与暖沟合沟。

生活供水系统日常水压 0.40MPa 。

2、地面工业场地生产供水系统

生产用水水源储存在两座 1000m^3 的消防水池内，经 UVAf-240 型紫外线消毒器消毒后，由 BHGL-24/2-0.6 型变频给水设备加压，供给各生产用水点使用。各个建筑单体的生产给水入户接入口处需设置防止倒流器。给水管采用内外涂塑复合钢管，卡箍连接，管道埋深 1.6m ，与暖沟合沟。

生活供水系统日常水压 0.55MPa 。

3、地面工业场地消防供水系统

设计室外消防流量 20L/s，室内消火栓流量 20L/s，火灾延续时间 3 小时，消防水炮 60L/s，火灾延续时间 1 小时，消防水幕 10L/s，火灾延续时间 1 小时，消防储备水量 684m³。

消防水源储存在两座 1000m³ 的日用消防水池内，消防泵设在消防加压泵房内，室内消防水泵选用 XBD8/20-100x4 型消防泵，室外消防水泵选用 XBD6/20-100x4 型消防泵，储煤棚内设固定式消防水炮，消防水炮泵设在消防加压泵房内，型号为 XBD9.5/60-150x5。在场地最高建筑物顶部设有效容积为 18m³ 消防水箱，火灾时临时高压制，火灾发生时关闭变频调速供水设备，启动消防水泵，一次消防储备水量储存在两座 1000m³ 的日用消防水池内，水池内设置消防水不被动用的措施，火灾发生时启动消防水泵，消防控制中心及水泵房现场也可控制消防水泵的启停。

室外消火栓采用地下式，消火栓间距不大于 120m，消防半径不大于 150m，管径为 DN150，采用环形管网，消防水炮供水干管管径为 DN150，消防管道采用内外涂塑复合钢管，卡箍连接，管道埋深-1.60m，与暖沟合沟。

消防系统日常水压 0.70MPa。

4、井下消防防尘洒水供水系统

水源取自井下排水，井下排水泵升至地面后，经井下水处理站处理后，供给井下消防洒水用水，井下水处理站设 400m³ 调节池、处理能力 80m³/h 水处理车间及 800m³ 井下消防洒水水池各一座，井下消防洒水自流进入井下使用，1000m³ 日用消防水池作为事故补充水源。

5、绿化及地面洒水供水系统

绿化及地面洒水水量由生活污水处理站处理达标后的中水提供。

给水系统日常水压 0.30MPa，给水主干管为 DN80 的给水 PE 管，热熔连接，最大埋深 1.60m。

6、主要排水设施：

(1) 1000m³ 转输水池及一级加压泵房联建一座，尺寸 17.4(L)×9.9(B)×8.3 (H) m，半地下式建筑（地下 4.7m）。

泵房内设清水泵三台，型号为 100DL72-25x9，Q=75m³/h，H=210m，N=75KW/台，一用一备一检修，污水泵二台，一用一备，型号为 80QW15-15-1.5，Q=30m³/h，h=15m，N=1.5kW。

(2) 300m³ 转输水池及二级加压泵房联建一座，尺寸 17.4(L)×9.9(B)×8.3 (H) m，半地下式建筑（地下 4.7m）。

泵房内设清水泵三台，型号为100DL72-20x5， $Q=75\text{m}^3/\text{h}$ ， $H=95\text{m}$ ， $N=37\text{KW}/\text{台}$ ，一用一备一检修。污水泵二台，一用一备，型号为80QW15-15-1.5， $Q=30\text{m}^3/\text{h}$ ， $h=15\text{m}$ ， $N=1.5\text{KW}$ 。

(3) 1000m^3 日用消防水池两座，尺寸为 $15.9\times15.9\times4.0\text{m}$ ，地下建筑；

(4) 消防加压泵房一座，尺寸 $15.9(\text{L})\times12.0(\text{B})\times7.6(\text{H})\text{m}$ ，半地下式建筑。

泵房内设生活变频给水设备一套，型号为BHGL-36/3-0.48 型恒压变频供水设备1套， $Q=80\text{m}^3/\text{h}$ ， $H=45\text{m}$ ， $N=7.5\text{KW}/\text{台}$ ；

生产变频给水设备一套，型号为BHGL-24/3-0.6 型恒压变频供水设备1套， $Q=65\text{m}^3/\text{h}$ ， $H=60\text{m}$ ， $N=7.5\text{KW}/\text{台}$ ；

UVAF-240 型紫外线消毒器一台；

污水泵二台，一用一备，型号为80QW15-15-1.5， $Q=30\text{m}^3/\text{h}$ ， $h=15\text{m}$ ， $N=1.5\text{KW}$ ；

室内消防泵两台，型号为XBD8/20-100x4， $Q=72\text{m}^3/\text{h}$ ， $h=70\text{m}$ ， $N=30\text{KW}/\text{台}$ ，一用一备；室外消防泵两台，型号为XBD6/20-100x4， $Q=72\text{m}^3/\text{h}$ ， $h=40\text{m}$ ， $N=22\text{KW}/\text{台}$ ，一用一备。消防水炮泵两台，一用一备，型号为XBD9.5/60-120x5， $Q=60\text{L}/\text{s}$ ， $H=95\text{m}$ ， $N=75\text{KW}$ ；消防稳压泵一套，型号为XBD4.5/5W-DF01， $Q=5\text{L}/\text{s}$ ， $h=37\text{m}$ ， $N=4.0\text{KW}/\text{台}$ ，一用一备。气压罐 $\phi1200\times2850$ 。

7、井下水处理站

井下水处理站处理能力为 $60\text{m}^3/\text{h}$ ，井下水处理站处理能力以井下正常排水量的1.4倍为准。井下正常排水量为 $5.03\text{m}^3/\text{h}$ ，同时兼顾后期深层可能有较大排水量，且井下排水主要污染物为无盐悬浮物、少量油类等，经井下水处理站处理后，以出水水质满足用水对象为供水。处理工艺采用石灰-碱法软化+超磁分离技术+超滤+反渗透工艺为主体的多级处理方案。

该井下水处理构筑物及设备见表4.6-1，矿井水处理站主要设备见表4.6-2。

表4.6-1 主要构建筑物一览表

序号	子项名称	单位	尺寸 LxBxH(m)	数量	备注
1	泵车间	座	42mx9.9mx7.2m 地上	1	
2	600m^3 调节池及泵房联合建筑	座	34mx13mx7.2(5.5 地下)	1	
3	预处理车间	座	30mx23mx7.5m 地上	1	
4	矿井水处理车间	座	25.6x20.4x6.5m(4.0 地下)	1	
5	800m^3 井下消防水池	座	14.8x14.8x4.0m 地下	1	
6	1500m^3 事故水池	座	19.8mx19.8mx4.0m 地下	1	

表 4.6-2 矿井水处理站主要设备一览表

序号	名称	规格	单位	数量	材质	备注
一	污水调节池	V=600m ³				
1	调节池搅拌机	潜水搅拌机, N=5.5kW	台	2	SS316	
2	调节池提升泵	卧式离心泵, Q=80m ³ /h H=15m, N=11kW	台	2	过流材质 CS	1用1备
二	磁沉淀池					
1	快速混合搅拌机	立轴式, N=1.5kW, n=0~65 r/min		2	水下, SS316	
2	磁介质混合搅拌机	立轴式, N=1.5kW, n=0~65 r/min, 变频控制	台	2	水下, SS316	
3	絮凝反应搅拌机	立轴式, N=1.5kW, n=0~40 r/min, 变频控制	台	2	水下, SS316	
4	澄清器刮泥机	Φ5m, 池深 6.5m, N=1.5 kW	台	2	水下, 碳钢防腐	
5	填料	PP 斜管 斜长 1200 孔径 80mm	m ²	2		
6	集水槽等池内件			2	碳钢防腐	
7	污泥循环泵	螺杆泵, Q=7m ³ /h H=15m, N=2.2kW	台	2	定子: SS316L, 转子: 丁腈橡胶	2用2备
三	中和池 A	V=30m ³				
1	中和池 1 搅拌机	立轴式, N=1.5kW, n=0~65 r/min	台	1	水下, SS316	
四	D 型滤池 A			3		
1	石英砂	粒径 0.4~0.8mm	m ³	29		
2	滤板/滤头	Φ450mm, 8mm	套	3		
3	滤池反洗水泵	卧式离心泵, Q=40m ³ /h, H=15m, N=11kW	台	2	过流材质 CS	1用1备
4	电动闸	Bx=1000x300, N=0.75kW	台	3	铸铁	
五	超滤装置					
1	超滤进水泵	卧式离心泵, Q=80m ³ /h, H=35m, N=22kW, 变频控制	台	2	过流材质 SS316	1用1备
2	自清洗过滤器	Q=40m ³ /h, 过滤精度: 100 μm	台	2	叠片, PP	
3	超滤装置	回收率≥90%; 膜通量≤50L/m ² ·h, 单套处理量 40m ³ /h	套	2		
4		2860: 24 支/套	支	72		
5		超滤膜架	套	2		
6	超滤反洗水泵	卧式离心泵, Q=80m ³ /h, H=25m, N=11kW, 变频控制	台	2	过流材质 SS316	1用1备
六	反渗透装置 A					
1	反渗透 A 进水泵	卧式离心泵, Q=80m ³ /h, H=30m, N=11kW, 变频控制	台	2	过流材质 SS316	1用1备

序号	名称	规格	单位	数量	材质	备注
2	保安过滤器	Q=60m³/h, 过滤精度: 5 μm	台	2	过流材质 SS316	
3	RO 高压泵	卧式离心泵: Q=60m³/h, H=180m, N=45kW, 变频控制	台	2	过流材质 SS316	
4	反渗透装置	回收率≥70%; 膜通量≤16L/m²·h, 单套处理量 60m³/h	套	2		2 用
5	反渗透 A 膜元件	8"	支	144		
6	RO 压力容器	配套: 6 芯装, 300psi	支	24		
7	RO 膜架		套	2		
九	反洗废水池	V=400		1		
1	反洗废水池搅拌机	潜水搅拌机, N=3.7kW	台	1	过流材质 SS316L	
2	反洗废水提升泵	卧式离心泵: Q=100m³/h, H=15m, N=11kW	台	2	过流材质 SS316L	1 用 1 备
十	RO 产水池	V=40				
1	提升泵	卧式离心泵: Q=10m³/h, H=15m, N=1.5kW	台	2	过流材质 2205	1 用 1 备
十一	磁混凝沉淀池 B					
1	快速混合搅拌机	立轴式: N=2.2kW, n=0~65 r/min	台	1	液下 SS316L	
2	磁介质混合搅拌机	立轴式: N=2.2kW, n=0~65 r/min, 变频控制	台	1	液下 SS316L	
3	絮凝反应搅拌机	立轴式: N=2.2kW, n=0~40 r/min, 变频控制	台	1	液下 SS316L	
4	澄清器刮泥机	立式, 池深 6.5m, N=1.5kW	台	1	液下碳钢防腐	
5	填料	斜管, 长度 1200, 孔径 80mm	M2	12		
6	集水槽		套	1	碳钢防腐	
7	污泥提升泵	立式离心泵: Q=15m³/h, H=15m, N=7kW	台	2	转子: SS316L, 定子: 丁腈橡胶	1 用 1 备
十二	中和池 B	V=40m³				
1	中和池搅拌机	立轴式: N=5.5kW, n=0~65 r/min	台	1	液下 SS316L	
十三	过滤池 B					
1	纤维滤料		M3	24		
2	滤板/滤头	单池面积: 8m²	套	1		
3	反洗风机(罗茨风机)	Q=12Nm³/min, H=5m, N=30kW	台	2	CS	1 用 1 备
4	滤池反洗水泵	卧式离心泵: Q=40m³/h, H=15m, N=11kW	台	2	过流材质 SS316L	1 用 1 备

序号	名称	规格	单位	数量	材质	备注
5	电动闸门	BxL=300x300, N=0.75kW	台	1	铸钢	
十四	超滤装置B					
1	超滤进水泵	卧式离心泵: Q=10m³/h, H=35m, N=5.5kW, 变频控制	台	2	过流材质 SS316L	1用1备
2	自清洗过滤器	Q=10m³/h, 过滤精度: 100 μm	台	2	叠片: PP	
3	超滤装置	回收率≥90%; 膜通量≤50L/m²·h, 单套处理量 20m³/h	套	2		
4		2860, 12支/套	支	24		
5		超滤膜架	套	2		
6	超滤反洗水泵	卧式离心泵: Q=10m³/h, H=25m, N=5.5kW, 变频控制	台	2	过流材质 SS316L	1用1备
十五	阳离子交换器					
1	交换器进水泵	卧式离心泵: Q=10m³/h, H=30m, N=15kW	台	2	过流材质 SS316L	
2	钠离子交换器	Φ3.0m, 树脂装填高度 2.4m	台	2	碳钢衬胶	
3		强酸阳树脂				
4	树脂捕捉器	DN200	台	2		
十六	DTRO					
1	芯式过滤器	单芯, 12寸, 折叠滤芯	台	2	316L	含滤芯
1	DTRO 进水泵	卧式离心泵: Q=120m³/h, H=30m, N=45kW, 变频控制	台	2	过流材质 2205	
2	DTRO	单套处理量 120m³/h, 回收率 50%, 膜通量 3-8042, 90bar	套	2		
3	变频器	1700, 14539, IH500, 230 VAC, 50Hz	套	2		
十七	污水处理系统					
	超滤 RO 浓水提升泵	卧式离心泵: Q=120m³/h, H=15m, N=5.5kW	台	2	过流材质 2205	1用1备
	污泥脱水系统					
1	污泥进料泵	螺杆泵: Q=30m³/h, H=0.7Mpa, N=25kW, 变频控制	台	2	转子: SS316L, 定子: 丁腈橡胶	1用1备
2	板框压滤机	过滤面积 150m², 进泥含水率 97%, 出泥含水率 <70%, N=25KW	套	1		
3	污泥料仓	V=10m³, N=1.1KW	套	2	碳钢防腐	
4	污泥池搅拌机	立轴式: N=7.5kW, n=9-65 r/min	台	2	碳钢防腐	
5	电动单梁起重机	起重量 5t	套	1	组合件	

序号	名称	规格	单位	数量	材质	备注
十九	软化加药系统					
1	碱液加药装置		套	1		
2	碱液计量泵	$Q=0.35\text{m}^3/\text{h}$, $H=0.5\text{Mpa}$, $N=0.37\text{kW}$	台	8	组合件	6用2备, 变频
3	碱液储罐	60m^3	台	2	碳钢	
4	氢氧化钠卸药泵	卧式离子泵: $Q=20\text{m}^3/\text{h}$, $H=15\text{m}$, $N=3.7\text{kW}$	台	2	氟塑料	
5	氢氧化钠输送泵	卧式离子泵: $Q=2\text{m}^3/\text{h}$, $H=15\text{m}$, $N=1.5\text{kW}$	台	2	氟塑料	
6	碳酸钠储存投加装置	40m^3 , 4.8kW , 成套装置, 含配套物位, 除尘, 给料, 破拱及推动器等设备	套	2		
7	纯碱投加计量泵	$Q=0.5\text{m}^3/\text{h}$, $H=0.5\text{Mpa}$, $N=0.55\text{kW}$	台	3	组合件	2用1备, 变频
8	碳酸钠溶解池搅拌机	2.2kW , 配备搅拌机	台	2	液下 SS304	
9	碳酸钠贮药池搅拌机	3.0kW , 配备搅拌机	台	2	液下 SS304	
10	PAM全自动加药系统	药剂: 聚丙烯酰胺, 干粉投加能力 $0\sim 2\text{kg}/\text{h}$, 3.2kW				
11	PAM加药泵	$Q=200\text{L}/\text{h}$, $H=5\text{bar}$, $N=0.55\text{kW}$	台	5	组合件	4用1备, 变频
12	PAM加药泵	$Q=50\text{L}/\text{h}$, $H=5\text{bar}$, $N=0.37\text{kW}$	台	3	组合件	2用1备, 变频
13	凝凝剂加药装置		套	1		
14	凝凝剂溶药箱	$V=2\text{m}^3$, 防腐, $N=0.75\text{kW}$	台	2		
15	凝凝剂加药泵	$Q=190\text{L}/\text{h}$, $H=5\text{bar}$, $N=0.55\text{kW}$	台	5	组合件	4用1备, 变频
16	凝凝剂加药泵	$Q=50\text{L}/\text{h}$, $H=5\text{bar}$, $N=0.37\text{kW}$	台	3	组合件	2用1备, 变频
17	絮凝剂加药装置		套	1		
18	絮凝剂加药泵	$Q=60\text{L}/\text{h}$, $H=5\text{bar}$, $N=0.37\text{kW}$	台	4	组合件	3用1备, 变频
19	絮凝剂储罐	$V=60\text{m}^3$, 玻璃钢	台	1		
20	盐酸卸药泵	卧式离子泵: $Q=20\text{m}^3/\text{h}$, $H=15\text{m}$, $N=3.7\text{kW}$	台	2	氟塑料	1用1备
21	盐酸输送泵	卧式离子泵: $Q=2\text{m}^3/\text{h}$, $H=15\text{m}$, $N=1.5\text{kW}$	台	2	氟塑料	1用1备
22	磁粉储存投加装置	40m^3 , 4.8kW , 成套装置, 含配套物位, 除尘, 给料, 破拱及推动器等设备	套	2		
23	磁粉投加泵	螺杆泵: $Q=1.5\text{m}^3/\text{h}$, $H=0.4\text{Mpa}$, $N=0.75\text{kW}$	台	3	转子: SS316L, 定子: 丁腈橡胶	2用1备, 变频

序号	名称	规格	单位	数量	材质	备注
二十	加药系统					
1	盐酸加药装置		套	1		
2	盐酸溶液箱	V=1500L	台	1	PE	
3	盐酸加药泵	计量泵: Q=200L/h, H=5bar, N=0.55kW	台	3	PVC	2用1备, 变频
4	氢氧化钠加药装置		套	1		
5	氢氧化钠溶液箱	V=1500L	台	1	PE	
6	氢氧化钠加药泵	计量泵: Q=360L/h, H=5bar, N=0.55kW	台	3	PVC	2用1备, 变频
7	阻垢剂加药装置		套	1		
8	阻垢剂溶液箱	V=500L, 0.37kW	台	1	PE	含搅拌机
9	RO阻垢剂加药泵	计量泵: Q=10L/h, H=5bar, N=0.25kW	台	3	PVC	2用1备, 变频
10	纯水 RO 阻垢剂加药泵	计量泵: Q=10L/h, H=5bar, N=0.25kW	台	1	PVC	1用1备, 变频
11	还原剂加药装置					
12	还原剂溶液箱	V=500L, 0.37kW	台	2	PE	含搅拌机
13	RO还原剂加药泵	计量泵: Q=10L/h, H=5bar, N=0.25kW	台	3	PVC	2用1备, 变频
14	非氧化性杀菌剂加药装置		套	1		
15	非氧化性杀菌剂溶液箱	V=1000L, PE	台	1	PE	
16	RO非氧化性杀菌剂加药泵	计量泵: Q=50L/h, H=5bar, N=0.25kW	台	3	PVC	2用1备, 变频
17	次氯酸钠加药装置		套	1		
18	次氯酸钠溶液箱	V=1000L, PE	台	1	PE	
19	过滤次氯酸钠加药泵	计量泵: Q=50L/h, H=5bar, N=0.25kW	台	3	PVC	2用1备, 变频
20	普通次氯酸钠加药泵	计量泵: Q=50L/h, H=5bar, N=0.25kW	台	3	PVC	2用1备, 变频
21	次氯酸钠溶液箱液位计		台	1		
22	次氯酸钠储罐	V=10m ³ , 玻璃钢	台	1		
23	次氯酸钠卸药泵	卧式离子泵: Q=20m ³ /h, H=15m, N=3.7kW	台	2	氟塑料	1用1备
24	酸雾吸收器	Φ800	套	1	PVC	
25	洗眼器		套	2		

序号	名称	规格	单位	数量	材质	备注
二十一	膜化学清洗系统					
1	超滤化学清洗系统		套	1		
2	UF 化学清洗罐	V=5m ³	台	1	碳钢衬胶	含蒸汽加热盘管
3	UF 化学清洗保安过滤器	Q=40m ³ /h, 过滤精度 5μm	台	1	碳钢衬胶	含滤芯
4	UF 化学清洗泵	卧式离子泵: Q=40m ³ /h, H=30m, N=7.5kW, 变频控制	台	2	过流材质 SS316L	1 用 1 备
5	RO 化学清洗系统		套	1		
6	RO 化学清洗罐	V=10m ³	台	1	碳钢衬胶	含蒸汽加热盘管
7	RO 化学清洗保安过滤器	Q=60m ³ /h, 过滤精度 5μm	台	1	碳钢衬胶	含滤芯
8	RO 化学清洗泵	卧式离心泵: Q=60m ³ /h, H=35m, N=7.5kW, 变频控制	台	2	过流材质 SS316L	1 用 1 备
二十二	离子交换再生系统					
1	酸再生计量箱	V=2m ³	套	1	碳钢衬胶	
2	碱再生计量箱	V=2m ³	套	1	碳钢衬胶	
3	氯化钠溶解罐	V=2m ³	个	1	碳钢衬胶	
4	氯化钠溶解搅拌机	2.2kW	台	1	液下碳钢防腐	溶解罐配套
5	钠离子交换器射器	DN150	个	1	铜衬塑	
6	氯离子交换器射器	DN150	个	1	铜衬塑	
二十三	其他					
1	RO 浓液提升	卧式离心泵: Q=35m ³ /h, H=35m, N=7.5kW, 变频控制	台	3	过流材质 SS304	2 用 1 备
2	浓盐水泵送泵	卧式离心泵: Q=10m ³ /h, H=40m, N=2.2kW	台	2	过流材质 2205	1 用 1 备
3	泵房排水泵	潜水泵: Q=10m ³ /h, H=10m, N=1.5kW	台	3	铸铁	
4	滤液提升泵	潜水泵: Q=60m ³ /h, H=15m, N=5.5kW	台	2	316L	
5	管道混合器	DN200, L=2m	个	3	碳钢衬胶	
6	管道混合器	DN300, L=2m	个	3	碳钢衬胶	

序号	名称	规格	单位	数量	材质	备注
7	净化风罐罐	V=5m ³	台	1	Q345R	
8	工艺风罐罐	V=5m ³	台	1	Q345R	
9	电动葫芦	起重量T=1t	台	3		
二十四	事故池	V=1500m ³	座	1		钢筋混凝土结构
1	事故提升水泵	卧式离心泵：Q=80m ³ /h H=15m，N=11kW	台	2	过流材质 C ₁	用 1 备

4.6.2 粉尘防治与供水单元的事故树分析

1、掘煤尘爆炸事故统计分析：多数发生在采掘工作面，因此将采掘工作面煤尘爆炸作为顶上事件进行事故树分析。

2、事故树如图4.6-1所示。

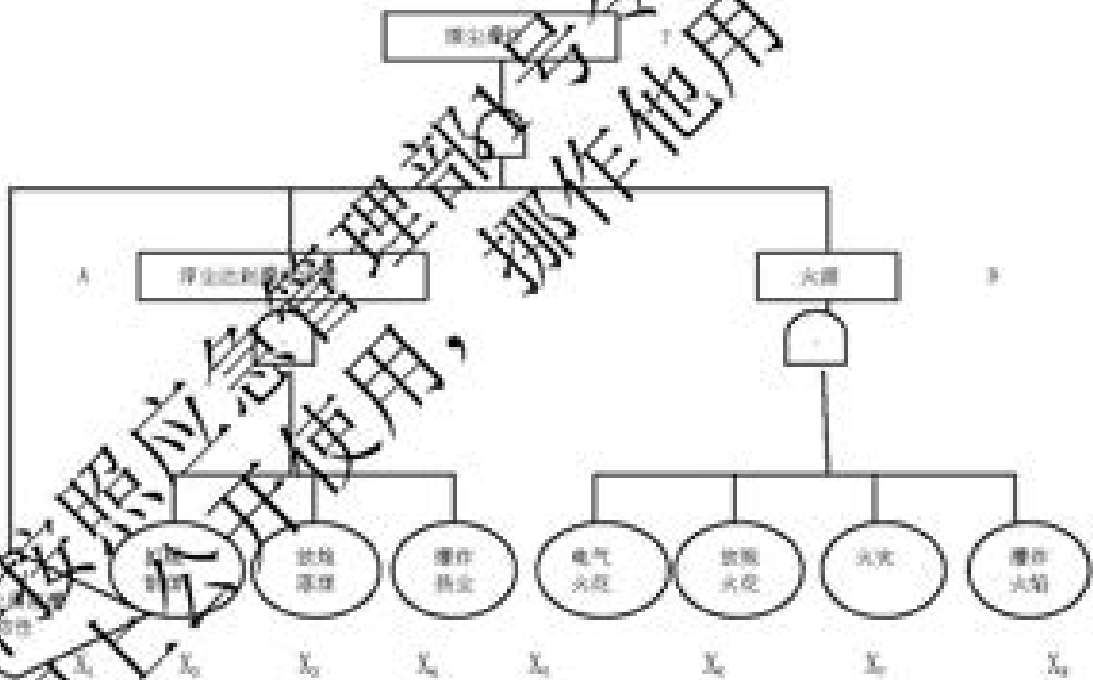


图4.6-1 煤尘爆炸事故树

3、事故树定性分析

(1)求最小割集

$$T=X_1 \cdot A \cdot B$$

$$=X_1 \cdot (X_2 \cdot X_3 \cdot X_4) \cdot (X_5 \cdot X_6 \cdot X_7 \cdot X_8)$$

$$=X_1 \cdot (X_2X_3 + X_2X_5 + X_2X_6 + X_2X_7 + X_2X_8 + X_3X_5 + X_3X_6 + X_3X_7 + X_3X_8 + X_4X_5 + X_4X_6 + X_4X_7 + X_4X_8)$$

$$=X_1X_2X_3 + X_1X_2X_5 + X_1X_2X_6 + X_1X_2X_7 + X_1X_2X_8 + X_1X_3X_5 + X_1X_3X_6 + X_1X_3X_7 + X_1X_3X_8 + X_1X_4X_5 + X_1X_4X_6 + X_1X_4X_7 + X_1X_4X_8$$

$$X_2X_8+X_1X_3X_8+X_1X_4X_8$$

该事故树共有 12 割集，无法进一步分析下去，所以最小割集也是 12 个。

$$K_1=X_1X_2X_3 \quad K_2=X_1X_2X_4 \quad K_3=X_1X_2X_7 \quad K_4=X_1X_2X_8$$

$$K_5=X_1X_3X_3 \quad K_6=X_1X_3X_4 \quad K_7=X_1X_3X_7 \quad K_8=X_1X_3X_8$$

$$K_9=X_1X_4X_3 \quad K_{10}=X_1X_4X_4 \quad K_{11}=X_1X_4X_7 \quad K_{12}=X_1X_4X_8$$

(2)求最小径集：首先编制事故树的对偶树，即成功树，求成功树的最小割集，就是原事故树的最小径集：

$$T=X_1'+A'+B'+X_2'+X_3'+X_4'+X_5'+X_6'+X_7'$$

事故树的最小径集是 3 个。

$$P_1=\{X_1\} \quad P_2=\{X_2, X_3, X_4\} \quad P_3=\{X_5, X_6, X_7, X_8\}$$

(3)结构重要度分析：

利用最小割集，判断各基本事件结构重要度如下：

X_1 （煤尘具有爆炸性），在每个最小割集中均出现，因此 X_1 的重要度最大； X_2 （机械割煤）、 X_3 （放炮落煤）、 X_4 （爆炸扬尘）均出现 4 次，重要度次之； X_5 （电气火花）、 X_6 （放炮火花）、 X_7 （火灾）、 X_8 （明火点燃）均为 1 次。

因此结构重要度依次顺序为

$$I_{\phi(1)} > I_{\phi(2)} = I_{\phi(3)} = I_{\phi(4)} > I_{\phi(5)} = I_{\phi(6)} = I_{\phi(7)} = I_{\phi(8)}$$

(4)事故树分析结论

①系统的危险性（事故发生的可能性）

通过对采掘工作面煤尘爆炸事故树的分析取得 12 个最小割集，因此采掘工作面煤尘爆炸事故发生的可能性为 12 个可能，事故发生的可能性比较大。这 12 个最小割集中的每一个单事件，都有可能导致采掘工作面煤尘爆炸事故。如在具有煤尘爆炸危险性煤层（ X_1 ）采掘工作面，发生爆破落煤产生煤尘达到爆炸浓度，又遇到电气火花（ X_5 ）达到引爆温度，煤尘爆炸的三个必要条件同时具备（ $K_6=K_1K_3K_5$ ），采掘工作面煤尘爆炸事故就可能发生。

②系统工程的安全性（事故的可能预防性）

通过对采掘工作面煤尘事故树的分析，实际得到 2 个最小径集，证明开采具有煤尘爆炸危险煤层的矿井，至少有 2 个方案可供选择，能有效控制和预防采掘工作面煤尘爆炸事故的发生。如果开采具有煤尘爆炸危险性煤层（ X_1 ）的采掘工作面，在机械割煤（ X_2 ）时，进行喷雾洒水、防止煤尘飞扬，杜绝爆炸扬尘（ X_4 ），以及加强明火即热源的出现能有效预防煤尘爆炸事故的发生，即 $P_2=X_2X_4$ 和 $P_3=X_5X_6X_7X_8$ 。

③选择安全防范措施的次序性

事故树是由很多基本事件构成的，这些基本事件对顶上事件均产生影响，但影响程度是不同的，在指定安全防范措施时，必须要有先后次序、轻重缓急，便于系统达到经济、有效、安全的目的。通过采掘工作面煤尘事故树爆炸事故各基本事件的结构重要度的分析，得出如下结论：

$$I_{(X1)} > I_{(X2)} = I_{(X4)} = I_{(X5)} = I_{(X6)} = I_{(X7)} = I_{(X8)}$$

根据以上分析，在开采具有煤尘爆炸危险煤层中，要控制和预防采掘工作面煤尘爆炸事故，必须从防止粉尘浓度达到爆炸界限和引爆温度方面，采取有效对策。基于上述重要度分析的结论，首先应该采取防尘措施，将放炮落煤（X₃）和机械刮煤（X₂）产生的粉尘浓度降到爆炸界限。其次是采取措施，加强电气管理，消灭电气火花（X₇），严格执行放炮作业规程，防止放炮火花（X₄），强化防火工作，防止火灾（X₅），杜绝爆炸火焰（X₈）。这就可以防止煤尘爆炸事故，实现安全生产。

4.6.3 《可研报告》中矿井粉尘防治与供水安全设施的可靠性分析

评价认为：针对该矿煤尘有爆炸危险性的特点，《可研报告》从防治尘源到配备相应灭尘设施以及采取相应地技术措施是可靠的。

4.7 防灭火单元

4.7.1 防灭火单元概述

本矿井所开采煤层属自然发火不自燃煤层。遵照《煤矿安全规程》的要求，本着预防为主方针，根据矿井开拓、开采布置情况及井下综采工作面采煤方法，设计考虑对本矿井自然发火采取综合防治措施，采用以注氮防灭火为主，阻化剂及其它防灭火方法为辅的综合防灭火方法。在井上、下建立相应的防灭火安全监测、监控系统，随时掌握发火倾向，及时采取预防措施。

