



本溪满族自治县金铤矿业有限公司 (金矿) 地下开采建设项目

安全预评价报告

(备案稿)

力康咨询
LIKANG CONSULTING

辽宁力康职业卫生与安全技术咨询服务有限公司

资质证书编号: APJ-(辽)-009

二〇二三年十一月二十七日

本溪满族自治县金铤矿业有限公司
(金矿) 地下开采建设项目

安全预评价报告

(备案稿)

力康咨询
LIKANG CONSULTING

法定代表人：严匡武

技术负责人：周景岭

项目负责人：薛磊

2023 年 11 月 27 日

(安全评价机构公章)

评 价 人 员

评价单位	辽宁力康职业卫生与安全技术咨询有限公司					
项目名称	本溪满族自治县金铤矿业有限责任公司（金矿）地下开采建设项目 安全预评价报告					
评价人员	姓 名	资格证书号	从业登记编号	资格等级	专业能力	签 字
项目负责人	薛 磊	1600000000200330	028481	二级	水工结构	
项目组成员	张 慈	S011021000110193000520	038723	三级	采矿	
	王 虎	1800000000300277	034844	三级	安全	
	肖力嘉	1200000000300243	023976	三级	机械	
	郭春波	S011011000110202000149	042122	二级	地质	
	苏 鑫	1700000000300467	031621	三级	通风	
	吴玉坤	0800000000207978	014022	二级	电气	
报告编制人	薛 磊	1600000000200330	028481	二级	水工结构	
报告审核人	徐德庆	S011021000110201000305	013470	一级	安全	
过程控制负责人	王春荣	1100000000300633	019363	三级	安全	
技术负责人	周景岭	S011021000110201000316	007997	一级	通风	

前 言

本溪满族自治县金锌矿业有限责任公司成立于 2010 年 11 月 23 日，由西沟金矿、黄金龙矿业有限责任公司、西沟铅锌矿整合而成，法定代表人为刘伟华，统一社会信用代码 91210521564623086R，经营范围包括金矿石、铅锌矿石开采；金矿石、铅锌矿石加工、销售；矿山设备销售。（依法须经批准的项目，经相关部门批准后方可开展经营活动。）

该公司持有辽宁省自然资源厅颁发的采矿许可证，证号：C2100002010124220090480，有效期限：2017 年 2 月 21 日至 2029 年 10 月 21 日。

该项目采用地下开采方式，开采矿种为铅矿、锌矿、金矿，原生产能力 2 万 t/a，矿山开拓方式为平硐，采矿方法为浅孔留矿法。矿山自 2008 年停产至今，一直没有进行生产。2012 年至 2018 年，本溪满族自治县地测技术服务中心均对该矿进行了动态监测工作均为停产状态，截止 2018 年底矿山保有 Pb+Zn 矿石保有储量为 25.60kt，金属量为 1817.55t（其中 Pb 金属量为 1018.88t；Zn 金属量为 798.67t）。Au 矿石保有储量为 409.85kt，金属量为 1588kg，并由本溪市国土资源局备案，备案文号本国土资年储备字[2019]001 号。

2020 年矿山开始进行采矿权延续工作，于 2020 年 10 月编制了《本溪满族自治县金锌矿业有限责任公司（金矿、铅矿、锌矿）矿产资源开发利用方案》，目前矿山已取得延续后的采矿许可证。于 2023 年 11 月 15 日取得辽宁省发展和改革委员会出具的《省发展改革委关于本溪满族自治县金锌矿业有限责任公司（金矿）地下开采建设项目核准的批复》（辽发改工业〔2023〕582 号）。委托沈阳嘉纳工程技术有限公司进行初步设计（代可行性研究），编制

了《本溪满族自治县金锌矿业有限责任公司初步设计(代可行性研究报告)》(2023年11月)。

本溪满族自治县金锌矿业有限责任公司为履行安全“三同时”手续，委托我辽宁力康职业卫生与安全技术咨询服务有限公司编制安全预评价报告。我单位接受委托后，与该公司签订委托书和技术服务合同，随即成立评价项目组，评价组在系统调查分析的基础上，对照国家或行业有关安全法律法规、标准和规范，对该可行性研究方案的可行性及项目涉及的危险、有害因素进行了分析和评价，采用可靠、适用的评价方法对该项目进行安全预评价，得出了评价结论，提出科学、合理、可行的安全技术和措施，为该项目建设和生产提供依据。最后编制成《本溪满族自治县金锌矿业有限责任公司（金矿）地下开采建设项目安全预评价报告》。

《安全预评价报告》的格式和内容，是按照《国家安全监管总局<关于印发金属非金属矿山建设项目安全评价报告编写提纲>的通知》（安监总管一〔2016〕49号）、《建设项目安全设施“三同时”监督管理办法》（国家安全生产监督管理总局令第77号）、《金属非金属矿山建设项目安全设施目录（试行）》（国家安全生产监督管理总局令第75号）、《安全评价通则》和《安全预评价导则》的要求确定的。

在评价报告编写过程中，得到了本溪满族自治县金锌矿业有限责任公司有关领导和技术人员的大力支持，同时引用了一些专家学者的研究成果和技术资料，在此一并表示感谢。

目 录

1 评价目的与依据.....	1
1.1 安全预评价的目的	1
1.2 评价对象和范围	1
1.3 评价依据.....	3
1.4 安全预评价的程序	11
2 建设项目概述.....	13
2.1 建设单位概况.....	13
2.2 自然环境概况.....	16
2.3 建设项目地质概况	17
2.4 《初步设计（代可行性研究报告）》工程建设方案概况	35
3 定性定量评价.....	84
3.1 评价单元划分.....	84
3.2 总平面布置单元	84
3.3 开拓单元.....	88
3.4 运输单元.....	91
3.5 采掘单元.....	93
3.6 通风单元.....	97
3.7 供配电设施单元	105
3.8 防排水与防灭火单元	108
3.9 充填系统.....	112

3.10 安全避险“六大系统”单元.....	114
3.11 重大危险源辨识单元	118
4 安全对策措施建议	119
4.2 建议安全设施设计中应重点考虑的安全对策措施	126
5 评价结论.....	128
5.1 主要危险、有害因素及重大危险源辨识结果	128
5.2 各评价单元评价结果	129
5.3 评价结论.....	131
6 附件及附图.....	132
6.1 附件.....	132
6.2 附图.....	132

1 评价目的与依据

1.1 安全预评价的目的

矿山企业安全生产预评价的目的是贯彻“安全第一，预防为主，综合治理”方针，提高矿山的本质安全程度和安全管理水平，减少和控制矿山生产中的危险、有害因素，降低矿山生产安全风险，预防事故发生，保护矿山企业的财产安全及人员的健康和生命安全。

为提高本溪满族自治县金锌矿业有限责任公司（金矿）地下开采建设项目的本质安全程度，使其符合国家法律法规及相关文件的要求，同时为政府有关部门的监管提供科学依据和技术支撑，因此，我公司对本溪满族自治县金锌矿业有限责任公司（金矿）地下开采建设项目生产系统的安全可靠程度进行安全预评价。

安全预评价通过辨识分析该项目生产过程和辅助设施中固有或潜在的危险、有害因素发生的主要条件，并对存在的危险、有害因素进行定性或定量分析与评价，确定其危险等级或程度，提出消除危险、有害因素及其产生的主要条件的对策措施和建议；为该项目安全设施设计、安全生产的系统化、标准化和科学化提供依据；同时为应急管理部门实施监督、管理提供依据。

1.2 评价对象和范围

本次安全预评价对象为本溪满族自治县金锌矿业有限责任公司（金矿）地下开采建设项目。

根据沈阳嘉纳工程技术有限公司编制的《本溪满族自治县金锌矿业有限责任公司初步设计（代可行性研究报告）》中拟设计内容，本安全预评价报告的**评价范围**为本溪满族自治县金锌矿业有限责任公司采矿许可范围内开采深度

550m 至 364m 标高内的矿体地下开采，具体包括：生产系统、辅助生产系统、总平面布置、安全设施（含安全避险“六大系统”）、重大危险源辨识等。

安全预评价空间范围与初步设计（代可行性研究）设计范围一致，具体拐点坐标范围见下表。

表 1.2-1 矿区范围坐标表

点号	1980 西安坐标系		2000 国家大地坐标系	
	X	Y	X	Y
1	4529022.1500	41562664.6500	4529014.0979	41562783.5092
2	4529170.1500	41562836.6500	4529162.0981	41562955.5049
3	4528699.1500	41563049.6500	4528691.0955	41563168.4990
4	4528396.1500	41562935.6500	4528388.0962	41563054.5077
5	4528239.1500	41562975.6500	4528231.0969	41563094.5089
6	4528023.1400	41562977.6500	4528015.0870	41563096.5124
7	4527776.1400	41562715.6500	4527768.0890	41562834.5224
8	4527414.1400	41562273.6500	4527406.0896	41562392.5335
9	4527532.1400	41562179.6500	4527524.0898	41562298.5329
10	4527464.1400	41562091.6500	4527456.0884	41562210.5351
11	4527726.1400	41561883.6500	4527718.0910	41562002.5342
12	4527952.1400	41562163.6500	4527944.0894	41562282.5285
13	4528158.1400	41562127.6500	4528150.0888	41562246.5275
14	4528122.1400	41562003.6500	4528114.0899	41562122.5303
15	4528214.1400	41561977.6500	4528206.0895	41562096.5296
16	4528282.1400	41562223.6500	4528274.0903	41562342.5256
17	4528305.1400	41562243.6500	4528297.0899	41562362.5246
18	4528601.1400	41562873.6500	4528593.0874	41562992.5063
矿区面积：0.8353km ² 开采深度：由 550m 至 364m 标高				

本次预评价根据《初步设计（代可行性研究）》确定的地下开采系统开展评价工作。评价工作以地下开采生产工艺为主线，以安全设施（包括基本安全设施和专用安全设施）为重点的安全评价。

本次安全预评价的系统范围是：生产系统、辅助生产系统、总平面布置、安全设施（含安全避险“六大系统”）及公共安全影响。

说明：①根据《中华人民共和国职业病防治法（修订）》中的第十七条规定，新建、扩建、改建建设项目和技术改造、技术引进项目可能产生职业病危害的，建设单位在可行性论证阶段应当进行职业病危害预评价，因此，本预评价不对该项目的职业危害因素进行评价，建议建设单位委托具有相应资质的评价单位进行评价。

1.3 评价依据

1.3.1 法律法规

1.3.1.1 法律

1、《中华人民共和国安全生产法》（2002年6月29日第九届全国人民代表大会常务委员会第二十八次会议通过；根据2009年8月27日第十一届全国人民代表大会常务委员会第十次会议关于《关于修改部分法律的决定》第一次修正；根据2014年8月31日中华人民共和国主席令13号《关于修改〈中华人民共和国安全生产法〉的决定》第二次修正，自2014年12月1日起施行；中华人民共和国第十三届全国人民代表大会常务委员会第二十九次会议于通过《全国人民代表大会常务委员会关于修改〈中华人民共和国安全生产法〉的决定》，自2021年9月1日起施行）；

2、《中华人民共和国矿产资源法》（中华人民共和国主席令18号，1986年3月19日第六届全国人民代表大会常务委员会第十五次会议通过；根据2009年8月27日第十一届全国人民代表大会常务委员会第十次会议《全国人民代表大会常务委员会关于修改部分法律的决定》第二次修正，自2009年8月27日起施行）；

3、《中华人民共和国矿山安全法》（中华人民共和国主席令第 65 号，自 1993 年 5 月 1 日起施行；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，自 2009 年 8 月 27 日起施行）；

4、《中华人民共和国劳动法》（中华人民共和国主席令第 28 号，1995 年 1 月 1 日起实施；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》第二次修正，自 2018 年 12 月 29 日起施行）；

5、《中华人民共和国突发事件应对法》（中华人民共和国主席令 69 号，2007 年 11 月 1 日起施行）；

6、《中华人民共和国消防法》（中华人民共和国主席令第 81 号，根据 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》，2021 年 4 月 29 日实施）；

7、《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，2014 年 1 月 1 日起施行）；

8、《中华人民共和国职业病防治法》（中华人民共和国主席令第 52 号，2011 年 12 月 31 日中华人民共和国第十一届全国人民代表大会常务委员会第二十四次会议《全国人民代表大会常务委员会关于修改〈中华人民共和国职业病防治法〉的决定》通过；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《关于修改等七部法律的决定》第四次修正，2018 年 12 月 30 日起施行）。

1.3.1.2 行政法规

1、《中华人民共和国矿山安全法实施条例》(中华人民共和国劳动部令第4号,于1996年10月11日经国务院批准,10月30日发布,自发布之日起施行);

2、《中华人民共和国水土保持法实施条例》(1993年8月1日中华人民共和国国务院令第120号,2011年01月08日根据《国务院关于废止和修改部分行政法规的决定》修订);

3、《地质灾害防治管理条例》(中华人民共和国国务院令第394号公布,自2004年3月1日起施行);

4、《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,2014年7月29日国务院令第653号);

5、《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,自2007年6月1日起施行);

6、《特种设备安全监察条例》(中华人民共和国国务院令第549号,自2009年5月1日起施行);

7、《工伤保险条例》(2010年12月20日中华人民共和国国务院令第586号,自2011年1月1日起施行) ;

8、《安全生产许可证条例》(2004年01月13日中华人民共和国国务院令第397号公布,根据2013年07月18日《国务院关于废止和修改部分行政法规的决定》第一次修订,根据2014年07月29日《国务院关于修改部分行政法规的决定》第二次修订,2015年03月25日起施行);

9、《生产安全事故应急条例》(国务院令第708号,2019年4月1日起实施);

1.3.1.3 部门规章

- 1、《生产经营单位安全培训规定》（国家安监总局令第 3 号，自 2006 年 3 月 1 日起施行；依据国家安监总局令第 80 号修订，自 2015 年 7 月 1 日起施行）；
- 2、《非煤矿山企业安全生产许可证实施办法》（国家安全生产监督管理局局长令[2009]20 号，自 2009 年 6 月 8 日起施行，国家安全生产监督管理总局 78 号令修改，自 2015 年 7 月 1 日起施行）；
- 3、《特种作业人员安全技术培训考核管理规定》（国家安全生产监督管理总局令第 80 号，自 2015 年 7 月 1 日起施行）；
- 4、《金属非金属地下矿山企业领导带班下井及监督检查暂行规定》（国家安全生产监督管理总局 34 号令，2010.11.15 实施）；
- 5、《建设项目安全设施“三同时”监督管理办法（修订）》（国家安全生产监督管理总局令第 77 号）；
- 6、《安全生产培训管理办法》（国家安监总局令第 44 号，自 2012 年 3 月 1 日起施行；依据国家安监总局令第 80 号令修改，自 2015 年 7 月 1 日起施行）；
- 7、《非煤矿山外包工程安全管理暂行办法》（国家安监总局令第 62 号，自 2013 年 10 月 1 日起施行；依据国家安监总局令第 78 号修改，自 2015 年 7 月 1 日起施行）；
- 8、《金属非金属矿山建设项目安全设施目录（试行）》（国家安监总局令第 75 号，自 2015 年 7 月 1 日起施行）；
- 9、《生产安全事故应急预案管理办法》（国家安监总局令第 88 号，依据应急管理部令第 2 号修正，自 2019 年 9 月 1 日起施行）；

10、《矿山重大隐患调查处理办法（试行）》（矿安〔2021〕49号，自2021年5月25日）起施行；

11、《关于加强金属非金属地下矿山外包工程安全管理的若干规定》（矿安〔2021〕55号，自2021年10月1日起施行）；

12、《国家矿山安全监察局关于印发<关于加强非煤矿山安全生产工作的指导意见>的通知》（矿安〔2022〕4号，2022年2月8日起施行）；

13、《金属非金属矿山重大事故隐患判定标准》（矿安〔2022〕88号，自2022年9月1日起施行）；

14、《执行安全标志管理的矿用产品目录》（矿安〔2022〕123号，自2022年12月10日起施行）；

15、《国务院安委会办公室关于学习宣传贯彻<中共中央办公厅 国务院办公厅关于进一步加强矿山安全生产工作的意见>的通知》（安委办〔2023〕7号，自2023年9月9日起施行）；

16、《国家矿山安全监察局关于印发<防范非煤矿山典型多发事故六十条措施>的通知》（矿安〔2023〕124号，自2023年9月12日起施行）。

1.3.1.4 地方性法规

1、《辽宁省安全生产监督管理规定》（辽宁省人民政府令第178号，辽宁省人民政府令第311号修订，2017年11月29日施行）；

2、《辽宁省安全生产监督管理局关于进一步规范非煤矿山安全生产行政许可管理工作的通知》（辽安监非煤〔2018〕29号）；

1.3.2 标准规范

1、《企业职工伤亡事故分类》（GB6441-1986）；

2、《建筑灭火器配置设计规范》（GB50140-2005）；

- 3、《建设灭火器配置验收及检查规范》（GB50444-2008）；
- 4、《地下矿用无轨轮胎式运矿车 安全要求》（GB21500-2008）；
- 5、《安全标志及其使用导则》（GB2894-2008）；
- 6、《矿山安全标志》（GB14161-2008）；
- 7、《安全色》（GB2893—2008）；
- 8、《工业企业厂界环境噪声排放标准》（GB12348-2008）；
- 9、《工业企业厂内铁路、道路运输安全规程》（GB4387-2008）；
- 10、《供配电系统设计规范》（GB50052—2009）；
- 11、《固定式钢梯及平台安全要求》（GB4053.1/2/3—2009）；
- 12、《机械安全 防止上下肢触及危险区的安全距离》（GB23821-2009）；
- 13、《建筑物防雷设计规范》（GB50057-2010）；
- 14、《地下铲运机 安全要求》（GB25518-2010）；
- 15、《20kV 及以下变电所设计规范》（GB50053-2013）；
- 16、《防洪标准》（GB50201-2014）；
- 17、《建筑设计防火规范[2018 版]》（GB50016-2014）；
- 18、《爆破安全规程》（GB 6722-2014/XG1-2016）；
- 19、《中国地震动参数区划图》（GB 18306-2015）；
- 20、《矿山电力设计标准》（GB50070-2020）；
- 21、《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）；
- 22、《个体防护装备配备规范 第4部分：非煤矿山》（GB 39800.4-2020）；
- 23、《用电安全导则》（GB/T13869-2008）；
- 24、《用电安全导则》（GB/T 13869-2017）；
- 25、《剩余电流动作保护装置安装和运行》（GB/T 13955-2017）；
- 26、《重要电力用户供电电源及自备应急电源配置技术规范》（GB/T 29328-2018）；

- 27、《机械安全防护装置、固定式和活动式防护装置设计与制造一般要求》（GB/T8196-2018）；
- 28、《生产经营单位生产安全事故应急预案编制导则》（GB/T29639-2020）；
- 29、《机械安全 防止人体部位挤压的最小间距》（GB/T 12265-2021）；
- 30、《矿区水文地质工程地质勘查规范》（GB/T 12719-2021）；
- 31、《生产过程危险和有害因素分类与代码》（GB/T 13861-2022）；
- 32、《厂矿道路设计设计规范》（GBJ22-1987）；
- 33、《工业企业设计卫生标准》（GBZ1-2010）；
- 34、《工作场所有害因素职业接触限值 物理因素》（GBZ2.2-2007）；
- 35、《工作场所有害因素职业接触限值 化学有害因素》（GBZ2.1-2019）；
- 36、《安全评价通则》（AQ8001-2007）
- 37、《安全验收评价导则》（AQ8003-2007）；
- 38、《矿用产品安全标志标识》（AQ1043-2007）；
- 39、《金属非金属地下矿山通风安全技术规范》（AQ2013-2008）；
- 40、《金属非金属地下矿山监测监控系统建设规范》（AQ 2031—2011）；
- 41、《金属非金属地下矿山人员定位系统建设规范》（AQ 2032—2011）；
- 42、《金属非金属地下矿山通讯联络系统建设规范》（AQ 2036—2011）；
- 43、《金属非金属矿山在用主通风机系统安全检验规范》（AQ 2054-2016）；
- 44、《金属非金属地下矿山防治水安全技术规范》（AQ 2061-2018）；
- 45、《金属非金属地下矿山通信联络系统通用技术要求》（AQ/T2052-2016）；

- 46、《金属非金属地下矿山监测监控系统通用技术要求》（AQ/T2053-2016）；
- 47、《生产经营单位生产安全事故应急预案评估指南》（AQ/T9007-2019）；
- 48、《生产安全事故应急演练基本规范》（AQ/T9007-2019）；
- 49、《金属非金属地下矿山紧急避险系统建设规范》（AQ/T 2033—2023）；
- 50、《金属非金属地下矿山压风自救系统建设规范》（AQ/T 2034—2023）；
- 51、《金属非金属地下矿山供水施救系统建设规范》（AQ/T 2035—2023）。
- 52、《固定式压力容器安全技术监察规程》（TSG 21-2016/XG1-2020）；
- 53、《矿用自动控制防水闸门》（NB/T 10522-2021）。

1.3.3 合法证明文件

- 1、《营业执照》（本溪满族自治县市场监督管理局，统一社会信用代码：91210521564623086R，营业期限 2010 年 11 月 23 日至 2035 年 11 月 22 日）；
- 2、《采矿许可证》（证号：C2100002010124220090480，有效期为 2017 年 2 月 21 日至 2029 年 10 月 21 日）；
- 3、《省发展改革委关于本溪满族自治县金铤矿业有限责任公司（金矿）地下开采建设项目核准的批复》（辽发改工业〔2023〕582 号，2023 年 11 月 15 日）。

1.3.4 技术资料

1、《〈本溪满族自治县金锌矿业有限责任公司矿山储量年度报告(二〇一九年度)〉评审意见书》(辽溪评(储)字年[2020]001 号, 2020 年 10 月 9 日);

2、《本溪满族自治县金锌矿业有限责任公司(金矿、铅矿、锌矿)矿产资源开发利用方案》(本溪满族自治县金锌矿业有限责任公司, 2020 年 10 月);

3、《〈本溪满族自治县金锌矿业有限责任公司(金矿、铅矿、锌矿)矿产资源开发利用方案〉审查意见书》(辽地会审字[2020]C193 号, 2020 年 11 月 5 日);

4、停产证明;

5、《本溪满族自治县金锌矿业有限责任公司初步设计(代可行性研究)》(沈阳嘉纳工程技术有限公司, 2023 年 1 月)。

1.3.5 其他评价依据

1、安全预评价委托书、合同;

2、现场收集的其他资料。

1.4 安全预评价的程序

本次安全预评价的程序主要是: 前期准备; 危险、有害因素辨识与分析; 划分评价单元, 选择评价方法; 进行定性、定量评价; 提出相应安全对策措施; 确定评价结论并提出建议; 编制安全预评价报告。具体的安全预评价工作程序如图 1.4-1 所示。

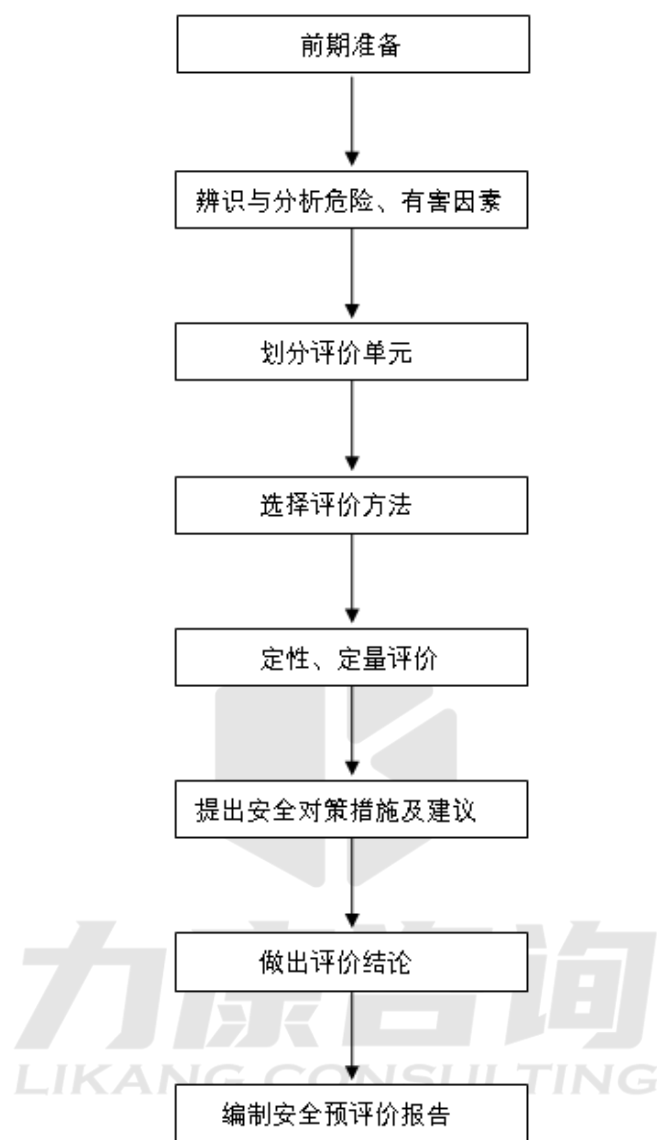


图 1.4-1 安全评价工作程序

2 建设项目概述

2.1 建设单位概况

2.1.1 建设单位介绍

本溪满族自治县金锌矿业有限责任公司成立于 2010 年 11 月 23 日，该公司于 2007 年由西沟金矿、黄金龙矿业有限责任公司、西沟铅锌矿等整合而成。注册资本一亿元，企业类型属于有限责任公司，注册地位于本溪满族自治县连山关镇刘家村，法定代表人为刘伟华，经营范围包括金矿石、铅锌矿石开采；金矿石、铅锌矿石加工、销售；矿山设备销售。（依法须经批准的项目，经相关部门批准后方可开展经营活动。）

2.1.2 隶属关系

项目名称：本溪满族自治县金锌矿业有限责任公司（金矿）地下开采建设项目；

项目地址：本溪满族自治县连山关镇刘家村；

矿山名称：本溪满族自治县金锌矿业有限责任公司；

采矿权人：本溪满族自治县金锌矿业有限责任公司；

采矿证发证单位：辽宁省自然资源厅；

采矿证号：C2100002010124220090480；

经济类型：有限责任公司；

开采矿种：金矿、铅矿、锌矿；

开采方式：地下开采；

开采深度：550m-364m；

生产规模：6.00 万吨/年；

矿区面积：0.8385 平方公里；

采矿证有效期限：2017 年 2 月 21 日至 2029 年 10 月 21 日。

隶属关系：本溪满族自治县金锌矿业有限责任公司，该矿山隶属于本溪满族自治县金锌矿业有限责任公司所有。本溪满族自治县金锌矿业有限责任公司是具有独立法人资格的企业，无上级集团公司。

2.1.3 历史沿革及建设项目背景

本溪满族自治县金锌矿业有限责任公司于 2007 年由西沟金矿、黄金龙矿业有限责任公司、西沟铅锌矿等整合而成。采用地下开采方式，开采矿种为铅矿、锌矿、金矿，原生产能力 2 万 t/a。矿山开拓方式为平硐，采矿方法为浅孔留矿法。矿山自 2008 年停产至今，一直没有进行生产。

2020 年矿山开始进行采矿权延续工作，于 2020 年 10 月编制了《本溪满族自治县金锌矿业有限责任公司（金矿、铅矿、锌矿）矿产资源开发利用方案》，目前矿山已取得延续后的采矿许可证。2023 年 11 月沈阳嘉纳工程技术有限公司编制了《本溪满族自治县金锌矿业有限责任公司初步设计（代可行性研究报告）》，为履行金属非金属矿山安全设施“三同时”程序，委托我单位开展《本溪满族自治县金锌矿业有限责任公司（金矿）地下开采建设项目安全预评价报告》编制工作。

2.1.4 建设项目行政区划及地理交通位置

本溪满族自治县金锌矿业有限责任公司位于本溪县草河口镇正沟村西沟、连山关镇刘家村大东沟南山，行政区划隶属于刘家村管辖。矿区中心地理位置坐标：

东经：123°44'19"；北纬：40°52'57"。

矿区在本溪县小市镇的南西方向，距小市镇 55 公里，距沈丹铁路线连山关火车站 15km，北距祁家堡子火车站 8km。有乡村道路与省道 306 相通，交通便利，详见交通位置图。