1、《可研报告》设计矿井注氮量为 540m³/h，注氮方式采用地面固定式注氮系统，注氮系统主要服务于采煤工作面及采空区。采用埋管注氮方法，开放注氮方式。设计选用 QTD-800 型地面固定式碳分子筛制氮机 2 套，一套工作，一套备用。氮气管路选择 Φ159×4.5 无缝钢管，氮气管路从副斜井引入管路连接全部采用法兰连接。矿井氮气管路路径为：地面制氮站→地面管路→副斜井井筒管路→+1250m 水平井底车场→一采区轨道上山→工作面运输顺槽→工作面及采空区。注氮方式根据工作面推进速度的快慢，决定连续注氮还是间歇注氮，慢时为连续注氮；快时为间歇式注氮。随着工作面的推进，

在埋设注氮管路的同时预埋束管监测探头，观测温度。注氮管或支管分叉处设置观察点，随时检测，预防火灾发生。若一旦采空区发生火情，必须加大注氮量控制火情，并随时观测掌握火情有无扩大蔓延之势，若不能有效控制和消灭火情，应尽快撤离工作面人员、设备、将工作面密闭、隔离，断绝空气，加大注氮量、连续注氮，消灭火灾。

2、《可研报告》设计矿井阻化剂防火系统工艺选用机动性电动喷洒注系统，在井下设置药液车（容量为 2 m^3 ）和注液泵，由 50.8mm 铁管沿回风顺槽铺设到工作面，由注液泵加压后向工作面喷洒阻化剂。

3、《可研报告》提出在煤层中布置的开拓、准备巷道，推广应用锚杆支护，可减少煤层暴露面积，对防止煤壁裂缝处及高冒区煤炭自燃有利。设计配备了氧气浓度报警仪、多种气体检定器、煤自燃倾向性测定仪等设备，可人工巡查检测气体成份，为防止煤层自燃提供了手段。

4、矿井设有地面消防水池和井上下消防管路系统，并在井上下设有消防材料库。消防材料库内储存有足够的消防材料和工具。

4.7.2 防灭火单元预先危险性分析

矿井火灾防治单元安全预评价选用预先危险性分析法进行分析，可以看出矿井火灾防治单元危险、有害因素有7项，评价结果见表4.7-1。

其中：IV级：灾难性的，5项，占14.30%；

III级：危险的，3项，占42.85%；

II级：中等的，3项，占42.85%。

评价结果：通过对矿井火灾危险、有害因素的分析结果为：灾难性及危险的因素占57.14%，中等的因素占42.85%。同时从表4.7-1可知矿井火灾危险因素有7项，控制事故的途径有22条，为防止事故的发生，应采取相应地技术措施和管理措施。

表 4.7-1 防灭火单元预先危险性分析表

危险有害因素	触发事件	现象	形成事故的原因事件	结果	严重性等级	主要对策措施
1.采空区煤炭自燃	煤炭自燃	煤炭自燃有 CO 溢出,采空区水温升高,空气温度升高	采空区有大量浮煤,密闭不及时或漏风,采面推进速度慢;没有采取采空区防止煤炭自燃的措施	人员伤亡,财产损失	IV	1.提高回采率,减少浮煤 2.提高密闭质量 3.加快采面推进速度 4.严格执行防止煤炭自燃措施
2.采掘工作面瓦斯燃烧	煤壁瓦斯达到燃烧浓度,遇有火花点燃瓦斯	瓦斯燃烧,引发火灾	综采、综掘截割煤层夹矸起火花,遇有可燃浓度瓦斯;机械移动,能被拉断,短路火花。采空区瓦斯漏出,其浓度达到燃烧条件;遇有火花	人员伤亡,财产损失	II	1.加强通风,防止瓦斯积聚 2.截割满足特殊要求,避免强行截割 3.按规定要求移动电缆
3.胶带运输机巷可燃物着火	胶带不阻燃或胶带与可燃物摩擦,发生火灾	胶带或巷道可燃物火灾	胶带跑偏摩擦引燃,胶带与煤壁、巷道摩擦;胶带不阻燃,火灾;缺陷,职工安全意识缺乏	人员伤亡,财产损失	III	1.使用阻燃胶带 2.安设防跑偏装置 3.清扫巷道积煤和可燃物 4.巷道设置防灭火设施,密封 5.加强防火知识培训
4.巷道火灾	工作过程产生的火花引燃巷道可燃物	巷道可燃物质被引燃	电缆短路,电焊、气焊、电焊引燃工作场所周围可燃物,引起火灾	人员伤亡,财产损失	III	1.严格执行井下使用焊接的安全措施 2.严格控制可燃物品
5.电气设备着火	设备选择不当,过流,过载保护缺陷	电气设备、电缆着火	设备选择不当;维护管理不善,缺陷未及时发现;电缆短路,电气设备过载	人员伤亡,财产损失	II	1.按规程要求选择电气设备 2.加强检查和维修 3.配齐防灭火器材
6.电缆着火	电缆老化,短路着火,引燃周围可燃物	电缆短路,引燃周围可燃物	电缆过载负荷运转,加速老化,电缆短路,接地保护失效,引燃周围可燃物	人员伤亡,财产损失	III	1.按要求选用电缆 2.按要求吊挂电缆 3.及时检测、维护、更换电缆
7.地面井筒附近着火	地面井口附近发生火灾,有毒气体进入井下	地面井口附近发生火灾,有毒气体进入井下	地面井口附近发生火灾;井口未设置防火门,火灾气体进入井下	人员伤亡,财产损失	II	1.地面井口 20m 内不得有火源 2.井口设置防火门或采取防止烟雾进入井下的安全措施

4.7.3 《可研报告》中矿井防灭火安全设施的安全可靠性分析

《可研报告》采用以注氮防灭火为主，阻化剂及其它防灭火方法为辅的综合防灭火方法。在井上、下建立相应的防灭火安全监测、监控系统，随时掌握发火倾向，及时采取预防措施。

其他综合防治措施：

(1) 对主通风机经常进行性能测试，掌握其特性，并随着季节变化及时调整主通风机工况，确保用风地点供风稳定、合理。

(2) 工作面采完后，及时密闭，堵绝漏风。

(3) 工作面下隅角张挂风帘，阻止向采空区漏风。

(4) 合理确定工作面推进度。

外因火灾的防治措施：

(1) 设井下消防材料库，配备足够的灭火器材。

(2) 建立完善的井下消防洒水系统。

(3) 主要井巷和硐室全部采用不燃性材料支护。

(4) 采用阻燃电缆及铠装电缆，变压器及机械设备的油采用抗燃剂。

(5) 带式输送机采用阻燃胶管，并敷设温度传感器及烟雾传感器，与水喷雾器或灭火器联动，形成监测报警系统，防止火灾发生。

(6) 加强电气设备和电气工具的维护保养。

(7) 杜绝明火，严禁烟火及吸烟。

(8) 在变电所、水泵房等重要场所设置防火栅栏及密闭门。

评价认为，《可研报告》中矿井防灭火安全设施满足要求，采取的措施是可行的。

8 排水单元

8.1 排水单元概述

根据《可研报告》，将地下水动力学法计算的涌水量值 $1630.09\text{m}^3/\text{d}$ — $67.91\text{m}^3/\text{h}$ 作为矿井最大涌水量，将涌水量值 $1321.37\text{m}^3/\text{d}$ — $55.05\text{m}^3/\text{h}$ 作为矿井正常涌水量。

矿井排水设备拟选用 MD85-67×7 型矿用耐磨多级离心式水泵三台，额定流量 $85\text{m}^3/\text{h}$ ，额定扬程 469m，正常涌水期一台泵工作，一台泵备用，一台泵检修，最大涌水期两台泵同时工作，满足排水要求。每台水泵配 YBX3 型、250kW、10kV 防爆电动机一台。

排水管路拟选择标准管径 DN150，选用 $\Phi 159\times 7$ 的无缝钢管二趟，采用法兰连接，正常涌水期为一趟管路工作，一趟管路备用，最大涌水期为两趟管路同时工作。每台水

泵配备一趟吸水管，吸水管路选择 $\Phi 159 \times 7$ 的无缝钢管。

4.8.2 事故树分析

考虑到矿井各种充水因素可能会造成采掘过程中突水事故，因此采用事故树分析方法对其发生的可能途径和应采取的措施进行分析。

1、井下突水事故树如图4.8-1所示。

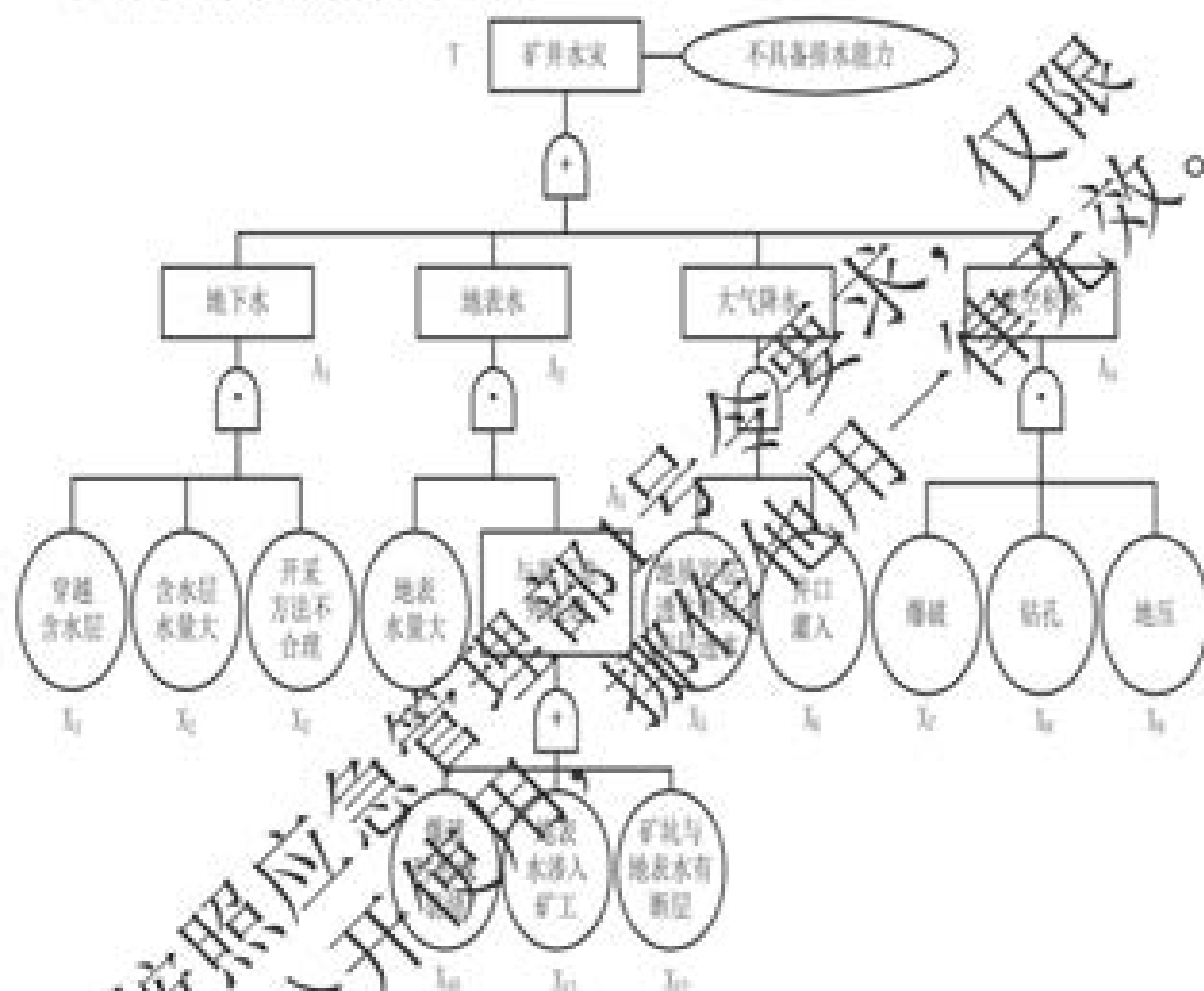


图4.8-1 井下突水事故树

井下突水事故树分析

(1) 最小割集数为9，其组合为：

$K_1=\{X_1, X_2, X_3, a\};$ $K_2=\{X_4, X_{10}, a\};$ $K_3=\{X_4, X_{11}, a\};$

$K_4=\{X_4, X_{12}, a\};$ $K_5=\{X_5, a\};$ $K_6=\{X_6, a\};$

$K_7=\{X_7, a\};$ $K_8=\{X_8, a\};$ $K_9=\{X_9, a\};$

(2) 结构重要度分析

各基本事件结构重要度顺序为：

$I_{\phi(3)}=I_{\phi(4)}=I_{\phi(7)}=I_{\phi(8)}=I_{\phi(9)} > I_{\phi(4)} > I_{\phi(10)}=I_{\phi(11)}=I_{\phi(12)} > I_{\phi(1)}=I_{\phi(2)}=I_{\phi(3)}$

(3) 决策分析

从最小割集进行分析，由于最小割集有9个，表明发生井下突水事故的途径有9种，因此，要使井下突水事故不发生，需采取措施保证9个最小割集的事件均不发生，否则，事故发生在所难免，这也说明矿井井下突水事故导致伤亡的危险性较大。从最小割集的重要度分析可知，预防井下突水除认真研究、掌握矿井地质构造，抓好井口位置的选择及地面排水设施的建设之外，重点是断层裂隙带积水的预防，所以，要求设计单位重点对井田范围内的断层结构带进行必要的调查研究，确定其含水量并留设足够的安全煤柱，同时要求项目单位认真执行《煤矿安全规程》，严格按规程中的要求，进行爆破、钻孔，了解井下地质构造，作好防水、排水设施设备的完善工作，在抓好以上工作的同时，也不能放松和忽视其它基本事件。

4.8.3 防治水单元预先危险性分析

矿井水害防治单元安全预评价采用预先危险性分析方法，其分析该矿井水害危险、有害因素 11 项，评价结果见表 4.8-1。

其中：IV级：灾难性的，4 项，占 36.4%；

III级：危险性的，6 项，占 54.5%；

II级：临界性的，1 项，占 9.1%。

评价结果：

通过对矿井水害危险有害因素分析，矿井水害危险因素有 11 项，控制事故的途径有 22 条。为防止事故的发生，应采取相应地技术措施和管理措施。

表 4.8-1 矿井水害防治单元预先危险性分析表

危险有害因素	触发事件	现象	形成事故的原因事件	结果	危险等级	主要对策措施
1.采空区及老窑积水	采掘贯通采空区及老窑而发生透水、突水	透水 突水	1.无排水泵排水 2.排水泵故障 3.排水设施能力不够	人员伤亡、财产损失	IV	1.探明老空区、老窑区积水范围及积水量 2.采掘中执行探放水制度，防止积水 3.封堵贯通点，留设防水墙和控制网
2.断层、裂隙、陷落柱等构造导水	采掘贯通断层、裂隙、陷落柱等导水构造透水	涌水	1.无排水泵 2.涌水量大于排水量 3.排水设备故障	人员伤亡、财产损失	III	1.探明断层、裂隙、陷落柱等导水构造的水文地质条件 2.采掘中执行探放水制度 3.封堵贯通点，留设防水煤柱
3.封闭不良钻孔导水	采掘贯通封闭不良的钻孔透水	涌水	1.无排水设备 2.排水系统不完善	人员伤亡、财产损失	II	1.查明并按规定重新封闭不良封孔 2.留设防水煤柱
4.巷道透水	开拓、掘进中探放水工作缺陷	突水	1.突水量大于排水量 2.无排水泵 3.排水系统故障	人员伤亡、财产损失	IV	1.矿井配备探放水设备及人员，按规定进行探放水
5.水平、采区及工作面透水	水平、采区及工作面防水煤（岩）柱留设缺陷	突水	1.排水系统出故障 2.突水量大于排水量	人员伤亡、财产损失	II	按设计规定留设防水煤柱，并按规定探放水
6.矿井水害	井田边界防水煤（岩）柱留设缺陷	突水	1.排水系统出故障 2.突水量大于排水量	人员伤亡、财产损失	IV	按设计规定留设防水煤柱，完善矿井排水系统
7.矿井水害	水仓设置、容量缺陷	水灾	1.水仓设计不符合《煤矿安全规程》规定	人员伤亡、财产损失	III	1.按规定设置水仓 2.及时清理水仓，保证水仓有效容积
8.矿井水害	排水泵排水能力不足	水灾	1.矿井排水泵设计不符合《煤矿安全规程》规定	人员伤亡、财产损失	III	1.按矿井水文地质条件及《煤矿安全规程》规定设计矿井排水设备 2.及时按规定对排水设备维修，保持排水设备完好
9.矿井水害	排水管路缺陷	水灾	1.排水管路设计不符合《煤矿安全规程》规定	人员伤亡、财产损失	III	1.按矿井水文地质条件及《煤矿安全规程》规定配置排水管路 2.按规定及时维修排水管路保持管路完好，更换损坏管路
10.矿井水害	水泵房和通道设置缺陷	水灾	1.主要水泵房设计不符合《煤矿安全规程》规定	人员伤亡、财产损失	III	1.主要水泵房按《煤矿安全规程》规定设置 2.保持水泵房通道畅通
11.矿井水害	地面防排水设施不完善，地面塌陷、地裂缝未及时处理	水灾	1.地面最高洪水位、洪水量不清，遭遇历史最大降雨，地面防冲设施有缺陷	停产、人员伤亡、财产损失	IV	1.查明矿井地面历史最高洪水位和历史最大洪水量 2.据此设置矿井地面完善可靠的防冲水、防洪系统 3.及时处理地表塌陷坑和地裂缝

4.8.4 《可研报告》中矿井防治水安全设施的安全可靠性分析

评价认为《可研报告》提出上述防排水设施满足要求，采取的措施是可行的。

存在的不足或建议

由于该矿井筒施工穿过砂岩含水层，建议邀请相关专家和有施工经验的施工单位一起召开专题论证会，制定井筒的施工管理、支护措施，确保井筒施工的安全可靠，最大限度破碎带、水对井筒支护的影响。同时在施工中应及时排水，及时注浆围岩，坚持“有疑必探，先探后掘”的防治水原则。

4.9 防热害单元

根据地质报告，井田的地温梯度值在 1.30-2.19℃/100m，平均为 1.71℃/100m，小于 3℃/100m，属于地温正常增温区，只有在井田十七煤的深部有一个面积 0.27km² 的煤热害区，煤层热害区面积 0.27km²。十七煤为高硫煤，目前按照政策暂不具备开采条件，因此本矿井开采暂不考虑矿井热害防治措施。

4.10 安全监控、人员定位与通信单元

4.10.1 安全监控、人员定位与通信单元概况

《可研报告》根据该矿井的实际情况选择一套 KJ65A 型矿井安全监控系统，该系统对井下生产环境以及各主要生产环节运行状态进行实时数据采集、传输、显示、记录，使有关人员能够及时、准确地了解井下环境状况，达到对各类灾害的早期预测；一旦发现有害气体超限立刻声光报警，切断相关设备电源，防止事故的发生。该系统具备甲烷断电仪和甲烷风电闭锁的全部功能。监控对象：氧气、瓦斯、煤尘、风速、负压、一氧化碳、二氧化碳、烟雾、温度等参数。

本矿井设置了井底永久避险棚室，避险人数是 100 人，位置在 +1250m 水平井底车场附近。为了保证井下人员安全，井下设置压风自救系统。

《可研报告》选用 KJ69J 型人员监测系统一套；该系统在井口、井下及一些重要巷道、硐室设置无线人员监测站，通过每人携带的无线编码发射器实时监测下井人员数量、位置状况。

《可研报告》中通信联络系统选用一套 KT379 IP 调度交换机，设于行政生活区综合服务中心楼调度监控中心机房，根据矿井调度岗位的需求，该交换机初装容量为 200 门，其中井下用户约为 50 门。矿井设置了一套 KT425 型井下应急广播通信系统，该系统是一套灵活可靠，并可以在恶劣的环境中使用的广播通信系统。在矿井安全出现紧急情况

下，可以在调度指挥中心，通过广播系统向井下覆盖地点下达安全指令，从而有效的指导人员的安全撤离。

4.10.2 安全监控、人员定位与通信单元的安全检查表法评价

安全监控、人员定位与通信单元的安全预评价采用安全检查表法，共分析矿井监控危险、有害因素 6 项，评价结果见表 4.10-1。

表 4.10-1 安全监控、人员定位与通信单元安全检查表

序号	评价项目	依据标准	主要措施	评价结果
1	矿井安全监控系统	《煤矿安全规程》 第 487 条 (GB50215-2015) 第 12.2.1 条	选用矿井安全、生产监测监控系统	
2	矿井安全生产监控系统监控范围	(GB50215-2015) 第 12.2.2 条 GB50215 第 12.2.3 条	主要监测井下各种有害气体及不利的工作条件，如：高、低浓度甲烷（瓦斯）气体、一氧化碳、风速、温度、压力、负压、液位传感器	√
3	矿井安全生产监控系统选型	(GB50215-2015) 第 12.2.7 条	功能齐全并可以扩展的矿井安全、生产监测监控系统	√
4	矿井安全监控设备连接电缆	《煤矿安全规程》	井下单模光缆通信，同一井两条路径敷设，全井井上下控制电缆均采用 12 芯单模光缆连接	√
5	矿井安全监控系统功能	《煤矿安全规程》	安全监控系统具有连续检测、报警、断电、显示、打印及防雷电保护等功能	√
6	矿井自动化与安全、生产监控系统集成	(GB50215-2015) 第 12.2.5 条	矿井自动化设计包括矿井通风系统监控、井下主排水监控、煤炭主运输监控、矿井安全监测、井下作业人员管理、火灾预报束管监测和井上下视频监控等子系统	√
7	人员定位系统基本要求	《煤矿安全规程》 第 481 条 AQ1028-2007 第 5.1.3 号第 5 条	《可研报告》选用矿井人员定位系统	√
8	人员定位系统井下分站	《煤矿安全规程》(2011) 33 号第 14、16、17 条	在矿井各个人员出入井口、重点区域出入口、限制区域等地点均设置分站	√
9	人员定位卡	《煤矿安全规程》(2011) 33 号第 15 条 AQ1048-2007 5.1.3	配备人员定位卡	√
10	非本质安全型设备	宁夏煤矿井下安全避险“六大系统”验收标准及评分办法（暂行）	《可研报告》中未明确是否需要配备移动式识别器	“
11	通信系统设置	《煤矿安全规程》	《可研报告》中未明确电话的安装地点	“
12	通信设备	《煤矿安全规程》 《煤矿安全规程》 安监总局第 33 号第 44 条	通信系统包括行政管理电话、生产调度电话、井下移动通信、矿井广播等系统	“
13	通信系统功能	MT401-1995 5.3/5.4/5.5/6.4	《可研报告》中未明确通信系统应具有双向语音通信、组呼、全呼、显示发起通信终端设备编号、录音、存储、查询功能和人机对话功能	“

评价结果:

从表4.10-1可以看出:矿井监控危险、有害因素13项,其中:符合规程、规范要求10项,不符合项3项,符合率为76.9%,表明安全监控、人员定位与通信系统的设置基本符合《煤矿安全规程》和《煤炭工业矿井设计规范》(GB50215-2015)的要求。

4.10.3 《可研报告》中安全监控、人员定位与通信单元安全设施的安全可靠性分析

一、安全设施

KJ95X型矿井安全监控系统对井下生产环境以及各主要生产设备的运行状态进行实时数据采集、传输、显示、记录,使有关人员能够及时、准确、全面了解井下环境状况,达到对各类灾害的早期预测;一旦发现有瓦斯超限立刻声光报警,并切断相关设备电源,防止事故的发生。该系统具备甲烷断电仪和甲烷风电闭锁的全部功能。

KJ69J型矿井人员定位系统可实时掌握井下各作业区域人员的动态分布及变化情况,煤矿入井人员的管理、出勤、人员活动轨迹和安全监控。

通信系统包括行政管理电话、生产调度电话、井上下移动通信、矿井广播等系统。

评价认为:《可研报告》选择的安全监控、人员定位与通信系统安全设施满足要求,采取以上措施是可行的。

二、存在的不足或建议

1、需要指出的是,下一步编写《初步设计》和《安全专篇》时,需对矿井安全监控系统传感器的布置作出具体的设计,如煤仓、风筒、回采工作面上隅角、风门、井下主要硐室等。

2、下一步编写《初步设计》和《安全专篇》时,需明确井下人员定位卡的配备比例以及是否配备移动式识别器;

3、下一步《初步设计》中需明确通信系统应具有双向语音通信、组呼、全呼、显示通信双方设备编号、录音、存储、查询功能和人机对话功能。

4.11 爆破器材储存、运输和使用单元

4.11.1 爆破器材储存、运输和使用单元概述

大井沟煤矿的爆破器材库位于工业场地西偏北部约0.4km,进场公路北侧约0.2km处的较平缓地带。该矿需要进行爆破作业地点主要集中在岩巷掘进、以及一些维护工程方面。

该单元利用鱼刺图和预先危险性分析法对放炮伤人事故原因及爆破材料储存、运输、使用过程中的危险因素进行定性评价。

4.11.2 爆破器材储存、运输和使用单元的鱼刺图分析

爆破伤害的鱼刺图分析如图4.11-1所示。

此件按照应急管理厅1号令要求，仅限于网上公开使用，挪作他用一律无效。



图 4.11-1 爆破伤害角刻图

评价结果：通过鱼刺图分析可知，爆破单元的主要危险因素是爆破材料储存、运输中发生爆炸，说明矿井发生爆破危害的可能性较大，放大井沟煤矿需采取措施，对爆破材料储存、运输、使用以及引药的加工予以重点管理和防范。

4.11.3 爆破器材储存、运输和使用单元的预先危险性分析

采用预先危险性分析法对爆破器材储存、运输和使用单元共分析危险、有害因素 4 项，评价结果见表 4.11-1。

其中：

III级：危险性的，4 项，占 100%。

评价结果：

评价认为通过对爆破器材储存、运输和使用单元危险、有害因素分析表明，共有危险、有害因素4项，控制事故的途径有16条，为防止事故的发生，应采取相应的技术措施和管理措施。

此件按照应急管理厅1号令要求，仅限于网上公开使用，挪作他用一律无效。

表 4.11-1 爆破材料贮存、运输、使用单元单元预先危险性分析表

危险有害因素	触发事件	现象	形成事故的原因事件	事故情况	后果	危险等级	措施
1. 爆破材料有问题	1. 购买、储存、运输和使用不合格的火工品 2. 运输车辆不符合国家安全技术标准的要求 3. 车厢内堆放雷管杂乱、不整齐 4. 运输民用爆炸物品的车辆车速过快，未按规定安全车速进行行驶	1. 雷管变形 2. 雷管脚线受损 3. 炸药变质 4. 运输民用爆炸物品的车辆车速过快，未按规定安全车速进行行驶	1. 采用不合适的引爆工具 2. 人员过早进入爆破现场 3. 爆破材料在运输、加工、使用中的罐体 4. 储存、使用中的环境不良，受潮变质	1. 早爆或延迟爆炸，使人员受伤 2. 产生过量的有毒气体，导致中毒窒息 3. 造成盲炮 4. 敏感性高，容易爆炸 5. 潮解、结块、变质，影响使用	1. 对爆破器材进行外观检验，检查器材的生产厂家、批号、日期等以及外观有无损坏或不正常现象 2. 做好爆破器材的储存管理，防止变质	II	
2. 盲炮	1. 引药失效 2. 母线短路，联线方式错误	1. 装填的炮眼完整无缺，未炸裂 2. 雷管脚线完整无缺	1. 漏放 2. 起爆器材加工或炮眼装药问题 3. 爆破材料变质或质量不合格	1. 误触雷管，打瞎眼 2. 爆破器材引信自燃爆炸 3. 爆破器材石达 4. 爆破过程中，作业人员误操作损坏设备	1. 误触雷管，打瞎眼 2. 爆破器材引信自燃爆炸 3. 爆破器材石达 4. 爆破过程中，作业人员误操作损坏设备	III	1. 爆破前检查有无不合格爆破材料 2. 听清炮响数目，发现数目缺少，应及时检查有无盲炮
3. 运输中爆破材料爆炸	爆破材料受到剧烈震动和挤压	爆破材料散落 放杂乱	1. 司机对运输爆破材料缺乏经验 2. 路面不平整，颠簸 3. 车速过快，急转弯、急刹车，发生碰撞 4. 意外	1. 人员受伤或财产损失	1. 人员受伤或财产损失	III	1. 选择合格的运输工具 2. 车速和两车间的距离应符合规定要求 3. 炸药和雷管避免混装混运 4. 运输爆破器材的车辆应挂危险标志，避免在闹市和人员集中的地方停留 5. 井下运输应事先通知卷扬机和信号工 6. 运输爆破材料避开上下班和人员集中的时间
4. 爆破材料库发生爆炸	爆破材料管理制度落实不严格	爆破材料库内堆积大量炸药、雷管、炸药包、雷管等	1. 库区设置不合理 2. 库区内设通讯、监控、消防设施 3. 减少爆破器材库数目，几个库房间的殉爆距离符合规定，避免设井下爆破器材库 4. 库房至住宅或村庄边缘留有足够的距离，清除库房周围杂草等易燃物质 5. 按照允许的共存范围保存爆破器材 6. 有雷击危险的地方，库房周围设避雷装置，高压线远离爆破器材库	1. 爆破材料冻结、结块或潮解等 2. 爆炸引发火灾 3. 炸药发生自燃 4. 人员伤亡、设备损坏	1. 爆破材料冻结、结块或潮解等 2. 爆炸引发火灾 3. 炸药发生自燃 4. 人员伤亡、设备损坏	III	1. 爆破器材库布局要合理，周围设围墙或铁丝网 2. 库区内设通讯、监控、消防设施 3. 减少爆破器材库数目，几个库房间的殉爆距离符合规定，避免设井下爆破器材库 4. 库房至住宅或村庄边缘留有足够的距离，清除库房周围杂草等易燃物质 5. 按照允许的共存范围保存爆破器材 6. 有雷击危险的地方，库房周围设避雷装置，高压线远离爆破器材库

4.11.4 《可研报告》中爆破器材储存、运输和使用单元安全设施的安全可靠性分析

一、安全设施

《可研报告中》提出预防爆破事故的措施如下：

- 1、井下爆破作业必须使用煤矿许用炸药和电雷管，且炸药的安全等级不低于三级。
- 2、所有爆破人员，包括爆破、运送、装药人员等必须熟悉爆炸材料性能。
- 3、选择正确的运输工具，炸药和雷管禁止混装混运。
- 4、加强爆破材料的储存管理，防止变质。
- 5、工作面采用毫秒爆破，一次全部起爆。
- 6、电缆、设备应避开爆破地点，爆破前有专人警戒。
- 7、导火索留有足够长度，爆破时要有足够的安全距离。
- 8、处理拒爆、残爆时必须在班组长指导下进行，未处理完毕禁止从事其它工作。

评价认为：《可研报告》选择的爆破器材储存、运输和使用安全设施满足要求，采取以上措施是可行的。

二、存在的不足或建议

《可研报告中》未对爆破工种的爆破器材运输进行详细描述，下一步编写《初步设计》和《安全专篇》时，需对爆破工艺和爆破器材运输作出具体的设计。

4.12 提升运输单元

4.12.1 提升运输单元概况

矿井提升运输系统单元安全预评价采用预先危险性分析法。根据本评价单元的内容和特点，将矿井提升运输系统单元的 danger 分成两个子单元，即斜井提升运输系统子单元和井底辅助运输系统子单元。