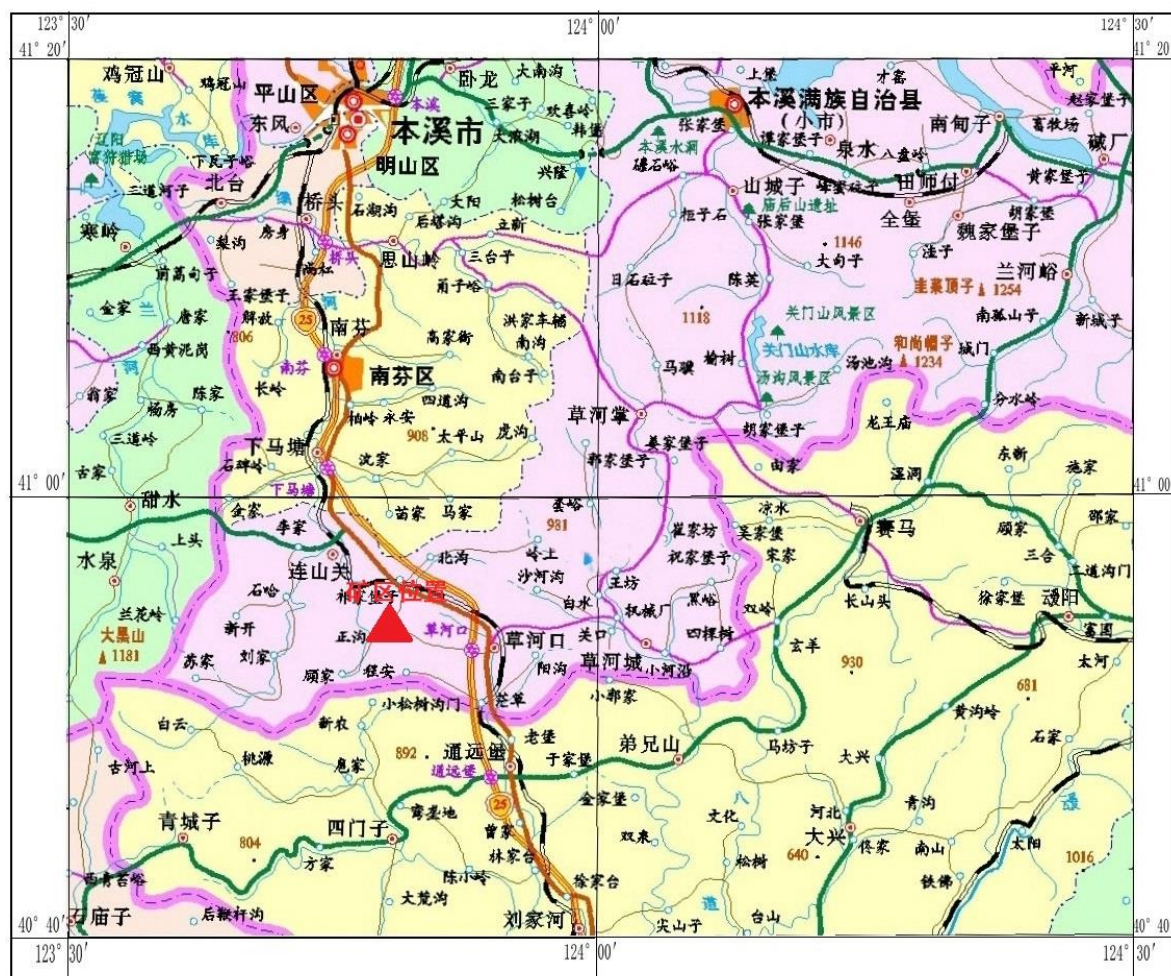


图 2.1-1 本溪满族自治县金铤矿业有限责任公司交通位置图

2.1.5 矿区周边环境

矿区范围西侧为本溪富有矿业有限公司铅锌矿，两矿山矿区范围界线最近距离为 8.5m，本溪富有矿业有限公司为地下开采矿山，已停产多年，两矿山井下无连通，地表岩石移动范围无重叠，矿山开采相互无影响。

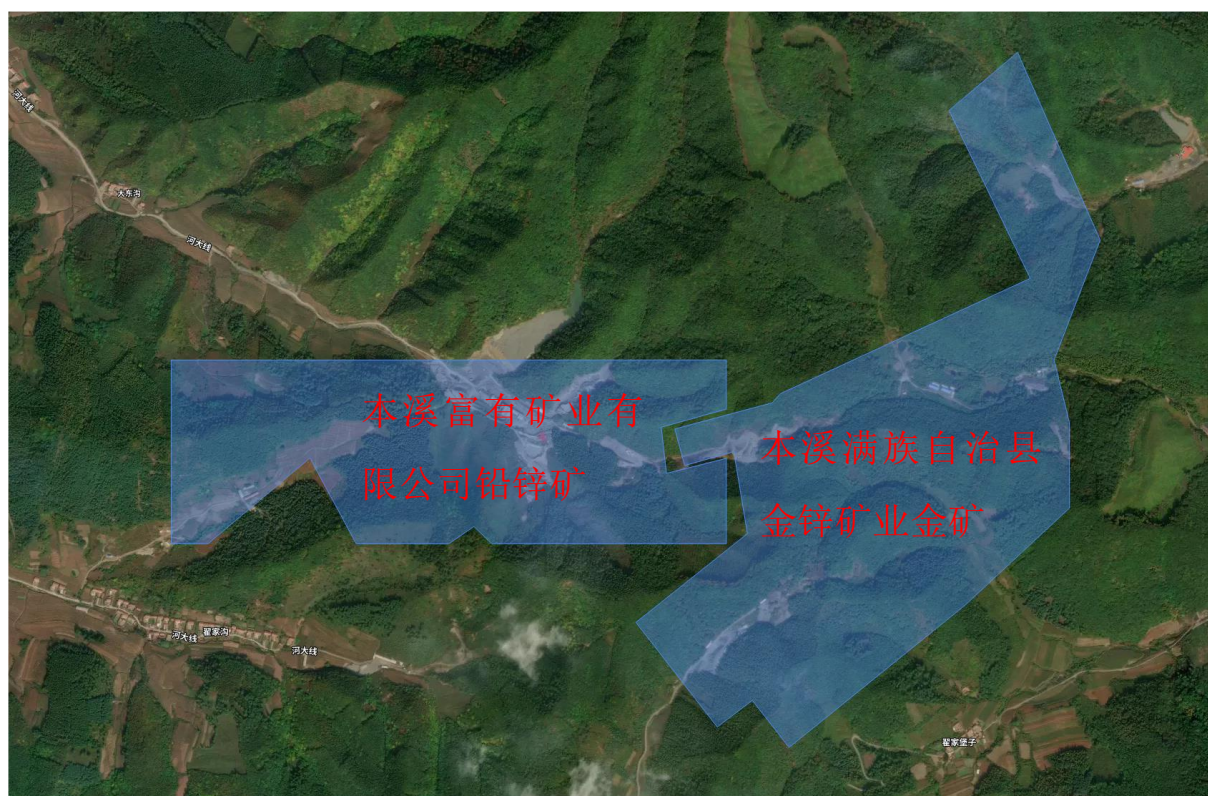


图 2.1-2 两矿山矿区范围示意图

矿区范围内有公益林（见矿区范围图），位于各矿体地表监测范围内，针对地表公益林，本次设计在后续开采过程中形成的采空区均采用了嗣后胶结充填的处理措施，同时地表设置沉降监测，保证其不被破坏。

除此之外，矿区周边 300m 范围内无其他村庄、学校、旅游、文物保护及自然保护区等其他需要保护的构（建）筑物，矿区周边 500m 范围内无其它居民点、高压输电线路、旅游景点和名胜古迹等需要保护的建（构）筑物，1000m 范围内无铁路、选厂、尾矿库等作业单位。

2.2 自然环境概况

矿区位于长白山脉南端之千山山脉，海拔高度一般为 400~550m，最高海拔 576.50m，相对高差 150m，属低山丘陵区。区域最低侵蚀基准面为 350m。区内森林茂密，浮土掩盖较厚，基岩裸露不好。

该区属北温带大陆性季风气候，冬寒夏炎，春秋多风，年平均气温为 6.7℃，最高气温为 37.8℃，最低气温为 -37.9℃。年平均降水量为 781.8mm，最高为 1203.6mm，最低为 494.9mm，降水多集中在 6~8 月份，常以阵雨和暴雨的方式降水。年均相对湿度为 67%，年蒸发量为 1350.1mm。区内多以南风为主，年平均风速为 2.2m/s，最大风速为 29m/s。十一月下旬至翌年三月中旬为冰冻期，年平均冻土深度为 1.29m，最大为 2.0m，最小为 0.63m。

矿区属太子河水系，在矿区西约 3km 有细河自南向北汇入太子河。工业用电线路已引入矿区，供水供电可满足矿山建设需要。

矿区属于郯庐地震带，尚未发生过大的地震，有历史记载以来均为 3 级以下的小震。辽宁省是中国大陆东部环太平洋地震活动带地震活动较为强烈的地区之一。根据中国地震动峰值加速度，地震反应谱特征周期区划图（GB18306-2015）查明矿区处于地震动峰值加速度 0.05g，动反应谱特征周期 0.40s，烈度分带的Ⅶ度带内。

2.3 建设项目地质概况

2.3.1 区域地质特征

矿区大地构造位置位于柴达木—华北板块（Ⅲ）、华北陆块（Ⅲ-5）、辽东新元古代-古生代拗陷带（Ⅲ-5-7）、辽吉古元古代古裂谷（Ⅲ-5-7-3）之草河口复向斜南翼。

2.3.1.1 地层

区域上除零星分布的第四系、震旦系外，主要为元古界辽河群。区域上辽河群出露有盖县组（Pt1lhgx）、大石桥组（Pt1lhd），大体上呈近东西向分布，构成复杂的近东西向草河口复向斜。

1、大石桥组（Pt₁lhd）

本组地层，出露在摩天岭至草河口，构成草河口复向斜的两翼。主要为浅海相碳酸盐夹粘土岩半粘土岩沉积。以北翼摩天岭至草河口一带沉降幅度较大，地层较全、厚度较大。并在大榆树沟一带有角砾状钠长浅粒岩、浅粒岩分布。

北翼大石桥组上部亚组及下部亚组为镁质碳酸盐及钙质碳酸盐，质较纯厚度大（834m 及 884m）。南翼则镁质、钙质减少，硅铝质增高，质较杂厚度小（363m 及 286m），形成透闪岩夹大理岩，细纹状石墨透辉透闪变粒岩夹大理岩等岩石组合。其顶界与盖县组为整合接触。

2、盖县组（Pt₁lhgx）

本组地层，沿近东西向分布在扈家堡子至草河口一带，构成草河口复向斜的核部。该组下部（一段）为矽线二云片岩，变粒岩。中部（二段）为矽线十字二云片岩，十字二云片岩。上部（三段）为硬绿泥石千枚岩，板岩及石英岩（具波痕）。原岩为泥砂质及粘土质沉积。其沉积盆地由下而上具有由南往北逐渐迁移的特点，反映在草河口复向斜北翼缺失一段、二段地层，而三段地层直接超覆在大石桥上部亚组之上。变质程度由下而上（由南往北）具有递减 的特点。一段及二段下部属矽线石铁铝榴石亚相。二段中上部属十字石石英亚相。三段属绿片岩相。

3、青白口系钓鱼台组（Qnd）

出露于大黑山、罗圈背及庙山等地，构成彼此孤立的剥蚀残山，大体呈北西向分布，与下覆盖县组三段为不整合接触，接触处有底砾岩，砾石为千枚岩、片岩、混合岩等。该组可分为两个岩性段：一段为紫色含砾长石石英砂岩，二段为石英砂岩。

4、第四系

分布在草河口、石哈寨河等流域内，由砂砾石及粘质砂土构成现代河床、河漫滩及一级阶地。

2.3.1.2 构造

区域上的东西向构造体系，是本区的主要构造体系和构造格架，以线型褶皱、断裂为主，主要褶皱及断裂如下：

1、褶皱

施家堡子—白皓岭倒转向斜

分布区域中部，纵观全区，构成草河口至通远堡复向斜核心，轴向 290° ，延长 16km，为轴面南倾的倒转向斜。两翼地层倾角 $30^{\circ} \sim 60^{\circ}$ ，被北西向断层破坏成数段，核部由盖县组一段、二段组成，两翼为大石桥组地层。

大滴台—姜家堡子向斜

西起连山关大滴台，东至草河口岗草姜家堡子，轴长大于 17km，构成草河口至岗草复向斜核心。轴向 290° ，轴面北倾。两翼倾角 $50^{\circ} \sim 70^{\circ}$ ，核部由盖县组三段千枚岩组成，南翼由该县二段及三段组成，北翼由盖县组三段及大石桥组构成。西端仰起，东端开阔，并被同序次张裂、扭裂断层错断多次，形成一个复杂的复式倒转向斜。

2、断层

石哈寨—正沟河西冲断层

走向 290° ，延长 5km，倾向南，倾角 $60^{\circ} \sim 75^{\circ}$ 。断层破碎带宽 10~30m，由破碎岩、角砾岩及强烈的挤压片理带组成，并有石墨化断层泥，糜棱岩及构造透镜体等。

连山关—石哈寨—勘探沟冲断层

区内出露长度为 17km，方位 $25^{\circ} \sim 35^{\circ}$ 。北起连山关，向南东经石哈寨，勘探沟延至图幅以外。倾向 $130^{\circ} \sim 140^{\circ}$ ，倾角 $50^{\circ} \sim 80^{\circ}$ 。挤压破碎带宽 20~30m，结构面明显具有先期张性、后期压性兼扭性特征。由挤压片

理带、糜棱岩等组成，是在原东西向构造张性断裂基础上发育而成。断层东盘往北东推移，最大水平断距 1.5km 以上，错断震旦系及其以下地层。

2.3.1.3 岩浆岩

区内岩浆活动不强烈，按时代可划分为主要有：

1、早元古代基性侵入岩（ $\beta\mu_2^1$ ）

主要分布于草河口复向斜北翼，呈脉状侵入大石桥组地层中，大部分岩石在遭受区域变质作用后，变为斜长角闪岩，原岩为辉绿岩。岩脉以顺层侵入为主，斜切地层次之。大部分具相带特征，边缘相为中细粒，块状变质辉绿岩，局部见分异现象。

2、侏罗纪侵入体

主要为兰花岭似斑状斜长花岗岩体，岩体呈北北西向侵入兰花岭一带大石桥组地层中。岩体出露面积为 3km² 左右，周围具矽卡岩化及角岩化，具相带特征，东南部为边缘相，西北部为内部相，向南东倾伏。

此外，还有时代不明的伟晶岩、石英脉分布。

2.3.2 矿区地质特征

2.3.2.1 地层

矿区内地层分布比较简单，地层主要为元古界盖县组三段、钓鱼台组一段和新生界第四系，岩性相对简单。

1、盖县组三段（ Pt_1gx^3 ）

在矿区内主要的岩性为绢云板岩，矿体多分布于该段构造破碎蚀变带中。

绢云板岩：岩石呈灰色、灰绿色，薄层—中厚层，板状、千枚状构造，板理发育，鳞片变晶结构。矿物成份以绢云母为主，其次为石英、长石，少量的金属矿物及炭质粉末。细纹由细粉砂组成，宽度小于 1mm，当砂质增多

时细纹宽至 5~8mm，而成条带，局部见有少量的绿泥石化，黄铁矿化较普遍。

2、钓鱼台组一段（Qnd¹）

出露于矿区东部及中部，岩性为灰褐色、灰紫色粗粒含砾长石石英砂岩。与下覆盖县组三段不整合接触，具底砾岩，砾石成份有千枚岩、片岩、片麻岩等。其中紫色含砾长石石英砂岩，交错层理发育，砾石磨圆分选不好，厚度变化悬殊。

3、第四系

分布在矿区沟谷中，岩性为坡、洪积碎石土。

2.3.2.2 构造

矿区内断裂构造较发育，走向主要为北东至北东东向，倾向南东，倾角在 43°~65°，矿体多赋存在构造挤压破碎带中。

F₁ 断裂：出露矿区北部，控制了 6 号铅锌矿体的空间展布。走向 52°~232°，倾向南东，倾角 51°。断层带宽 2~3m，破碎带内由角砾岩、糜棱岩，挤压扁豆体等组成，挤压片理、泥化发育，并有石英脉充填。断层面上具斜向擦痕，显压扭性特征，具多期活动的特征。

F₂ 断裂：出露矿区北部，走向 62°~242°，倾向南东，倾角 65°。断裂带宽 2~3m，破碎带内由角砾岩、糜棱岩，挤压扁豆体等组成，挤压片理、泥化发育，并有石英脉发育。断层面上具斜向擦痕，显压扭性特征，具多期活动的特征。

F₃ 断裂发育在矿区东部，为成矿后断裂。走向 14°~194°，倾向东，倾角 70°，延长 200~250m。断裂带内构造角砾岩发育，属张性断裂。

F₄ 断裂发育在矿区东部，为控矿构造。走向 81°~261°，倾向南，倾角 43°，断裂带宽 2~3m，破碎带内由角砾岩、糜棱岩，挤压扁豆体等组成，

挤压片理、泥化发育，并有石英脉发育。断层面上具斜向擦痕，显压扭性特征，具多期活动的特征。7号矿体即受此断裂控制。

F₅断裂发育在矿区西部，为控矿构造。走向 78° ~258°，倾向南，倾角 60°，断裂破碎带宽 10~20m，破碎带内由角砾岩、糜棱岩，挤压扁豆体等组成，挤压片理、泥化发育，并有石英脉发育。断层面上具斜向擦痕，显压扭性特征，具多期活动的特征。8号矿体即受此断裂控制。

F₆断裂发育在矿区南部，为控矿构造。总体走向为 72° ~252°，具舒缓波状，倾向南，倾角不同位置稍有差异，其中东部为 46° ~61° 中部略陡为 67° ~76°，西部为 45° ~69°。断裂破碎带宽 6-10m，破碎带内由角砾岩、糜棱岩，挤压扁豆体等组成，挤压片理、泥化发育，并有石英脉发育。断层面上具斜向擦痕，显压扭性特征，具多期活动的特征。9号、9-1号矿体即受此断裂控制。

F₇断裂发育在矿区南部，走向 41° ~221°，倾向南，倾角 56°，断裂破碎带宽大于 5m，破碎带内由角砾岩、糜棱岩，挤压扁豆体等组成，挤压片理、泥化发育，并见有石英脉发育。

F₈断裂发育在矿区南部，与 F₇ 断裂大体平行，断裂特征与 F₇ 大体相同。

2.3.2.3 岩浆岩

矿区内未发现岩浆岩侵入体，在 9号矿体两侧 10km 外有大型花岗岩侵入岩体。矿区内偶尔可见闪长岩和煌斑岩脉露。

2.3.3 矿床地质

2.3.3.1 矿体特征

本矿区是 2007 年由西沟金矿、黄金龙矿业有限责任公司、西沟铅锌矿三个采矿证整合而成。原核实报告内共有 5 条矿体，编号 6、7、8、9、9-1 号矿体，本次评价的矿体为 9 号及 9-1 号矿脉，由于该矿体在深部连接为同一矿体，现统一编号为 9 号矿体，同时发现 10 号矿体及低品位 D9-1 号矿体。矿区内 9 号矿体是主矿体，6 号矿体矿种是铅锌矿。矿体特征如下：

9 号金矿体：在地表呈似脉状 NEE 走向赋存于构造破碎带中，长 188m，地表由 TC2、TC3、TC4、TC5、TC6、PD1 控制的，深部由二中段（495m）、三中段（468m）、四中段（438m）和五中段（400m）揭露控制。工程间距沿走向 10~54m，沿倾向 34~47m。控制矿体走向长 350m，倾向南东，倾角 52~67°。工程控制矿体延长 150~350m，厚度 1.35~7.84m，平均 2.69m，Au 品位为 $2.82\sim10.32\times10^{-6}$ ，平均为 4.21×10^{-6} ；Ag 品位为 $5.69\sim48.84\times10^{-6}$ ，平均为 20.00×10^{-6} 。矿体有益组分均匀稳定。矿体赋存标高 498~364m，埋藏深度为 1.5~123m 矿体沿走向、倾斜方向具有疏缓波状、膨缩现象。

其余矿体特征详见矿体特征见下表。

表 2.3-1 矿体特征一览表

矿体 编号	矿石 类型	矿体 长度 (m)	产状	矿体 厚度(m)	埋藏 深度 (m)	赋矿 标高 (m)	矿体 形态	品位 (10^{-6})	
								Au	Ag
10	Au	80	$175^{\circ}\angle43^{\circ}$	2.27	0-160	545~ 382	脉状	1.69~ 10.09	7.82~ 25.54
D9-1	Au	507	$156\sim180^{\circ}\angle$ $43\sim67^{\circ}$	1.0~4.8	0-160	545~ 382	脉状	1.06~ 3.61	6.61~ 14.03

2.3.3.2 矿石质量

9号矿体矿石岩性为硅化蚀变岩，矿石多为深灰色，主要为浸染状含黄铁矿糜棱岩化角砾岩，结构以压碎结构、糜棱结构为主，构造则以网脉状为主，矿化不均匀，多富集于金属细脉边缘。

1、矿石物质组成及结构构造

（1）矿石矿物成分

金矿：蚀变岩型矿石非金属矿物主要为石英、其他为长石、绿泥石、云母、闪石、泥炭质及碳酸盐等。主要金属矿物为黄铁矿、次为毒砂、闪锌矿、方铅矿、黄铜矿、铜兰、褐铁矿、黄钾铁矾等。金矿物主要为银金矿。

脉石矿物：主要为石英，次为方解石、重晶石、白云石等。

矿石中金的载体矿物主要为黄铁矿，但有部分金矿物与脉石矿物石英关系密切，还有少部分金与褐铁矿相关。

（2）矿石结构

金矿：半自形—他形粒状结构：主要是黄铁矿、方铅矿、闪锌矿呈此结构。

固溶体分解结构：主要为黄铜矿呈乳滴状分布在闪锌矿中。

碎裂结构：少部分黄铁矿被破碎呈此结构。

包含结构：银金矿呈粒状被石英、黄铁矿包裹，少量的黄铁矿被方铅矿包裹。

（3）矿石构造

金矿：稠密浸染状构造：部分黄铁矿、方铅矿、闪锌矿局部呈稠密浸染状产出。

浸染状构造：本矿石主要构造类型，主要是黄铁矿、方铅矿、闪锌矿、黄铜矿在矿石中浸染状产出。

细脉浸染状构造：少数方铅矿呈细脉状、而毒砂等矿物呈浸染状产出。

2、矿石化学成分

矿石中有益组分以金为主，其次为伴生有益组分银、硫。矿床平均金品位 4.99×10^{-6} ，硫平均品位 3.41%，银、硫可作为伴生有益组分加以综合回收利用。其它有益组分达不到综合利用标准。伴生的有害组分中砷的含量小于 0.2%，为 0.13~0.16%，达不到规范要求的最低含量。

3、矿石类型

由于地表掩盖严重，仅局部地段矿体氧化表现为氧化矿石，氧化深度 20~30m，深部坑道中矿石为原生矿石。金矿石的氧化受裂隙控制，氧化矿、原生矿的过渡界面很难准确划分，无法对矿石进行分类计算。故在资源量估算过程中统一作为原生矿石计算。

依据矿石物质成分、结构构造、矿物组合特征、蚀变碎裂程度等因素，将原生矿石成因类型划分为浸染状—细脉状黄铁构造蚀变岩型。

根据矿石矿物成分和有用组分含量，金矿石中的含金矿物主要为金属硫化物，通过选矿将金属硫化物富集成金精矿。因此，金属硫化物就成为矿石在工业利用中的主要影响因素。矿石组合分析结果表明矿床硫品位 2.63%~4.39%，平均为 3.41%，确定矿石工业类型为低硫型银金矿石。

4、矿体围岩及夹石

金矿床赋存于构造蚀变带中，矿体的顶、底板围岩为绢云板岩或硅化蚀变岩。

近矿围岩构造蚀变岩的化学成分与矿石化学成分基本相同，其区别仅在于金含量较低而已，样品金品位在 $0.2 \sim 0.7 \times 10^{-6}$ 。金矿围岩为绢云板岩，蚀变较弱时，其金品位较低多 $0.05 \sim 0.15 \times 10^{-6}$ ，若见含黄铁石英细脉时，可达 0.5×10^{-6} 。

经矿体圈定表明，9号矿体四中段中断续见夹石，具分支、复合现象，夹石厚度在2~4m，平面长21~40m，延深40m。其夹石成分与矿石及近矿围岩基本相同，区别仅在于金含量较低，局部个别样品金品位达 $0.12 \times 10^{-6} \sim 0.49 \times 10^{-6}$ 。

铅锌矿体赋存于层间断裂带中，呈较规则的脉状体，两侧围岩未破碎，矿体与围岩界线清楚。

2.3.4 水文地质条件

矿区位于长白山脉南端之千山山脉，年平均气温为6.7℃，年平均降水量为781.8mm，最高为1203.6mm，最低为494.9mm，降水多集中在6~8月份，常以阵雨和暴雨的方式降水。矿区内水系较为发育，水量丰沛。

2.3.4.1 矿区水文地质条件现状及开采后的变化

矿区未开采9号矿体赋存标高为364~498m，最低标高为364m，区域上最低侵蚀基准面为350m，矿井最低排泄面标高350m。矿山采用平硐—两段盲斜井开拓方式和伪倾斜浅孔留矿法。开采主要矿体位于当地侵蚀基准面之上，矿体水文地质条件、水文地质边界无明显变化，地下开采均采用机械人工排水，坑道中围岩不含水，断裂构造属压扭性，有滴水现象，水文地质条件中等。

1、矿区水文地质条件

矿区位于区域水文地质单元（元古界基岩构造裂隙水含水层）中，矿区水文地质勘探类型为第二类，即以裂隙含水层充水为主的矿床，简称裂隙充水矿床。

矿区最低侵蚀基准面标高 350m，附近区内无地表水体及老窿分布，矿床开采深度大部位于当地侵蚀基准面之上，部分位于侵蚀基准面之下。未来矿床充水因素主要为大气降水。

（1）第四系松散岩类孔隙含水岩组

主要分布在沟谷中，含水层主要为含亚粘土、亚砂土的砂、砾石层，渗透性强，地下水补给来源主要为大气降水与地下径流补给，以蒸发和侧向径流为主要排泄方式。

（2）基岩裂隙水

分布于基岩出露区和第四系松散层下伏基岩层的构造裂隙和风化裂隙中。含水层岩性主要由板岩、构造蚀变岩组成。含水层埋藏深度因地势而异，因岩性为裂隙不发育的弱富水性含水层，其厚度没有一个清晰的界面，含水层厚度随埋深由浅到深，风化裂隙发育程度渐弱。

基岩裂隙不发育，裂隙多被方解石充填，多为闭合状态，节理裂隙连通性差，渗透性弱，容水空间小，补给条件差，地下水水量较小。经测定坑道抽水试验测定，1月份438m坑道涌水量为 $15\text{m}^3/\text{d}$ ，400m坑道涌水量 $11.25\text{m}^3/\text{d}$ ，据矿山雨季实际抽水数据为438m坑道涌水量为 $22.5\sim 30\text{m}^3/\text{d}$ ，400m坑道涌水量 $16.3\sim 22.5\text{m}^3/\text{d}$ ，属于弱富水性的含水层。由于所处标高位置及风化裂隙发育程度不同，富水性也存在一定差异。经实地调查，补给来源主要为大气降水，主要排泄方式为地下径流和泉。经测试地下水温 12°C ，水化学类型为 $\text{HCO}_3 \cdot \text{SO}_4\text{—Ca} \cdot \text{Mg}$ 型水，总矿化度 $992.70\sim 1228.20\text{mg/L}$ 。

2、地下水动态

经矿山多年实际抽水数据表明，第四系孔隙水、基岩裂隙水变化均呈现季节性变化。

3、构造破碎带

矿区有 8 条构造破碎带，其中 F6 号断裂与 9 号矿体关系密切，从坑道内所见构造破碎带为具压扭结构面的特点，坑道见滴水现象，部分地段成串珠状，说明具有联通地下水的作用。矿体及赋存于构造破碎带中及其两侧蚀变岩中，从坑道观察来看其容水能力及渗透性强，沟通地下水的作用强，赋水条件好。

4、采坑排水条件及防排水建议

坑道内采用机械排水，2017 年曾发生雨水顺坑道倒灌现象，在以后开采过程中加强对旧有采场的排水工作，防止大气降水倒灌于坑道内。

2.3.4.2 矿区地下水的补给径流排泄条件及含水层之间的水力联系

矿区内主要为低山丘陵地貌形态，地形坡度大，自然条件有利于地表水的排泄，而不利于地下水的汇集。大气降水是地下水主要补给来源，降雨多以地表径流流失，降水绝大部分沿山坡流入河谷，以地表水的形态排泄至区外，只有少量降水通过不厚的第四系地层渗入到基岩裂隙含水层，对基岩裂隙补给量小，在 3-5 月份融雪季节及雨季对地下水补给有些意义。两者的径流条件一般或较好，均以人工开采形式排泄。微弱孔隙含水岩组与弱的裂隙含水岩组之间的水力联系较差。

矿区内无固定地表水体，矿区中部及北部有季节性河流，仅雨季有水，雨后水量骤减。

松散岩类孔隙潜水含水层具中等富水性，是区内透水性最强的含水层，它的补给来源第一是大气降水，第二是较高处的基岩裂隙水。该层水由高处向低处径流，有的以泉的形式溢出地表，有的补向底部的基岩裂隙水，又成为基岩裂隙水的补给来源。

基岩裂隙水沿着水力坡度由高处向低处运移径流，在山脚会以泉的形式溢出地表，顺河流向区外排泄或继续由高向低处径流。在径流过程中遇到坑道或构造破碎带会涌入坑道，再由机械强排至地表。

2.3.4.3 矿坑充水因素分析

本区矿坑充水因素主要有大气降水、地表及地下水（第四系松散岩类孔隙潜水、基岩裂隙水）沿岩矿石裂隙及断裂构造导入坑道形成涌水。

区内年平均降水量 781.8mm，降水量主要集中于雨季（6~8 月份）（占全年降水量的 50%左右）。

虽然矿区第四系不发育，第四系松散岩类孔隙潜水含水层厚度较小（1.0~4.0 米），与基岩裂隙水有着直接的水力联系。但岩层多数裂隙不发育，矿体多赋存于构造破碎带中及其两侧蚀变岩中，透水性强，对矿床开采影响较大。

本区未采矿体大部分位于侵蚀基准面以上，地形有利于自然排水；少部分位于侵蚀基准面以下，但矿床附近无地表水体，矿床主要充水层、含水层富水性弱，断裂带富水性中等，其水文地质条件属中等类型。与以往相比矿山疏排水影响范围内各含水层及与地表水体的水利联系情况，地下水补、迳、排条件无明显变化。

2.3.4.4 矿坑涌水量预测

本区矿坑充水的主要因素是基岩本身的基岩裂隙水（风化裂隙水和构造裂隙水）和大气降水。

根据矿床水文地质条件开采方式，选择水文地质比拟法预测了拟开拓的 369m，中段开拓长度大致与 400m 中段相同均为 580m 左右，预测 369m 中

段枯水期涌水量为 $11.25\text{m}^3/\text{d}$ ，丰水期涌水量为 $16.3\sim 22.5\text{m}^3/\text{d}$ ，枯水期涌水量为各中段总和，枯水期为 $37.5\text{m}^3/\text{d}$ ，丰水期为 $55.1\sim 75\text{m}^3/\text{d}$ 。