一、斜井提升运输系统子单元安全预评价

1、主、副斜井提升运输系统子单元概况

主工业广场主斜井井口标高+1635.5m，井底标高+1212m，倾角 23°，斜长 1084m，净宽 5.0m，净断面积 16.8m²。井颈段斜长暂定为 30m，采用钢筋混凝土支护，支护厚度 400mm；井筒段斜长为 1054m，采用锚网喷支护，支护厚度 120mm。主斜井装备 1.0m 胶带输送机，担负矿井主提升任务，同时安装循环式架空乘人器担负人员上下井及主斜井胶带机检修任务，胶带输送机与架空乘人器之间设钢丝防护网以保证安全。

主工业广场副斜井井口标高+1635.5m，井底标高+1250m，倾角 23°，斜长 987m，净宽 4.2m，净断面积 13.7m²，井颈段斜长暂定为 30m，采用钢筋砼支护，支护厚度 400mm；井筒段斜长为 957m，采用锚网喷支护，支护厚度 100mm。设置一套 JK-3×2.2P/20 型提升机，采用高速直流电动机拖动，主要担负矿井材料及矸石等提升任务，同时兼进风井及安全出口。

中央回风立井：井口标高+1749.0m，井底标高+1510m，垂深 239m，净直径 5.0m，净断面积 19.6m²，井颈段长度暂定为 20m，采用钢筋砼支护，支护厚度 800mm；井筒段长度为 218m，采用砼浇筑支护，支护厚度 500mm。主要担负矿井南翼一、二、三、四采区回风任务，同时安装梯子间兼安全出口。

北翼回风立井：井口标高+1708.0m，井底标高+140m，垂深 368m，净直径 5.0m，净断面积 19.6m²，井颈段长度暂定为 20m，采用钢筋砼支护，支护厚度 800mm；井筒段长度为 288m，采用砼浇筑支护，支护厚度 500mm。主要担负矿井北翼五、六、七采区回风任务，同时安装梯子间兼安全出口。

副斜井是矿井生产辅助提升井，主要担负井内除人员外的全部辅助提升任务，即：升降设备、下放支护材料、提升矸石等辅助提升任务，采用单钩串车提升方式。

2、主、副斜井提升运输系统单元预先危险等级分析

主、副斜井提升运输系统单元安全预评价采用预先危险分析法，共分析危险、有害因素 7 项，评价结果见表 2-1。

其中：IV 级：灾难性的，2 项，占 28%；

III 级：严重的，4 项，占 57%；

II 级：危险性的，1 项，占 14%。

3、评价结果

通过对煤炭提升运输系统子单元的危險、有害因素分析表明，煤炭提升运输系统子单元的危險、有害因素有 7 项，控制事故的途径有 26 条，为防止事故的发生，应采取相应的技术措施和管理措施。

主井采用 DTII 型深槽大倾角钢绳芯带式输送机，该带式输送机配置盘式制动器及逆止器，防止带式输送机的倒转；设置防跑偏、打滑、堆料、防大块滚落、防断带、防撕裂等保护装置一套，保证输送机的安全可靠运行。在机头和机尾，设置了防护栏，防止人员与滚筒相接触；选用的阻燃输送带，带式输送机托辊及滚筒的非金属材料 and 橡胶衬垫，其阻燃性和抗静电性均满足标准 MT147-95 的要求。主井大倾角胶带机还配置有 YJJ 型钢绳芯胶带接头在线监测仪，可在胶带机运行过程中动态检测钢绳芯胶带接头的使用

情况及拉伸状况，及时排除隐患，提高设备运行的安全性和可靠性，并为胶带输送机检修、维护人员提供帮助。

此件按照应急管理部和1号令要求，仅限于网上公开使用，挪作他用一律无效。

表 4.12-1 斜井提升运输系统子单元预先危险性分析表

主要危险因素或位置	形成事故的原因事件	事故后果	危险等级	安全措施
井口安全设施不全	1.光线不足,人员在井口附近移动 2.电机车顶车行驶 3.罐笼运行不稳 4.大门工打挡斜井附近的卫生	1.人员或设备冲入斜井 2.码头附近落的碎石落入竖井,碰伤人员或损坏设备 3.造成罐笼事故	III	1.防止杂物坠入斜井 2.照明设备完好,光线充足 3.井筒应设围栏,高度不低于规定的要求 4.罐笼的进车侧应有可靠的阻车器 5.候罐设备和挡车人员应设警示口
提升机安全装置失效	1.绞车司机精力不集中 2.装载过重,运行速度快 3.竖井内有障碍物	1.钢丝绳拉断,使提升容器坠入井底,或发生罐笼事故 2.发生过卷,操作不准确等 3.导致人员伤亡	III	1.提升机必须采用全重锤控制方式 2.提升系统安全保护装置齐全 3.提升系统采用液压盘形制动器,进口恒减速型液压制动系统,有二级制动功能 4.提升机系统设有手动/半自动/低速检查井筒及钢丝绳/低速下放大型设备/材料等四种操作方式,低速检查井筒及钢丝绳/低速下放大型设备/材料两种操作方式,为手动低速运行控制 5.为保证煤矿安全生产的可靠性,因种种原因主控 PLC 退出时,经操作转换开关,提升机可由辅控 PLC 控制满载减速运行,考虑煤矿实际,当双 PLC 事故状态下,系统能转入继电器方式临时应急开车
罐笼管理不严	1.遇有紧急情况,罐笼需立即停止 2.在竖井周围有作业地点	1.罐笼运行不稳,造成罐笼事故 2.易发生坠物伤人事故	III	1.加强装罐工的培训,对不符合乘罐要求的现象,禁止发出升降信号 2.及时清除罐内杂物
防坠器缺陷	1.断绳; 2.松绳。	1.断绳坠井,导致人员伤亡 2.设备损坏	IV	1.加强防坠器的日常检查,按规定进行空载、重载断绳试验,观察滑行距离是否过长或过短 2.加强对钢丝绳的保护和检查 3.竖井内管路悬挂整齐,清除竖井内杂物
钢丝绳损坏	1.罐笼超载或突然停车 2.钢丝绳使用时间过长 3.井筒内有障碍物 4.对钢丝绳检查不力	1.降低钢丝绳安全系数,缩短使用寿命 2.罐笼突然下降,发生松绳事故,可能导致人身伤亡,设备损坏	III	1.做好钢丝绳的使用、检查记录 2.按设计要求载物,防止超载 3.制动时,各种载荷和提升状态下,制动减速度均不超过钢丝绳的滑动极限减速度 4.罐道的固定装置与拉紧装置定期检查

主要危险因素或位置	形成事故的原因事件	事故后果	危险等级	主要对策措施
信号系统问题	1.司机注意力不集中 2.信号工与大门工配合失误 3.信号发送不准确	1.人员或设备坠井 2.罐笼不能准确对罐,加重矿车对罐笼的撞击和对钢丝绳的拉伸 3.上下罐人员受机械伤害和物体打击	III	1.提升电控系统采用全数字变频方式 2.加强绞车司机安全意识教育,持证上岗 3.采用完善的信号系统 4.信号工须经培训,严格信号工交接班制度 5.设信号室以外设信号工和绞车司机
新绳、过卷、信号工操作失误造成人员坠落等	1.司机注意力不集中 2.信号工与大门工配合失误 3.信号发送不准确 4.新绳未检查	1.罐笼坠井,导致人员伤亡或设备毁	III	1.加强信号工培训,避免人员误操作 2.定期对提升设备进行检修、维修

此件按照应急管理部部长令1号要求,仅限于网上公开使用,挪作他用一律无效。

二、井下运输系统子单元安全预评价

1、井下运煤系统及工艺

(1) 煤炭运输方式

本矿井采用斜井方式开拓，综合机械化开采，设计生产能力 0.6Mt/a，根据矿井的开拓部署，井下煤炭运输采用胶带输送机运输。

本矿井首采工作面煤流系统：10501 综采工作面→10501 工作面运输顺槽→+1425m 区段运输石门→一采区+1425m 区段煤仓→一采区胶带及行人上山→+1265m 区段石门→一采区下部转载煤仓→+1250m 胶带石门→井底煤仓→主斜井→地面。

(2) 煤炭运输设备

《可研报告》设计井下（不包括主斜井及掘进巷道）煤炭运输（胶带输送机运输）巷道中共安装有 5 条胶带输送机：

- ①+1250m 胶带运输石门胶带输送机；
- ②一采区胶带运输及行人上山胶带输送机（与+1250m 胶带石门胶带机合为一条）；
- ③+1425m 区段运输石门胶带输送机；
- ④+1500m 区段运输石门胶带输送机；
- ⑤10501 工作面运输顺槽胶带输送机。

(3) 运输系统子单元预先危险性分析

煤炭提升运输系统子单元安全预评价采用预先危险分析法，共分析危险、有害因素 5 项，评价结果见表 12-1。

其中：IV 级，未发现的，2 项，占 40%；

III 级，危险性的，3 项，占 60%。

(4) 安全结果

通过对运输系统子单元的危险、有害因素分析表明，运输系统子单元的危险、有害因素有 5 项，控制事故的途径有 21 条，为防止事故的发生，应采取相应的技术措施和管理措施。

井下煤炭运输采用带式输送机运输方式，运输能力大，能够实现煤炭的连续化运输，生产安全性好，事故率低。胶带采用阻燃、抗静电钢丝绳芯胶带，可杜绝因摩擦等原因造成胶带着火事故的发生。这些都符合《煤矿安全规程》的要求，对减少胶带输送机运输事故极为有利。

表 4.12-2 运输系统子单元预先危险性分析表

危险因素	触发事件	现象	形成事故的原因事件	结果	危险等级	主要对策措施
1. 输送带产生火源	1. 输送带与滚筒、托辊、煤等严重摩擦产生火源 2. 液力耦合器使用可燃性传动介质 3. 液力耦合器过载或充液不足	输送带着火	1. 使用非阻燃输送带 2. 保护失效 3. 输送带与滚筒、托辊、积煤、托辊与带式输送机底部的堆积物产生摩擦, 起火 4. 液力耦合器使用可燃性传动介质, 防爆面不符合规定, 在过负荷和充液不当的情况下, 可能使充填液喷出, 造成人员伤亡和着火	人员伤亡, 财产损失	II	1. 必须使用阻燃输送带, 托辊的非金属材料零件和包胶滚筒的胶料的可燃性和导电性应符合有关规定 2. 带式输送机各种保护装置必须完善, 灵活可靠 3. 机身下面不准存放杂物, 设备经常保持完好, 不能出现漏油或损坏等现象 4. 液力耦合器严禁使用可燃性传动介质, 其充填液要与耦合器的结构相匹配, 要选用防爆面符合规定的产品 5. 洒水管路和消防设施要符合规定, 并保证有足够的水源 6. 带式输送机机头、机尾的支护材料和长度要按《煤矿安全规程》执行
2. 带式输送机制动系统缺陷	1. 上运带式输送机无防逆转和制动装置或两制动装置失灵 2. 下运带式输送机无制动装置或制动装置失灵 3. 制动力矩不符合要求	输送带下滑	1. 未装设防逆转和制动装置 2. 对防逆转和制动装置未定期检查 3. 转动滚筒和输送带之间的摩擦力不够, 超负荷运行时因摩擦力不足造成打滑 4. 突然停电, 使输送带下滑	财产损失, 人员伤亡	III	1. 上运带式输送机必须装设防逆转和制动装置, 下运带式输送机必须装设制动装置 2. 要经常对防逆转和制动装置进行检查维修, 保证灵活可靠 3. 传动滚筒要进行包胶处理, 增加滚筒与输送带的摩擦力 4. 严禁超负荷运行, 避免在满负荷时紧急停车 5. 定期进行制动性能测试
3. 输送带强度缺陷	1. 输送带的强度不够 2. 输送带接头(包括皮带和硫化接头)强度不够	输送带断带	1. 输送带选型的安全系数不符合要求 2. 输送带老化、磨损、严重锈蚀、断丝、断裂、强度降低 3. 输送带接头材料、工艺不符合要求, 接头老化、磨损、疲劳 4. 超负荷运行或紧急停车 5. 输送带滚筒被卡住	财产损失, 人员伤亡	III	1. 选用输送带强度符合要求 2. 加强对输送带的检查, 不符合要求时要及时更换 3. 选用皮带扣、硫化热补接头的强度要和输送带的强度相匹配, 在运行中要加强对接头的检查, 发现问题及时处理 4. 避免输送机超负荷运行 5. 装设断带保护和接头监测
4. 传动部位防护缺陷	1. 人员清理积煤, 检查运行状况和换皮带时触及转动部位 2. 跨越皮带时跌滑	人员被卷入、挤伤	1. 未装设防止人员与驱动滚筒和传动滚筒接触的防护栏或装置失效 2. 未装设跨越带式输送机的过桥或行人不走过桥	人员伤亡	III	1. 带式输送机机头、机尾安装防止人员与驱动滚筒、导向滚筒及转动部件相接触的防护栏或防护罩 2. 输送机巷道设过桥 3. 检修或换胶带时制定措施, 人员不得靠近滚筒

危险有害因素	触发事件	现象	形成事故的原因事件	结果	危险等级	主要对策措施
			3.检修或接皮带未执行安全措施			
5. 带式输送机保护失灵	1.输送机防滑、堆煤、防跑偏保护装置在打滑、堆煤、跑偏时不能及时停车 2.输送机超速、过电流和欠压保护、局部过载保护失效 3.输送带张力下降,防撕裂保护、温度、烟雾保护和自动洒水装置、钢丝绳芯带式输送机断带保护失效	输送带打滑,断绳断带,输送带与滚筒摩擦起温	1.保护装置未按规定检查试验 2.保护装置卡位 3.保护整定不合理 4.保护装置未安设或人为甩掉、失灵	财产损失,人员伤亡		定期检修、维护、整定、试验保护装置,使之灵敏可靠 完善各种保护装置,杜绝违章操作

此件按照应急管理厅1号令要求,仅限于网上公开使用,挪作他用一律无效。

2、辅助运输系统子单元安全预评价

(1) 辅助运输方式

《可研报告》设计有轨运输系统，大巷及石门选用蓄电池电机车牵引各类矿车运输，副斜井井筒及一采区轨道上山采用单滚筒缠绕式提升机（绞车）牵引，工作面顺槽中采用无极绳连续牵引车牵引各类矿车运输。

由于本矿井设计生产能力较小（0.60Mt/a），辅助运输主要运送材料、设备、矸石等，《可研报告》设计选用 600mm 轨距、1t 矿车运输。

(2) 辅助运输系统预先危险性分析

辅助运输系统采用预先危险性分析法，其分析危险、有害因素9项，评价结果见表 4.12-3。

其中：III级：危险性的，6项，占66.7%；

II级：临界性的，3项，占33.3%。

(3) 评价结果

通过对辅助运输系统的危险、有害因素分析可以看出，存在的危险、有害因素有 9 项，控制事故的途径有 27 条，为防止事故的发生，应制定相应的技术措施和管理措施。

表 4.12-3 辅助运输系统预先危险性分析表

危险有害因素	触发事件	现象	形成事故的原因事件	事故情景	后果	危险等级	措施
1.钢丝绳缺陷	1.钢丝绳锈蚀 2.钢丝绳断丝超限 3.钢丝绳磨损 4.钢丝绳受重物挤压	断丝或断股	1.巷道积水 2.对钢丝绳未作及时检修 3.地滚缺失或地滚不转 4.对重物运输方法不当	1.钢丝绳安全系数降低 2.钢丝绳断裂运行 3.钢丝绳受重物挤压	影响生产	III	1.清除巷道积水 2.对钢丝绳加强检查 3.注意避免重物挤压钢丝绳 4.有足够的地滚和托绳轮、压绳轮
2.轨道缺陷	1.钢轨质量过小 2.轨道扣件与轨型不符 3.轨道连接松动	矿车掉道	1.重车经过轨道变形 2.轨道间距超限 3.钢轨接头断开	矿车掉道	影响正常运输	III	1.按设计铺设标准轨 2.轨道扣件必须和轨型相符 3.加强轨道维修
3.牵引系统缺陷	1.钢丝绳张力不足 2.牵引车牵引力不足 3.运送超重物件	矿车不动或牵引滚筒打滑	1.牵引车张紧装置不正常 2.牵引车选型不当	牵引车按最高温牵引电机过数超重物件不能运输	影响正常运输	II	1.根据重物重量和巷道坡度选择牵引车 2.加强维修,保持牵引系统有足够张力
4.制动系统失灵	1.制动力矩不够 2.制动闸空动时间超过规定值 3.闸间隙超过规定值 4.制动系统二级制动不可靠 5.制动系统振动	打滑、停转、超速	1.盘形闸闸瓦磨损、松动、失效 2.闸瓦磨损、松动、失效导致制动盘接触面小于规定值,制动闸瓦在制动盘上滑动 3.制动力矩不足,制动力矩未达到规定值 4.制动闸行程超限 5.制动闸行程过大 6.制动闸行程过大 7.液压系统闸油缸动作,油质不符合要求,回油管、闸油缸漏油,回油不畅 8.二级制动调整误差,无二级制动 9.超载、超速运行	1.制动困难 2.闸盘偏摆、振动异常 3.制动失效 4.无二级制动,有可能造成刹车太急	人员伤亡,财产损失	III	1.选用质量合格的盘形闸闸瓦、轴套 2.选用质量合格的液压站、油泵等部件 3.闸瓦磨损开关安装位置应合理、可靠 4.选用可靠的控制系统 5.加强制动系统的维护保养 6.敷设可靠的闸瓦

危险有害因素	触发事件	现象	形成事故的原因事件	事故情况	后果	危险等级	措施
5. 保护装置失灵	1. 防过卷、过速、深度指示保护装置在容器过卷、过速、深度指示器失效时,不能自动断电或保险闸不抱闸 2. 过负荷、欠电压保护误动、拒动 3. 限速装置失效 4. 闸间隙保护失效 5. 减速功能保护系统失灵	绞车不能按速度运行,紧急制动不平稳或不能实现	1. 保护回路断线或短路 2. 继电器误动、拒动,线圈烧坏,触点熔头、接点粘连 3. 闸间隙保护开关安装位置偏移,导致不受限	1. 提升速度过快,造成井筒、大轮以及井底设施 2. 绞车超速 3. 制动不及时,制动力矩降低 4. 钢丝绳断绳	人员可能伤亡,财产受损	III	1. 防止过卷、防止过速、限速及减速功能保护装置设置为相互独立的双线形式 2. 采用可靠的控制系统 3. 加强日常维护保养
6. 吊椅脱落	1. 抱索器抱口变形 2. 吊钩强度不够	吊椅脱落下来	1. 抱索器的抱口在长期的运行过程中,由于抱口在承受重力和拉力作用下,抱口处发生疲劳应力变形断裂脱落 2. 抱索器和吊钩的安全系数达不到要求时,机械强度降低,运行中发生断裂脱落	1. 吊椅滚落在上下山内,有可能碰伤井下人员 2. 正在运送的人员摔落下来,造成坠落事故	人员伤亡,财产损失	III	1. 选择性能可靠的架空乘人装置 2. 加强对抱索器抱口的日常检查维护
7. 吊椅滑落	1. 抱口变形 2. 护套装置失效	吊椅滑落下来	1. 抱索器的抱口在运行中发生变形,抱口直径变大超过护套的保护外径,使抱索器脱离护套,造成吊椅滑落 2. 护套的钢钉由于疲劳、磨损造成断裂,护套对抱索器的限位不起作用,使护套和吊椅一起沿钢丝绳滑落,引起滑车事故	1. 吊椅滚落在上下山内,有可能碰伤井下人员 2. 正在运送的人员摔落下来,造成坠落事故	设备损失,人员受伤	III	1. 选择性能可靠的架空乘人装置 2. 加强日常对抱索器的检查维护工作

危险有害因素	触发事件	现象	形成事故的原因事件	事故情况	后果	危险等级	措施
				落事故			
8. 驱动轮的驱动片损坏	自身机械设备的操作不当或运行不稳时造成驱动片损坏	架空乘人装置不能正常运转	1. 在运行过程中, 吊椅的拖索器过托索轮时, 产生跳动使个别空载吊椅左右摆动, 当吊椅的摆动弧度超过安全间距时, 使左右边的吊椅发生交钩现象, 使钢丝绳发生卡死而无法运转, 而驱动轮仍继续转动, 造成驱动片损坏 2. 钢丝绳的尾部拉紧装置的配重不够, 使钢丝绳的张力不够钢丝绳与驱动轮打滑, 造成驱动片损坏 3. 某个向上运行吊椅和向下运行吊椅的拖索器转动不灵活出现卡阻时, 由于受钢丝绳的拉力(上绳逆时针、下绳顺时针)影响, 吊椅随钢丝绳摆动, 左右边吊椅运行到交错位置时, 交钩在一起, 使钢丝绳无法转动, 引起驱动轮打滑, 造成驱动片损坏	造成架空乘人装置不能正常运转	影响企业正常生产	II	1. 选择性能可靠的架空乘人装置, 从源头上减少危险隐患 2. 加强对驱动轮的日常检查维护工作
9. 钢丝绳跳线	1. 托索轮的安装位置不够 2. 吊椅的拖口不合格	设备不能正常运转	1. 托索轮的安装位置不够, 钢丝绳发生抖动, 钢丝绳运转时偏离出托索轮, 造成跳线 2. 由于吊椅的拖口不合格, 产生钢丝绳的跳动或卡阻, 使钢丝绳脱离托索轮, 引起跳线, 钢丝绳会引起大量的拖索器和吊椅的抖动	造成架空乘人装置不能正常运转, 进行人员运送	影响企业正常生产	II	1. 加强对架空乘人装置的拖索轮的日常检查维护工作 2. 加强对吊椅拖口的检修力度

4.12.2 《可研报告》中矿井提升运输安全设施的安全可靠性分析

一、安全设施

1、主、副斜井提升系统

主井采用 DTH 型深槽大倾角钢绳芯带式输送机，该带式输送机配置盘式制动器及逆止器，防止带式输送机的倒转；设置防跑偏、打滑、堆料、防大块滚落、防断带、防撕裂等保护装置一套，保证输送机的安全可靠运行。在机头和机尾，设置了防护栏，防止人员与滚筒相接触；选用的阻燃输送带、带式输送机托辊及滚筒的非金属衬层和橡胶衬垫，其阻燃性和抗静电性均满足标准 MT147-95 的要求。主井大倾角胶带机还配置有 YJJ 型钢绳芯胶带接头在线监测仪，可在胶带机运行过程中动态检测钢绳芯胶带接头的受力使用情况及拉伸状况，及时排除隐患，提高设备运行的安全性和可靠性，并为胶带输送机检修、维护人员提供帮助。主斜井井筒内同时装备循环式架空乘人器，满足主井胶带机的检修及上下人员的任务。胶带输送机与架空乘人器之间设置防护网以保证安全。

副井选用 JK-3-2.2P/20 型单滚筒缠绕式变频调速提升机一台，滚筒直径为 $D=3.0\text{m}$ 、滚筒宽度 $B=2.2\text{m}$ 、最大静张力 135kN 、最大允许速度 4.0m/s （提升大件设备时要求慢速提升， $V\leq 2\text{m/s}$ ）。减速器为行星齿轮减速机，减速比 33，减速器传动效率 0.92。配牌坊式深度指示器，二级制动液压站，并符合《煤矿安全规程》第 423 条、424 条配置提升机安全保护装置，确保提升安全。

2、辅助运输系统

顺槽中设计采用无轨胶轮车牵引各类矿车运输，回采工作面回风顺槽和运输顺槽中均选用 SQ-1200/3.5 型无极绳牵引车，功率为 55kW ，总共配备 2 台。井下车场、石门中设计采用蓄电池电机车牵引各类矿车运输。初期投产时需要配备蓄电池电机车的巷道有：①+1250m 水平井底车场及一采区轨道上山下部车场，②+1500m 区段轨道石门及车场，+1500m 区段运输石门，③+1425m 区段轨道石门及车场，+1425m 区段运输石门。

矿井设计生产能力为 0.60Mt/a ，出矿率按 5% 计算，平巷运输距离最长为 395m ，运输线路平均坡度为 4%，牵引矿车为 1t 固定式矿车。设计选用 CTY8/6GB 型 8t 蓄电池电机车 4 台，其中 3 台工作，1 台备用。

评价认为：《可研报告》选择的提升运输安全设施满足要求，采取以上措施是可行的。

4.13 压风及其输送单元

4.13.1 压风及其输送单元概况

压风自救系统气源为地面压风机站压缩空气设备。当安全生产时，该系统为各用气地点用风设备输送气源，当处于事故状态时，压缩空气管路系统即为矿井压风自救系统，可源源不断地向每个用气点输送空气。

①在井底车场、主要机电硐室和避险硐室、采煤工作面顺槽及掘进工作面、采区避灾路线均设压风自救系统。

②在采煤和掘进工作面顺槽每隔 200m 设一组压风自救装置，第一组压风自救装置要求距采掘工作面 25~40m 处；

③压风管路应接入永久避险硐室和临时避险硐室，接入硐室的压风管路加设截止阀、消音器、过滤器和控制阀，在紧急状态下为避险人员供给足够氧气，要求压风出口压力为 0.1~0.3MPa，供风量不低于 0.3m³/min·人，连续噪音不大于 70dB。

④在矿井采区避灾路线上敷设压风管路，每隔 200m 设置一套压风自救装置。

⑤所有压风自救系统的设置必须满足《煤矿安全规程》及《煤矿井下安全避险“六大系统”建设完善基本规范》要求。

4.13.2 压风及其输送单元的预先危险性分析法

压风及其输送单元的安全预评价采用预先危险性分析法，共分析危险、有害因素 11 项，评价结果见表 4.13-1。

其中：IV级：灾难性的，4 项，占 36.36%；

III级：危险性的，3 项，占 27.28%；

II级：危险的，3 项，占 27.28%。

评价结果：评价认为通过对压风及其输送单元的危险、有害因素分析表明，特种设备单元的危险、有害因素有 11 项，控制事故的途径有 47 条，为防止事故的发生，应采取相应安全技术措施和管理措施。

表 4.13-1 压气及输送单元预先危险性分析表

危险有害因素	触发事件	现象	形成事故的原因事件	结果	危险等级	主要对策措施
1. 温度、压力过高	1. 锅炉不能补给水 2. 锅炉严重缺水	蒸汽温度升高，压力不稳	1. 给水系统、给水泵的故障 2. 给水泵供电故障 3. 水泵或管路供水能力不能满足锅炉用水量 4. 水源无水 5. 供水设备制造、安装、调试不符合要求 6. 锅炉受压元件有裂纹 7. 排污阀关闭不严	财产损失，人员伤亡	IV	1. 选择备用水泵，两路供水 2. 设计选型供水设备与锅炉规格配套 3. 按规定进行安装、调试和验收 4. 按规范进行安装、修理 5. 锅炉要有齐全的安全联锁装置和超温超压联锁保护装置 6. 要有可靠的水源
2. 锅炉爆炸	1. 安全阀失效 2. 锅炉压力过高 3. 锅炉强度低	锅炉开裂，水蒸气喷出	1. 安全阀锈死或未按规定校验 2. 锅炉严重缺水后处理不当 3. 锅炉低水位联锁装置和超温超压联锁保护装置失效 4. 锅炉材质、焊接不合格 5. 水质不符合要求，未处理	财产损失，人员伤亡	IV	1. 严格执行《蒸汽锅炉安全技术监察规程》，安全阀按规定校验，锅炉低水位联锁装置和超温超压联锁保护装置按规定配置、检查，保证灵敏可靠 2. 锅炉制造、安装、修理必须有规定的资质、合法的证件 3. 按规定进行内外检验和使用，必须有使用许可证 4. 司炉工必须持证上岗
3. 锅炉严重漏水	1. 锅炉受压元件开裂 2. 水箱严重	给水后仍缺水，蒸汽或炉水外溢	1. 焊缝缺陷 2. 胀口不严 3. 腐蚀严重 4. 孔盖不严 5. 水质不符合要求	人员伤亡、烫伤	II	1. 从事安装、修理的单位要有相应的资质 2. 锅炉要有低水位联锁装置 3. 进行正确的操作和维修 4. 水处理设备正常
4. 空气压缩机积碳	1. 伴随气流的润滑油在热空气作用下氧化，形成碳化物 2. 给油量过多 3. 空气过滤不良，吸入空气中的尘粒使油变稠 4. 高温	碳化物堆积，堵塞气阀	1. 机械、电气或火灾、爆炸事故 2. 润滑油器过滤器不畅通，硬颗粒吸入，造成堵塞，进而产生火花 3. 静电放电产生火花 4. 停气阀漏气，断水、断油，温度保护装置失灵，空压机运转不正常，排气温度过高 5. 风路系统负荷变化使管路内风速变化	人员伤亡，财产损失	IV	1. 正确选用润滑油 2. 控制排气温度，装设温度自动保护装置 3. 使用软化水冷却，冷却系统设施要定期除垢、除碳，改善冷却效果 4. 完善断水、断油、超温、超压等保护装置，并保证灵活可靠 5. 正确调整压力调节器，保证灵敏可靠

危险有害因素	触发事件	现象	形成事故的原因事件	结果	危险等级	主要对策措施
5. 压风机缺陷	1. 承压元件有内伤, 局部承压能力降低 2. 螺杆轴颈环 3. 排气阀螺栓松动	承压元件受损	1. 未定期检查、检验 2. 螺栓松动	财产损失	II	1. 定期对空压机设备检查 2. 严格执行检修质量标准, 安全附件防松装置齐全、完善、可靠
6. 空气压缩机超温超压	1. 气温偏高 2. 进水温度偏高 3. 排气温度过高 4. 活塞环、排气阀漏气提高了进气温度, 循环风 5. 冷却水管堵, 中间冷却器, 冷却水腔断面减小、堵塞 6. 气缸断油、供油不足或过多、润滑不良	声音、温度异常, 压力增大	1. 安全阀失效 2. 安全阀未作压力试验, 整定值不准确 3. 压力调节器失效 4. 冷却水系统故障, 不供水, 冷却系统冷却效果差 5. 断水、断油, 温度保护装置失灵 6. 供油系统故障 7. 螺杆填料密封不严, 串入机油 8. 空气滤清器过滤效果差 9. 释压阀失效	人员伤亡、财产损失	III	1. 优选安全认证合格产品, 各种保护齐全、可靠 2. 定期检修 3. 使用专用压缩机油, 其闪点不得低于 215°C 4. 螺杆压缩机保证箱内压缩机油润滑良好
7. 储气罐漏气	1. 承压元件有裂纹 2. 孔盖不严	跑气	1. 承压元件裂纹 2. 焊缝缺陷 3. 孔盖不严 4. 腐蚀严重	影响生产	II	1. 制造、安装、修理单位必须有合法的资质证件 2. 按规定进行内外部检验和使用 3. 必须进行注册登记, 领取使用许可证
8. 储气罐爆炸	1. 安全阀失效 2. 压力过高 3. 强度低	储气罐爆炸	1. 安全阀失效或未定期校验 2. 超压保护装置失效 3. 材料差, 强度不合格 4. 防腐严重, 发生自燃	财产损失, 人员伤亡	IV	1. 严格执行《压力容器安全技术监察规程》, 安全阀按规定试验、校验, 超温超压保护装置按规定配置、检查, 保证灵敏可靠 2. 储气罐制造、安装修理必须有规定的资质、合法的证件 3. 按规定进行内外部检验和使用, 必须有使用许可证 4. 操作工必须培训, 持证上岗 5. 空压机润滑油油质、油量符合要求
9. 吊装负载坠落、撞人	1. 起吊钢丝绳断裂 2. 起吊装置制动失效	吊装负载坠落、撞人	1. 起吊钢丝绳断裂 2. 起吊装置制动失效 3. 安全保护装置失效 4. 制动装置失效	影响生产, 人员伤亡	III	1. 严格执行《起重机械安全规程》, 重量限制装置按规定配置、检查, 保证灵敏可靠 2. 起重机械制造、安装、修理必须有规定的资质、合法的证