本次采用“比拟法”法计算未来矿坑涌水量，计算参数的选择和确定基本符合水文地质条件，在未来疏干排水时的方式，做到有疑必探，先探后采。露天边坡应挖筑防洪截水沟拦截降雨流入坑道内。

2.3.4.5 矿区供水水源

矿区水文地质条件总体看比较简单，地表水体不甚发育，矿区中北部有一条由东向西流向季节性河流，流量不大，呈现明显的季节性变化。地下水水量较大，且水质较好。随着开采深度的增加，可能造成地下水位下降，对生活生产用水有一定影响，对于矿山排水应做到综合利用，以满足用水需求。

2.3.4.6 矿区水文地质条件评述

1、 矿区主矿体大部分位于当地侵蚀基准面以上，地形有利于排水。部分虽位于当地侵蚀基准面之下，但矿区附近无地表水体。第四系松散岩类孔隙潜水层和基岩裂隙水不发育，二者水量贫乏，大气降水下渗补给地下水，二者水力联系较密切，水文地质条件属于中等类型。

2、 矿区水文地质勘探类型为第二类，即以裂隙含水层充水为主的矿床，简称裂隙充水矿床。

3、 矿床主要含水层富水性弱，构造破碎带富水性中等，地下水补给条件一般，第四系覆盖层较厚，水文地质边界中等。

4、 矿层富水性中等，顶底板岩石透水性和富水性不佳，对井下开采影响较大。

5、 本区断裂构造发育，应引起足够重视，以防突然涌水。

综上所述，工作区水文地质条件的复杂程度属于中等类型。

2.3.5 工程地质条件

2.3.5.1 工程地质条件现状评价

本矿区矿体采用地下开采方式，其中 9 号矿体已形成四个开采中段，主巷保存大多完好，其中 2、3 中段采矿穿脉均已坍塌，4、5 中段采矿穿脉保存较好。在各中段主巷中大多岩壁完整，岩石为块状结构，坑道周围边坡基岩风化破碎带厚 8.0~12.0m 左右，存在小的节理和裂隙，未见软弱夹层。采矿穿脉中，沿构造破碎带（采空区）有坍塌现象。在今后开采过程中，要及时支护或采用其它处理措施，并保留矿柱，以防发生塌落等灾害。

矿床内分布的主要岩石为盖县组绢云板岩、构造蚀变岩。矿体呈似层状、扁豆状，夹石不发育，规模大小不一。绢云板岩软硬程度差异性较小，构造蚀变岩受构造挤压作用，岩石破碎，多呈粉末及碎块状，故本次对矿体未采集力学测试样品。

表 2.3-2 岩石力学性质试验结果表

取 样 位 置	岩矿石 名称	样品 数量	饱和单轴 抗压强度 (MPa)	摩擦角 Φ (°)	粘聚力 C (MPa)
顶板	绢云板岩	6	63.5~74.3	32.87~43.15	11.09~16.25
底板	绢云板岩	6	67.9~78.6	32.98~36.52	11.95~14.05

根据岩石物理力学测试样品的测试结果，从表 2.3-2 中可看出，围岩岩样抗压强度为 63.5~78.6Mpa，均属半坚硬-坚硬岩石，岩石强度较高。坑道内矿层顶底板岩体完整性较好，岩体稳定性较高。岩石结构类型属于层状结构。

矿体赋存于构造蚀变带中，岩石受构造挤压破碎强烈，由角砾岩、糜棱岩，挤压扁豆体等组成，挤压片理、泥化发育，并有石英脉发育。于坑道中见矿体地段岩石破碎且坍塌较多，岩体基本质量等级分类为 V 级。

矿床附近岩石风化层发育深度不均匀一般。绢云板岩岩体较完整，多为坚硬岩石。节理不发育多为 2~3 组，密度 2~3 条/m，延长较小多小于 1m，节理面多平直闭合，少部分呈波状并见碳酸盐细脉岩体，岩体基本质量等级分类为 II 级。

总体地层岩性较简单，地质构造发育，局部破碎带影响岩体稳定，局部地段易发生矿山工程地质问题，矿区工程地质条件属中等类型。

2.3.5.2 工程地质条件预测评价

矿区内围岩基本属于半坚硬-坚硬的层状工程地质岩组，岩性较简单，岩体完整程度多为较完整，岩石质量多为较好。构造破碎带岩石受构造挤压破碎强烈，由角砾岩、棱岩，挤压扁豆体等组成，挤压片理、泥化发育。在开采过程中，应严格按照开采设计进行，保留矿柱，并设专人监测巡视采场重点观测（特别是断裂破碎、裂隙发育地段）避免崩塌等地质灾害的发生。

2.3.6 环境地质条件

2.3.6.1 矿区环境地质条件现状评价

1、区域稳定性评价

矿区属于郯庐地震带，尚未发生过大的地震，有历史记载以来均为 3 级以下的小震。辽宁省是中国大陆东部环太平洋地震活动带地震活动较为强烈的地区之一。根据中国地震动峰值加速度，地震反应谱特征周期区划图（GB18306-2015）查明矿区处于地震动峰值加速度 0.05g，动反应谱特征周期 0.40s，烈度分带的 VII 度带内。

综上，矿区区域稳定性为稳定区。

2、地质灾害现状评价

矿区环境质量总体较好，但矿区外有选矿活动及尾矿库的存在，将给矿区环境质量带来一定问题。

矿区现状地质灾害不发育，除局部因采矿活动见塌陷坑外，本区未发现有泥石流、滑坡等地质灾害。仅边坡上岩矿体在采矿震动和降雨等外力作用下，局部有掉块现象，坡顶、坡面碎石块塌落于坑壁坡角处，未造成人员伤亡及较大经济损失。

区内地表水及地下水的质与采矿及生活垃圾有关。附近浅层第四系水受到一定的影响，目前基岩裂隙水水质基本未受到污染。

矿区不在自然保护区、风景名胜保护区、城市规划区内。

综上所述，矿区环境地质条件属中等类型。

2.3.6.2 矿区环境地质条件预测评价

本次矿山地质环境影响预测评价是在现状评估的基础上，根据矿山未来采用的采矿方法、废弃物的处置方式等，结合矿区地质环境条件及矿体特征，预测矿业活动可能引发、加剧的地质环境问题，并对其发展趋势、危害对象、影响程度进行分析评价。

1、矿山开采可能引发和加剧的地质灾害预测：矿区地貌单元为低山丘陵，矿床开采方式仍未地下开采，根据采矿工程特点和区内地质环境条件，预测矿山开采可能引发、加剧地质灾害，表现为坑道突水、冒顶、旧有采场滑坡、泥石流、塌陷等地质灾害。

（1）未采矿体主要分布标高 364~495m，采矿证最低标高 364m，矿体全部位于侵蚀基准面以上。矿体开采至侵蚀基准面以下时，存在基岩裂隙水通过断裂破碎带导入矿坑（矿井）的可能，可能引发矿坑突水，可危害人员的安全。

(2) 预测深部仍有井巷工程施工并进行采矿活动，存在构造破碎带、各类不利结构面及软弱夹层较发育，存在冒顶的可能，危害人员的安全。

(3) 大量堆放的废渣及选矿排放的尾矿在遇集中降雨、震动等情况下，可能形成局部的崩塌或滑坡，并有可能形成泥石流的物源。矿区范围内现有两处排渣场，排渣场边坡坡度 $35^{\circ} \sim 50^{\circ}$ 之间，高度 $20 \sim 50$ m。由于矿渣密实程度低，在集中降雨或融雪的作用下，可能发生边坡滑坡地质灾害，危害下游的耕地及村庄，危险性中等。

2、采矿活动导致地下含水层的影响和破坏的预测：预测后期矿山开采至侵蚀基准面以下时，采矿和疏干排水较容易造成矿区周围主要充水含水层破坏，可能会对矿区及周围生产生活用水造成影响。

3、采矿活动对地形地貌景观及土地资源影响和破坏的预测：预测后期矿山开采形成的废石堆、堆料场、尾矿库、选矿厂、工业广场及运输道路对地形地貌影响破坏程度较为严重。

4、对可能产生的环境地质问题防治建议：

(1) 严格控制矿产资源开发对矿山环境的扰动和破坏，最大限度的减少或避免矿山开发引发的矿山地质环境问题。

(2) 对不再利用的采场进行治理恢复，严格按照设计施工，在预测有可能发生地质灾害处设置警示牌，并进行长期的监测，有效预防矿坑突水、冒顶、滑坡、泥石流等地质灾害发生。

(3) 尽量减少植被破坏，闭坑后及时恢复。

2.3.6.3 矿区环境地质条件综合评价

矿区环境地质条件复杂程度：矿区附近无污染源，区内矿石和废石中含有一定含量的 As 元素，应注意观测附近水体、土体的有害元素的含量；但采矿活动会引发和加剧地质灾害，造成矿区周围主要充水含水层破坏，会对

矿区及周围生产生活用水造成影响，对地形地貌景观及土地资源造成较大影响和破坏，确定矿区环境地质条件复杂程度为中等类型。

2.3.7 矿床开采技术条件小结

综上，矿区水文地质、工程地质条件属中等类型，环境地质条件属中等类型。矿床开采技术条件属以复合问题为主的矿床开采技术条件中等复杂类型（Ⅱ-4）。

1、 矿区主矿体大部分位于当地侵蚀基准面以上，地形有利于排水，是以裂隙含水层充水为主的矿床。矿床主要含水层富水性弱，构造破碎带富水性中等，地下水补给条件一般。本区断裂构造发育，应引起足够重视，以防突然涌水。水文地质条件的复杂程度属于中等类型。

2、 围岩大部属半坚硬-坚硬的层状工程地质岩组，构造破碎带岩石受构造挤压破碎强烈，由挤压片理、泥化发育。工程地质条件的复杂程度属于中等类型。

3、 矿区区域稳定性为稳定区，矿区附近无污染源，区内矿石和废石中含有一定含量的 As 元素，应注意观测附近水体、土体的有害元素的含量；但采矿活动会引发和加剧地质灾害，造成矿区周围主要充水含水层破坏，会对矿区及周围生产生活用水造成影响，对地形地貌景观及土地资源造成较大影响和破坏，确定矿区环境地质条件复杂程度为中等类型。

2.4 《初步设计（代可行性研究）》工程建设方案概况

本次预评价报告主要依据《本溪满族自治县金锌矿业有限责任公司初步设计（代可行性研究）》作为依据，以下项目建设方案均依据该报告中所设计的方案进行描述。

2.4.1 矿山开采现状

2007 年西沟金矿、黄金龙矿业有限责任公司、西沟铅锌矿整合后为金锌矿业有限责任公司。该矿共有 6 条矿体，分别为 6、7、8、9、10 和 D9-1 号矿体。现状分为 4 套独立的开拓系统。由于矿山一直处于停产状态。

1、现状分为 4 套独立的开拓系统。

系统一开采 9、10 和 D9-1 号矿体，主要开采金矿，地下开采，采用平硐—两段盲斜井开拓，平硐口标高 468m，一段斜井底标高为 436.73m，二段斜井底标高为 393.99m。矿山由上至下形成 495m、468m、438m 和 400m 四个中段。其中 495m 中段以上矿体在 2007 年矿山整合之前就已开采完毕，采用浅孔留矿法开采，目前形成数个不规则采空区，单个采空区体积一般在 500-800m³ 左右，部分采空区有塌落碎石，无积水。468m 中段运输巷及部穿脉巷在 2007 年矿山整合之前开掘约 400 余 m，整合后至今未再掘进，部分巷道有垮塌现象。438m 中段在 2007 年矿山整合之前掘进沿脉及穿脉探巷 1000 余 m，基本探明矿体，但未采矿，巷道现状条件较好。400m 中段于 2011 年开掘沿脉及穿脉探巷 200 余 m 后停工，未采矿，巷道现状条件较好。

系统二开采 8 号矿体，主要开采金矿，为地下开采。采用侧翼平硐—两段盲斜井开拓，平硐 PD1 硐口标高为 485m，位于矿体的下盘东翼。该平硐长 360m 左右，见矿长度约 310m。485m 平硐以上矿体已经开采约 60%，采用浅孔留矿法开采，目前形成数个不规则采空区，单个采空区体积一般在 500-800m³ 左右，部分采空区有塌落碎石，无积水，采矿活动均发生在 2000 年左右，矿山 2007 年整合后至今未采矿。另外，矿山整合前在矿体西侧界外有一探矿平硐，硐口标高 405m，掘进 730 余 m，见矿后掘进沿脉探矿平巷 100 余 m，基本探明矿体，之后又掘进两段盲斜井分别延深至 340m 和 278m 标高，并在 340m 水平与 278m 水平布置了探矿工程，未采矿。该部分探矿工程已经严重超界，硐口及巷道已被责令封闭，巷道现状条件未知。

系统三开采 7 号矿体，主要开采金矿，为地下开采，采用下盘平硐开拓，PD2 平硐口标高为 457.93m，平硐垂直矿体方向掘进约 230m 后见矿，见矿后掘沿脉巷道 150 余 m、穿脉两条 80 余 m，未采矿，无采空区，巷道现状条件较好。2011 年委托设计单位对该系统进行了初步设计编制，但至今未开采。

系统四开采 6 号矿体，主要开采铅锌矿，为地下开采，由于矿体规模较小，2007 年矿山整合之前就已停产多年。由 2 条平硐开拓，分别为平硐一和平硐二。平硐一硐口标高为 404.84m，已掘巷道 75m；平硐二硐口标高为 445.0m，已掘巷道长 80 余 m。平硐一和平硐二见矿后即在运输巷一侧布置矿块，采用不规则的浅孔留矿法小规模开采，平硐一内形成一处采空区，体积约 500m³ 左右，采空区一侧掘进一条回风天井，但与任何巷道贯通，采空区无垮塌无积水。平硐二内也形成一处采空区，体积约 200m³ 左右，无垮塌无积水。矿山 2007 年整合后至今该采区未再开采。

2、井巷工程

矿山前期进行地下开采，形成了 3 条平硐、2 条盲斜井以及井下相应的中段运输巷道，各井巷工程现状见下表。

表 2.4-1 已有井巷工程现状表

序号	名称	井口标高 (m)	井底标高 (m)	断面规格 (m ²)	长度/深度 (m)	备注
1	平硐 PD1	+485.0		2.3×2.6	63.0	拟废弃
2	平硐 PD9-2	+495.0		2.3×2.6	40.0	拟废弃
3	平硐 PD9-1	+486.0		2.3×2.6	46.0	拟继续利用
4	盲斜井 1	+486.0	+438.0	2.3×2.6	52.0	拟继续利用
5	盲斜井 2	+438.0	+400.0	2.3×2.6	55.0	拟继续利用
6	+485m 中段	+485.0		2.3×2.6	297.0	拟废弃
7	+495m 中段	+495.0		2.3×2.6	234.0	拟废弃