危险有害因素	触发事件	现象	形成事故的原因事件	结果	危险等级	主要对策措施
	1.人员站立位置在危险范围		4.超负荷吊装 5.操作不当 6.指挥失误			件 3.按规定进行检验、合格和使用。必须有使用许可证 4.起重工，必须经过培训、持证上岗 5.加强起吊钢丝绳的检修 6.制定安全操作规程
10.吊车倾翻	1.地面不良 2.支撑不良	吊车倾翻	1.支撑不正确 2.垫板不良 3.吊装位置不正确 4.斜拉歪吊，操作不当	财产损失，人员伤亡	Ⅲ	1.严格执行《起重机械安全规程》，重量限制装置按规定配置、检查，必须灵敏可靠 2.起重工，必须经过培训、持证上岗 3.制定安全操作规程，做到“十不吊”
11.厂内车辆故障	1.制造质量不合格 2.维修不及时 3.操作不正确	撞人、碰伤，载物滑下，设备起火	1.制动装置调整不当 2.载物放置重心不稳 3.电线、电缆磨损 4.未按规定维护，操作 5.安全警示装置不齐全 6.司机座位上部无安全防护	财产损失，人员伤亡	Ⅲ	1.使用合格产品 2.及时维修 3.司机经过培训后，持证上岗 4.安全防护设施、安全警示装置完好 5.定期检验，要有使用许可证

4.14 电气单元

4.14.1 电气单元概述

一、矿井供电电源

根据《宁夏回族自治区红寺堡区线状石矿区总体规划（修改版）》（已批复）及其实施情况，以及大井沟煤矿周围电源现状，矿井负荷容量、性质、矿井与电源点的距离，设计确定在大井沟煤矿工业场地建 35kV 变电所一座，矿井 35kV 变电所两回高压架空电源线路一回引自线状石矿区 110kV 变电站 35kV 母线段，供电距离 16km；另一回引自平和 110kV 变电站 35kV 母线段，供电距离 20km。

根据矿井负荷情况，以及矿井至电源点的距离，按照经济电流密度选择导线，经计算矿井电源线选用 LGJ-70 钢芯铝绞线。

矿井视在负荷为 7192.07kVA，矿井电源线路计算电流为 118.6A，所选线路为 LGJ-70 钢芯铝绞线，导线的安全载流量为 275A，电源线路电流不超过安全载流量，满足载流量要求。

矿井电源采用分列运行方式。正常情况下，矿井两回电源线路压降分别 2.74%、3.43%，在一回电源线路故障或检修（或停用）时，另一回电源线路压降为 5.48%、6.86%，矿井两回电源线路均能承担矿井全部负荷，满足矿井的供电要求。

二、变配电系统

1、矿井地面变电所主要技术参数

(1) 根据矿井用电负荷，设计在工业场地内新建 35kV 变电所一座，承担矿井内地面及井下的全部用电。

(2) 矿井电源电压为 35kV，矿井内配电电压高压为 10kV，低压为 0.38/0.22kV。

(3) 矿井 35/10kV 变电所采用屋内式，配电装置采用室内布置。35kV 设备、变电所主变压器室布置在二层，10kV 设备、35/10kV 主变压器、电容补偿装置等其它设备布置在室内一层。

(4) 矿井 35/10kV 变电所 35kV、10kV 主接线为分段单母线。

主变选用 SZ13-8000/35 35/10.5kV 双绕组变压器两台；正常两台同时工作，主变负荷率约为 45%，一台主变事故或检修情况下另一台主变负荷率为 88.7%；负荷保证率为 100%。

矿井 35/10kV 变电所 35kV 设备选用户内 KYN61-40.5 型铠装移开式高压开关柜；10kV 设备选用 KYN28A-12 型铠装移开式金属封闭开关柜，柜内采用真空断路器。

变电所配电变压器选用 SCB13-400/10/0.4 变压器两台；低压配电室选用 GCS 抽出式低压开关柜 7 面；MREBVK6-100 10kVar 无功补偿柜 2 面。

由于矿井内用电设备自然功率因数偏低，故在 10kV 变电所 10kV 侧装设 2 套 MSVC-10-W-2200 型无功补偿装置。通过调节磁控电抗器的输出容量（感性无功），实现无功的柔性补偿。变电所高低压总补偿容量为 4800kVar，补偿后的功率因数为 0.95。

为防止 10kV 系统单相接地时，单相接地电容电流产生的弧光过电压，在变电所 10kV 两段母线各装设有 MNK-315/10 型自动跟踪补偿消弧装置一套。

35kV 变电所保护选用微机综合自动化保护装置。

2. 地面高低压配电系统的组成

矿井内 10kV 用电设备均由变电所 10kV 母线供电，0.4kV 用电设备均由变电所 0.4kV 母线及行政福利区的箱式变压器供电。

其中主通风机房、压风机房（压风自救系统空气压缩机）、下井（井下主排水泵）为一级负荷，为两回路电源供电，供电电压等级为 10kV。当任一电源停止供电时，另一电源应能担负全部负荷。两回路电源线路上均不接任何负荷。

主井提升机、副井提升机、地面生产系统、空气压缩机机房、矿井污水处理站、加压泵房、矿井通信及安全监测系统、矿灯充电设备等为二级用电负荷，均为双回路供电，供电电压等级分别为 10kV 及 0.4kV。

除一、二级负荷外，其余三级负荷采用单回路供电。

在行政办公区设 SBL3-400/10 箱式变压器一台，以供给行政福利区办公楼、生活污水处理站、职工宿舍、澡堂及职工食堂等负荷用电。

工业场地设 1 台变电所，箱式变压器到各用电设备的馈出电源线路，全部采电缆线路，其敷设方式为电缆沟和直埋地敷设。

井场内道路设高压钠灯照明，由 35kV 变电所低压配电室及箱式变压器 0.4kV 母线引照明回路引出。

3. 矿井主要生产环节的配电及控制

（1）矿井主斜井带式输送机的配电与控制

本矿井主斜井驱动机房的高压和低压电源采用双电源电缆进线，其双电源分别引自矿井地面 10kV 变电所高压和低压侧的不同母线段。主井胶带输送机电动机功率为 400kW，电压 10kV，电动机二台。

设计为主斜井带式输送机选择 1 套 KJ2002 型胶带输送机微机防爆电控成套装置。

（2）副斜井提升设备配电与控制

本矿井矿井绞车系统电源采用双回电缆进线，其电源引自矿井地面 10kV 变电所 10kV 的不同母线段。提升机 JK-3×2.2P/20 型单滚筒缠绕式变频调速提升机一台，电动机：YPT360-10 型、710kW、595r/min、10kV 交流变频调速异步电动机一台。高压部分选择 8 台 KYN28A 型高原型高压开关柜，设置 2 台变压器，2 台低压配电柜等设备。

在绞车系统设电控间，电控间内配置 1 套提升机电控系统。

(3) 通风机房配电及控制

本矿井通风机房的高压和低压电源采用双电源电缆进线，其双电源分别引自矿井地面 10kV 变电所高压和低压侧的不同母线段。

通风机有关参数为：380V、185kW；二台（每台通风机为二个电机），2 用 2 备。

在通风机旁设置配电室；配电室内设高压真空开关柜 KYN28-12 7 台，3 台 GGD 型低压开关柜、选择 4 台变频调速控制柜。

(4) 矿井主排水设备配电及控制

主排水泵由电源中央变电所引来，井下主排水泵电机为 10kV、250kW，设备采用矿用隔爆型高压真空软起动器起动，起动器设在井下水泵房控制室内，并对其电源、设备开停及水仓水位进行监测，以确保主排水泵的正常运转。

(5) 压风设备配电与控制

矿井主要空气压缩机为矿用螺杆式，本矿井压风机房的电源采用双回路线路供电，因压风机房负荷较大，需由双回路高压电源供电，其双回路线路引自矿井地面 10kV 变电所的 10kV 不同母线段。

压风机电动机有关参数为：380V、250kW；4 台；2 用 2 备。

本次设计在压风机房设配电室；配电室内设高压真空开关柜 KYN28-12 7 台，变压器 2 台，100/10.5kV 一台，GGD 型低压开关柜为低压设备供电。压风机的电控随主排水泵。

(6) 采区轨道上山提升设备配电及控制

在采区轨道上山提升设备绞车硐室设一台移动变电站 KBSGZY-800/10。根据井下提升设备的控制要求，电控系统采用全数字矿井提升机隔爆兼本安变频调速电控系统。

(7) 输水管路供水设施配电

①新建 300 m³ 转输水池及一级加压泵房联建一座，设在矿井场地外南侧约 7km 处。泵房内设清水泵三台，污水泵二台。

在一级加压泵房外设一座箱式变电站，容量为 200kVA。电源由矿井工业场地变电所引来，电压为 10kV。

泵房内设配电室及控制室，清水泵及污水泵控制箱放在配电室内，电源由箱式变电站提供。监控系统及远程控制均放在控制室内。

②新建 300 m³ 转输水池及二级加压泵房联建一座，设在矿井场地外南侧约 2km 处。泵房内设清水泵三台，污水泵二台。

在二级加压泵房外设一座箱式变电站，容量为 160kVA。电源由矿井工业场地变电所引来，电压为 10kV。

泵房内设配电室及控制室，清水泵及污水泵控制箱放在配电室内，电源由箱式变电站提供。监控系统及远程控制均放在控制室内。

4. 井下负荷及下井电缆

本矿井井下用电负荷估算： $P_j=2826.2\text{kW}$ ； $Q_j=2817.8\text{kV}\cdot\text{A}$ ； $S_j=399\text{KVA}$ 。

根据《煤矿安全规程》规定，当一回路电缆故障时，另一回路电缆应能担负井下全部负荷。根据矿井目前的供电现状及井下负荷，本矿井采用 10kV 下井供电，下井电缆采用 MYJV32-10000，3×185mm²，下井电缆长度为 120km，共两根，经主斜井筒下井引至井下中央变电所。

5. 井下高低压配电系统

根据矿井的井下负荷统计及分布情况，在井下设 10kV 中央变电所一座，井下中央变电所 10kV 母线采用单母线分段，井下中央变电所 10kV 高压配电设备选用 15 台 BGP50-10 型矿用隔爆型高压真空配电装置；选用两台 KBSG-315、10/0.69kV 担负井底的中央水泵房排水泵等低压负荷的配电，7 台矿用隔爆兼本质安全型真空馈电开关。

回采工作面、采煤掘进工作面、普掘工作面、轨道上山提升设备采用 KBSGZY 型矿用隔爆型移动变电站供电。

主排水泵设在副井井底，井下中央变电所与主排水泵房联建。主排水泵房电源由井下中央变电所引出。

根据《煤矿井下供配电设计规范》中 2.0.6 条的规定：掘进工作面的局部通风机采用三专供电，并实现风电闭锁。专用变压器选用一台 KBSG-200、10/0.69kV 担负煤岩巷掘进局扇的用电，并采用装有选择性漏电保护的专用开关和专用线路供电。

6. 井下电气设备选型

井下所有电气设备均采用矿用隔爆型设备。井下变电所的 10kV 高压配电设备选用 BGP50-10 型矿用隔爆型高压真空配电装置；变压器选用 KBSG 型矿用隔爆干式变压器；低压馈电开关选用 KBZ 型矿用隔爆真空馈电开关。主排水泵采用矿用隔爆型真空电磁起动器直接起动；掘进工作面的局部通风机采用三专供电，并实现风电闭锁。移动变电站

均选用 KBSGZY 型矿用隔爆移动变电站。

井下巷道内电缆用电缆挂钩敷设，高压电缆敷设在下层，低压电缆敷设在上层。

矿用隔爆型干式变压器参数：为 H 级绝缘干式变压器。箱体采用 4 至 50 不等厚度的标准 Q235 钢板焊制而成，箱体两侧面采用瓦楞状钢板结构以增加散热面和机械强度，变压器壳体内装有 125℃ 温度继电器，监测壳体内温度，保证了产品不会超温度运行，增加了变压器使用寿命。

7. 井下接地及井下照明

根据《煤矿安全规程》的具体要求，井下水泵房主、副水仓各设一主接地极；井下变电所、高低压配电点及机电硐室均设置局部接地极；井下所有电器设备的保护接地装置和局部接地极应与水仓主接地极电气连接后构成井下总接地网。

井下井底车场、有人值班的硐室、主要运输大巷及经采工作面运输巷等槽均设置防爆荧光灯（或防爆白炽灯）照明，井下照明电压等级为 127V。

三、选煤厂变配电系统

1. 供配电

选煤厂由原煤储煤棚、筒分破碎车间、主厂房、转载站、产品装车仓、煤泥棚等单位及相关栈桥以及等辅助设施组成。该选煤厂用电负荷为二级。两回 10kV 高压电源采用 YJV22-8.7/10kV 3×50mm² 电缆由自开井底车场 10kV 变电所 10kV 不同母线段。该 10kV 变电所距离选煤厂约 500 米。

变配电室内装 8 台 KYN28A-12 高压进线柜，2 台 SGB11-1250/10，10/0.38kV，1250kVA 干式变压器，10 台 GCS 型低压配电柜。低压母线采用单母线分段接线型式。变配电室为全厂原煤储煤棚、筒分破碎车间等处低压负荷供电。

选煤厂用电所以放射式向选煤厂主车间内各配电点和生产系统各配电点供电。

主厂房变压器选用 SGB11 系列干式变压器，并带温度检测装置。高压开关为 KYN28A-12 型开关柜，全厂低压配电柜选用 GCS 型抽屉柜。

选煤厂供配电线路全部采用耐火阻燃电缆，其敷设方式为电缆沟和直埋地敷设，车间、皮带走廊内为电缆桥架敷设。

2. 照明、防雷及接地

(1) 照明

电气照明采用动力合一供电方式，照明系统采用 AC380/220V 三相五线制，灯头电压为 AC220V。主要生产车间的照明设置两个独立电源交叉供电，配电室及主要人行通道采用应急照明。主厂房采用防水防尘灯具，原煤生产系统及产品仓选用防爆灯具；集

控室和配电室内选用高效荧光灯。照度符合规范要求。

(2) 防雷与接地

本选煤厂按第三类工业建，构建筑物防雷措施设防（筒仓按二类建筑物设防），在易遭受雷击的部位装设避雷带。除钢筋混凝土筒仓外其他装设雷电保护的建、构筑物利用钢筋混凝土柱和基础内的主钢筋作为引下线和接地装置，钢筋混凝土筒仓在仓壁上明敷设扁钢作为引下线，各构件之间必须连成电气通路。

选煤厂的建、构筑物应设置防止雷电波入侵的设施。必要时，还应有防止雷电磁脉冲保护和防止雷电磁应的措施。

所有正常不带电的电气设备金属外壳均应可靠接地。防雷系统、配电系统应分开联合接地，接地电阻取其最小值。计算机集控系统采用单独接地，接地装置距建筑物 20m。

4.14.2 矿井供电系统单元的预先危险性分析法

矿井电气系统单元安全预评价采用预先危险性分析法，共分析危险、有害因素 12 项，评价结果见表 4.14-1。

其中：IV级：灾难性的，6 项，占 50%。

III级：危险性的，6 项，占 50%。

评价结果：

评价认为通过对矿井供电系统单元危险、有害因素分析表明，矿井供电系统单元的危险、有害因素有 12 项，控制事故途径有 33 条。为防止事故的发生，应采取相应的技术措施和管理措施。

表 4.14-1 矿井供电系统单元预先危险性分析表

危险有害因素	触发事件	现象	形成事故的原因事件	结果	危险等级	主要对策措施
1. 矿井电缆线路缺陷	1. 线路回路数不足 2. 导线强度达不到气象条件要求 3. 线路杆塔倾斜, 倒杆、断线	供电故障	1. 线路故障或检修 2. 气象条件恶劣 3. 线路选径不妥	财产损失, 人员伤亡	II	1. 矿井供电系统必须设置两回路, 保证一路故障, 另一回路能承担全部负荷正常运行, 两回路均应设避雷装置 2. 架空线路必须设电流速断过电流、过负荷保护装置, 保护装置应动作可靠, 定时检查, 调整定值 3. 线路分支处, 应有防电杆歪倒、断线措施 4. 架空线路应避开采空塌陷区
2. 过电压	1. 雷电 2. 线路、主变的投退	1. 仪表记录显示异常 2. 放电	1. 缺少过电压保护装置或过电压保护装置失灵 2. 设备绝缘不合格 3. 接地不良	财产损失, 人员伤亡	II	1. 过电压保护装置如避雷器、避雷针、接地系统等要按规程要求进行设计、配置和定期检验 2. 设备绝缘等级要合理选择 3. 防护用品要齐全合格 4. 接地电阻要符合规程要求
3. 断路器开断容量缺陷	两相或三相短路	损坏断路器	开断容量不足	停电	III	严格按照系统短路容量选择断路器
4. 变压器缺陷	1. 容量不足 2. 外力撞击, 瓷瓶破裂 3. 油质锈蚀漏油	供电障碍	1. 负荷力大 2. 附近存在工程落石 3. 变压器上部无避雷网等易发生雷害	矿井停产、限产	III	按《煤矿安全规程》要求, 一台变压器有故障或检修时, 另一台应能担负全矿负荷的规定, 同时要考虑矿井负荷逐年增长和大容量设备的启动
5. 闭锁缺陷	1. 未装设 2. 未投入 3. 不完善	闭锁失效	误操作	停电, 损坏设备, 人员伤亡	IV	1. 配置可靠的闭锁装置 2. 投退闭锁装置要有严格的规定 3. 维护到位, 保证完好
6. 继电保护装置缺陷	1. 未装设 2. 未投入 3. 方案选择不当 4. 选用了技术性差, 质量有缺陷的产品	误动或拒动	1. 无保护 2. 选择性差 3. 准确性低 4. 动作速度慢	扩大事故范围	III	1. 按规程要求和系统结构设计, 应装设继电保护装置 2. 选择合理的保护方案 3. 选择性能优良、质量合格的继电保护成套装置或集中控制成套设备
7. 雷电波侵入	雷电波侵入, 沿线路、通信线路入井	雷电	1. 由地面入井的露天架空管路、井架的金属体在井口	财产损失, 人员伤亡	IV	1. 按《煤矿安全规程》规定装设防雷装置, 管路、井架在井口处有良好接地

危险有害因素	触发事件	现象	形成事故的原因事件	结果	危险等级	主要对策措施
			1. 处未做不少于 2 处的集中接地或接地不良 2. 通信线路在入井处未装设熔断器和防雷装置	伤亡		2. 定期检查防雷装置的接地电阻值 3. 入井通信线路一定要装设防雷电装置
8. 供用电设备、电缆缺陷	1. 电气设备、电缆过载、短路、接地 2. 供电设备、电缆工作环境恶劣 3. 违章作业	井下停电	1. 供用电设备、电缆因过载、短路、接地故障引起保护装置动作，切除故障设备或电缆线路 2. 供用电设备、电缆设计选型不当，防护能力不足，受环境因素影响引发故障 3. 违章作业所致	形成有毒气体，造成人员伤亡	III	1. 加强供用电设备、电缆检查维护试验，及早发现隐患，防止故障发生 2. 按照规定选择电气设备、电缆 3. 按规定配备重要负荷的电源回路数 4. 严格执行规章制度，杜绝违章作业
9. 电气失爆	1. 电气设备电缆安装、维修不当 2. 电气设备、电缆损伤	电气火花	1. 安装维修工作不当 2. 因外力将电气设施损坏或磨损造成短路 3. 违章操作	人员伤亡	IV	1. 加强电气设备、电缆管理和防爆管理工作，杜绝失爆 2. 加强质量标准化工作，电气设备电缆运行环境符合要求 3. 严格执行规章制度，杜绝违章作业
10. 杂散电流	杂散电流超标	电气火花	杂散电流超标，引起雷管先期爆炸	财产损失，人员伤亡	IV	1. 采取限制杂散电流措施 2. 高低压电气设备装设接地保护
11. 接地保护缺陷	接地保护装置失效		1. 高压电气设备检查维护整定不当造成失灵或拒动 2. 低压接地装置不全或接地电阻值不符合规定 3. 未按规定配备电气系统内接地保护装置	财产损失，人员伤亡	III	1. 加强接地保护装置的检查维护，定期检验试验保护装置 2. 按规定配齐保护接地装置，定期检查，测接地电阻 3. 按规定在井下中央变电所各高压馈电线上装设单相接地保护装置，低压馈电线上装设检漏保护或选择性漏电保护装置，煤电钻、照明信号使用综合保护装置
12. 矿井高压电网单相接地电容电流	矿井高压电网单相接地电容电流超标	电气火花	1. 矿井高压电网单相接地电容电流大于 20A 2. 采取的补偿措施不当	财产损失，人员伤亡	IV	1. 采取补偿措施可选用偏磁式快速补偿消弧成套装置，自动跟踪补偿单相接地电容电流到允许值以下 2. 高低压电气设备装设接地保护

4.14.3 《可研报告》中矿井供电系统单元安全设施的安全可靠性分析

一、安全设施

矿井用电井下电气设备均选用隔爆型，采区电气设备均采用防爆型，并设有保护接地、短路、过流、过负荷、断相、漏电等保护。

措施：

1、矿井 35/10kV 变电所 35kV、10kV 主接线为分段单母线。由于矿井内用电设备自然功率因数偏低，故在 10kV 变电所 10kV 侧装设 2 套 MSVC-10-W-2200 Var 补偿装置，通过调节磁控电抗器的输出容量（感性无功），实现无功的柔性补偿。变电所高低压总补偿容量为 4800kVar，补偿后的功率因数为 0.95。

2、为防止 10kV 系统单相接地时，单相接地电容电流产生电弧过电压，在变电所 10kV 两段母线各装设有 MNK-315/10 型自动跟踪补偿消弧装置一套。

3、35kV 变电所保护选用微机综合自动化保护装置。

4、根据主斜井带式输送机的工艺配置，结合其大功率、长运距、单机控制的特点，主斜井带式输送机拟选择 1 套 KJ2002 型胶带输送机微机控制电控成套装置。本装置设有带式输送机沿线启动预告及自动开车功能；设有带式输送机与给煤机之间的电气联锁，实现正常的起停控制；设有急停闭锁、跑偏、打滑、纵向撕裂、堆煤、断带、烟雾、超温洒水等多项保护功能和故障信号显示及声光报警功能，可确保带式输送机的可靠运行。

5、根据矿机专业的工艺配置，以及对绞车系统控制设计的有关要求，在绞车系统设电控间，电控间内设置 1 套绞车机电控系统。

6、根据《煤矿电力设计规范》、《煤炭工业矿井设计规范》及《煤矿安全规程》的规定，矿井主通风机为矿井一级负荷；故本矿井通风机房的高压和低压电源采用双电源引入进线，其双电源分别引自矿井地面 10kV 变电所高压和低压侧的不同母线段。

7、工业场地 35kV 变电所、箱式变压器到各用电设备的馈出电源线路，全部采电缆线路，其敷设方式为电缆沟和直埋地敷设。

8、井下巷道内电缆用电缆挂钩敷设，高压电缆敷设在下层，低压电缆敷设在上层。

9、场地内道路设高压钠灯照明，由 35kV 变电所低压配电室及箱式变压器 0.4kV 母线的照明回路馈出。

10、根据矿井的井下负荷统计及分布情况，在井下设 10kV 中央变电所一座，井下中央变电所 10kV 母线采用单母线分段。根据《煤炭工业矿井设计规范》及《煤矿安全

规程》的规定，井下所有电气设备均采用矿用隔爆型设备。

11、所有正常不带电的电气设备金属外壳均应可靠接地。防雷系统、配电系统和采用联合接地，接地电阻取其最小值。计算机集控系统采用单独接地，接地装置距离建筑物 20m

评价认为：《可研报告》选择的矿井供电系统安全设施满足要求，采取以上措施是可行的。

4.15 紧急避险与应急救援单元

4.15.1 紧急避险与应急救援单元概况

大井沟煤矿有瓦斯、煤尘、水灾、火灾、机械设备、顶底板、电气等多种灾害威胁，尤其是水害、煤层自燃和煤尘爆炸是该矿的重大危害。《煤矿安全规程》第676条规定“所有煤矿必须有矿山救护队为其服务”；“煤矿企业可根据需要建立辅助救护队”。通过《可研报告》可知，本矿井计划与宁东救护大队签订救护协议书，由于本矿井内设有多种行政、福利及工业生产用建筑物，为保障矿区安全生产，特在广井设置矿山兼职辅助救护队（18人），如有较大事件求助与宁东救护大队联合作业。根据矿井生产能力、开采技术、救护队人员等情况，为救护队配备设备、设施。见矿山救护队装备及救护队个人装备表4.15-1和表4.15-2。

表 4.15-1 矿山救护队装备一览表

类别	装备名称	要 求	单位	数量
车 辆	矿山救护队	100km / h	辆	2
	装备车		辆	1
	指挥车（小	120km / h	辆	1
	生活车（小货车）		辆	1
	消防车		辆	1
通 讯 仪 器	固定电话		部	1
	大区电话		套	4
	移动电话		部	12
	呼吸器		台	9
	呼吸器		台	9
	自动苏生器	4h、正压氧	台	6
装 备	红外线测温仪	2h、正压氧	台	2
	氧气呼吸器校验仪		台	6
	氧气充填泵		台	2
	高倍数泡沫灭火机		台	1
	防爆工具		套	5
	液压起重器		台	5
	工业冰桶		台	1

表 4.15-2 矿山救护队员个人装备一览表

装备名称	要求	单位	数量
4b 呼吸器	正压呼吸器	台	1
自救器	压缩氧	台	1
企业消防服装	按公安消防服装标准执行	套/年	1
战斗服	带反光标志	套/年	1
劳动保护用品	按规定执行	套	1

另外，该矿井下安全避险“六大系统”如下：

1、监测监控系统

根据该矿井的特点选择一套 KJ95N 型矿井安全监控系统。该系统对井下生产环境以及各主要生产设备运行状态进行实时数据采集、传输、显示、记录，使有关方面能够及时、准确、全面了解井下环境状况，达到对各类灾害的早期预测；一旦发现有害气体超限立刻声光报警，并切断相关设备电源，防止事故的发生。该系统具备瓦斯浓度仪和甲烷风电闭锁的全部功能。

2、井下人员定位系统

矿井配置了 KJ69J 型人员监测系统一套；该系统在井口、井下及一些重要巷道、硐室设置无线人员监测站，通过每人携带的无线编码发射器实时监测下井人员数量、位置状况。

3、紧急避险系统

(1) 永久避险硐室设置

本矿井设置了井底临时避险硐室，避险人数是 100 人，位置在+1250m 水平井底车场附近，具体见《采区布置及通风系统配备平面图》。

永久避险硐室设过渡室和生存室，并设置向外开启的两道隔离门，两道隔离门之间为过渡室，第二道隔离门以内为生存室。

硐室地面高于巷道底板 0.2m。

硐室内主要设备实施及构造有：隔离门、喷淋系统、药品食品柜、供水管、压风管、通讯管理终端、压风自救器箱、座椅、压缩氧供气系统、担架、环境参数监测仪器、矿用头灯、空气过滤系统、防爆空调、电源箱、矿用红外摄像仪、集便器、排水管、排气管、自救器及工具柜。

(2) 临时避险

本次设计在采区内采用临时避难硐室，为采掘工作面避难服务。

首采工作面走向长 1000m 左右，设计在 10501 工作面区风顺槽和 10501 工作面运输顺槽距离 10501 工作面开切眼 800 米位置各设有一个临时避险硐室。

4、压风自救系统

(1) 设置原则及地点

为了保证井下人员安全，井下设置压风自救系统。压风自救系统气源为地面压风站压缩空气设备，当安全生产时，该系统为各用气地点用风设备输送气源，当处于事故状态时，压缩空气管路系统即为矿井压风自救系统，可源源不断地向每个用气点输送空气。

①在井底车场、主要机电硐室和避险硐室、采煤工作面顺槽及掘进工作面、采区避灾路线均设压风自救系统。

②在采煤和掘进工作面顺槽每隔 200m 设一组压风自救装置，第一组压风自救装置要求距采掘工作面 25—40m 处；

③压风管路应接入永久避险硐室和临时避险硐室，接入硐室的压风管路和装减压阀、消音器、过滤器和控制阀。在紧急状态下为避险人员供给足够氧气。要求压风出风口压力为 0.1—0.3MPa，供风量不低于 0.3m³/min.人，噪声不大于 70dB。

④在矿井采区避灾路线上敷设压风管路，每隔 200m 设一套压风自救装置。

⑤所有压风自救系统的设置必须满足《煤矿安全规程》及《煤矿井下安全避险“六大系统”建设完善基本规范》要求。

(2) 自救装置选择

设计选用 ZY-J 型自救装置，具体数量以施工图为准，每套可供 5—8 人使用，压气源压力：0.3—0.7MPa，具有调节减压阀，配套消音、过滤装置，单人耗气量 0.3m³/min，手动调节、操作，噪声不大于 85dB。要求现场购置的压风自救装置必须符合《矿井压风自救装置安全条件》（MT390-1995）的要求，并取得煤矿矿用产品安全标志。

5、压风自救系统

井下供水施救系统与井下消防洒水系统共用供水管路，管材采用无缝钢管，主干管管径为 DN100，主干管沿井筒引入，一旦井下发生事故，人员被困，立即将井下消防洒水管道系统供水水源切换到生活供水管网，即实现由工业场地 1000m³清水池和工业场地生活供水管网向井下被困人员应急供水的要求。

井下避灾线路上均敷设供水管路，在运输顺槽及回风顺槽均敷设 DN100 的供水管路，在每个压风自救装置处及供气阀门附近安装 DN25 供水阀门。矿井供水管路接入紧急避险设施，并设置管路末端设置饮用水过滤装置及供水阀，减压后供避险时人员的用水需要，并在永久避难硐室内引入 DN40 供水施救管路，管路末端设置饮用水过滤装置及 DN40 供水阀门，阀门后设置供水装置。接入避难硐室前 20m 的供水管道采取加设套管埋于巷

道底板敷设的防护措施，以保证供水管路的安全性。在进入避难硐室处设置消防栓及矿用自动喷淋灭火系统。

6. 通信联络系统

矿井通信联络系统选用一套 KT379 IP 调度交换机，设于行政生活区综合服务中心楼调度监控中心机房。根据矿井调度岗位的需求，该交换机初装容量为 200 门，其中井下用户约为 50 门。

矿井设置了一套 KT425 型井下应急广播通信系统，该系统是一套灵活可靠，并可以在恶劣的环境中使用的广播通信系统。在矿井安全出现紧急情况下，可在调度指挥中心，通过广播系统向井下覆盖地点下达安全指令，从而有效的指导人员的安全撤离。

4.15.2 紧急避险与应急救援单元的预先危险性分析法

紧急避险与应急救援单元采用预先危险性分析法，分析危险、有害因素共 3 项，评价结果见表 4.15-3。

其中：III 级：危险性的，3 项，占 100%。

评价结果：

通过对紧急避险与应急救援单元危险、有害因素分析表明，紧急避险与应急救援单元的危险、有害因素有 3 项，控制事故的途径 3 条。为防止事故的发生，应采取相应的技术措施和管理措施。

表 4.15-3 紧急避险与应急救援单元预先危险性分析表

危险有害因素	触发事件	现象	形成事故的原因事件	结果	危险等级	主要对策措施
1. 矿山救护队人员配备不足	事故发生时救护力度不够	救护人员不足	1. 设计人员数量偏少 2. 未按设计要求进行配备	财产损失、人员可能伤亡	III	1. 设计应严格按照要求进行人数设计 2. 严格按照设计要求进行配备
2. 应急预案未进行演练	救护人员不熟悉救护过程	不能严格按照应急救援预案进行救护	1. 管理存在漏洞 2. 缺少对救护人员的监督管理	财产损失、人员可能受伤	III	1. 严格落实应急预案的演练制度 2. 加强对救护人员的培训
3. 矿山救护队救护装备配备不足	事故发生时救护力度不够	救护装备不足	1. 设计装备数量偏少 2. 未按设计要求进行配备	财产损失、人员可能受伤	III	1. 设计应严格按照要求设计 2. 严格按照设计要求进行配备救护装备

4.15.3 《可研报告》中矿井紧急避险与应急救援单元安全设施的安全可靠性分析

一、安全设施

《可研报告》矿井安全监控系统、井下人员定位系统、紧急避险系统、压风自救系统、供水施救系统和通信联络系统等安全避险“六大系统”设置齐全。

本矿井计划与宁东救护大队签订救护协议书，在矿井设置矿山兼职辅助救护队（18人），如有较大事件求助与宁东救护大队联合行动。根据矿井生产能力、井深、救护队人员等情况，为救护队配备了仪器、设备。

评价认为：《可研报告》采取以上矿井紧急避险与应急救援单元安全设施措施是可行的。

二、存在的不足或建议

1、《可研报告》未明确压风自救系统中井下压风自救装置和供水施救装置设置的位置和数量。需要在下一步设计予以明确；

2、《可研报告》未明确压风自救系统中井下压风自救装置和供水施救装置设置的位置和数量。需要在下一步设计予以明确；

3、《可研报告》未明确通信联络系统的功能及应该具有的功能，需要在下一步设计进行明确。

4.16 安全管理单元

4.16.1 安全管理单元概况

详见报告 1.4.11.6 章节。

4.16.2 安全管理单元的安全检查表法评价

安全管理单元安全预评价采用安全检查表法评价，分析危险、有害因素共 6 项，评价结果见表 4.16-1。

此件按照应急管理部1号令要求，仅限于网上公开使用，挪作他用一律无效。

表 4.16-1 矿井管理单元安全检查表

项目	评价内容	依据标准	评价（检查）方法	评价结果
1、安全管理机构设置	安全管理机构设置（包括矿山救护队和辅助矿山救护队设置） 煤矿企业应当设置安全生产管理机构，配备专职安全生产管理人员；同时设置安全避险“六大系统”组织机构	《煤矿安全规程》	1、查看《可研报告》是否提出了矿井所设置的安全管理机构和“一通三防”管理机构的人员数量及其负责人。 2、查看《可研报告》是否提出矿山救护队设立及装备情况，包括矿山救护队是否需进行资质认定。 3、查看《可研报告》是否提出矿井与多邻矿井是否与邻近的矿山救护队签订了救护协议。 4、查看《可研报告》关于矿山辅助矿山救护队设置情况，其组织机构及人员组成情况（省属煤矿）。 5、查看《可研报告》是否提出设置安全避险“六大系统”组织机构	安全管理机构职能涵盖矿井采、掘、机、运、通各个方面全过程的安全管理；本矿井计划与宁东救护大队签订救护协议书，在矿井设置矿山兼职辅助救护队（18人），未提出设置安全避险“六大系统”组织机构。
2、管理制度	煤矿企业应当建立、健全主要负责人、分管负责人、安全生产管理人员、职能部门、岗位安全生产责任制，应当制定安全目标管理制度、安全奖惩制度、安全技术审批制度、事故隐患排查制度、安全检查制度、安全办公会议制度、井工煤矿入井检身制度与出入井人员清点制度、事故统计及报告制度等安全生产规章制度；制定各工种操作规程	《煤矿安全规程》	1、查看《可研报告》是否提出五个层次的安全生产责任制 2、查看《可研报告》是否提出九项安全管理制度的制定 3、检查《可研报告》是否提出各工种操作规程的制定	未提出建立全员安全生产责任制，也未明确五个层次的安全生产责任制以及九项安全管理制度
3、矿井图纸	煤矿应当有反映实际情况的图纸：矿井地质和水文地质图，井上对照图，巷道布置图，采掘工程平面图，通风系统图，井下避灾路线图，安全避险装备布置图，井上、下配电系统图，压风、排水、抽放瓦斯等管路系统图，井下通信系统图，井上、下配电系统图和井下配电设备布置图，井下火灾路线	《煤矿安全规程》	1、检查《可研报告》是否提出 11 种图纸 2、市属国有和乡镇煤矿主要检查矿井地质和水文地质图，井上下对照图，采掘工程平面图，通风系统图，井上井下配电系统图，井下避灾路线图	煤矿应建立 11 种图纸的类型

项目	评价内容	依据标准	评价（检查）方法	评价结果
4、安全措施	1、煤矿有采掘工作面作业规程 2、煤矿有矿井年度灾害预防和处理计划，井下避灾路线标志 3、煤矿有事故应急救援预案 4、煤矿有重大危险源管理制度（重大危险源检测、评价、监控措施和应急预案）	《煤矿安全规程》	1、检查《可研报告》是否提出各采掘工作面作业规程 2、检查《可研报告》是否提出矿井年度灾害预防和处理计划的编制；同时，检查其是否提出了避灾路线，是否设置井下避灾路线的标志 3、检查《可研报告》是否提出矿井建立事故应急预案 4、检查《可研报告》是否提出对存在重大危险源的矿井，是否登记建档，是否已经实施，是否制定检测、监控和应急预案 5、检查《可研报告》是否提出建立下列安全措施：采掘工作面的补充安全技术措施，井下防水安全技术措施，井下局部通风设计安全措施，在局部通风时的安全措施，巷道贯通措施，巷道维修措施，冒顶处理，排放瓦斯的专门安全措施，主扇停止运转时的措施及其它安全措施	《可研报告》未提出矿井年度灾害预防和处理计划的编制，未提出编制事故应急救援预案，未提出存在重大危险源的矿井应登记建档，并申报
5、人员素质与培训	1、煤矿企业主要负责人和安全生产管理人员的安全生产知识和管理能力应当经考核合格 2、煤矿企业应当制定特种作业人员培训计划、从业人员培训计划、职业危害防治计划 3、煤矿特种作业人员必须经有关业务主管部门考核合格，取得特种作业操作资格证书 4、煤矿从业人员必须依法接受安全生产教育和培训，并经考核合格	《煤矿安全规程》	1、检查《可研报告》是否提出矿井负责人的的安全资格证 2、检查《可研报告》是否提出专职安全生产管理人员的学历证书、培训证书和安全资格证书（所设的专职安全生产管理人员以矿井下达的文件为准） 3、检查《可研报告》是否提出特种作业人员的操作资格证书（二级煤矿安全培训机构培训合格） 4、检查《可研报告》是否提出特种作业人员培训计划 5、检查《可研报告》是否提出新工人培训和老工人转岗培训情况（必须通过四级培训机构或县级主管部门的培训，并经考核合格）	《可研报告》中 1、未提出矿井负责人的的安全资格证；2、未提出专职安全生产管理人员的学历证书、培训证书和安全资格证书；3、只要求各岗位工种必须持证上岗，未提出特种作业人员的操作资格证书；4、未提出特种作业人员培训计划；5、未提出新工人培训和老工人转岗培训情况（必须通过四级培训机构或县级主管部门的培训，并经考核合格）
6、安全投入	煤矿企业的安全投入应当符合安全生产要求，按照有关规定提取安全技术措施专项费用	《煤矿安全规程》	1、检查《可研报告》是否提出应根据年度实际煤炭产量提取安全费用 2、检查《可研报告》是否提出煤矿对安全技术措施专项费用应做到专户储存、专款专用，并列出具体的清单	符合要求

项目	评价内容	依据标准	评价（检查）方法	评价结果
7. 劳动保护及职业危害防治	1. 劳动防护用品配备 2. 自救器配备 3. 依法参加工伤保险 4. 职业危害防治	《煤矿安全规程》 《煤矿设计规范》第10.2.3条	1. 检查《可研报告》是否提出为从业人员提供符合国家标准或行业标准的劳动防护用品，包括工作服、矿帽、矿带、胶鞋、手套、口罩，及煤矿其他涉及特殊、有害作业岗位的特殊防护设施等 2. 检查《可研报告》是否提出配备自救器，检查自救器配备型号、生产厂家、数量是否符合，检查作业人员是否做到随身携带 3. 检查《可研报告》是否提出依法参加工伤保险或为其井下职工办理意外伤害保险，检查核对矿井职工总人数，检查缴纳保险费的凭证 4. 检查《可研报告》是否提出职业危害防治的主要检查项目如下： (1)检查有无粉尘、噪声等职业危害防治计划和制度、落实职业危害防治措施 (2)检查有无粉尘防治措施及其落实情况 (3)检查有无噪声防治检测制度，并对照《煤矿安全规程》查落实 (4)对照《煤矿安全规程》查防治噪声措施的落实情况 (5)对照《煤矿安全规程》各有关条款，查接触各类职业危害因素及进行定期健康检查的情况	符合要求

4.16.3 安全管理单元评价结果

评价对大井沟煤矿安全管理单元7项内容进行分析，总体来说《可研报告》对该矿安全管理系统提出的内容较为齐全，存在不足主要有以下几点：

- 1、《可研报告》未提出设置安全避险“六大系统”组织机构；
- 2、《可研报告》未提出建立安全生产责任制，也未明确五个层次的安全生产责任制以及九项安全管理制度；
- 3、《可研报告》仅提出建立图纸档案，但未提出需建立11种图纸的类别；
- 4、《可研报告》未提出矿井年度灾害预防和处理计划的编制，未提出编制事故应急预案，未提出存在重大危险源的矿井应登记建档，并申报；
- 5、《可研报告》未提出矿井负责人的的安全资格证；
- 6、《可研报告》未提出专职安全生产管理人员的学历证书、培训证书和安全资格证书；
- 7、《可研报告》只要求各岗位工种必须持证上岗，未提出特种作业人员的操作资格证书；
- 8、《可研报告》未提出特种作业人员培训计划；
- 9、《可研报告》未提出新工人培训、老工人复训培训情况（必须通过四级培训机构或县级主管部门的培训，并经考核合格）。

4.17 职业危害管理单元

4.17.1 职业危害管理与健康监护单元概况

通过《可研报告》可知，大井沟煤矿在建设及今后生产过程中还存在有生产性粉尘、毒物、噪声等职业危害因素。《可研报告》通过提出以下措施来保障职工的卫生、保健与健康监护，具体如下：

- （1）粉尘防治
 - ① 设计在回采工作面配备了煤层注水设备，回采前先进行煤层注水，以降低回采时扬起粉尘；
 - ② 回采工作面及掘进工作面采用湿式钻眼，使用水炮泥，爆破前后应当冲洗煤壁，爆破时和爆破后采用高压喷雾（喷雾压力不低于 8MPa）等措施；
 - ③ 采掘工作面、运煤转载点、煤仓上口等易产生粉尘的地点设置喷雾降尘装置，且设置粉尘传感器，以监测和控制产生粉尘地点的粉尘浓度；
 - ④ 在长壁工作面进风巷、回风巷、回风大巷、辅助运输大巷、胶带输送机大巷及

风硐中设置风速传感器，监测各巷道风速，严格控制风速超限。

(5) 经常检测风流中的粉尘含量，定期清扫和冲洗巷道周壁，减少粉尘积存。

(6) 采煤工作面回风巷应安装风流净化水幕，水幕雾化效果要好，能封闭全断面。

(7) 在主运输系统中，粉尘主要产生在带式输送机处的卸料点和入料点等生产环节，在输送机卸煤转载点等易产生粉尘的硐室均设有喷雾器进行喷雾洒水降尘，加强通风，同时设有清洗粉尘的设施。

(8) 在其他容易产生粉尘处设有防尘喷雾装置，对易积聚粉尘处应定期清扫、冲洗降尘。

(9) 接触粉尘机会较多的人员，应配戴防尘口罩。

2. 有毒有害气体预防

(1) 严格控制各种井下有毒有害气体的最高容许浓度，将其控制在规定的范围之内。

(2) 保证通风系统的完好和正常运转。

(3) 在进行大爆破和更换炸药时，应在爆破前，对通风空气成分测定，发现空气中有毒气体浓度超标时，要立即采取措施。

(4) 井下配备瓦斯监测断电警报及安全监测系统，实现集中连续监测控制，并配备瓦斯安全检查员，定期进行检测。

(5) 为了改善地面工作区的环境，排除井下建筑物内的余热、余湿、粉尘及有害气体，设计对产生粉尘和有害气体的建筑物内设置机械通风和除尘设施。

3. 噪声预防

(1) 设计对主要噪声源都配备了消声器，以降低其噪声量。

(2) 地面主要噪声源为通风机、破碎机等，本设计中选用的轴流式通风机具有噪声小的特点，噪声能基本控制。为稳妥起见，设计在通风机的进出口处都分别安装消声器，同时在各机房内墙壁上加贴有吸声材料，安装隔声门窗，加强房间的密闭性，以减缓其对外影响程度。对破碎机的噪声，设计中也考虑了破碎机房内墙壁上加贴吸声材料，安装隔声门窗的消声措施。

(3) 尽可能选择振动小、低噪音设备。

(4) 采用带阻尼层、吸声层的隔音罩对噪音源设备进行隔声处理；不易做隔声处理的，应设隔声间(室)。

(5) 对空气动力机械装置辐射的空气动力噪音，应采用消声器进行消声处理。

(6) 操作人员一方面可在监视室观察设备运行情况，另外也可到机旁巡回检查，以缩短人与噪声接触时间。检查时必须采取个人防护措施。

4、采暖、照明

(1) 做好天气寒冷时的采暖工作，在当地规定的采暖期中，对进风井井口采用空气加热措施。

(2) 在照明时，井下的照明电压要使用安全电压，作业场所的照明照度、照明电线、灯具、照明导线的敷设要符合国家规定。

5、工业卫生设施

工业场地内设有浴室、更衣室、洗衣房等生产卫生设施和室外公共厕所。建筑物内设有卫生间等生活卫生设施；矿井还设立了井口急救保健站，急救保健站配备必需的急救器材和药品。保健站平时还必须做好职工的职业安全卫生和劳动保护工作，建立职工健康档案，定期对职工的健康情况进行检查，加强职业病的预防和救治工作。

4.17.2 职业危害管理与健康监护单元的预先危险性分析法评价

职业危害管理与健康监护单元安全预评价采用预先危险性分析法评价，分析危险、有害因素共 6 项，评价结果见表 4.17-1。

其中：IV 级：灾难性的，1 项，占 16.7%；

III 级：危险的，1 项，占 16.7%；

II 级：临界的，4 项，占 66.7%。

4.17.3 职业危害管理与健康监护单元评价结果

评价认为对大井沟煤矿职业危害管理与健康监护事故分析结果表明，危险、有害因素共 5 项，针对本矿控制措施共 18 条，为防止事故的发生，应采取相应的技术措施和管理措施。需要强调的是，职业卫生状况直接影响到矿工健康，建议在下一步的《安全专篇》中要采取有针对性的措施，充分考虑在噪声值较高的作业场所除采取消声措施、选择低噪声设备、基础减振和种植防护林带等措施外，还应加强对职工的职业卫生知识教育，督促职工佩戴劳动保护用品，注意个体防护，同时明确工人上岗前、工作中以及离岗后的职业健康管理。

另外，矿井在生产过程中也存在有其他危险、有害因素，如物体打击、淹溺、矿区交通事故等。大井沟煤矿在建设及今后的生产中，应该严格按照相关法律、法规和标准的要求，不断改进、完善，通过合理地安全设计、完善的安全设施、严格的管理制度和有效的职工安全教育等措施，加以预防和控制。

表 4.17-1 职业危害管理与健康监护预先危险性分析表

危险有害因素	触发事件	现象	形成事故的原因事件	结果	危险等级	主要对策措施
1.有毒有害气体	1.有毒有害气体在作业场所散发	人员中毒、恶心、呕吐、窒息	井下采掘工作面煤层瓦斯中 CO、CO ₂ 、SiO ₂ 、H ₂ S 等含量超标	人员健康受损	II	1.加强通风，使井下采掘工作面空气中 CO、CO ₂ 、SiO ₂ 等含量符合卫生健康标准 2.加强个体防护，正确佩戴使用防护用品 3.按《煤矿安全规程》规定加强管理，做好监测
2.粉尘	1.煤的输送机、给煤机、筛分机堆煤场煤尘飞扬 2.锅炉正压燃烧，排烟不达标 3.井下采掘工作面粉尘大	粉尘飞扬，锅炉排放烟尘、有害气体	1.煤尘飞扬，运输机械无洒水设施或设施物 2.锅炉烧劣质煤，排烟尘超标 3.井下采掘工作面未采取防尘措施 4.个体防护不当	财产损失，人员伤亡，健康受损	IV	1.设计生产系统、设备走廊安装洒水装置 2.锅炉设湿式除尘装置，达到环保要求 3.煤场、皮带进行封闭、封盖，锅炉烧优质煤 4.井下采掘工作面采取防尘措施 5.加强个体防护 6.按《煤矿安全规程》规定加强管理，做好监测
3.高处坠落，摔跌	1.高处作业无防护 2.作业通道有障碍物	高处坠落，摔跌	1.安全防护装置、装备不全或不完好 2.扶梯安装不良，扶手不牢固，未设扶手 3.作业通道障碍物未清除	人员伤亡，财产损失	II	1.严格按规范装设防护装置，配齐有效装备 2.扶梯应设扶手，应牢固可靠 3.搞好文明生产，作业通道障碍物及时清除，保持道路畅通 4.加强安全教育，提高安全意识
4.噪声	1.胶带输送机、给煤机、破碎机、筛分机、矿井主通风机、锅炉 2.鼓风机、局扇、水泵、木工机械等安装、制造不合要求	声音异常	1.运输机械噪声超标或造成噪声不当或不合理	人员健康，设备受损	II	1.设计使用低噪声设备 2.设备制造、安装应符合要求 3.强噪声车间应装设隔音室 4.按《煤矿安全规程》第四章规定加强管理，做好监测
5.冰冻	1.暖风炉功率低 2.未安装暖风炉	人员冻伤	暖风量小	人员摔伤、矿车打滑乃至脱轨掉道等	III	采用功率匹配的暖风炉
6.热害	井下存在热害区	工作温度高	工作面位于热害区	人员健康受损	II	采取综合降温措施

4.18 选煤厂单元

4.18.1 选煤厂单元概况

选煤厂是采用一系列工艺环节、众多机械设备、电气设备和控制系统对煤炭加工处理的组织，涉及的厂房多、环节多、设备多，输送管路复杂。由于选煤生产是一个连续过程，生产工艺一环紧扣一环，任何一个链结断了，其生产都无法正常进行。

1、大井沟选煤厂工艺系统的主要环节有原煤储煤棚、主厂房、产品仓、浓缩车间、矸石装车仓、煤泥棚等。

2、大井沟选煤厂的机械设备主要包括有双齿辊破碎机、原煤分级筛、两产品重介旋流器、精煤脱介脱水筛、矸石脱介脱水筛、末精煤离心机、煤泥离心机、介质旋流器、稀介磁选机、压滤机、深锥浓缩机、块精煤分级筛等。

3、工艺流程：

(1) 原煤准备

矿井来煤，进入原煤储煤棚。储煤棚中通过筛分破碎车间，原煤中若有+80mm的大块煤时，先进行预先筛分，筛孔为 80mm，+80mm 大块煤破碎到 80mm 以下，与-80mm 级物料混合进入主厂房洗选。若来煤中无+80mm 的物料，直接进入主厂房洗选。

(2) 80~0.5mm 原煤重介旋流器分选

80~0.5mm 原煤在主厂房直接进入两产品重介旋流器分选，分选出精煤和矸石。精煤经脱介脱水后，由带式输送机运至产品仓，并在仓上进行产品分级；矸石经过脱介脱水后直接进入矸石仓。

(3) 煤泥回收系统

磁选后的煤泥水经分级旋流器分级后，粗煤泥经煤泥离心机脱水回收，最终混入末精煤装车，旋流器溢流进入煤泥高效浓缩机。

(4) 压滤水处理系统

浓缩机底流经快开式隔膜压滤机回收煤泥，压滤机滤饼经煤泥刮板机转载至产品储存库，浓缩机溢流作为循环水再次利用。

(5) 介质回收系统

脱介筛的筛下合格介质直接到合格介质系统循环使用，分流出来的合格介质与稀介质混合，通过磁选机回收，磁选精矿再返回合介桶循环使用。

(6) 块煤产品分级

根据用户对产品煤的粒度要求，精煤产品按粒度分为洗小块(13~25mm)、洗中块(25~50mm)、洗大块(50~80mm)、末精煤(0~13mm)。

4.18.2 选煤厂单元的分析评价

根据选煤厂的特点，对其原煤处理、选煤、运输、选煤厂机械设备以及储煤这些生产过程中的危险隐患进行分析，分别采用了预先危险性分析法、事故树分析法和机械工厂安全性评价法进行危险性分析。

1、原煤处理单元

选煤生产流程主要为原煤经过破碎、预选、分级、磁选、过滤等工序，最后得到精煤。其中在破碎筛分系统存在的危险有害因素有机械伤害、高出坠落、触电、物体打击、粉尘危害、噪声危害等。用预先危险分析法(PHA)对此进行分析，评价结果见表 4.18-1。

评价结果：

评价危险、有害因素共 4 项，

II~III级：危险的，1 项，占 25%；

II级：临界的，3 项，占 75%。

通过对原煤处理单元的危险、有害因素分析，总结出该系统存在的危险、有害因素，《可研报告》中的安全对策措施可行，但不全面，个别措施针对性不强，如固定筛、破碎机周围等处必须设置安全栏杆等。该系统危险、有害因素有 4 种，控制事故的途径有 22 条，为防止事故的发生，应采取相应的技术措施和管理措施（安全技术措施详见第六章）。

为确保系统安全，针对系统存在的危险、有害因素和事故隐患，在下阶段设计和施工中分别采取技术措施予以预防，实现系统安全。

2、选煤单元

该系统采用了预先危险性分析法，评价结果见表 4.18-2。

表 4.18-1 破碎筛分系统预先危险性分析表

危险有害因素	触发事件	现象	形成事故原因的事件	结果	危险等级	主要对策措施
1.机械伤害	1.保护装置不全 2.误操作 3.现场管理不严	撞人、砸人等	1.设备的安全防护装置有缺陷 2.设备误启动 3.作业环境不良 4.工作人员操作时站位不当 5.个人防护用品有缺陷 6.警示标志有缺陷 7.未按要求处理筛子被压故障	造成人员伤亡	II	1.设备维修时转动部位应设安全防护罩或防护栏杆 2.检修设备、处理故障时必须切断电源，悬挂警示牌，并设专人监护 3.在光线不足的地方或在夜间作业，应有足够的照明 4.工作人员作业时选择合适的站立地点 5.危险处应设明显的警示标志 6.筛子因超负荷被压住时，应先停车，然后以专用的器械压三角皮带处理，不应手持棍棒压三角皮带处理
2.高处坠落	1.现场警示标志不全 2.照明装置不好 3.违章作业 4.保护装置不全	人员站立位置在危险范围，保护装置失效	1.作业场所安全防护装置缺陷 2.作业环境不良 3.喂料口安全防护装置 4.警示标志有缺陷 5.处理固定筛堵卡、电机、机棚大块矿石和进入机体处理故障未系安全带 6.个人防护用品缺陷	造成人员伤亡	II	1.有坠落危险的场所应设安全防护装置和明显的警示标志 2.夜间作业应有良好的照明 3.喂料口应设安全防护栏和明显的警示标志 4.停车处理固定筛堵卡、电机、破碎机棚矿(圆矿或过快卡矿)以及进入机体检查处理故障时，作业人员应系好安全带，其长度只限到作业点 5.进行高处作业(包括 45°以上的斜坡)，应系安全带
3.触电	1.线路回路数不足 2.导线强度达不到气象条件要求 3.线路杆塔倾斜、腐朽、断线等	1.供电电压 2.线路电压 3.线路电压 4.线路电压 5.线路电压 6.线路电压	1.电气作业人员安全技术水平低 2.安全防护装置缺乏或警示标志不全 3.个人防护用品缺陷 4.带电作业未按规定进行操作 5.电机保护装置缺陷 6.配电盘未铺设绝缘胶板	人员伤亡	II~III	1.电气作业人员应经过专门的安全技术培训考试，持证上岗 2.所有电气设备和线路，应根据对人的危害程度设置明显的警示标志 3.电气设备可能被人触及的裸露带电部分，应设置安全防护罩或遮栏或警示牌 4.电气作业人员作业时，应穿戴防护用品和使用防护用具 5.在断电的线路上作业，应事先在拉下的电源开关把手加锁或设专人看护，并悬挂有人作业，不准送电”的标志牌；用验电气验电，并在所有可能来电线路的各端装设接地线，方可进行作业

危险有害因素	触发事件	现象	形成事故原因事件	结果	危险等级	主要对策措施
4. 物体打击	物体高空甩落	声音异常	1. 人员进入矿石流动空间 2. 人员直接进入机体处理故障 3. 处理破碎机溜（堵）矿时，违反操作规定 4. 放炮崩矿时周围有人 5. 高空作业时工具掉落	人员伤亡，设备损坏	II	1. 人员不得进入矿石流动空间 2. 进入机体前应检查处理故障，预先处理槽壁上附着的矿块或有碍脱落的杂物 3. 处理破碎机溜（堵）矿时，应首先处理矿机头部的矿石，然后从上部进入处理；不应采取用盘车的方向处理 4. 放炮作业时，必须有专人负责，并严格执行爆破有关规定 5. 高空作业下部严禁逗留

表 4.18-2 选煤系统安全危险性分析表

危险有害因素	触发事件	现象	形成事故的原因事件	结果	危险等级	主要对策措施
1. 机械伤害	1. 误操作 2. 现场管理不严	碰撞人员等	1. 开动设备时检查不到位 2. 照明不足 3. 防护装置缺陷 4. 作业人员其他违章操作、设备缺陷行为	造成人员伤亡、设备损坏	II	1. 集中机突然停电跳闸时，应立即切断电源开关 2. 开动浮选设备时，应确认机内无人、无障碍物，运行中的浮煤选槽，应防止掉入铁杆等杂物或影响运转的其他障碍物 3. 浓度机的地下管道走廊、泵坑等场所，必须有良好的照明 4. 经常检查设备设施的安全防护装置，保证其完好
2. 高处坠落	1. 精神状态不好，带病作业 2. 保护装置失效 3. 未注意警示标志	人员从高空坠落	1. 照明不足 2. 多层或危险作业环境不当 3. 高处作业未系安全带 4. 安全设施缺陷 5. 防护装置缺陷 6. 警示标志不清	人员伤亡	II	1. 在光线不足的场所或夜间进行检修，应有足够的照明 2. 多层作业或危险作业，应有专人监护，并采取防护措施 3. 进行高处作业（包括 45°以上的斜坡），应系安全带 4. 应定期检查、维护和清扫栏杆、平台和走梯 5. 登高梯子应放置稳固，角度不宜过大 6. 有坠落危险的区域应设照明和警示标志 7. 通往周边传动式浓缩机中心盘的走桥和上下走梯，应设置栏杆 8. 高处作业要佩戴安全带或设置防护栏
3. 触电	1. 线路回路数不足 2. 导线强度达不到气象条件要求	1. 供电故障 2. 警示标志缺陷 3. 安全设施缺陷 4. 照明不足 5. 个人防护用品缺陷	1. 设备线路缺陷 2. 警示标志缺陷 3. 安全设施缺陷 4. 照明不足 5. 个人防护用品缺陷	人员伤亡，设备损坏	II~III	1. 严格按照设计合理选择性能可靠的电气设备及线路 2. 电气设备可能被人触及的裸露带部分，应设置安全防护装置或遮栏及警示牌 3. 在光线不足的地方从事电气作业要有良好的照明 4. 电气作业人员作业时，应事先戴防护用品和使用防护用具

危险有害因素	触发事件	现象	形成事故的原因事件	结果	危险等级	主要对策措施
	3. 线路杆塔倾斜、倒杆、断线等	3. 放电	6. 未按操作规程进行停电作业 7. 接地、接零及过流、过压装置失效 8. 违章指挥 9. 其他引起触电的原因			5. 在断电的线路上作业，应事先通知对拉下的电源开关把手加锁或设置专人看护，并悬挂“有人作业，不准送电”的标志牌，用验电器验明无电，并在所有可能来电线路的两侧挂接地线，方可进行作业 6. 电动机上应设有短路保护、过流保护与缺相保护等高压电机，还拥有延时低电压保护

此件按照应急管理部1号令要求，仅限于网上公开使用，挪作他用一律无效。

评价结果:

评价危险、有害因素共 3 项。

II~III级: 危险的, 1 项, 占 33.3%;

II级: 临界的, 2 项, 占66.7%。

通过对选煤系统的危险、有害因素分析表明, 该系统危险、有害因素有3条, 控制事故的途径有20条, 为防止事故的发生, 应采取相应的技术措施和管理措施(安全技术措施详见第六章)。

3、运输单元

(1) 对该系统采用事故树进行分析, 如图 4.18-1 所示, 基本事件见表 4.18-3。

表 4.18-3 基本事件表

代号	基本事件	代号	基本事件
A	启动时卷入伤害	X ₅	耳受噪音影响
B	正常运转时卷入伤害	X ₆	信号不清楚
C	人体接触传动部位	X ₇	装置损坏
D	启动时撤离不及时	X ₈	设备启动
E	防护失效	X ₉	无防护装置
F	人体接触传动部位	X ₁₀	防护装置门未关
G	未确认安全信号	X ₁₁	防护措施不全面
H	未听安全信号	X ₁₂	清理时被卷入
I	错误报警	X ₁₃	衣袖头扎被卷入
J	误接触	X ₁₄	疲劳、麻痹
K	误开排风启动开关	X ₁₅	绊倒、滑到
	清理时接触	X ₁₆	违章运送其他物品
	检修时接触	X ₁₇	违章乘坐
	加润滑油时接触	X ₁₈	违章跨越
	启动时未通知	X ₁₉	处理其他故障
X ₂	未挂警示牌	X ₂₀	设备正在工作
X ₃	不懂用电安全规程		