8	+468m 中段	+468.0		2.3×2.6	86.0	拟继续利用
9	+438m 中段	+438.0		2.3×2.6	752.0	拟继续利用
10	+400m 中段	+400.0		2.3×2.6	264.0	拟继续利用

3、井下采空区

矿山自 2008 年停产至今，井下共形成 4 个采空区，各采空区现状如下表所示。

表 2.4-2 现有采空区情况表

采空区 编号	平均长 度(m)	平均宽 度(m)	平均高度			暴露面 积(m ²)	体积(m ³)	积水情 况	塌垮 状况
			底板 (m)	顶板 (m)	高差 (m)				
采空区 1	52.2	2.2	485.0	510.2	25.2	114.84	2893.97	无	局部
采空区 2	44.4	2.6	485.0	501.9	16.9	115.44	1950.94	无	局部
采空区 3	46.2	2.0	485.0	505.18	20.18	92.4	1864.63	无	局部
采空区 4	67.8	2.2	485.0	248.5	16.94	149.16	2526.77	无	局部
采空区 5	35.2	3.07	438.0	443.26	5.26	108.06	568.39	无	无
采空区 6	13.74	3.07	438.0	442.86	4.86	42.18	204.99	无	无

2.4.2 建设规模及工作制度

1、矿区资源储量

依据《辽宁省本溪满族自治县连山关镇刘家矿区金多金属矿勘探地质报告》，截止 2022 年 10 月 31 日，金矿体保有资源量矿石量 416.54kt，其中金工业矿体资源量矿石量 357.23kt，金金属量 1771.16kg，平均品位 4.96×10^{-6} ，银金属量 4003.70kg，平均品位 11.21×10^{-6} ，其中：探明资源量矿石量 103.80kt，金金属量 367.16kg，银金属量 2494.27kg，控制资源量矿石量 83.83kt，金金属量 439.83kg，银金属量 721.88kg；推断资源量矿石量 169.60kt，金金属量 964.16kg，银金属量 787.55kg。

其中探明资源量占保有资源量的 29%；（探明+控制）资源量占保有资源量的 53%，达到勘探勘查程度。

金低品位资源量矿石量 59.31kt，金金属量 105.93kg，Ag 金属量 293.05kg。其中：控制资源量矿石量 28.87kt，金金属量 36.65kg；银金属量 237.89kg；推断资源量矿石量 30.44kt，金金属量 69.27kg，银金属量 55.16kg。

2、设计利用储量

由于经济技术原因，本次对 6、7 号矿体不予设计利用，8 号矿体巷道坍塌严重，目前条件下无法开采。本次设计开采的 9、D9-1 和 10 号矿体。9、D9-1 和 10 号矿体为单独一个系统，与采矿权范围内其他矿区系统不连通。9、D9-1 和 10 号矿体资源量为 270.69kt，其中探明+控制资源量 18.583 万 t，占资源量 68.65%，推断资源量 8.486 万 t，占资源量的 31.35%。其中工业金矿体金金属量 791.43kg，平均品位 3.74×10^{-6} ，银金属量 4002.88kg，平均品位 18.93×10^{-6} ，低品位金矿体金金属量 106.18kg，平均品位 1.79×10^{-6} ，银金属量 293.30kg，平均品位 4.94×10^{-6} 。

设计对现有采空区进行封闭处理，采空区附近及顶部，平硐 PD9-2 设有保安矿柱的部分矿石将作为永久保护矿柱，成为永久损失，损失金矿石量为 6.669 万 t。

表 2.4-3 设计利用与未利用储量表

矿体号	矿种	设计利用储量 (万 t)	设计未利用储量 (万 t)	设计未利用原因
9、10、D9-1 号	金	20.4	6.669	采空区保安矿柱，平硐口保安矿柱，永久损失

3、建设规模及服务年限

《初步设计（代可行性研究报告）》确定矿山生产规模 4 万 t/a，服务年限 6.5 年（含基建期 1.5 年）。

4、产品方案

矿山产品金矿石。

5、工作制度

矿山采用连续工作制。年工作 330 天，每天 3 班，每班 8 小时。

2.4.3 开采范围

2.4.3.1 采矿权

根据该矿采矿许可证（证号：C2100002010124220090480），本溪满族自治县金铤矿业有限责任公司矿区范围由 18 个拐点圈定，矿区面积 0.8353km²，许可开采深度+550m~+364m。矿区范围拐点坐标见下表。

表 2.4-4 矿区范围坐标表

点号	1980 西安坐标系		2000 国家大地坐标系	
	X	Y	X	Y
1	4529022.1500	41562664.6500	4529014.0979	41562783.5092
2	4529170.1500	41562836.6500	4529162.0981	41562955.5049
3	4528699.1500	41563049.6500	4528691.0955	41563168.4990
4	4528396.1500	41562935.6500	4528388.0962	41563054.5077
5	4528239.1500	41562975.6500	4528231.0969	41563094.5089
6	4528023.1400	41562977.6500	4528015.0870	41563096.5124
7	4527776.1400	41562715.6500	4527768.0890	41562834.5224
8	4527414.1400	41562273.6500	4527406.0896	41562392.5335
9	4527532.1400	41562179.6500	4527524.0898	41562298.5329
10	4527464.1400	41562091.6500	4527456.0884	41562210.5351
11	4527726.1400	41561883.6500	4527718.0910	41562002.5342
12	4527952.1400	41562163.6500	4527944.0894	41562282.5285
13	4528158.1400	41562127.6500	4528150.0888	41562246.5275
14	4528122.1400	41562003.6500	4528114.0899	41562122.5303
15	4528214.1400	41561977.6500	4528206.0895	41562096.5296
16	4528282.1400	41562223.6500	4528274.0903	41562342.5256
17	4528305.1400	41562243.6500	4528297.0899	41562362.5246
18	4528601.1400	41562873.6500	4528593.0874	41562992.5063

点号	1980 西安坐标系		2000 国家大地坐标系	
	X	Y	X	Y
矿区面积：0.8353km ² 开采深度：由 550m 至 364m 标高				

2.4.3.2 开采对象

本次初步设计（代可研）设计开采对象为本溪满族自治县金铤矿业有限责任公司金矿的 9、D9-1 和 10 号矿体。

2.4.3.3 开采方式

本次初步设计（代可研）设计开采方式为地下开采。开拓方式为斜坡道+盲斜井+平硐联合开拓。

2.4.3.4 开采顺序及首采中段

设计中段间自下而上回采，首采+369m 中段。

2.4.4 采矿工艺

2.4.4.1 采矿方法

结合矿体的赋存条件及经济技术条件，确定主要采用上向水平分层充填采矿方法进行回采，约占 70%；工程地质条件好的地方采用浅孔留矿嗣后胶结充填采矿方法作为补充，约占 20%；矿体厚度小于 2m 的地方采用削壁充填采矿法，约占 10%。

2.4.4.2 原有采空区的处理

矿区自 2008 年停产至今，现已经形成 2 处采区，形成坑道 2011.7m，采空区面积约 484.66m²。为不影响下部矿体回采，设计保留 468m~495m 间矿体作为保安矿柱不回采，495m 以上至地表（约 550m）进行采空区处理。采

用 1.6m³ 液压挖掘机沿 495m 平硐巷道将 495m 以上覆盖层剥离，剥离作业区距离公益林至少 15m 距离。

2.4.4.3 采场构成要素及回采工艺

1、上向水平分层充填法

（1）矿块布置及构成要素

矿块沿矿体走向布置，长为 50m，宽为矿体厚度，高为中段高度，分段高度为 15m，分层高度 2.5m，每条分段巷道承担 6 个分层的回采。不留顶、底柱和间柱。

（2）采准切割

采准工程有：分段出矿巷道、人行通风井、溜井、分层联络道、溜井联络道、穿脉巷道、采准斜坡道等。

溜井和分段出矿巷道布置在下盘脉外，分段出矿巷道通过采区斜坡道与上下联通，从分段巷道向矿体掘分层联络道。在矿房中间设人行通风井，下部用作泄水井，上部用作回风、充填天井，并作为采场安全出口。

（3）回采工艺

采场自下而上分层回采，分层高度 2.5m，作业高度 4m。

采用 YT-28 凿岩机钻凿水平炮孔，炮孔深 2.0m。孔间距 0.8m，排距 0.8m。爆破采用乳化炸药，导爆管引爆，起爆器起爆。

（4）采场通风

爆破后即进行通风。新鲜风流由中段运输巷道、穿脉巷道、泄水井进入采场，清洗工作面后，污风经人行通风井、回风联络道进入上中段回风道，必要时在采场上部回风联络道内设局扇辅助通风。

（5）顶板管理

由于出矿在直接顶板下作业，必须确保凿岩和出矿的作业安全。爆破通风后即进行顶板排险工作，局部不稳固地段采用锚杆金属网支护，锚杆长度一般为 1.5~2.0m，安装网度为 1.0m×1.0m~0.5m×0.5m。金属网网度尺寸为 100mm×100mm，与锚杆同时安装。

（6）采场出矿

爆落矿石通过 ZL20E 轮胎式装载机经分层联络道、分段联络道运卸至矿石溜井，在穿脉巷道装矿用自卸卡车经中段巷道、斜坡道运出。

（7）采场充填

每一分层回采完将残矿清理干净后，立即进行采场充填的准备工作。相邻采场间砌筑混凝土隔墙，隔墙厚 0.8~1.0m，而后进行废石充填。充填废石采用 ZL20E 轮胎式装载机倒运至采场充填采空区，然后采用水泥砂浆灌浆胶结充填。

（8）技术指标

矿石损失率为 12%，贫化率为 10%，采切比 840m³/万 t，采场生产能力为 100t/d。

表 2.4-5 上向水平分层充填采矿法采切工程量表

序号	工程名称	巷道数目	巷道长度(m)					断面积(m²)		体积(m³)		
			矿石中		岩石中		合计					
			单长	总长	单长	总长		矿石中	岩石中	矿石中	岩石中	合计
一	采准工程											
1	穿脉	1	2.69	2.69	10	10	12.69	6	6	16.14	60.00	76.14
2	分段巷道	2			50	100	100		6		600.00	600.00
3	分层联络道	2			5	10	10		6		60.00	60.00
4	矿石溜井	1				35	35		4		140.00	140.00
5	充填通风井	1	30	30			30	4		120.00		120.00
	小计						187.69			136.14	860.00	996.14
二	切割工程											
1	切割巷道	1	50	50			50	6.725		336.25		336.25
	小计						50			336.25		336.25
	采切合计						237.69			472.39	860.00	1332.39
三	采切比（m³/万 t）	840										

2、浅孔留矿嗣后充填法

（1）矿块布置及构成要素

矿块沿走向布置。矿块长度为 50m，矿块宽度为矿体厚度，矿块高度为中段高度。间柱宽度为 8m，顶柱高度为 3m，不留底柱。间柱中布置天井。

（2）采准切割

脉外运输巷道布置在距离矿体下盘界线 6~10m 的下盘岩石中；从脉外运输巷道向矿体掘穿脉巷道；天井布置在间柱内；垂直方向上每隔 5m 从天井向矿房掘一条联络道；从脉外运输巷道每隔 8~14m 向矿房掘装矿巷道。

装矿巷道掘完后，沿矿块底部掘切割(拉底)巷道，形成初始回采自由面，切割(拉底)巷道长度为矿块长度。

上述凿岩设备均采用 YT-28 型凿岩机和 YSP-45 型凿岩机。

（3）矿房回采

从拉底巷道开始自下而上分层回采，分层高度 2.0~2.5m。在每一个分层中进行落矿、通风、局部放矿、撬顶及平场等作业。

采用 YSP-45 或 YT-28 型凿岩机在采场内打上向倾斜炮孔，炮孔直径 38~42mm，最小抵抗线 1.0m，每米炮孔崩矿量为 2.0t，一次采幅高度 1.8~2.2m。

爆破采用乳化炸药，导爆管引爆，起爆器起爆。

（4）采场出矿

矿石利用 ZL20E 轮胎式装载机由采场底部出矿口，经装矿进路，在沿脉巷道装矿用自卸卡车经中段巷道、斜坡道运出。

（5）采场通风

爆破后要先进行通风，及时排出爆破产生的有害气体和粉尘。新鲜风流由人行通风天井经联络道进入采场，污风由另一侧联络道及天井进入上中段回风巷道，最后经回风平硐排出地表。每个采场配备 1 台 JK40-1No5.5 型局扇辅助通风。

（6）采空区处理

矿房回采结束后，立即进行嗣后充填工作，所留矿柱均不回收。充填工作开始前，先处理采场的通道，封闭出矿穿和人行通风天井内联络穿。出矿穿采用单墙封闭，墙体采用浆砌石结构，墙厚 0.6m，巷道两帮的挖槽深度不小于 0.3m。墙面抹灰平整，无凹凸，四边接茬严实，无漏风，封堵墙下部预埋两条直径 8 寸的 PVC 排水管作为泄水孔，用于排放采空区内涌水。封堵墙中部距地面 1.6m 高位置设观察孔，尺寸为 0.2m×0.4m，用于日后观测采空区内部情况，排出的涌水引至巷道排水沟。封堵处悬挂醒目的警示标志牌：“废弃井巷，禁止入内”。

联络穿采用钢架板墙封闭方式钢架通过砂浆锚杆固定在巷道中，钢架上焊 6mm 钢板。钢板上留孔，板墙靠采场的一侧，挂土工布，以满足充填泄水的需要。

（7）技术指标

矿石损失率为 15%，贫化率为 10%，采切比 562.80m³/万 t，采场生产能力为 100t/d。

表 2.4-6 浅孔留矿嗣后充填采矿法采切工程量表

序号	工程名称	数目	巷道长度（m）				巷道断面(m²)	工程量（m³）		
			矿石中		岩石中			矿石中	岩石中	合 计
			单长	总长	单长	总长				
一	采准工程									
1	穿脉巷道	2	2.69	5.38	10	20	4.65		93	93
2	装矿进路	7	2.69	18.83	10	70	4.65	87.56	325.5	413.06
3	分段巷道	7	8	56			4	224		224
4	人行通风井	1	50	50			4	54		54
	小计			130.21		90		365.56	418.5	784.06
二	切割工程									
1	切割巷道	1	50	50			6.725	336.25		336.25
	小计			50				336.25		336.25
	总计			180.21		90		701.81	418.5	1120.31
三	回采出矿量（t）									
1	副产矿石量（t）							2596.70		
2	矿块总出矿量（t）							19906		
四	采切比（m³/万 t）							562.80		

3、削壁充填充填法

（1）矿块布置及构成要素

矿块沿走向布置。矿块长度为 50m，矿块宽度为矿体厚度，矿块高度为中段高度。间柱宽度为 8m，顶柱高度为 3m，不留底柱。在采场中架设顺路 1.8m×1.3m 的溜井出矿。

（2）采准切割

采准切割工程主要有中段运输平巷、穿脉巷道、人行通风天井、顺路溜井，人工钢砣、拉底和切割井等。

在脉外沿矿脉走向掘进中段运输平巷，巷道规格：宽×高 3.9m×3.2m。在运输平巷中自采场一侧掘进穿脉巷道，自穿脉巷道向上中段掘进 1.5m×2.5m 的人行通风天井，在采场中央随回采面升降架设溜矿井(1.8×1.3m)。