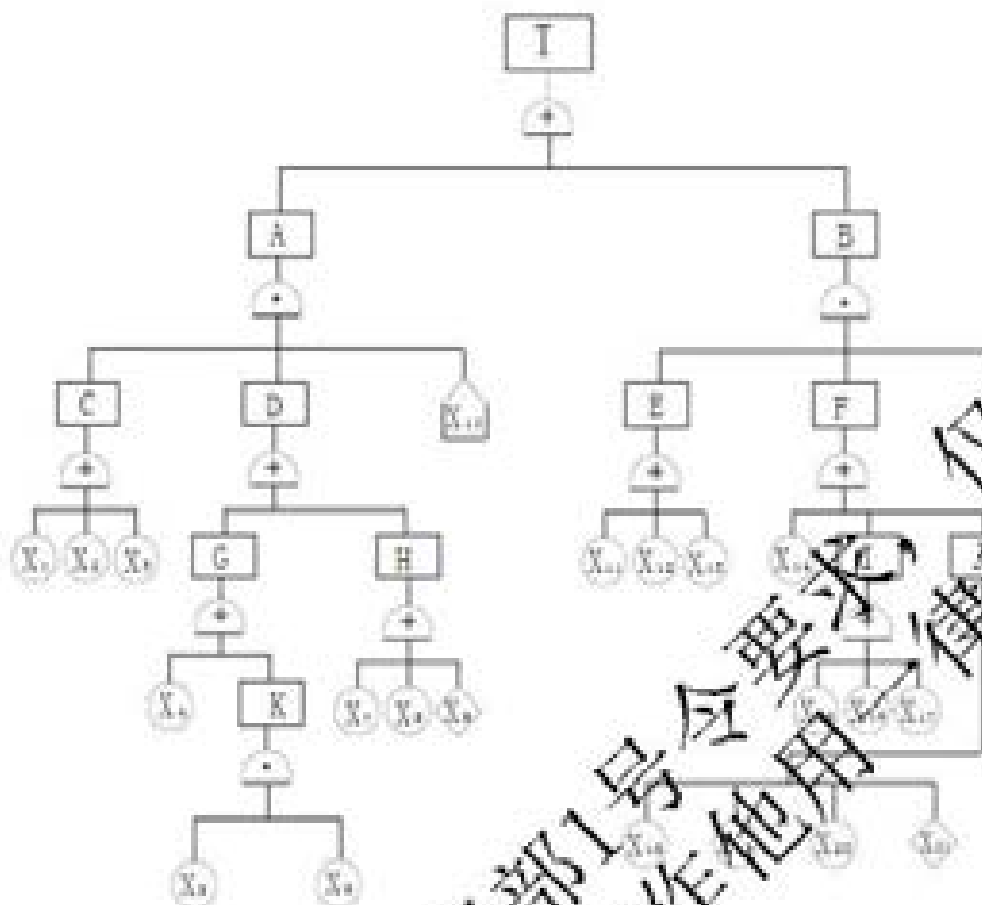


图 4.18-1 皮带输送机运输伤害事故树

(2) 将事故树图转变成成功树，依据成功数可以求出最小经集，便于直接明了的采取预防皮带输送机伤害事故发生的有效措施，最小经集为：

$$P_1 = (X_1, X_2, X_3, X_{10}, X_{11}, X_{12}, X_{13})$$

$$P_2 = (X_4, X_5, X_6, X_7, X_8, X_9, X_{11}, X_{12}, X_{13}, X_{14}, X_{15}, X_{16}, X_{17}, X_{18}, X_{19}, X_{20}, X_{21})$$

$$P_3 = (X_4, X_5, X_6, X_{22})$$

$$P_4 = (X_4, X_5, X_7, X_8, X_9, X_{11}, X_{12}, X_{13})$$

$$P_5 = (X_4, X_5, X_7, X_8, X_9, X_{14}, X_{15}, X_{16}, X_{17}, X_{18}, X_{19}, X_{20}, X_{21})$$

$$P_6 = (X_4, X_5, X_7, X_8, X_9, X_{22})$$

$$P_7 = (X_4, X_6, X_7, X_8, X_9, X_{11}, X_{12}, X_{13})$$

$$P_8 = (X_4, X_6, X_7, X_8, X_9, X_{14}, X_{15}, X_{16}, X_{17}, X_{18}, X_{19}, X_{20}, X_{21})$$

$$P_9 = (X_4, X_6, X_7, X_8, X_9, X_{22})$$

$$P_{10} = (X_{10}, X_{11}, X_{12}, X_{13})$$

$$P_{11} = (X_{10}, X_{14}, X_{15}, X_{16}, X_{17}, X_{18}, X_{19}, X_{20}, X_{21})$$

$$P_{12} = (X_{19}, X_{22})$$

(3) 评价结果

从最小经集来看它是使顶上事件不发生和各基本事件不发生的基本组合，最小经集是保证顶上事件不发生的充分必要条件，只要控制任意一组最小经集，顶上事件就不发生，在初步设计和施工中应分别采取措施，予以预防，确保实现系统安全。

4、储煤单元

据选煤厂储煤过程中发生的事故统计可知，主要为煤炭自燃火灾事故，多发生在煤仓和储煤场。因此将煤仓和储煤场煤炭自燃作为顶上事件进行事故树分析。

(1) 事故树如图4.18-2所示。

此件按照应急管理部部长令要求，仅限于网上公开使用，挪作他用一律无效。



图 4.18-2 选煤厂煤炭自燃火灾事故树

(2) 事故树定性分析。

①求最小割集:

$$T=A_1+A_4$$

$$=aA_2A_3+aX_6X_7$$

$$=a(X_1+X_2+X_3)(X_4+X_5)+aX_6X_7$$

$$=a(X_1X_4+X_1X_5+X_2X_4+X_2X_5+X_3X_4+X_3X_5+X_6X_7)$$

$$=aX_1X_4+aX_1X_5+aX_2X_4+aX_2X_5+aX_3X_4+aX_3X_5+aX_6X_7$$

该事故树共有7个割集,无法进一步分析下去,所以最小割集也是7个。

$$K_1=\{X_1, X_4, a\} \quad K_2=\{X_1, X_5, a\} \quad K_3=\{X_2, X_4, a\} \quad K_4=\{X_2, X_5, a\}$$

$$K_5=\{X_3, X_4, a\} \quad K_6=\{X_3, X_5, a\} \quad K_7=\{X_6, X_7, a\}$$

②求最小径集:首先编制事故树的对偶树,即成功树。该成功树的最小割集,就是原事故树的最小径集:

$$T^*=A_1^*A_4^*=X_1^*X_2^*X_3^*X_6^*+X_1^*X_2^*X_3^*X_7^*+X_1^*X_2^*X_4^*X_6^*+X_1^*X_2^*X_4^*X_7^*+X_1^*X_3^*X_4^*X_6^*+X_1^*X_3^*X_4^*X_7^*+X_4^*X_5^*X_6^*+X_4^*X_5^*X_7^*$$

事故树的最小径集是6个。

$$P_1=\{X_1, X_2, X_3, X_6, a\}; \quad P_2=\{X_1, X_2, X_3, X_7, a\}; \quad P_3=\{X_1, X_2, X_3, a\};$$

$$P_4=\{X_4, X_5, X_6, a\}; \quad P_5=\{X_4, X_5, X_7, a\}; \quad P_6=\{X_6, X_7, a\};$$

③结构重要度分析

利用最小割集,判断各基本事件的结构重要度如下:

$$I_{\phi}(1)=I_{\phi}(2)=I_{\phi}(3)=I_{\phi}(4)=I_{\phi}(5) > I_{\phi}(6)=I_{\phi}(7)$$

④事故树结论

a、系统危险性(事故发生的可能性)

通过对选煤厂煤炭自燃火灾事故树的分析取得7个最小割集,说明事故发生的途径至少有7种可能,事故发生的可能性比较大。这7个最小割集中的每一个单独发生,都可能造成选煤厂煤炭自燃火灾事故。如在仓内滞留煤炭(X_1)时,存在仓内煤炭滞留时间过长(X_4)时,且由于空气(O_2)是客观存在的,煤炭自燃的三个必要条件在同时空下具备($K_6=X_1X_4a$),一起选煤厂煤仓煤炭自燃火灾事故就可能发生了。

b、系统工程的安全性(事故的可能预防性)

通过对选煤厂煤炭自燃火灾事故树的分析,得到6个最小径集,证明预防选煤厂煤炭自燃火灾事故至少有6个方案可供选择,能有效控制和预防选煤厂煤炭自燃火灾事故的发生。如选煤厂停产时对煤仓及时进行清理(X_4)、定期对煤仓检查清仓(X_5)以及降低

储煤场落地煤因雨淋和喷洒水产生的湿热，就能有效预防选煤场煤仓煤炭自燃火灾和储煤场煤炭自燃火灾事故的发生 $P_4=X_4X_5X_7$ 。

c、选择安全防范措施的次序性

事故树是由很多基本事件构成的，这些基本事件对顶上事件均产生影响，但影响程度是不同的，在制定安全防范措施时，必须要有先后次序、轻重缓急，便于系统达到经济、有效、安全的目的。通过选煤厂煤炭自燃火灾事故树各基本事件的结构重要度的分析，得出如下结论： $I_{\phi(1)}=I_{\phi(2)}=I_{\phi(3)}=I_{\phi(4)}=I_{\phi(5)}>I_{\phi(6)}=I_{\phi(7)}$ 。

根据以上分析，在预防和控制选煤厂煤炭自燃火灾事故时，必须从防止煤仓滞留煤炭、滞留时间方面，采取有效的对策。基于上述重要程度分析的结论，首先应采取的措施，防止煤仓直径、高度过大（ X_1 ）、放煤眼设计不合理（ X_2 ）、煤炭水分高（ X_3 ）、选煤厂停产未清仓（ X_4 ）、未定期对煤仓检查清仓（ X_5 ），其次是采取的措施，加强储煤场管理，提高落地煤品级（ X_6 ），减少因雨淋和喷洒水引起湿热（ X_7 ）。这就有可能防止选煤厂煤炭自燃火灾事故，实现安全生产。

5. 噪声单元

选煤厂各个设备、各个生产及运输环节都产生噪声。噪声源可分为以下二类：

①机械性噪声：产生该类噪声的主要设备有破碎机、溜槽、振动筛、浮选机、离心机、刮板运输机、水磨、磨煤机、皮带运输机等；

②电磁性噪声：产生该类噪声的主要设备有电动机、变压器、电焊机、电磁铁、控制柜等。

大井沟选煤厂主要设备包括有双齿粗破碎机、原煤分级筛、两产品重介旋流器、精煤脱介脱水筛、重介脱水筛、末精煤离心机、煤泥离心机、分级旋流器、稀介磁选机、压滤机、重煤溜槽机、块精煤分级筛等设备。大部分设备都属高噪声设备，其设备产生噪声值见表 4.18-4。设备的噪声值随处理原煤性质的不同以及设备状态的改变也产生变化。

表 4.18-4 选煤厂主要设备噪声表

设备名称	噪声 (dB (A))		
	范围	平均值	主要区段
振动筛	84~115	95.9	91~102
破碎机	83~108	95.2	86~99
皮带机	77~102	92.7	87~96
刮板机	80~99	88.1	82~91

作业人员每天接触噪声时间应符合《工业企业噪声卫生标准》的规定，即对于新建企业，作业人员每天接触噪声等级为 85 分贝时作业时间不得超过 8 小时；接触噪声等级为 88 分贝时作业时间不得超过 4 小时；接触噪声等级为 91 分贝时作业时间不得超过 2 小时；接触噪声等级为 94 分贝时作业时间不得超过 1 小时。

通过《可研报告》可知该选煤厂配置的主要设备噪声等级高，运行设备较多，作业场所噪声分贝多在 86 分贝以上，因此噪声相对较为集中或严重。如果作业人员接触高强度的噪声时间超过《工业企业噪声卫生标准》的规定，长此以往就可能引发职业性疾病（有可能引起职业性耳聋或神经衰弱、心血管疾病及消化系统疾病等），同时也会使操作人员的失误率上升，严重时还会导致事故的发生。因此矿方应对选煤生产系统噪声进行分析并采取相应地措施，严格执行《煤矿安全规程》（2016 版）规定，以消除或减小噪声的危害。

此件按照应急管理部和 1 号令要求，仅限于网上公开使用，挪作他用一律无效。

第五章 煤矿事故统计分析

事故统计分析是矿井建设项目安全预评价的重要手段之一，它是运用科学的统计方法，对煤炭行业及所选类比工程的大量事故资料和数据进行分析、整理和分析，从而揭示煤炭行业及类比工程的安全工作状况，摸清本行业或类比工程事故发生、发展的规律及经验教训，为评价项目制定安全措施提供科学的、切合实际的依据。

5.1 同类矿山生产事故统计分析

为了使事故统计分析结果对该建设项目更具指导性，本次安全预评价选择对2010～2014年宁夏回族自治区国有及地方煤矿进行统计分析，具体统计分析如下：

5.1.1 2010年～2014年宁夏回族自治区煤矿事故统计

宁夏回族自治区2010年～2014年煤矿伤亡事故统计如图5.1所示。

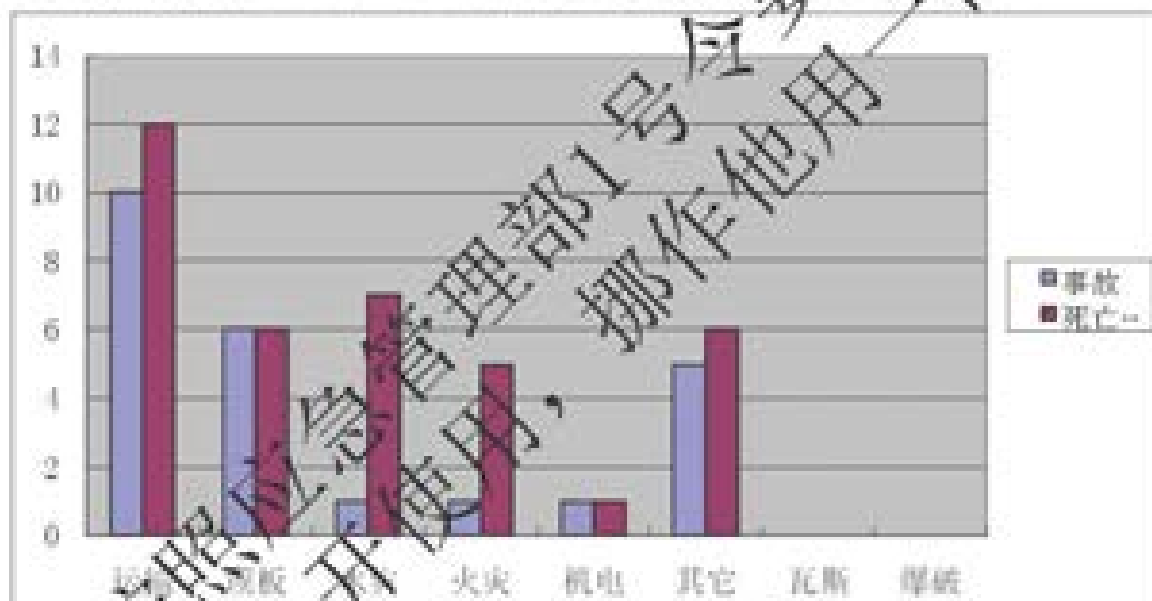


图5.1 宁夏回族自治区2010～2014年煤矿事故统计分析图

据不完全统计，宁夏回族自治区2010～2014年这5年共发生各类煤矿伤亡事故24起，死亡37人。其中，顶板事故6起，死亡6人，分别占全区煤矿事故起数和死亡人数的25.0%和16.2%；瓦斯事故0起，死亡0人；火灾事故1起，死亡5人，分别占全区煤矿事故起数和死亡人数的4.1%和13.5%；运输事故10起，死亡12人，分别占全区煤矿事故起数和死亡人数的41.6%和32.4%；机电事故1起，死亡1人，分别占全区煤矿事故起数和死亡人数的4.1%和2.7%；爆破事故0起，死亡0人；水灾事故1起，死亡7人，分别占全区煤矿事故起数和死亡人数的4.1%和18.9%；其它事故5起，死亡6人，分别占全区煤矿事故起数和死亡人数的20.8%和16.2%。

顶板、运输、水灾、火灾事故发生起数和死亡人数分别占全区煤矿事故起数和死亡人数的73.0%和81.0%。

5.1.2 事故原因统计分析

根据宁夏回族自治区煤矿事故统计分析事故统计分析，顶板、运输、水灾、火灾事故死亡人数占全区煤矿事故死亡人数的81.0%。由此可以看出，顶板、运输、水灾、火灾事故在危险因素导致的事故中占有很大的比重，尤其是随着矿井规模扩大，机械化程度地不断提高，机械运输事故占煤矿事故的比重也越来越高。分析事故发生的原因，主要有以下几点：

- 1、违反安全操作规程和劳动纪律；
- 2、缺乏基本的安全生产常识，不懂操作技术和缺乏识别危险的能力；
- 3、身体上、精神上有缺陷或出于过度疲劳、思想不集中的状态；
- 4、工作环境恶劣，劳动条件差（光线暗淡、通风不良、噪声、振动及工作面拥挤等）；
- 5、作业方法不安全，劳动组织不合理；
- 6、安全生产责任制不落实，措施不具体，执行不严格，安全管理不到位；
- 7、装备状况差，防护、保险、信号等安全装置缺乏或失灵；
- 8、职工自我防范意识差，安全防护不到位；
- 9、安全检查制度不严，对不安全因素和查出的问题整改不力。

5.2 事故统计分析结果对本项目的指导

通过对2010--2020年宁夏回族自治区国有及地方煤矿综合统计分析，不仅揭示了宁夏煤炭行业安全生产状况，掌握了各种事故发生、发展的规律及经验教训，而且也为大井沟煤矿建设项目制定安全生产措施、规章制度和预防事故的对策提供了科学地依据，对项目的建设具有十分重要的指导意义。那就是根据该项目的特点，对矿井重大及主要危险源进行重点监控，特别是在矿井水害、矿井煤层自燃和煤尘爆炸这三个重大危险源及冒顶片帮、高处坠落、机械设备、瓦斯危害、电气、职业危害等主要危险源的管理方面更应加强。该项目选煤厂主要危险源为机械设备危害、煤尘爆炸、电气危害、高处坠落危害、火灾、职业卫生危害（生产性粉尘、噪声与振动、冰冻、采光照明不良等）及其他危险有害因素，在项目建设和投入运行后，应加强管理。

第六章 安全对策措施及建议

安全对策措施及建议是在预先危险性分析和事故树分析的基础上，针对其建设项目可能存在的危险、有害因素和系统安全技术方面存在的不足，提出消除和减弱危险、有害因素的技术措施和管理对策，使建设项目在设计、施工和投产后进行事故预防和整个安全生产管理过程中加强管理，达到本质安全化生产。

本章除对《可研报告》中已提出的措施进行可靠性分析外，对《可研报告》未做考虑或考虑不全的部分提出补充对策措施及建议。

6.1 设计中应注意的安全问题

1、各含水层组在垂向上的水力联系较差，且垂向间距较大，大气降水与矿井涌水量关系不明显，但由于裂隙发育的不均一性，不同地段裂隙岩性和涌水量也有较大的差异，巷道最初揭露含水层时，涌水量较大，一定要引起局部突水给井下工作带来威胁。

2、煤层顶底板岩性较复杂，存在软弱夹矸层，开采过程中，顶、底板存在着不同程度的冒落和巷道成鼓的隐患，生产过程中应加强顶底板支护。

3、井田内断层较发育，井田内地层较复杂，评价为中等构造，建议矿井在今后的建设及生产过程中，充分考虑地质因素对煤层瓦斯局部集聚的影响，加强矿井瓦斯地质探测和分析、瓦斯安全管理等相关工作，确保生产安全。

4、矿井建设和生产过程中应严格执行《煤矿安全规程》和《煤矿瓦斯等级鉴定管理办法》（煤安监技装〔2018〕9号），进行瓦斯等级鉴定。

5、在生产过程中应加强矿体地质和水文地质补勘工作，在断层附近进行采掘活动时，严格执行“探、防、堵、截、疏、排”的防治水原则，严格落实“三专两探一撤”的防治水措施，确保生产安全。

6、建议矿井在建设过程中对线状石断层附近历史遗留的小窑情况开展相应的调查工作，查明小窑采空区和积水情况，保证矿井生产安全。

7、建议矿井在生产过程中对井田深部资源（先期开采地段范围外资源）进一步补充勘探，提升资源储量级别，为矿井的生产提供可靠的资源保障。

8、矿井在建设及生产过程中应加强生态环境保护，严格按照设计中环境保护及水土保持措施执行。

9、截止到现在，井田还未开展矿井冲击地压危险性评估工作，根据以往勘查资料可知，钻孔各煤层顶底板中没有单轴抗压强度大于 60Mpa 的坚硬岩层，根据现有资料判断，

目前井田无冲击地压风险。在煤矿开始建设并生产后，建议矿方应对矿井进行冲击危险性评估，为矿井安全生产提供保障。

6.2 矿井设计选择安全设施的要求及说明

6.2.1 矿井开拓开采系统

1、矿井采用斜井开拓方式，井田内共布置4条井筒，初期布置主斜井、副斜井和中央回风立井三条井筒，后期在北翼增加北翼回风立井。

2、井下共划分2个主水平，分别为+1250m、+950m水平，另在井田深部设置一个+650m辅助水平。全矿井共划分为七个采区。

3、安全出口布置

矿井安全出口：矿井移交生产及达产时，共布置主斜井、副斜井和中央回风立井3条井筒，3条井筒均可做为矿井安全出口。

避灾路线：①当工作面发生瓦斯爆炸或发生火灾时，人员新鲜风流处转移，通过主斜井和副斜井逃至地面；②当发生水灾时，人员高处转移，通过中央回风立井逃至地面。

4、矿井：采用走向长壁一次采全高综合机械化采煤，单采煤机落煤、可弯曲刮板输送机运煤、转载机将煤转载至顺槽胶带输送机，顺槽支架对工作面顶板支护，实现落煤、运煤、支护、顶板管理全过程机械化。

5、井筒井颈段采用钢带支护，井筒段采用砼浇筑支护。

6、采区主要岩石巷道的门框梁采用半圆拱，支护方式采用锚网喷支护；工作面顺槽及开切眼巷道采用全断面支护，由于可采煤层顶底板多为粉砂岩、泥岩等易软化岩石，支护方式本设计采用锚网喷支护，巷道在施工过程中若支护困难，可再加钢带成型钢支架支护，易底板可在底板打锚杆进行全断面锚网支护。

7、按《煤矿安全规程》的规定留设各类安全保护煤柱。

8、根据对地表移动变形值的预测计算，对矿井工业场地、村庄、等需要保护的建（构）筑物采取留设煤柱的方法加以保护；对被破坏的土地视破坏程度，给予平整复垦造林措施，对受采动影响的公路、输电线路及时修复，保证畅通。

评价认为：以上措施应在下一阶段《安全专篇》和矿井建设中应予以采纳及落实。

6.2.2 矿井通风系统

1、根据矿井的开拓布置方式，初、中期通风方式为中央分列式，后期采五、六、七采区时为分区式。

2、初期生产时主斜井、副斜井进风，中央回风立井回风，后期五、六、七采区生产时主斜井、副斜井进风，中央回风立井和北翼回风立井回风。

3、主、副斜巷和中央回风立井服务于整个矿井生产期，服务年限为 41.0a，北翼回风立井回风服务于五、六、七采区，服务年限为 13.7a。

4、矿井主通风机选用 FBCDZ-10-No25 型防爆对旋轴流式通风机二台，其中一台工作，一台备用或检修。电动机配 YB3Fe 系列、185kW、380V 隔爆风机专用电动机共四台，每台风机内设二台。通过风机反转均可实现矿井反风。

5、投产时共布置了二个煤巷综掘工作面和二岩巷普掘工作面，掘进工作面均为局部压入式独立通风。

6、根据采区巷道布置方式，需要独立回风的硐室有中央变电所和一个材料硐室，其他硐室均为扩散通风。

7、在相应地点设置风门、调节风门、挡风墙等通风设施及构筑物。在直线巷道中设置测风站。在风井井口设置防爆门。井下巷道断面尺寸满足运输设备的运行要求，同时符合风速要求，主要开拓巷道采用了砌碛、锚杆支护方式，可减少风阻。

评价认为：以上措施应在下一阶段《安全专篇》和矿井建设中予以采纳及落实。

6.2.3 矿井瓦斯防治系统

1、防止瓦斯积聚措施

(1) 矿井有完善的通风系统，井下各采掘工作面及其它有瓦斯涌出的地点均按规定配有足够的风量和适当的风速，以稀释和排除井下涌出的瓦斯。

(2) 掘进工作面局部通风，必须采用三专供电（专用开关、专用电缆、专用变压器），且每个掘进工作面必须配备双风机、双电源。

(3) 掘进工作面局部通风机必须安置在进风口侧新鲜风流中，距掘进巷道回风口不得小于 10m，防止产生循环风，风筒出风口应随工作面掘进及时移动，确保掘进工作面有足够的风量。

(4) 在回采工作面的上隅角设置瓦斯检测报警仪，以及时掌握上隅角瓦斯涌出情况。

(5) 独头巷道扩散通风距离不得超过 6m，巷道宽度不得小于 1.5m，并经常检查瓦斯是否超限。

(6) 矿井在生产过程中，工作面回风巷与工作面衔接部位挂设风障（帘），以防瓦斯积聚。

(7) 按《煤矿安全规程》（2022 版）规定，井下采煤工作面及主要硐室均采用独

立通风。

(8) 矿井在生产过程中，应加强通风管理，各测风站定期测风，保证井下所有场所
有足够、稳定的风量。

(9) 井下废弃的巷道和盲巷要及时封闭，并挂牌说明，定期检查。

(10) 对顶板冒落形成的空洞及时架设钢拱架，打上背板，使用沙袋等充满空洞区，
挂上钢筋网重新喷射混凝土，直至与巷道正常断面平齐，以避免瓦斯积存。

(11) 井下不同断面巷道连接处，应平滑过渡，避免台阶过渡，以避免瓦斯积存。

2. 防止瓦斯爆炸的措施

(1) 矿井必须按照《煤炭工业矿井监测监控系统装备配置标准》(GB50521-2020)
的要求装备矿井安全监控系统，并且监控系统配置的传感器数量、设置的位置与监控的
范围必须符合《煤矿安全规程》等的规定。

(2) 在采煤工作面及其回风巷设置甲烷传感器，在工作面上隅角设置便携式甲烷检
测报警仪。掘进工作面在工作面及回风流中设置甲烷传感器。

(3) 工作面必须有独立可靠的回风系统，必须保证回风系统中风流畅通。在其进风
侧的巷道中，应设置两道坚固的反向风门，与该系统相联的风门、密闭、风桥等通风设
施必须坚固可靠，防止瓦斯涌入其他区域。

(4) 建立健全瓦斯管理制度，预防和控制瓦斯事故的发生。井下电气设备必须
有专人负责检查、维护，并定期检查一次防爆性能，严禁使用防爆性能不合格的电气
设备。

(5) 井下要配备专门的瓦斯检测人员，定点、巡回对全井下采掘工作面及其他工
作地点进行瓦斯检测，一旦发现立即按瓦斯管理相关规定进行处理。要定期对入井的瓦斯
检定器进行检测校正，严防仪器失灵。

(6) 要管理和维护好通风设施，保证各用风点的风路畅通，供风量满足使用要求。
防止局部地
瓦斯积聚或超限。对微风巷道、巷道高顶冒落空间、工作面上隅角等瓦斯
易积聚的地方应定时检测，发现问题要立即采取措施处理。

(7) 掘进工作面尤其是煤巷掘进工作面应采用压入式通风，风机及风筒管理必须满
足供风要求。要防止出现循环风，串联通风的次数必须符合《煤矿安全规程》规定。

(8) 制定严格的火种管理制度，设专人进行检查管理，严格执行井口检身制度，严
禁入井人员将火源带入井下（如打火机、火柴、香烟和不防爆的无线电通讯器材等），
井口房 20m 内不准使用明火。

(9) 在井下不得使用明火，不得打开矿灯进行检修；搬运设备、工具时要轻拿轻放

防止产生碰撞火花；井下确需使用明火时，应严格报批手续，并遵守《煤矿安全规程》的有关规定。

(10) 严禁使用非煤矿炸药。

(11) 严禁违章放炮（如不掏净炮眼内的煤粉、不填或少填炮泥、用炮纸和煤粉代替炮泥、放炮前不洒水、使用毫秒雷管总延期时间超过 130 毫秒、放连珠炮、明炮、糊炮等）。

(12) 井下电气设备不得带电检修、带电搬迁。

(13) 在有瓦斯涌出和经过的工作地点必须使用防爆型电气设备和绝缘电线，并经常检查、维护，确保使用完好、无失爆，其它地点使用的电器设备也要符合有关规定。

(14) 非专职人员，不得擅自操作电气设备；操作高压电气设备的主回路时，操作人员必须戴绝缘手套，并必须穿电工绝缘靴或站在绝缘台上。

(15) 瓦斯超限地点撤出人员后必须停电，只有当瓦斯处理正常经瓦斯测定后方可恢复供电。

(16) 要加强井下自燃发火区域的管理，对火源采取瓦斯、煤尘。

(14) 维护使用好矿井安全监测监控系统，使其充分发挥作用。

评价认为：以上措施应在下一阶段编写《初步设计》、《安全专篇》和矿井建设中予以采纳及落实。

6.2.4 矿井粉尘防治措施

1、矿井建立防尘供水系统。

2、对风流使用水幕净化新式除尘风机排尘。

3、在风泵工作面采煤机割煤和移架时进行喷雾洒水降尘。

4、在掘进工作面和巷道掘进时进行喷雾洒水降尘。

5、对胶带输送机巷道采用自动喷雾装置。

6、在采煤机、综掘机等产生量大的设备上，装设内外喷雾装置；工作面支架安设降尘喷雾。在采掘工作面、煤仓、运煤系统各转载点配置喷雾洒水设施。

7、在矿井回风井、主要运输巷、采煤工作面顺槽及煤巷掘进工作面均设置隔爆水棚。

8、定期清扫井下巷道，并冲洗煤、岩尘，喷洒石灰水。

9、对接触粉尘的人员配置防尘口罩，并且做好个体防尘。

10、矿井配备粉尘测定仪，对粉尘进行监测。

评价认为：以上措施应在下一阶段编写《初步设计》、《安全专篇》和矿井建设中

予以采纳及落实。

6.2.5 矿井火灾防治系统

1、采用以注氮防灭火为主，阻化剂及其它防灭火方法为辅的综合防灭火方法。在井上、下建立相应的防灭火安全监测、监控系统，随时掌握发火倾向，及时采取预防措施。

2、对主通风机经常进行性能测试，掌握其特性，并随着季节变化及时调整主通风机工况，确保用风地点供风稳定、合理。

3、工作面采完后，及时密闭，堵绝漏风。

4、工作面下隅角张挂风帘，阻止向采空区漏风。

5、设井下消防材料库，配备足够的灭火器材。

6、建立完善的井下消防洒水系统。

7、主要井巷和明室全部采用不燃性材料支护。

8、采用阻燃电缆及铠装电缆，变压器及机械传动用油采用抗燃剂。

9、带式输送机采用阻燃胶带，并装设温度传感器及烟雾传感器，与水喷雾器或灭火器联动，形成监测报警系统及自动灭火系统。

10、加强电气设备和运输机具的维护保养。

11、在变电所及水泵房通道内设置阻火栅栏及密闭门。

评价认为：以上措施应在下一阶段编写《初步设计》、《安全专篇》和矿井建设中予以采纳及落实。

6.2.6 矿井水灾防治系统

1、矿井排水设备选用MD85-67×7型矿用耐磨多级离心式水泵三台，正常涌水期一台泵工作，一台泵备用，一台泵检修，最大涌水期两台泵同时工作，满足排水要求。每台水泵选用YBX3型、250kW、10kV防爆电动机一台。