切割工作是在脉内从人行通风天井向另一端掘进切割巷道，向上挑顶 2~2.5m，出矿后形成拉底巷。在采场中央掘进一规格为 1.8m×1.3m 的切割井。

上述凿岩设备均采用 YT-28 型凿岩机和 YSP-45 型凿岩机。

（3）矿房回采

凿岩爆破：采准切割工程完成后，从拉底层空间开始，以切割井为回采初始自由面，根据矿体的厚度情况，决定先采矿石还是先采废石，采用 YSP-45 型凿岩机在切割井的两边打上向平行眼，人工装药落矿或回采废石，后退式回采，分层高度 2m 左右。这一分层回采完后，再在采场的中央以切割井为补偿空间和回采爆破自由面，开始下一个分层的回采。块度大于 350mm 的矿石则在采场内人工二次破碎。

采场通风：新鲜风流由采场底部中段运输平巷，自穿脉巷道、人行通风天井进入采场交换后，污风由采场另一侧人行通风天井排出至上一中段回风巷，最终由回风井排出地表。

搬运矿石、平场工作及采场支护：采场通风后，首先检查顶板及上下盘围岩情况，撬掉松石，若崩落的是矿石，则由人工搬运到采场溜井，崩落的是废石，则留在采场内充填空区。松石处理好后方可进行平场工作。对上下盘不稳固地段进行锚网支护加固或横撑支柱加固。同时架设顺路天井，支柱工打好安全横撑和安全立柱后，即可进行下一分层回采作业。

出矿：采场溜井内的矿经漏斗放入卡车。

根据围岩情况决定是否回收顶底柱。

（4）采场支护

采场内不稳定矿段采用锚杆支护，采场暴露面积为 80m²。

2.4.5 开拓运输

2.4.5.1 地表岩石移动范围

矿体的顶、底板围岩为绢云板岩或硅化蚀变岩。矿区工程地质条件中等。矿山井下开采主要采用上向水平分层充填采矿方法，以浅孔留矿嗣后充填为补充。

根据矿床上、下盘岩石物理力学性质并结合选择的采矿方法，参考国内外类似矿山的生产实践，选定矿体上下盘及侧翼岩石移动角参数如下：

矿体下盘岩石移动角：65°

矿体上盘岩石移动角：65°

矿体侧翼岩石移动角：65°

地表第四纪坡积层：45°

依据以上移动角参数，圈出了设计开采矿体的地表岩石移动范围。

2.4.5.2 开拓工程

采用斜坡道+平硐开拓，+460m 斜坡道与+369m 中段连接，井下设+369m、+400m、+438m 三个中段，+369m 中段为首采中段，+468m 水平为回风水平，

各个中段间采用斜坡道和盲斜井连接。主要新建开拓工程有斜坡道和倒段盲斜井建设。

1、+460m 斜坡道

+460m 斜坡道开口位于矿区 8 号矿体西侧，断面 $3.9\text{m} \times 3.2\text{m}$ ，人行道宽度 1.2m ，开口中心坐标 $X=4528150.269$ ， $Y=41562114.203$ ，井口标高+460m。斜坡道延深至 9 号矿体+369m 水平与水平巷道相连，长度约 612m，坡度 15.2%，隔 300m 设一缓坡段，缓坡段长 25m，坡度 3%，缓坡段中间设躲避硐室，躲避硐室（长 $\times$ 宽 $\times$ 高： $2\text{m} \times 1\text{m} \times 2\text{m}$ ），斜坡道承担矿石、人员、材料运输及进风等任务，并作为主要安全出口。

2、+445m 斜坡道

为加快基建工程进度，在 9 号矿体西侧新建+445m 斜坡道，井口坐标 $X=4527649.191$ ， $Y=41562057.718$ ，井口标高 $Z=+445\text{m}$ ；斜坡道延深至 438m 水平与巷道连接，长度 39m，坡度 17.8%。斜坡道为施工措施工程，并作为施工期间应急安全出口。

3、中段间倒段斜坡道

包括+369~+400m、+400~+438m 和+438~+468m 中段斜坡道。

三中段间采用斜坡道作为矿石、材料、人员的运输通道，并做通风巷道。斜坡道巷道断面为三心拱形，净断面 $3.9 \times 3.2\text{m}$ ，人行道宽度 1.2m ，巷道支护形式为喷锚支护。

斜坡道直线段坡度 18%，曲线段坡度 10%，每隔 100m 设置有错车道。斜坡道路面采用碎石路面，人行道一侧设排水沟，水沟布置在巷道右侧，水沟采用梯形断面，水沟上宽 300mm，下宽 200mm，高 200mm，采用 C20 混凝土浇筑，厚度 100mm，预制盖板，长 600mm，宽 500mm，厚度 50mm。

4、回风斜井及回风巷道

新建倒段盲回风斜井（+369~+400m），位于矿区西南部，净断面 $2.0\text{m} \times 2.0\text{m}$ ，斜井角度 45° 。+400~+438m，+438~+468m 中段间斜风井利用原

有井巷，与回风巷道共同承担回风任务，同时井筒内设梯子间，作为应急安全出口。

平硐 PD9-1（468m 平硐）为原有利旧，硐口位于 9 号矿体中部下盘，地表监测范围 20m 以外。平硐 PD9-1 井口中心坐标：X=4527730.75，Y=41562167.36，井口标高 Z=+468m；巷道断面为三心拱，原净断面 $2.3 \times 2.6\text{m}$ ，需刷帮处理，将断面扩大至 $3.9 \times 3.2\text{m}$ ，作为回风巷道及主要安全出口。

5、中段巷道及工程

9、10、D9-1 号矿体井下共 3 个中段，即 438m 中段、400m 中段、369m 中段。其中 468m 水平为回风水平，438m 中段、400m 中段、369m 中段为生产中段。中段巷道采用沿脉布置形式，中段巷道断面为三心拱形，原巷道净断面尺寸 $3.8 \times 3.3\text{m}$ ，原巷道继续利用，新建巷道断面 $3.9\text{m} \times 3.2\text{m}$ ，设计喷浆支护，厚度 100mm，局部破碎带或遇到岩石不稳固的情况下，实行锚网支护或钢支架支护。

9、10、D9-1 矿体井下采用集中排水，在+369m 中段设置永久水泵房。

2.4.5.3 井下运输

生产中段采用无轨运输，矿石由 ZL20E 轮胎式装载机运至采场溜井，采场溜井下部矿石装入 BJS-12T 型矿用自卸卡车中，经+460m 斜坡道将矿石运出。

掘进废石采用 ZL-20E 型轮胎式装载机装入矿用自卸卡车后，经沿脉巷道、斜坡道运出采区。

2.4.6 井巷工程

2.4.6.1 主要井巷支护方式选择

矿区主矿体大部分位于当地侵蚀基准面以上，地形有利于排水。矿床主要含水层富水性弱，地下水补给条件一般，区域断裂构造发育，水文地质条件的复杂程度属于中等类型。

矿体赋存于构造蚀变带中，岩石受构造挤压破碎强烈，挤压片理、泥化发育，并有石英脉发育，总体地层岩性较简单，地质构造发育，局部破碎带影响岩体稳定，矿区工程地质条件属中等类型。

1、+460m 斜坡道

+460m 斜坡道在 8 号矿体附近延伸至 9 号矿体+369m 水平，延深长度 612m。巷道净断面 $3.9\text{m} \times 3.2\text{m}$ 。正常段采用喷锚支护，支护厚度 100mm；基岩不稳固段采用钢筋混凝土砌筑支护，支护厚度 400mm。混凝土强度等级为 C30。

2、+445m 斜坡道

+445m 斜坡道在 9 号矿体西侧，向下延深连接矿体+438m 水平，延深长度 39m。巷道净断面 $3.9\text{m} \times 3.2\text{m}$ 。正常段采用喷锚支护，支护厚度 100mm；基岩不稳固段采用钢筋混凝土砌筑支护，支护厚度 400mm。混凝土强度等级为 C30。

3、人行联络道

包括+369~+400m、+400~+438m 和+438~+468m 中段间东端人行联络道。

人行联络道采用斜井形式，净断面 $2.0\text{m} \times 2.0\text{m}$ ，斜井角度 45° 。人行联络道采用 C30 的素混凝土支护，支护厚度 300mm。局部不稳定地段采用 300mm 厚钢筋混凝土支护。为减少井壁涌水，施工中尽量采用长段浇注减少

井壁接茬数量，涌水量较大地段，井壁支护的混凝土中建议加入采用 BR 型增强防水剂，掺入量为水泥用量的 10%~18%。

4、倒段盲回风井

倒段盲回风井位于矿区端部，净断面 $2.0\text{m} \times 2.0\text{m}$ ，斜井角度 45° 。回风井分成两段（+400~+369m，+495~+468m）。其他中段间采用原有斜风井。

盲回风井采用 C30 的素混凝土支护，支护厚度 300mm。局部不稳定地段采用 300mm 厚钢筋混凝土支护。为减少井壁涌水，施工中尽量采用长段浇注减少井壁接茬数量，涌水量较大地段，井壁支护的混凝土中建议加入采用 BR 型增强防水剂，掺入量为水泥用量的 10%~18%。

5、中段巷道支护选择

矿山围岩除构造带、蚀变带等存在岩体质量、稳定性较差、强度较低外，一般较完整，稳定性中等~较好。中段巷道可根据揭露的围岩情况选择不支护、喷射混凝土支护、喷锚支护、喷锚网联合支护等。

2.4.6.2 主要硐室工程支护方式选择

水泵房位于+369m 中段，断面尺寸为 $3.0\text{m} \times 4.0\text{m}$ （宽×高），长度为 9m。水泵房采用喷锚网支护，喷锚网支护参数：喷射混凝土，强度等级 C25，厚度 100mm；锚杆采用长度为 2.0m 的 $\phi 20$ 螺纹钢，水泥砂浆全长锚固，紧固端采用辊压直螺纹，间距为 $1.0\text{m} \times 1.0\text{m}$ ，托板采用 $180\text{mm} \times 180\text{mm} \times 12\text{mm}$ 的热轧钢板，金属网采用 $\phi 6.5\text{mm}$ 圆钢制作，网度为 $150\text{mm} \times 150\text{mm}$ 。

2.4.7 通风系统

2.4.7.1 通风线路

矿井采用侧翼对角抽出式通风系统，主扇位于+468m 平硐硐口通风机房内。新鲜风自+460m 斜坡道进入系统，经倒段斜坡道进入各中段，然后经中

段沿脉巷道、穿脉巷道到达需风点，污风由倒段盲回风斜井和+468m 平硐排至地表。

2.4.7.2 主扇风机

主扇风机为 1 台 FKZ-4-No11 型轴流式风机，功率 45kW，安装在+468m 回风平硐硐口风机房内。

2.4.7.3 局部通风

在矿山生产期间，独头掘进的工作面、通风不良的采场采用 YTN₂508/11 型局扇加强通风，阻燃风筒，设计共需 4 台局扇。

为保证风路顺畅，防止串联，在斜坡道与中段（分段）联络道处设置风门或风窗等通风设施，同时对于回采已完毕中段，及时封闭进、回风通道。

2.4.7.4 井下防尘

井下矿废石装、卸载点及爆破工作面等产生较多的作业点采取喷雾洒水、湿式凿岩、尘源密闭及风流净化等有效的防尘措施，同时应配备必要的通风监测仪器及专职管理人员。

2.4.7.5 通风系统风量

矿井采用侧翼对角抽出式通风系统，主扇位于+468m 平硐硐口通风机房内。新鲜风自+460m 斜坡道进入系统，经倒段斜坡道进入各中段，然后经中段沿脉巷道、穿脉巷道到达需风点，污风由倒段盲回风斜井和+468m 平硐排至地表。

1、根据矿山生产工作面需风量计算通风量

矿井总风量为各回采工作面、备用工作面、掘进工作面和独立通风硐室所需风量的总和。

$$Q=K(\sum Q_h+\sum Q_j+\sum Q_d+\sum Q_t)$$

式中：Q——矿井总风量， m^3/s ；

K——矿井需风量备用系数；

Q_h ——回采工作面所需风量， m^3/s ；

Q_j ——备用工作面所需风量， m^3/s ；

Q_d ——掘进工作面所需风量， m^3/s ；

Q_t ——独立通风硐室所需风量， m^3/s 。

（1）回采工作面需风量计算

按排尘风量计算

采场为硐室型采场，轻型凿岩机作业，采场作业面断面为 $S=13.45m^2$ ，设计排尘风速取 $V=0.25m/s$ ，计算出排尘风量 $Q_h=3.36m^3/s$ ，设计最小取 $Q_h=3.36m^3/s$ 。

（2）掘进工作面需风量

掘进工作面断面为 $9.1m^2$ ，设计排尘风速取值为 $v=0.25m/s$ ，计算出掘进工作面需风量为 $Q_J=9.1 \times 0.25=2.3m^3/s$ ，设计最小取 $Q_J=2.3m^3/s$ 。

（3）硐室需风量计算

矿山开采期间需要通风的硐室为水泵房和装矿点，其需风量取 $2.0m^3/s$ 。

2、总需风量计算

表 2.4-7 风量计算表

序号	名称	数量(个)	单个风量(m^3/s)	总风量(m^3/s)
1	回采工作面			
1.1	采场	2	3.36	6.72
1.2	备采采场	1	2.0	2.0
1.3	充填采场	1	2.0	2.0
2	掘进工作面			
2.1	开拓掘进	2	2.3	4.6
3	独立通风硐室	3	2	6.0
4	累计需风量			21.32
5	外部漏风系数			1.1
6	内部漏风系数			1.1
7	总风量			25.8

矿山所需要的总风量为各工作面所需风量和需要独立通风的硐室的风量之和。根据以上计算，矿井最大需风量 $25.8\text{m}^3/\text{s}$ 。

3、根据最大班人数需风量计算通风量

根据《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）规定，井下人员的供风量指标为每人 $4\text{m}^3/\text{min}$ ，最大班下井人数为 32 人，按最大班下井人数计算通风总风量为 $2.0\text{m}^3/\text{s}$ 。

4、按柴油设备计算需风量

《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）规定：同时作业机台数每千瓦供风量不得低于 $4\text{m}^3/\text{min}$ 。矿山主要柴油设备及需风量见下表，经计算可知，矿山需风量为 $21.09\text{m}^3/\text{s}$ 。

表 2.4-8 主要柴油设备需风量表

序号	设备	规格	同时工作数量(台)	功率(kW)	总功率(kW)	需风量 (m^3/s)
1	矿用自卸卡车	8t	2	85	170	11.33
2	轮胎式装载机	1m^3	1	92	92	6.1
3	小计					17.43
4	外部漏风系数					1.10
5	内部漏风系数					1.10
6	合计总需风量					21.09