（2）地面防洪措施

（1）本矿井主、副井工业场地外围北面地势高，工业场地位置基本位于冲沟的沟头位置，附近无长年性地表径流，因此矿井工业场地及井口不受洪水威胁。

（2）为使场内地表雨水及融雪水迅速排除，地表不受冲刷，各场地平场坡度不小于5‰，山坡雨水顺平场坡度汇集可沿坡地排至底处。本次设计在外围修梯形截水明沟，采用浆砌片石砌筑。雨水顺平场坡度汇集到道路一侧排水沟，然后排至工业场地外。

（3）每年雨季汛前，由矿领导组织人员对地面防洪设施情况进行实地检查。

(4) 地面工业场地防洪以防为主，物资材料工具应落实。

(5) 矿领导要经常对地面防洪设施、排水沟进行检查，发现问题应及时处理。

2、井下水防治

(1) 对井田边界一侧、断层两侧留设了符合安全要求的防水安全煤柱，矿井在开采过程中应严格按照设计留设煤柱。

(2) 井下采、掘生产时，必须坚持“预测预报，有疑必探，先探后掘，先治后采”的探放水原则和“防、堵、排、截”的综合治理措施。根据本井可能出现的出水情况，拟配备防治水专业技术人员，建立专职的探放水队伍，配备 ZDY-1250 型探水钻机 2 台、YCS-200(A) 型矿用瞬变电磁仪 1 台、YTD88 型矿用无线电透射仪 1 台。

(3) 巷道水沟及井底水仓要定期清理，水泵要定期检修，以防突发性水灾。另外，主排水泵房及变电所内要设置密闭门。

(4) 采、掘工作面接近勘探中封钻孔时，要注意观察，并采取可行措施防范钻孔水灾。

(5) 生产中如果遇到较大断裂构造，必须采取专项措施，防止构造导水。

评价认为：以上措施应在下一阶段的《采掘工程平面图》、《安全专篇》和矿井建设中予以采纳及落实。

6.2.7 矿井提升运输系统

1、井下主运输采用带宽 $B=900\text{mm}$ 胶带输送机运输，辅助运输为 600mm 轨距轨道运输。

2、主提升选用 RTH 型深槽大倾角钢绳芯带式输送机担负全矿井的煤炭提升任务，主斜井提升同时装备 XRJY55—23/1120D 型循环式架空乘人器，担负主井胶带机的检修及上下人员的任务。主井胶带机与架空乘人器之间设钢防护网。

3、副井提升设备选择 JK-3×2.2P/20 型单滚筒缠绕式防爆变频调速提升机一台，电动机选择 YPT560-10 型、710kW、595r/min、10kV 交流变频调速异步电动机一台。

4、一采区胶带及行人上山选用阻燃 1000/1 型 PVG 整芯带担负一采区煤炭提升任务，一采区胶带及行人上山内同时装备 XRJY55—25/580D 型循环式架空乘人器，担负上山胶带机的检修及一采区上下人员的任务。胶带机与架空乘人器之间设钢防护网。

5、一采区轨道上山提升设备选择 JKB-3.0×2.2P/31.5 型单滚筒缠绕式防爆变频调速提升机一台，电动机选择 YBBP5003-8 型、560kW、745r/min、1140V 隔爆型交流变频调

速异步电动机一台。

评价认为：以上措施应在下一阶段编写《初步设计》、《安全专篇》和矿井建设中予以采纳及落实。

6.2.8 矿井供电系统

1、在大井沟煤矿工业场地建 35kV 变电所一座，矿井 35kV 变电所两回路架空电源线路一回引自线状石矿区 110kV 变电站 35kV 母线段，供电距离 16km；另一回引自平和 110kV 变电站 35kV 母线段，供电距离 20km。矿井电源线选用 LGJ-70 铜芯绝缘线。

2、矿井 35/10kV 变电所采用屋内式，配电装置采用室内布置。35kV 设备、变电所主控制室布置在二层；10kV 设备、35/10kV 主变压器、电容补偿装置等其它设备布置在楼内一层。

3、矿井电源采用分列运行方式，正常情况下，矿井两回路电源线电压降分别 2.74%、3.43%，在一回电源线路故障或检修（或热备用）时，另一回电源线路电压降为 5.48%、6.86%，矿井两回电源线路均能承担矿井全部负荷，满足矿井的供电要求。

4、矿井一级和二级电力负荷均由两回电源线路供电，三级负荷采用单回路供电。

5、主斜井、副斜井、通风机房、泵房等的电源采用双电源电缆进线，其双电源分别引自矿井地面 10kV 变电所高压开关柜的 2 段母线。

6、井下掘进工作面设置“三专两闭锁”装置。

7、矿井架空输电线路全线设置雷电保护。

评价认为：以上措施应在下一阶段编写《初步设计》、《安全专篇》和矿井建设中予以采纳及落实。

6.2.9 其他

1、本矿井计划与宁东救护大队签订救护协议书，在矿井设置矿山兼职辅助救护队（18

2、矿井通信系统采用行政、调度统一通信系统。

3、矿井在煤仓上口及平台高空作业配置护栏、盖板及梯子等防坠设施。

4、高振动及高噪声作业地点，配备防振、消音设施。

5、生产期间矿井不设永久矸石堆场，只设临时矸石周转场，排出的矸石用于填沟铺路等，当地面出现塌陷区后，用汽车将矸石直接运往矿井塌陷区回填，实施生态修复工程；后期当充填技术成熟普及后，井下矸石可直接充填井下采空区，减小对地表的污染。

评价认为：以上措施应在下一阶段安全设计和矿井建设中予以采纳及落实。

6.3 矿井安全生产对策措施及建议

6.3.1 矿井自然安全条件方面的安全对策措施和建议

1、按《煤、泥炭地质勘探规范》和《矿井地质规程》的要求，广泛收集区域水文地质资料，对矿井进行地质和水文地质补充勘探，进一步查明矿井地质条件和矿井水文地质条件。

(1) 查明矿井内可能存在的隐伏小断层、陷落柱及它们的水文地质条件，如构造岩特征、导水性、与各含水层及地表水的连通关系等；

(2) 进一步查明矿井各含水层的水文地质条件，查明各含水层之间和地表水与地下水之间的水力联系；

(3) 在查明矿井水文地质条件的基础上，编制《矿井综合地质及水文地质图》(1:10000)；

(4) 查明矿井供水水源的水文地质条件，确保生产和生活用水。

2、对开采煤层采空区上方岩层可能产生的“三带”高度预测以及因此引起的矿井充水条件的变化进行预测，对煤层开采时底板岩层扰动深度进行预测，在此基础上计算各承压含水层对矿井各煤层的突水危险。

3、在一些大断层的附近，构造带较复杂，断层较发育，水文地质均匀性差，在断层发育地段，含水性较强；故矿井在开发及建设中，应加强对矿井构造的研究工作，并做好探防水工作。

6.3.2 防治瓦斯

1、矿井必须合理、健全、可靠的通风系统。矿井主要通风机、通风网络、通风设施等从设计、施工及生产的全过程均应符合各种技术规范及煤炭行业标准；在建设开采过程中，加强通风和瓦斯监测工作，以防止开采深度和采空区范围的增大引起瓦斯的局部富集从而威胁矿山的安全生产；

2、采掘工作面及各用风地点通风系统要稳定，风量应符合配风技术标准，采掘工作面应实行独立通风；

3、在设置风门、挡风墙、密闭墙、调节风门等各种通风设施时，应防止其遭到破坏造成漏风严重或风流短路，导致瓦斯事故。在主要进、回风巷之间有人、车通行的联络巷道安设风门时，应安装两道连续的正向风门和两道反向风门，不应在倾斜运输巷中设置风门。如果必须设置风门，应设置自动风门或派专人看管，并有防止车辆或风门碰撞人员以及车辆碰坏风门的安全措施；

4、采空区应及时进行封闭。应随采煤工作面的推进，逐个封闭通至采空区的连通巷道。采区开采结束后 45 天内，应在所有与采区相连通的巷道中设置防火墙，封闭采区；

5、避免出现任何形式的盲巷。长期不使用的巷道必须及时封闭；

6、加强局部通风管理，禁止无计划停电停风。局部通风是煤矿重要的通风手段之一，而局部通风区域是造成瓦斯事故的多发场所，必须引起高度重视；

7、及时处理掘进工作面的局部瓦斯积聚。局部瓦斯积聚通常存在一些冒落空洞、裂隙发育或瓦斯涌出量较大的地点。处理方法有加大风量法、充填法、引流法等；

8、及时处理采煤工作面顶风上隅角的局部瓦斯积聚。处理方法采取引风、增加风量、充填置换方法等，也可改变工作面通风方式来消除瓦斯积聚；

9、矿井应采取安全监测监控系统与人工巡回检查相结合，及时准确地对井下各个地点的瓦斯浓度实行 24 小时连续不间断地监测与控制，对重要设备及地点采取监控手段。采煤工作面、煤巷、半煤巷和有瓦斯涌出的岩巷掘进工作面设置甲烷传感器。当采掘工作面需要采用串联通风时，被串联工作面的进风巷应设置甲烷断电仪。发生瓦斯超限时，能及时发出警报，自动切断危险区电源，并将信息及时准确地传输到地面指挥中心。及时采取有效、科学地处理措施，可以避免瓦斯事故的发生；

10、要采取各种有效措施防止出现各种形式的火源。矿井火源主要为内因和外因火源。外因火源又可分为各种明火、电气、摩擦撞击火花、静电火花、杂散电流引起的火花及其它火源。防止出现火源总的原则是：禁止一切非生产性火源，对生产中可能产生的火源要严格管理并控制；

11、井下所有电气设备必须符合该矿瓦斯等级的要求。禁止非防爆设备用于采区及采、掘工作面；

12、对采煤工作面瓦斯涌出规律要进行认真地研究，长期积累数据并分析，得出符合该矿实际情况的经验数据并运用到瓦斯治理工作中；

13、防止瓦斯事故扩大的措施。瓦斯爆炸的突发性、瞬时性，使瓦斯爆炸事故往往难以救助，因此还要严防瓦斯爆炸事故的扩大。除要建立完善、抗灾能力强的通风系统外，每年还应编制和修订《矿井灾害预防与处理计划》，并向全体职工宣传贯彻，使职工知道一旦发生瓦斯爆炸事故，如何撤出或躲避的路线或地点；矿井应在安装主要通风机的出风井口处安装防爆门、通风机设置反风装置和系统；井下按规定安设隔爆设施；所有入井人员应佩带自救器并能熟练使用；矿井一旦发生瓦斯爆炸事故，应及时启动救灾系统进行抢救，防止灾情扩大，使灾区限制在尽可能小的区域和防止二次灾害的发生；

14、建立并落实瓦斯防治管理体系。制定各种防治瓦斯事故技术操作规程和责任制，

任务到人，责任到人；

15、矿井应有完善的井上下防灭火系统。所有地面建筑物、研石场、坑木场等处的防灭火措施和制度必须符合《煤矿安全规程》规定；

16、加强通风工作。建立和维护好安全可靠的、完整的、独立的矿井通风系统，实行分区通风，采掘工作面都应采用独立通风。使井下各用风点的风量、风速和瓦斯浓度等符合《煤矿安全规程》规定。

6.3.3 通风管理

1、矿井应根据施工及生产期间的不同变化，及时调整通风系统，并绘制全矿通风系统图，应保证矿井有完整的独立通风系统；

2、矿井通风系统的有效风量，应满足井下需要；

3、采煤工作面在未形成完整的通风系统之前，不得进行回采；

4、采区进、回风巷应贯穿整个采区，严禁一段进风、一段回风；

5、主要回风巷要经常维护，保持清洁和畅通，禁止堆放材料和设备；

6、井下风门、风桥、风墙等通风构筑物必须可靠，并符合《煤矿安全规程》规定；

7、人员进入独头工作面之前，必须实行局部扇风机通风并符合作业要求，掘进工作面有人作业时，局扇应连续运转；

8、停止作业并已拆除通风设备的独头巷道，应设栅栏和标志，防止人员误入。如需要进入，必须进行通风和检测空气成分，确认安全后方准进入。

6.3.4 粉尘防治

井田内各煤层均具有爆炸性，在一定条件下，煤尘发生爆炸不但会损坏矿井设备、设施及摧毁矿井巷道，还将严重威胁人员生命安全。因此，要建立建全矿井及选煤厂防尘制度，完善防尘系统，切实落实防尘措施。

1、建立完善的防尘供水系统，主要运输巷、带式输送机巷、斜巷及平巷、上下山、采区运输巷与回风巷、采煤工作面运输巷与回风巷、掘进巷道、煤仓放煤口、溜煤眼放煤口、转载点等地点都必须敷设防尘、供水管路，并安装支管和阀门；

2、采煤机、掘进机的防尘应符合《煤矿安全规程》规定。破碎机必须安装防尘罩和喷雾装置或除尘器；

3、矿井应采取预防和隔绝煤尘爆炸的措施，应及时清除巷道中的浮煤，清扫或冲洗沉积煤尘，定期撒布岩粉，并应定期对主要大巷刷浆；

4、井下所有电气设备，应符合《煤矿安全规程》规定；

5、入井人员应戴安全帽，随身携带自救器和矿灯，严禁携带烟草和点火物品，并严禁穿化纤衣服；

6、矿井两翼、相邻采区、相邻煤层、相邻的采煤工作面之间，煤层掘进巷道同与其相连的巷道间、煤仓同与其相连通的巷道间，采用独立通风并有煤尘爆炸危险的其他地点同与其相连的巷道间，应用水棚或岩粉棚隔开；

7、掘进井巷和硐室时应采用湿式凿岩、湿式钻眼、洒水防尘、喷雾捕捉浮尘、水炮泥和水封爆破等湿式作业消除和降低煤尘；应按规程做好喷雾洒水、通风除尘、个体防护等综合防尘措施；在转载点、煤仓、溜煤眼等煤尘大的地点安装洒水装置；

8、定期清扫巷道，保证巷道中不积存粉尘，并按国家规定对粉尘进行监测；采用个体防尘工具做好个体防护。

6.3.5 防治水

1、根据煤层开采特点，矿井应制定防止地表水涌入井下的安全措施，并认真贯彻执行“预测预报，有疑必探，先探后掘，先治后采”的防治水原则，加强构造积水的探测和矿井涌水的观测，发现水害威胁，立即查明水源，及时治理，防止发生突水事故；

2、探水或接近积水地区掘进前，应编制探放水设计，同时应包括防止瓦斯和其它有害气体危害等安全措施；

3、探水眼的布置和超前距离，应根据水压高低、煤岩层厚度和硬度以及安全措施等在探放水设计中具体规定；

4、掘进工作面发现有出水可能时，接近其它可能积水地区及有明显突水征兆时，应确定探水或进行探水；

5、探水钻进时发现煤岩松软、片帮、来压或钻孔中的水压、水量突然增大，以及有顶钻等异常时，必须停止钻进，但不得拔出钻杆，现场负责人应立即向上级领导汇报，并派人监测水情，如发现情况危急时，应立即撤出所有受水威胁地区的人员，然后采取相应措施；

6、探放水时，应撤出探放水点以下部位受水害威胁区域内的所有人员及相关设备；

7、钻孔接近预计可能有瓦斯或其它有害气体涌出区域，必须有瓦斯检查工或救护队员在现场值班，检查气体成分，如果瓦斯或其它有害气体浓度超过《煤矿安全规程》规定时必须立即停止钻进，切断相关电源，撤出有关人员，及时处理后方可恢复施工；

8、钻孔放水前，应预测积水量，根据排水能力和水仓容量，控制放水量。放水时，必须设专人监测钻孔出水情况，测定水量、水压，做好记录。若水量突然变化，必须及

时处理，并立即报告上级领导；

9、在采用防洪设施（排洪、截洪沟等）、修筑泄洪设施、保证井口安全的同时，在每次降暴雨后，应派专人检查矿区及附近地面有无裂缝、陷落和岩溶塌陷等现象（尤其是后期开采），若有要及时对其填堵，以隔断与井下的充水途径。同时应加强井下水灾的预测预报工作，并制定切实可行的水灾预防和处理计划；

10、在调查和探测到水源、含水层、含水地质构造时，要采取预先排水疏干、放水等措施，并制定相应安全措施；

11、加强对地质构造带、采空区、废弃井巷的隔离与密闭（防隔、堵、防水）工作；

12、加强对井田内的河流监测，生产中严禁开采防水煤柱。在防水煤柱附近作业时，应根据实际位置，对设计煤柱进行核对，若有出入，应以核对后的实际留设煤柱尺寸为准，并应采取有效措施后方可进行开采。

6.3.6 防灭火

1、矿井所开采煤层均属易—自燃煤层，故应采取措施提高回采率，选择合理的巷道布置与开采程序，选择合理的采煤方法，尽量少丢煤，减少井下遗煤；

2、该矿井下采区巷道支护形式均采用锚杆网支护，当地质条件异常时，应根据实际选择合理地支护形式和支护参数，并符合《煤矿安全规程》规定采用不燃或阻燃材料进行支护，预防自燃发火；

3、应构筑好防火门和防火墙，并储备足够地封闭材料；

4、加强防火密闭的管理工作，按《煤矿安全规程》设置栅栏、警标、说明牌板等，禁止人员入内，并定期检查维护；

5、按《煤矿安全规程》要求装备井上下消防系统和设置井上下消防材料库和地面消防水池，并井上、下防火措施；

6、严格控制用设备过负荷、短路产生的电弧、电火花；不正确作业产生的爆破火焰；电气火花、明火、热源等外因火灾；

7、防火门必须严密并易于关闭，如不设置，应有防止烟火进入矿井的安全措施；

8、加强职工的安全知识教育培训，提高防灾意识；

9、矿井建立完善的束管监测系统，加强防火预测监测，做好早期预报。

6.3.7 顶板管理（开拓开采）

1、断裂构造对矿井开拓、采区和采煤工作面布置以及采煤方法影响较大。虽然该井田内地质构造复杂程度属中等，但受钻孔间距控制，小构造尚未完全查清，下一阶段设

计前需进一步查清，为矿井开拓、采区和采煤工作面布置提供可靠的依据：

2、进一步查清断层等地质构造含水特征以利于采区开拓；

3、矿井要留设好各种防水、断层、主要巷道等安全煤柱，采掘过程中不准扩大或缩小设计规定的煤柱；

4、为便于采掘工程和顶底板管理，要确定合理地开采顺序，包括采区、上、下山、上下区段、工作面、煤层与煤组的先后顺序；合理分区与采区划分、工作面布置，以适应地质构造特征和煤层赋存条件，加大区段、工作面的尺寸，包括推进长度和速度；

5、巷道施工在过断层、破碎带、松软地带、淋水带、风化带、复杂煤层、巷道、煤柱等异常地带与构造带时，要及时制定专项措施，采用有效地支护形式，加强支护和超前支护，防止冒顶；

6、井下主要巷道、石门、上下山、采掘巷道、工作面棚棚、联络巷的位置选择、层位确定、断面尺寸、煤柱留设、煤层分组分层及支护形式等下一步的设计，都应符合《煤炭工业矿井设计规范》（GB50213-2015）的有关规范和《煤矿安全规程》（2022版）有关要求，参照好周边矿区成功的巷道支护经验，并适应该矿顶底板条件；

7、采区布置设计时，避免采掘应力的集中和相互影响。该井田开采各煤层时，为减少工作面之间相互影响，要合理配置工作面开拓，同时还应因地制宜合理选择采煤方法、回采工艺及支护设备；

8、考虑到大井沟煤矿煤层赋存较深（井底车场与井口高差 795m），随着开采深度的增加，开采强度和采区面积加大，矿山压力必然会加大，所以必须完善矿压监测、预报系统与装备，严密监测区段工作面顶板压力的变化，总结其显现规律，为采掘工程、顶底板管理提供一手资料；

9、采掘冲击地压煤层中的三面或四面被采空区包围区域、构造应力区、集中应力区开采时，应制定防治冲击地压的安全措施；

10、在开采可能有冲击地压的煤层时，应遵照《煤矿安全规程》（2022版）有关规范执行；

11、巷道采用锚网（喷）、锚索钢带等联合支护形式时，根据其顶底板的岩性特征与断面形式，要研究其适应性，以保证支护强度和质

12、严格执行“敲帮问顶”等顶板管理措施；

13、合理确定控顶距，避免工作面出现大面积来压，采掘工作面控顶距不得超过规定，并要及时进行支护，严禁空顶作业；采煤工作面必须及时回柱放顶；

14、若遇顶板岩性松散，极易风化破碎，稳定性差时，施工过程中要及时有效地进

行支护，防止其早期离层，保证其完好；

15、制定井巷维修制度和安全防护操作规程，及时维护巷道，保持巷道设计断面，保证通风、运输的畅通和行人的安全，巷道失修率要符合规定。

6.3.8 提升运输

一、斜井提升机安全管理措施及建议

1、司机必须经过严格培训，熟练掌握设备性能和操作技术，并持证上岗；
2、矿井必须对该工种建立、健全岗位责任制及日常维护、检修、检查等制度；
3、对使用的钢丝绳的选择、维护、检查、更换必须严格执行《煤矿安全规程》的规定；

4、提升装置必须按《煤矿安全规程》装设防过卷装置、防超速装置、过负荷和欠压保护装置、限速装置、深度指示器失效保护装置、闸间隙保护装置、松绳保护装置、减速功能保护装置、防坠装置等保护装置；

5、提升井口、井底的安全门必须和罐位和提升信号联锁，井口信号装置必须和绞车的控制回路相闭锁；

6、提升绞车按《煤矿安全规程》要求安装制动闸、常用闸和保险闸。对设备及各种保护装置的性能应坚持按《煤矿安全规程》有关规定定期进行性能测试，确保设施齐全可靠，严禁超载、超速运行；

二、斜井施工安全管理措施及建议

1、开凿斜井时，自井口到坚硬岩层之间的井巷必须砌碹，并向坚硬岩层内至少延深5m，表土段施工必须制定防冲冒的专项安全措施；基岩爆破作业时必须制定防止爆破损坏井口及井内设施的专项安全措施。在表土中开凿立井，其临时罐口标高低于永久罐口设计时，应满足防冲、防滑坡、防沉降等要求；

2、斜井凿井期间冻结段和在遇水膨胀的岩层中掘进不宜采用湿式钻眼时，可采用干式钻眼，并采取捕尘措施，并使用个体防尘保护用品；

3、冬季或用冻结法开凿斜井时，必须有防冻、清除冰凌的措施；

4、斜井井筒内必须设有在提升设备发生故障时专供人员出井的安全设施，其中设计有永久梯子间的，该设施必须保留至永久梯子间安装到位并投入使用，永久梯子间未投入使用的，不得施工三期工程。安全设施可按工作面到吊盘、吊盘到地面分段设置；

5、斜井的永久或临时支护到井筒工作面的距离及防止片帮的措施必须根据岩性、水文地质条件和施工工艺在作业规程中明确规定；

6、斜井井筒穿过表土层、砂层、松软岩层或煤层时，必须制定专项措施。措施中必须明确规定一次开挖的深度、临时支护的形式。施工时应确保临时支护安全可靠，并及时进行永久支护。在建立永久支护前，每班应派专人观测地面沉降和临时支护及井帮变化情况；发现危险预兆时，必须立即停止工作，撤出人员，进行处理；

7、斜井井筒采用井壁注浆堵水时，必须编制施工措施并遵守下列规定：

a) 井壁必须有承受最大注浆压力的强度；

b) 钻孔可能发生涌砂时，应采取套管法或其他安全措施。采用套管法注浆时，安装套管的钻孔深度应小于井壁厚度 200mm，套管安装牢固后在套管外安装抗压能力大于注浆终压 1.5 倍的孔口球阀，必须对套管的固结强度进行耐压试验，并有边孔注浆终压力后，方可在套管内打透井壁并注浆封堵。井筒采用双层衬砌支护进行注浆时，注浆孔应穿过内壁进入外壁 100mm。当井壁破裂必须采用壁后注浆时，必须制定专项措施；

c) 注浆管、套管必须固结在井壁中，并装有抗压能力大于注浆终压的球形阀门；

d) 在罐笼顶上进行钻孔注浆作业时，必须设置牢固的工作台和注浆管路安全阀，作业人员必须佩戴保险带，并在井口设专职值班人员；

e) 井上、下都必须有可靠的通信系统，开展注浆作业吊盘或工作台时，必须得到值班人员的允许；

f) 井筒内进行钻孔注浆作业时，井底不得有人。注浆过程中必须观察井壁，发现问题必须停止作业，及时处理；

g) 钻孔时必须经常检查孔内涌水量和含砂量，涌水量较大或涌水中含砂时，必须停止钻进，及时撤离；钻孔出水时，必须及时严密封孔；

8、提升机设计中，必须有吊盘、保护盘以及密岩、抓岩、出矸等设备的设置、运行、检修的安全措施；

9、盘绳和盘角时，必须对吊盘悬吊钢丝绳强度重新进行验算；

10、采用吊桶、抓岩机等井筒内悬吊设备撞击模板进行脱模；拆除井筒内的设施时，不得用绞车、绞车强拉硬拽；

11、工作人员在下列情况下必须佩戴保险带：

a) 乘吊桶或随吊盘升降时；

b) 在井架上或井筒内的悬吊设备上作业时；

c) 拆除保险盘或掘进保护岩柱时；

d) 在井圈、模板及井内临时作业平台上作业时；

e) 在倒矸台上围栏外作业时。

保险带定期按有关规定试验。保险带必须拴在牢固的构件上。每次使用前必须检查，发现损坏时，立即更换。

12、斜井翻矸台翻矸时，井口所有盖门不得开启；双钩提升在井口上下人员时，另一个井盖门也不得开启；

13、严禁在井盖门上装卸矸石，在封口盘、固定盘上接装矸时，必须制定专项安全措施；

14、盘升降后，必须找平找正并稳固，并及时通知绞车司机吊盘位置，盘试运行后方可正常提升；

15、筒穿过含水岩层或破碎带，采用地面或工作面预注浆进行堵水时，应遵守下列规定：

a) 注浆施工前，必须编制注浆工程设计；

b) 注浆段长度必须大于注浆的含水岩层的厚度，并深入不透水岩层或硬岩层 5~10m。井底的设计位置在注浆的含水岩层内时，注浆深度必须大于实际井深 10m；

c) 地面预注浆的钻孔，除定向孔外，每钻进 1m 必须测斜 1 次，钻孔偏斜率不得超过 0.5%；

d) 注浆前，必须进行注浆泵和注浆管路的耐压试验。试验压力必须达到最大注浆压力的 1.5 倍，试验时间不得小于 15min，无异常情况时，方可使用；

e) 注浆过程中，注浆压力突然上升时，必须停止注浆泵运转，卸压后方可处理；

f) 每次注浆后，应至少停浆 30min，方可提拔止浆塞，以防高压浆顶出钻杆；

g) 冬季施工时，注浆站和地面输浆管路，必须采取防冻措施；

h) 采用工作面预注浆前，在注浆的含水岩层上方，必须按设计要求预留止浆岩帽或设置混凝土止浆垫。含水岩层厚度大，需采用分段注浆和掘砌时，对每一注浆段，必须按设计要求，预留止浆岩帽或设置混凝土止浆垫，岩帽厚度和混凝土止浆垫的结构形式、厚度应根据最大注浆压力、岩石性质和工作条件确定。混凝土止浆垫由井壁支承时，应对井壁强度进行验算，不能满足需要时，应加固或提前加大支护强度；

i) 孔口管必须按设计参数埋设牢固，并安设高压阀门，必要时安设防喷装置。注浆前，必须对止浆垫和孔口管进行耐压试验，试验压力必须大于注浆压力 1MPa；

j) 钻注浆孔时，钻机必须安设牢固，并使用能够防止钻具被水顶出的钻头；

k) 井内应设排水设施，及时排除井底积水。当钻进注浆孔时，如井筒涌水量接近额定排水能力，必须停止钻进，提出钻具，关闭高压阀门，及时注浆；

l) 注浆站设在地面时,井上、下必须有可靠的通信联系;

m) 制浆和注浆的工作人员,应佩戴防护眼镜和口罩,制浆站内应采取防尘措施;

n) 注浆结束后,必须检验注浆效果,达到设计要求后,方可开凿井筒。

三、刮板输送机安全管理措施及建议

1、刮板输送机司机应熟悉刮板输送机的性能及构造原理,经过培训考试并取得合格证后方能持证上岗;

2、司机接班后,要全面检查刮板输送机各部件,机头、机尾压杠、柱窝支护范围内支护情况,发现问题应报告班组长,处理妥善后方准作业;

3、严禁使用刮板输送机运送除煤、木托板、柳笆以外的支护材料及设备,严禁人员蹬乘刮板输送机;

4、刮板输送机运行时,司机必须精力集中,手不离控制按钮,严禁睡觉或离岗干其它工作;

5、司机接班后应对刮板机进行试运转,先发出开机信号并喊话,然后点动两次再正式启动,使刮板链运转半周后停车,检查已翻转到刮板机槽上的各个部件完好情况;

6、试运转正常后正式启动启动刮板机前,发出开机信号,点动两次刮板机,两次点动间隔时间不得少于 5 秒,再正式启动;

7、刮板输送机运转中发现下列情况之一时,应立即停机,妥善处理后方可继续作业:

①超负荷运转,发生闷车;

②刮板链出槽、飘链、掉链、断链;

③电气、机械保护温度超温或运转声音不正常时;

④发现大块矸、金属杂物、柳笆、大块煤矸等异物快到机头时;

⑤运输机超载机头下台刮板输送机停止时;

⑥信号不明或发现有人在刮板输送机上时。

8、刮板输送机运行时,不准人员从机头上部跨越,不准清理转动部位的煤粉或用手调整刮板链。

9、检修、处理刮板输送机故障时,应闭锁控制开关,并挂上停电牌;

10、下班前,司机必须将刮板输送机内煤全部运出,清扫机头、机尾附近的浮煤后,方可停机,将控制开关手把扳到断电位置,并拧紧闭锁螺栓。

四、胶带输送机安全管理措施及建议

1、胶带输送机司机要经过严格培训,并持证上岗;同时要严格遵守岗位责任制;

2、矿井采用的是胶带输送机提升运输煤炭,辅助运输采用绞车,机械化程度高,应

加强设备的检修、维护、保养，确保设备完好，使用正常；

3、矿井应坚持使用胶带输送机的各项保护装置，并经常进行检查维护，使其能在胶带机发生故障或不正常运行时可靠动作。带式输送机巷道中行人跨越带式输送机处应设过桥；

4、对胶带输送机的打滑、跑偏、撕裂等的预防，应采用综合保护装置：选用阻燃、抗静电输送带和托辊，驱动滚筒等防滑保护，堆煤保护和防跑偏装置；装设温度保护、烟雾报警和自动洒水装置。主要运输巷道内应装设机头机尾防止人员与驱动滚筒的导向滚筒相接触的防护栏，主要运输巷道装设输送带张紧力下降保护装置和防滑保护装置；

五、运输工具安全管理措施及建议

1、认真执行矿车检修维护制度，加强矿车使用管理，所有矿车完好，矿车以及矿车管理按矿有关规定执行；

2、设专人对井上、下使用的矿车进行认真检查，发现问题要及时处理，不得使用已损坏或不符合完好标准的矿车；

3、矿车装载不得超高、超宽、超长、超重；

6.3.9 电气

1、矿井要切实保障双回路供电，以及电源的正常供电，确保在矿井三回路电源线路上不得分接任何负荷；

2、严禁井下配电变压器中性点直接接地或严禁由地面中性点直接接地的变压器或发电机直接向井下供电；

3、按《煤矿安全规程》选用电气设备，制定和完善各种设备操作规程，严格按章操作，不准带电检修作业；

4、井下各级配电电压和各种电气设备的额定电压等级应符合《煤矿安全规程》，不准超过额定值运行；

5、必须加装防护罩、遮栏、栅栏等防护设备隔离带电体，操作高压电气设备，应穿戴绝缘靴和手套。电工绝缘靴或站在绝缘台上，操作时不得单独作业；

6、要加强管理，消除因短路、过载、漏电、散热不良、接触不良产生的高温以及电气设备线路、雷击等产生的电弧、电火花和静电火花。按《煤矿安全规程》装备漏电、接地、开关、过流、防雷电等保护装置；

7、应使用经检验合格并取得煤矿矿用产品安全标志的阻燃电缆。为防止电火花事故，应注意采取以下措施：井下供电电缆的连接采用隔爆接线盒可靠连接，隔爆接线盒或电

铠装层均可靠接地；采用阻燃、抗静电运输胶带和托辊，机架可靠接地；矿灯装备可靠短路保护装置，井下照明和信号装置采用具有短路过载和漏电保护的信号综合保护装置配电；井下通讯、信号和控制装置均采用本质安全型设备；井下严禁带电检修和搬迁电气设备等作业；

8、为防止雷电事故，由地面直接引入井下的轨道及露天架空引入的管道，在井口处设防雷装置；通信线路在入井处设熔断器和防雷装置；

9、为防止井下电气着火事故，井下固定敷设的电缆必须采用煤矿阻燃、抗静电型电力电缆；电力变压器选用矿用隔爆型干式变压器；其它电机控制设备选用矿用隔爆兼本质安全型或矿用隔爆型设备；

10、为预防触电事故，建议机电硐室入口处悬挂“非工作人员禁止入内”字样的警示牌，硐室内有“高压危险”字样的警示牌，硐室内的设备分别编号，标明用途，并有停送电标志；井下不得带电检修、搬迁电气设备、电缆和电线，所有的开关闭锁装置均能可靠的防止擅自送电，防止擅自开盖操作，并悬挂有“有人工作 不准送电”字样的警示牌；操作高压电气设备主回路时，操作人员应在绝缘手套并穿电工绝缘靴或站在绝缘台上；容易碰到的裸露带电体及机械外露的转动和传动部分应加装护罩、遮栏等防护措施。

6.3.10 爆破器材储存、运输和使用

- 1、建立和完善爆炸物品储存、运输、使用等各项规章制度且贯彻落实；
- 2、设计的矿井爆破器材发放硐室的结构、安全距离、出口、防火消防、通风、排水、防潮、照明、抗静电、抗冲击等，必须符合《煤矿安全规程》规定；
- 3、煤矿用爆破器材应取得矿用产品煤安标志，必须按《煤矿安全规程》要求使用煤矿许用炸药和许用电雷管；
- 4、必须专门运输炸药、标志和信号（灯）等《煤矿安全规程》规定的运输方式方法，押运方式运送运输爆炸器材；
- 5、在运输中要按《煤矿安全规程》规定的速度进行，应避免震动、摩擦、撞击和遇到明火、高温物体；
- 6、爆破工必须持证上岗，严格按爆破操作规程作业，坚持“一炮三检”和“三人连锁”放炮制度；
- 7、必须把炸药、电雷管分开存放在专用爆炸材料箱内加锁，并置于警戒线以外的安全地点，严禁乱扔、乱放；
- 8、按《煤矿安全规程》管理和使用炸药、电雷管和放炮器，严格执行爆破作业规程规

定的安全距离和警戒程序。

6.3.11 锅炉、压力容器

1、设计压力容器应遵守有关的安全规程和技术文件要求，材质应合格，结构应合理，有足够的强度和刚度，耐久性好。

2、确保安装质量，在安装压力容器时，应做好以下各项管理工作：

(1) 锅炉房及压力容器设计应按国家有关标准设计，锅炉房设计图纸和锅炉安装平面布置图纸应经上级主管部门和当地锅炉监察部门批准方准施工；

(2) 压力容器的安装单位，必须是取得压力容器安装许可证的单位；

(3) 安装单位应按已经审批的安装平面布置图，合理地设计工艺系统图，编制施工方案，并报批后方可安装施工；

(4) 安装质量的分段验收和总体验收，由安装单位和使用单位共同按规定进行。水压试验和总体验收，必须请主管部门和锅炉监察部门人员参加。所有新锅炉必须在安装验收后方可正式点火。

3、压力容器上的安全附件应齐全、灵敏、可靠。安全阀、压力表、水位表和报警装置都是重要的安全装置，要确保其正常工作，避免因失灵而造成事故。

4、特种设备管理

对于矿井在用的特种设备如：蒸汽锅炉、压力容器(含气瓶)、压力管道、起重设备、厂内机动车辆等，还应做到以下事情，严防事故发生。

(1) 建立健全岗位责任制和操作规程，严格按照作业规程操作，杜绝违章作业。

(2) 按规定定期进行设备修理、检验，保证设备的完好性。

(3) 作业人员必须经过培训上岗，严禁无证作业。

(4) 按规定设置警示标志。

6.3.12 安全监控及计算机管理

1、必须按照《煤矿安全规程》的规定设置传感器；

2、基站、分站和传输系统设置应符合《矿井通风安全监测装置使用管理规定》第17、18、19、20、21、22、159、160条有关规定；

3、加强监控系统的管理。安全监测监控设备必须每月校正一次，瓦斯传感器、便携式瓦斯检测报警仪等采用载体催化元件的甲烷传感器，调校周期不超过10天，定期检查，保证监控设备的故障闭锁功能正常；

4、在日常管理中应保证监控系统的动态管理，根据矿井实际情况及时更新设备布置

图和接线图；

5、安全监控设备之间必须使用阻燃电缆或光缆，严禁与电话电缆、动力电缆共用。

6.3.13 职业危害管理与健康监护

1、噪声

(1) 通过改进机械设备结构、操作工艺方法、提高设备质量来从声源上根治噪声，如在鼓风机、空压机进出风口安装消声装置，加强润滑等；

(2) 在噪声传播途径上采取措施：采用隔、静分开原则，缩小噪声干扰范围；利用噪声源方向性合理布置声源位置，高噪声气体进出口向上可有效降低噪声；利用自然地形地物降低噪声，把高噪声设备放在下风口可有效降低噪声污染；合理布置建（构）筑物内部房间，如高噪声设备设置在下层，减少共振噪声；噪声设备加装隔音间等；通过绿化带可以降低厂区对外界的噪声污染；

(3) 在噪声点采取个体防护措施，如耳塞、耳罩等。

2、粉尘

(1) 井下任何地点都存在粉尘，以采掘工作面的粉尘浓度最高，其次是运输环节的各转载点，要采取防尘、降尘、除尘等安全措施，要加强检查、监测，还要注意个体防护；

(2) 对职工进行定期的健康体检。

3、有毒有害气体、粉尘及环境检测

(1) 严格监测井下有毒有害气体的最高浓度，并将其控制在允许范围内；

(2) 保证通风系统完整正常运行；

(3) 定期对通风除尘设施进行检查，发现问题及时处理；

(4) 加强地面供热管网的维修，保证井筒保暖供热系统的正常运转；

(5) 主要巷道布置及采区布置尽量避开局部地热异常区和热水涌出点；

(6) 增大矿井总风量，使得矿井进风流的温升较小；

(7) 进风流尽量沿散热小的巷道流动；

(8) 有条件时，煤巷支护采用锚喷支护，以减少氧化散热。

6.3.14 其他单元

1、物体打击

(1) 严格执行敲帮问顶制度，严禁空顶作业；

(2) 加强对井巷的支护以及支架的维修与维护；

- (3) 在倾斜巷道施工过程中，应设置躲避设施以防矿石碰伤；
- (4) 加强管理，防止矿石、设备工具等坠落物砸伤；
- (5) 加强井口管理，防止外物坠落击伤；
- (6) 佩带安全帽等防护设施，减轻物体打击程度；
- (7) 加强警示标志和安全标志管理，禁止人员进入危险区域。

2. 高空坠落

- (1) 加强防护设施管理，防止人员从斜井等高处坠落；
- (2) 人员若需要在溜煤眼及其周围作业时，应佩带安全带；
- (3) 高处检修、安装设备以及倾斜巷道作业时，应设有防止人员坠落的装置；
- (4) 加强警示标志和安全标志管理，禁止人员进入危险区域。

3. 中毒窒息

- (1) 设置矿井瓦斯管理机构，配备专职瓦检员，建立健全瓦斯检查监测制度，按规定进行巡回检查；
- (2) 严格执行以风定产和测风制度，搞好风量分配，及时调节风量；避免不符合《煤矿安全规程》规定的串联通风和扩散通风，杜绝循环风现象；
- (3) 采掘工作面应有独立的通风系统，生产水平和采区必须实行分区通风；
- (4) 采掘工作面的进、回风巷不得经过采空区和冒顶区，采空区应及时封闭；
- (5) 加强对通风设施设备的使用和维护管理，使其性能可靠，漏风符合《煤矿安全规程》规定；
- (6) 制定好密闭、构造等相应安全措施，谨防有害气体侵入；
- (7) 严格执行瓦斯浓度的检查与整顿，正确处理瓦斯积聚，并根据实际增加有瓦斯积聚可能积聚地点和次数；
- (8) 按《煤矿安全规程》规定排放瓦斯和进行巷道贯通，严格执行“一炮三检”和“三人连锁”放炮制度；
- (9) 按《煤矿安全规程》和规定等要求配备瓦斯断电仪、瓦斯报警仪、瓦斯电闭锁和风电闭锁装置；
- (10) 用栅栏、密闭消除和隔绝盲巷等危险场所，并按规定设置牌板和醒目的安全标志；
- (11) 按井下在册人员配备足够的自救器，并有符合要求的备用量；
- (12) 对通风、瓦斯仪器仪表定期送有资质的机构进行检测与校正；
- (13) 矿井要制定健全的中毒窒息灾害预防和处理计划。

4、淹溺

- (1) 加强警示标志和安全标志管理，防止人员误入水池、水仓等；
- (2) 采取围栏等措施与积水区域进行隔离；
- (3) 在积水场所作业时，应制定相应的、安全可靠的措施方可施工；
- (4) 在积水场所作业时，采取辅助救生用品，消除或减轻淹溺危险。

6.3.15 矿井安全管理措施

6.3.15.1 安全管理机构和人员

1、项目组织机构

评价认为，建设项目要在今后《初步设计》或《安全专篇》中明确管理机构和管理机构组织流程，增加其内容。特别要明确安监部门在安全生产、通风瓦斯、安全监测等工作的职责，消除一切不安全因素和隐患，保证矿井安全生产的权利，有权惩罚违章作业人员及工程质量问题等，该部门需由责任心较强、技术素质较高的人员组成。

2、技能素质要求

该矿井设计的各主要系统，均采用国内较为先进的设备和生产工艺，为保证其投产后能尽快达产，达到设计的生产效率，需拥有一批高素质的技术工人和管理人员。

(1) 矿级领导应具有大学本科以上学历，从事煤矿生产管理一定的年限，具有丰富的实践经验；

(2) 矿机关和队组工程技术人员应具备大学本科或大专学历，具有实践经验的“复合型”人才；

(3) 各队组设备操作及机电、机械维修人员应具备大专以上学历，并具有丰富的实际工作经验，不但精通本工种技术，而且亦能承担相近工种的一般工作；

所有技术工程的工人必须经过岗前培训，达到技校毕业水平，考核合格的方能上岗。

6.3.15.2 安全生产责任制

安全生产责任制是矿山企业的一项重要地安全制度，因此，一定要非常重视，建立责任制系统，明确各级人员、各岗位的安全生产责任。提出措施和建议如下：

- 1、矿长要对该矿的安全生产工作负责；
- 2、各单位主要负责人要对本单位的安全生产工作负责，其技术负责人要对本单位的安全技术工作负责；
- 3、各级职能机构要对其职能范围内的安全生产工作负责。

6.3.15.3 安全规章制度

建议企业建立健全以下安全管理制度：

- 一、安全办公会议制度
- 二、安全生产调度例会制度
- 三、安全生产检查制度
- 四、会议及汇报制度
- 五、入井检身制度和出入井人员清点制度
- 六、入井安全管理制度
- 七、领导干部及管理人员抓“三违”制度
- 八、“三违”举报制度
- 九、对“三违”人员处理的规定
- 十、领导干部井下查岗制度
- 十一、节假日及中夜班领导干部井下查岗制度
- 十二、矿领导 24 小时值班制度
- 十三、区队管理干部井下跟班盯岗制度
- 十四、领导干部跟班制度
- 十五、安全活动日制度
- 十六、班前会制度
- 十七、安全生产技术交底制度
- 十八、安全技术操作规程管理制度
- 十九、安全技术作业票管理制度
- 二十、通风安全管理制度
- 二十一、掘进安全管理制度
- 二十二、井下放炮安全管理制度
- 二十三、测量管理制度
- 二十四、地质管理制度
- 二十五、矿井巷道中、腰线管理制度
- 二十六、调度管理制度
- 二十七、矿井防治水管理制度
- 二十八、职工安全教育与培训制度
- 二十九、职工群众安全监督制度

三十、工程质量检查验收制度

三十一、采掘工程质量管理奖罚制度

三十二、顶板管理安全措施

三十三、人力推车及停放车安全管理制度

三十四、主副井防灭火措施

三十五、矿井和主要设施保卫制度

三十六、上班考勤制度

三十七、交接班制度

三十八、安全投入保障制度

三十九、安全质量标准化管理制度

四十、安全操作规程管理制度

6.3.15.4 安全投入

在安全投入上，建议采取以下对策措施：

- 1、矿井建设的安全投入，应满足安全生产条件的要求，纳入工程概算；
- 2、矿井在编制年度生产计划和长远规划的同时，编制安全技术措施计划，所需资金、材料和设备，应列入财务、物资计划；
- 3、安全技术措施计划内容应包括以改善企业劳动条件、防止伤亡事故和职业病为目的的一切安全技术措施；
- 4、可行性研究报告对本项目安全投入未详细列支，建议在下一步设计中明确本项目安全投入项目及投入资金。

6.3.16 安全培训与考核

安全教育和培训，是搞好矿井安全工作的基础。教育和培训的内容包括安全思想教育、安全法规教育、劳动纪律教育、安全知识教育和技术培训、事故征兆识别及自救知识、典型事故分析等。通过正规严格的培训，培养一批熟练胜任专业工作的员工队伍，满足高产高效矿井现代化生产和管理的需要。对从事井下工作的员工，进行强制性的安全培训。通过培训，使每个员工对水害、煤尘爆炸、煤层自然发火、瓦斯爆炸、高处坠落、冒顶片帮、粉尘、提升运输事故等的危害性有全面的了解，充分认识其危害性，掌握与各种灾害作斗争的基本知识，有效的控制恶性事故的发生，切实做到以预防为主，确保安全生产。建议采取以下对策措施：

- 1、矿井负责人应经过专业、安全政策和法规、安全管理技术教育和培训，并经考核

合格后持证上岗；

2、矿井主要负责人、安全生产管理人员应经过安全资格培训，并持有《安全资格证书》；

3、基层领导和安全员应了解国家的安全生产方针、政策、法规、规章制度等，熟悉安全管理方法，掌握基本的矿山安全技术知识和所管辖范围的各工种安全操作规程；

4、严格落实新工人（含临时工）“三级”安全教育工作，新工人接受教育培训的时间不得少于 72 小时，调换工种和采用新工艺作业的人员，也应重新进行培训；

5、特种作业人员要取得有关部门颁发的操作资格证后，方可上岗作业；

6、矿井还应根据生产形势，召开班前班后会、安全生产调度会、车间安全例会等会议。所有生产作业人员，每年接受在职安全教育、培训的时间不得少于 20 小时；

7、安全管理机构应定期总结分析本单位安全生产中存在的问题，提出要求和具体的改进措施；

8、设立安全教育室，定期进行安全生产宣传、教育；室内有关音像、杂志、报刊、事故案例宣传挂图等学习资料，并认真组织学习；利用井口宣传栏、标语等多种形势，加强安全宣传，提高职工的安全意识；

9、矿井在建设和生产过程中，事故的发生是不可避免的；为了抑制事故蔓延扩大，减少人员伤亡和财产损失，必须根据不同的事故性质和特点编制事故应急救援预案。以便在发生事故后，各部门各司其职、有条不紊地开展事故救援，最大限度地减少事故损失，尽快恢复建设生产。

6.3.15.6 事故应急预案

一、事故应急预案的作用

编制事故应急预案，当事故发生时，可起到下列积极作用：

- (1) 保证救援行动紧张、有序、有效地进行，避免因行动紊乱而造成不必要事故的发生；
- (2) 将紧急事件局部化，并尽力予以消除；
- (3) 可以最大限度地减少事故发生或降低事故造成的损失；
- (4) 能有效利用各种应急资源，如人员、技术、医疗和信息等，保障在最短时间内完成对事故现场的应急救援行动。

二、事故应急预案应有的基本内容

事故应急预案的内容应按照《生产经营单位生产安全事故应急预案编制导则》(GB/T

29639-2020)要求编制。

6.3.15.7 现场管理

现场安全管理是煤矿的一项重要工作,建议采取以下的对策措施:

- 1、要害岗位、重要设备和设施及危险区域,应严加管理,并设照明和警戒标志;
- 2、企业应确定合理的开采顺序,并在提升、运输、通风、排水、供电、开拓系统等形成后,方准生产;
- 3、所有安全、通风、防尘、防火、防水等设备和设施,不得毁坏或挪作他用,未经主管部门许可,不得任意拆除;
- 4、必须建立、健全出入矿井的挂牌考勤制度和检查制度;
- 5、建立和完善矿井井下人员定位系统;
- 6、生产、辅助生产单位的值班区(队)长要准确掌握井出勤人数和工作地点;交接班后,如发现有人尚未出井,应立即报告调度室、有关部门,并及时查明原因;
- 7、井下偏僻与危险作业地点,严禁单人作业;
- 8、及时填绘反映实际情况的各种图纸:矿井地质图、水文地质图、井上下对照图、巷道布置图、采掘工程平面图、通风系统图、井下水运系统图、安全监测监控系统图、排水、防尘、压风、充填等管理图、井上、下配电系统图、井上、下配电系统和井下电气设备布置图、井下避灾路线图等。

6.3.15.8 矿井施工中的安全管理

1、一般规定

(1)项工程开工前应按照批准的施工组织设计进行。在施工过程中确需对施工组织设计进行重大修改的,应报经有关部门批准同意后方可实施;

(2)应详细了解该矿区的地质资料以及该矿井筒和井巷施工中遇到的地质条件、岩层、水性,以及发现问题采取地相关措施,为该矿井筒及井巷施工安全提供借鉴依据;

(3)井筒施工中,对涌水量较大的岩层应采取工作面注浆措施,减少涌水以利于井筒施工。同时,井筒要及时进行贯通,形成稳定可靠的通风系统,确保通风、行人的安全;

(4)由于特殊原因,建设工程需要停止施工两个月以上的,建设单位或施工单位应当将停工原因及停工时间向当地人民政府建设行政主管部门报告;

(5)建设工程施工中需要架设临时电网、移动电缆等,施工单位应当向有关主管部门提出申请,经批准后在有关专业技术人员指导下进行。施工中需要停水、停电、封路

而影响到施工现场周围地区的单位和居民时，应经有关主管部门批准，并事先通告受影响的单位和居民；

(6) 施工单位进行地下工程或者基础工程施工时，发现文物、古化石、爆炸物、电缆等应当暂停施工，保护好现场，并及时向有关部门报告，在按照有关规定处理后，方可继续施工。

2. 文明施工管理

(1) 施工单位应当按照施工总平面布置图设置各项临时设施。堆放土方、材料、成品、半成品和机具设备，不得侵占场内道路及安全防护等设施。建设工程实行总包和分包的，分包单位确需进行改变施工总平面布置图活动的，应当先向总包单位提出申请，经总包单位同意后方可实施；

(2) 施工现场必须设置明显的标牌，标明工程项目名称、建设单、设计单位、施工单位、项目经理和施工现场总代表人的姓名、开、竣工日期、施工许可证批准文号等。施工单位负责施工现场标牌的保护工作。施工现场的主要管理人员在施工现场应当佩戴证明其身份的证卡；

(3) 施工现场的用电线路、用电设备的安装和使用，必须符合安装规范和安全操作规程，并按照施工组织设计进行架设，严禁任意拉接电。施工现场必须设有保证施工安全要求的夜间照明；危险潮湿场所的照明以及手持照明灯具，必须符合安全要求；

(4) 施工机械应当按照施工总平面布置图规定的位置和线路设置，不得任意侵占场内道路。进场的施工机械必须经过安全检验，经检查合格的方能使用。施工机械操作人员必须建立机组责任制，并依照有关规定持证上岗，禁止无证人员操作；

(5) 施工单位应执行国家有关安全生产和劳动保护的法规，建立安全生产责任制，加强管理，定期进行安全技术交底、安全教育和安全宣传，严格执行安全技术方案。施工现场的各种安全设施和劳动保护器具，应定期进行检查和维护，及时消除隐患，保证其安全有效、灵敏、可靠；

(6) 建设单位或者施工单位应当做好施工现场安全保卫工作，采取必要地防盗措施，在现场周边设立围护设施。非施工人员不得擅自进入施工现场；

(7) 施工现场若发生工程建设重大事故，应依照《工程建设重大事故报告和调查程序规定》执行。

3. 环境管理

(1) 施工单位应当遵守国家有关环境保护的法律、法规，采取措施控制施工现场的各种粉尘、废气、废水、固体废弃物以及噪声、振动对环境的污染和危害。

(2) 施工单位应当采取下列防止环境污染的措施:

- ①要妥善处理泥浆水, 未经处理不得直接排入城市排水设施和河流;
- ②除设有符合规定的装置外, 不得在施工现场熔融沥青或者焚烧油毡、油漆以 及其他会产生有毒有害烟尘和恶臭气体的物质;
- ③使用密封式的圈筒或者采取其他措施处理高空废弃物;
- ④采取有效措施控制施工过程中的扬尘;
- ⑤禁止将有毒有害废弃物用作土方回填;
- ⑥对产生噪声、振动的施工机械, 应采取有效控制措施, 减轻噪声扰民。

(3) 建设工程施工由于受技术、经济条件限制, 对环境污染不能控制在标准范围内的, 建设单位应当会同施工单位事先报请当地人民政府建设行政主管部门和环境行政主管部门批准。

此件按照应急管理部和1号令要求, 仅限于网上公开使用, 挪作他用一律无效。

第七章 安全评价结论

本次对宁夏福源工贸有限公司宁夏吴忠市线状石矿区大井沟煤矿建设项目的安全预评价，首先分析了该矿生产过程中存在的主要危险、危害因素，然后根据生产系统、开采工艺功能、生产场所及危险、有害因素类别、分布特点等因素，进行了单元的划分。评价根据煤矿生产特点，主要使用了事故树分析法、预先危险性分析法（PHA）、类比分析法、因果（鱼刺）图分析法、安全检查表法对该矿项目进行了定性、定量评价，提出了安全措施及建议。根据评价结果，得出结论如下：

7.1 建设项目中的主要危险、危害因素

本次评价通过对大井沟煤矿建设项目中存在的危险、有害因素的辨识和分析，确定该项目矿井中存在的危险、有害因素为水灾、煤层自然发火、煤尘爆炸、顶板片帮、高处坠落危害、瓦斯灾害、爆破危害、电气危害、机械设备危害、职业卫生危害（生产性粉尘、毒物、噪声与振动、冰冻、热害、采光照度不良等）。该矿井存在的主要危险有害因素为机械设备危害、煤尘爆炸、电气危害、高处坠落危害、水灾、职业卫生危害（生产性粉尘、噪声与振动、冰冻、采光照度不良等）及其他次要有害因素。

7.2 设计中应重点防范的重大危险有害因素及应重视的安全对策措施建议

1、《可研报告》中未明确监控系统配置的传感器类型、设置的地点与监控的范围，也未明确矿井甲烷传感器、便携式瓦斯报警仪和自救器的型号数量，建议下一步设计予以明确。

2、需要指出的是，下一步编写《初步设计》和《安全专篇》时，需对矿井安全监测监控系统传感器设置作出具体的设计，如煤仓、风筒、回采工作面上隅角、风门、井下主要巷道等。

3、下一步编写《初步设计》和《安全专篇》时，需明确井下人员定位卡的配备比例及是否配备移动式识别器。

4、下一步《初步设计》中需明确通信系统应具有双向语音通信、组呼、全呼、显示发起通信终端设备编号、录音、存储、查询功能和人机对话功能。

5、《可研报告中》未对爆破工艺和爆破器材运输进行详细描述，下一步编写《初步设计》和《安全专篇》时，需对爆破工艺和爆破器材运输作出具体的设计。

6、《可研报告》未明确压风自救系统中井下压风自救装置和供水施救装置设置的位置和数量。需要在下一步设计予以明确。

7、《可研报告》未明确压风自救系统中井下压风自救装置和供水施救装置设置的位置和数量，需要在下一步设计予以明确。

8、《可研报告》未明确通信联络系统的容量以及应该具有的功能，需要在下一步设计进行明确。

9、《可研报告》未提出设置安全避险“六大系统”组织机构。

10、《可研报告》未提出建立安全生产责任制，也未明确五个层次的安全生产责任制以及九项安全管理制度。

11、《可研报告》仅提出建立图纸档案，但未提出需建立 11 种图纸的类型。

12、《可研报告》未提出矿井年度灾害预防和处理计划的编制，未提出编制事故应急预案，未提出存在重大危险源的矿井应登记建档，并申报。

13、建议在下一步的《安全专篇》中要提出有针对性的措施，充分考虑在噪声值较高的作业场所除采取消声措施、选择低噪声设备、基础减振和种植防护林带等措施外，还应加强对职工的职业卫生知识教育，督促职工佩戴劳动防护用品，注意个体防护，同时明确工人上岗前、工作中以及离岗后的职业健康检查。

14、《可研报告》中安全管理教育部分内容提及较多，建议在下一步的《安全专篇》中提出对人员证件的要求（如矿井主要负责人和安全资格证，专职安全生产管理人员的学历证书、培训证书和安全资格证书，特种作业人员的安全操作资格证书等）以及教育培训的相关要求（如特种作业人员培训、新工人培训和老工人转岗培训计划和培训学时等）。

15、《可研报告》未明确建立安全生产责任制，也未明确五个层次的安全生产责任制以及九项安全管理制度。

16、《可研报告》未提出矿井年度灾害预防和处理计划的编制，未提出编制事故应急预案，未提出存在重大危险源的矿井应登记建档，并申报。

建议在下一步的《安全专篇》中要提出有针对性的措施，充分考虑在噪声值较高的作业场所除采取消声措施、选择低噪声设备、基础减振和种植防护林带等措施外，还应加强对职工的职业卫生知识教育，督促职工佩戴劳动防护用品，注意个体防护，同时明确工人上岗前、工作中以及离岗后的职业健康检查。

18、通过《可研报告》可知该选煤厂配置的主要设备噪声等级高，运行设备较多，作业场所噪声分贝多在 86 分贝以上，因此噪声相对较为集中或严重。如果作业人员接触高强度的噪声时间超过《工业企业噪声卫生标准》的规定，长此以往就可能引起噪声性疾病（有可能引起职业性耳聋或神经衰弱、心血管疾病及消化系统疾病等）。同时也会使操作人员的失误率上升，严重时还会导致事故的发生。因此矿方应对选煤生产系统的

噪声进行分析并采取相应地措施,严格执行《煤矿安全规程》(2016版)有关规定,以消除或减小噪声的危害。

7.3 危险有害因素可控程度及矿井开采项目安全风险可接受程度的结论

7.3.1 危险有害因素可控程度

1、针对开采系统单元、通风单元、瓦斯防治单元、防治水单元、防天火单元、提升运输单元、电气单元、压风及其输送单元、紧急避险与应急救援单元和职业健康管理与健康监护单元等采用预先危险性分析法进行了评价,共得出106种危险、有害因素及场所;

①对于危险程度为2级的31项潜在的危险隐患,暂时尚不能造成人员伤亡和财产损失,应予以排除或采取控制措施;

②对危险程度为3级的51项潜在的危险隐患,会造成人员伤亡和系统损坏,在设计、施工和投产后都要认真对待,采取措施;

③对于危险度为2~3级的2项潜在的危险隐患,有可能造成人员伤亡和系统损坏,在设计、施工和投产后都要认真对待,采取措施;

④对危险程度为4级的22项潜在的危险隐患,一旦造成破坏性很大,可能造成灾难,所以在设计、施工和投产后都要采取安全措施,加强各环节的管理和监督。

通过落实安全对策措施,完善操作规程,加强管理,其危险程度可以降低到I-II级(安全的-临界的)。

2、针对矿井粉尘防治与供水单元、防治水单元采用事故树分析法进行了评价,分别得出了各自事故树的最小割集和最小径集。通过采取措施防止事故树最小割集或最小径集的发生就可避免事故的发生;

3、针对开采单元、安全监控、人员定位与通信单元采用安全检查表法进行了评价,通过逐一检查,设计是可行的。

7.3.2 矿井开采项目安全风险可接受程度的结论

通过本次安全预评价,对大井沟煤矿建设项目预测存在程度不同的危险、有害因素,建议下一步设计部门在设计时应针对建设项目的生产工艺、工艺设备、设施、安全设施和本报告提出的对策措施及建议等予以具体考虑。在此基础上,认真落实《可研报告》及本报告提出的对策措施及建议,就可以将该项目的安全风险控制到可接受的程度。

7.4 能否符合国家有关安全生产的法律法规、标准、行政规章、规范的结论

1、该建设项目的开拓开采、通风、防瓦斯、防排水、提升运输等基本能够符合《煤

矿安全规程》等规定；

2、该项目供电方式、主要设备选型能够符合《矿山电力设计规范》、《煤炭工业矿井设计规范》等规定的要求；

3、该建设项目职业危害，基本能够符合国家标准的规定。

7.5 安全评价结论

安全预评价认为：

1、宁夏源源工贸有限公司宁夏吴忠市线驮石矿区大井沟煤矿建设项目工程规划合理，项目生产及辅助系统安全设施可靠性较强，《煤炭资源储量核实报告》和《宁夏吴忠市线驮石矿区大井沟煤矿及选煤厂可行性研究报告》等资料符合国家法规、标准和规定要求，可作为该建设项目进一步设计的基础性依据；

2、本评价报告在第四章定性定量评价中分析并指出《宁夏吴忠市线驮石矿区大井沟煤矿及选煤厂可行性研究报告》中未作明确说明而未提及的项目，建议在下一步初步设计及安全设施设计中予以修改完善；

3、建议有关单位从设计、施工、安装调试运转等环节对本报告提出的危险、有害因素、评价结果和安全对策措施予以高度重视，将各项对策措施认真落实，为本建设项目建成后安全可靠运行提供保障。

根据以上评价结果，评价组认为：建设单位在认真落实《宁夏吴忠市线驮石矿区大井沟煤矿及选煤厂可行性研究报告》以及本评价报告提出的安全对策措施，全面落实国家有关法律、法规、标准、规范后，该建设项目风险能够控制在可承受的范围内。