计算结果取大值，全矿总需风量为 $25.8\text{m}^3/\text{s}$ 。

2.4.7.6 通风阻力

矿井通风阻力由摩擦阻力和局部阻力两部分组成，设计局部阻力按矿井摩擦阻力的 20%考虑。

矿井通风阻力计算公式为：

$$h_i = \frac{\alpha \cdot P \cdot L \cdot q_i^2}{S^3}$$

式中： h_i ——通风巷道摩擦阻力，Pa；

α ——通风巷道摩擦阻力系数， Ns^2/m^4 ；

P ——通风巷道的周界长度，m；

L——巷道长度，m；

S——巷道的过风断面积， m^2 ；

q_i ——巷道通过的风量， m^3/s 。

结合不同时期通风网路风量分配情况，系统通风阻力见下表。



表 2.4-9 通风容易时期阻力计算表

序号	巷道名称	摩擦阻力系数	井巷长度	巷道周长	净断面面积		风阻	风量		摩擦阻力	风速
		$a (\times 10^{-3})$	L (m)	P (m)	S (m ²)	S ³	$R=aPL/S^3$	Q (m ³ /s)	q ²	$h=Rq^2$	(m/s)
1	+460m 斜坡道	35	612	12.874	11.406	1483.89	0.186	25.8	665.64	123.70	2.262
2	倒段斜坡道	35	518.33	12.874	11.406	1483.89	0.157	15.9	252.81	39.79	1.394
3	+438m 沿脉巷道	15	150	12.874	11.406	1483.89	0.020	15.32	234.7024	4.58	1.343
4	穿脉	14	30	8.253	4.65	100.54	0.034	25.8	665.64	22.95	5.548
5	采场工作面	40	40	10	6.5	274.63	0.058	6.72	45.1584	2.63	1.034
6	掘进工作面	40	50	8.253	4.65	100.54	0.164	4.6	21.16	3.47	0.989
7	人行通风天井	55	25	8	4	64	0.172	25.8	665.64	114.41	6.450
8	+468m 中段回风巷道	15	200	12.874	11.406	1483.89	0.026	25.8	665.64	17.33	2.262
9	局阻系数 20%									65.77	
	合计									394.63	

表 2.4-10 通风困难时期阻力计算表

序号	巷道名称	摩擦阻力系数	井巷长度	巷道周长	净断面面积		风阻	风量		摩擦阻力	风速
		$a (\times 10^{-3})$	L (m)	P (m)	S (m ²)	S ³	$R=aPL/S^3$	Q (m ³ /s)	q ²	$h=Rq^2$	(m/s)
1	+460m 斜坡道	35	612	14.571	11.406	1483.89	0.210	25.8	665.64	140.01	2.262
6	+369m 沿脉巷道	15	155	13.306	11.406	1483.89	0.021	25.8	665.64	13.88	2.262
8	穿脉	14	30	8.253	4.65	100.54	0.034	25.8	665.64	22.95	5.548
9	采场工作面	40	40	10	6.5	274.63	0.058	6.72	45.1584	2.63	1.034
10	掘进工作面	40	50	8.253	4.65	100.54	0.164	4.6	21.16	3.47	0.989
11	人行通风天井	55	25	8	4	64	0.172	15.32	234.7024	40.34	3.830
12	+468m 中段回风巷道	15	111	13.306	11.406	1483.89	0.015	25.8	665.64	9.94	2.262
13	倒段盲回风斜井	25	144.228	8	4	64	0.451	25.8	665.64	300.01	6.450
14	局阻系数 20%									106.65	
	合计									639.87	

2.4.7.7 通风机

在平硐硐口安装1台FKZ-4-No11型轴流式风机，风机技术参数见下表，风机特性曲线图见下图。

2.4.7.8 风机技术参数

风机型号	风量 (m³/s)	风压 (Pa)	功率 (kW)	轮毂比	叶片角
FKZ-4-No11	17.3~32.6	675~1295	45	0.45	30°/40°

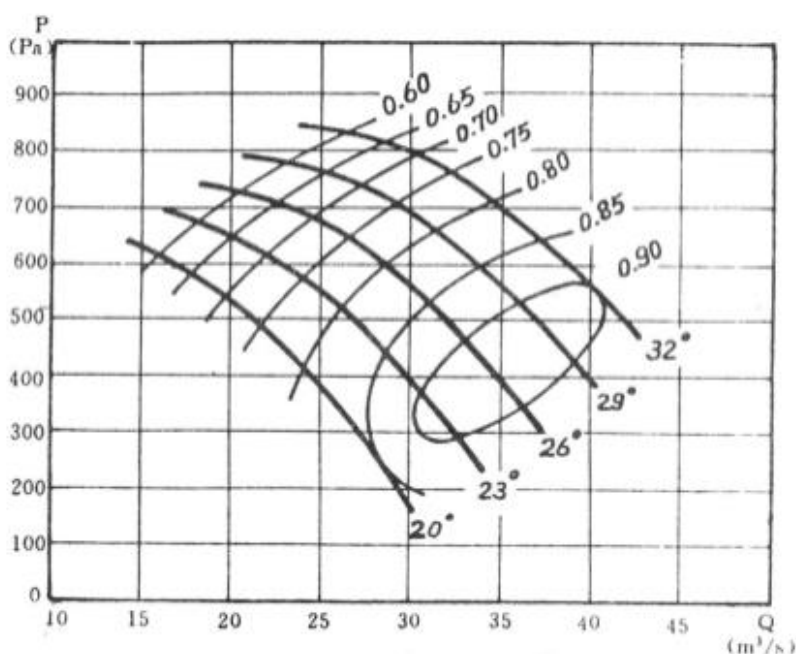


图 2.4-1 通风机特性曲线

通风系统所需风量为 25.8m³/s，风机装置漏风系数取 1.15，风机的计算风量为 29.67m³/s；容易时期通风阻力 394.63Pa，困难时期通风阻力 639.87Pa。

通风机风量 17.3~32.6m³/s，通风机风压 675~1295Pa，主扇的风压和风量可以满足矿山通风要求。

综上，《初步设计（代可研）》推荐的主风机型号、参数是可靠的，符合安全规程规定。

2.4.8 矿山给水及消防设施

1、生产给水系统

井下生产用水由地表 300m^3 生产水池自流供给，主供水管路为 $\Phi 108 \times 5$ 型无缝钢管，管路沿平硐+斜坡道敷设，供井下凿岩、除尘、消防等用水。

2、生活给水系统

生活用水由矿区外市政自来水供给。

3、消防给水系统

井下消防用水量 20L/s ，同一时间内火灾起数为 1 起，火灾延续时间 3h，消防用水量 216m^3 储存在地表 300m^3 生产水池中，通过控制水位确保消防用水不作他用。

井下消防用水由水泵加压供水，水泵选用 2 台 XBD5.2/20-100-200 型立式消防离心泵，单台流量 20L/s ，扬程 52m，配用电机功率 22kW，1 用 1 备。井下消防给水管网与井下生产给水管网合建，供水主管路选用 $\Phi 108 \times 5$ 无缝钢管，沿消防管路每隔 50~100m 设消火栓和消防器材。

2.4.9 井下排水排泥系统

2.4.9.1 井下排水

预测矿坑+369m 水平以上正常涌水量 $37.5\text{m}^3/\text{d}$ ，最大涌水量 $65.1\text{m}^3/\text{d}$ 。井下采矿生产回水 $35\text{m}^3/\text{d}$ 。

+468m 以上涌水通过平硐排出，在+369m 水平新建排水泵房，+468m 水平以下涌水汇入+369m 水泵房采用水泵排出。+369m 中段排水泵房内配置 3 台 MD25-30 $\times$ 5 型卧式多级离心泵（具有矿用产品安全标志）。单台水泵工作流量 $25\text{m}^3/\text{h}$ ，扬程 150m，功率 22kW。正常涌水时 1 台工作，1 台备用，1 台检修；最大涌水时 2 台同时工作，1 台检修。排水管选择 2 条 $\Phi 76 \times 4$ 型无缝钢管，正常涌水和最大涌水时均为 1 条工作，1 条备用，管路沿盲斜井敷设。

设计在+369m 水平分别布置两条独立水仓，水仓净断面 $2.6\text{m} \times 2.6\text{m}$ ，水仓总有效容积为 116.28m^3 ，满足规范要求。

+369m 水平涌水先排至水仓，再经过盲斜井和 468m 平硐排至地表水池，地表水池标高 475m。

2.4.9.2 井下排泥

井下各水仓淤泥采用装载机清理，淤泥铲出后运至附近待充填采空区充填。

2.4.10 探放水设计

2.4.10.1 矿坑充水因素分析

本区矿坑充水因素主要有大气降水、地表及地下水体（第四系松散岩类孔隙潜水、基岩裂隙水）沿岩矿石裂隙及断裂构造导入坑道形成涌水。

区内年平均降水量 781.8mm，降水量主要集中于雨季（6~8 月份）（占全年降水量的 50%左右）。

虽然矿区第四系不发育，第四系松散岩类孔隙潜水含水层厚度较小（1.0~4.0 米），与基岩裂隙水有着直接的水力联系。但岩层多数裂隙不发育，矿体多赋存于构造破碎带中及其两侧蚀变岩中，透水性强，对矿床开采影响较大。

本区未采矿体大部分位于侵蚀基准面以上，地形有利于自然排水；少部分位于侵蚀基准面以下，但矿床附近无地表水体，矿床主要充水层、含水层富水性弱，断裂带富水性中等，其水文地质条件属中等类型。与以往相比矿山疏排水影响范围内各含水层及与地表水体的水利联系情况，地下水补、迳、排条件无明显变化。

2.4.10.2 探放水设备

矿井配备一台 ZBY3/7.0-11，两台 ZDY-550S 探放水钻机，配合 $\Phi 75\text{mm}$ 和 $\Phi 113\text{mm}$ 硬质合金刮削型钻头（各不少于 2 个）， $\Phi 50\text{mm}$ 钻杆，钻杆每节长 0.8m，钻杆数量 200 根，全部使用水力排粉，钻孔均采用无芯钻机。

2.4.10.3 探放水措施

1、井下防排水设施

矿床水文地质条件为中等类型，设计在井下设置有安全可靠的排水系统。同时为防止井下泵房等关键设施发生被淹事故，369m、400m 中段运输巷道内设置防水门，438m、468m 中段均有平硐出口，可进行自然排水。此外，生产过程中通往强含水带、积水区和有大量突然涌水可能区域的巷道以及专用的截水、放水巷道应设置相应防水门。

2、建立水文观测网

矿山投产时，建立水文观测网并在生产过程及时补充完善，根据井下工程资料和生产揭露情况，定期进行观测水文数据，据此分析矿区水文地质规律，不断更新矿区水文地质图表。

3、成立防治水专门队伍

成立防治水专门队伍，由矿长担任组长，配备专业的探放水人员，至少由 6 人组成，定期进行防治水管理制度及防治水技术的培训，该队伍在矿山防治水管理机构领导下工作，主要工作职责：

（1）加强井下防治水基础工作，根据水文观测数据，及时提供各种水文地质资料，做好各种水情水害的预测预报。

（2）做好水害隐患的分析排查工作，对排查出的水害隐患，制定相应的防治措施，并明确责任进行落实。

（3）根据生产情况，做好各种水文勘探和防治水工程。

(4) 落实具体防治水工作的实施，监督检查防治水工程施工质量和进度。

(5) 每年雨季前组织防水工程及设施检查，编制防水计划。

4、在矿山建设、生产掘进期间应严格遵循“有疑必探，先探后掘”的原则，探水工作应注意以下事项：

(1) 检查钻孔附近坑道的稳定性；

(2) 清理巷道、准备水沟；

(3) 在各工作地点附近安装电话，保证井上下联络畅通；

(4) 巷道及其出口设良好的照明和畅通人行道，巷道的一侧悬挂绳子或利用管道作扶手；

(5) 对断面大、岩石不稳、水头高的巷道进行探水，应有经主管矿长批准的安全措施计划。

(6) 钻凿探水孔时，若发现岩石变软，或沿钻杆向外流水超过正常凿岩供水量等现象，应停止凿岩。此时，不应移动钻杆，除派人监视水情外，应立即报告主管矿长采取安全措施。探水孔设孔口管及闸阀，以便控制水量。

(7) 掘进工作面或其他地点发现透水预兆，应立即停止工作，并报告主管矿长，采取措施。如果情况紧急，应立即发出警报，撤出所有可能受水威胁地点的人员。

2.4.11 矿山压气

井下采用集中供风方式，地表设空压机站，井下采矿用气设备统计见下表。

表 2.4-11 井下采矿用气设备统计表

序号	用气设备名称	数量 (n)	台耗气量 $q_i(\text{m}^3/\text{min})$	磨损系数 (km)	总耗气量 $nq_i(\text{km}^3/\text{min})$
1	YT-28 凿岩机	4	5	1.15	23
2	YSP-45 凿岩机	1	6.8	1.15	7.82
	合计	5			30.82

根据上表，地表空压机组选择 4 台螺杆空压机，2 台单台排气量为 $10\text{m}^3/\text{min}$ ，压力 0.8MPa ，功率 75kW ；2 台单台排气量为 $20\text{m}^3/\text{min}$ ，压力 0.8MPa ，功率 132kW 。其中，一台 $20\text{m}^3/\text{min}$ 空压机为备用。每台空压机配备 1 台容积 4m^3 的储气罐。

压气主管道选择 1 条 $\Phi 133 \times 6$ 无缝钢管，管路沿平硐和回风井敷设至井下。

2.4.12 充填系统

矿山不建充填搅拌站，充填工艺设计采用废石+水泥砂浆灌浆的充填工艺。

废石通过运矿卡车从地表运至井下；胶结材料暂定为 32.5 硅酸盐水泥。

2.4.13 总图面布置

2.4.13.1 企业组成

矿山有+468m 平硐、部分中段沿脉巷道、废石临时堆场、选矿场地、生产生活附属设施等现有设施及场地，本次设计继续利用。除利旧工程外，本次设计地表新建风机房、高位水池、热风炉及其燃料堆场和渣场、空压机房等。

2.4.13.2 企业布局的原则

- 1、场地各建筑物间距应满足安全、环保、防火规范要求等；
- 2、在选择各场地理位置时，合理和节约用地，尽量不占耕地；
- 3、加强协作，充分利用社会力量，节省投资；
- 4、利用风向和地形，减少相互干扰，加强环境保护；
- 5、尽量不影响既有生产，尽量利用既有设施。

2.4.13.3 总平面布置

矿山采矿工业场地内已建设有+468m 回风平硐等，部分继续利用。需在+468m 平硐硐口附近新建风机房、配电室、空压机房、高位水池等。

2.4.14 矿山供配电设施

2.4.14.1 供电电源

矿区现有一路 10kV 电源引自上级变电站。

2.4.14.2 本次设计新增 150kW 0.4kV 柴油发电机组 1 台，其容量满足井下 369m 水泵一级负荷装机容量 90kW 的电源容量需求。供电电压

根据用电设备技术规格及有关规程规定，井下采用以下电压等级：

- 1、地表的配电采用 380V；
- 2、井下的配电及电动机采用 380kV；
- 3、照明电压：运输巷道、井底车场采用 220V；采掘工作面、出矿巷道、天井和天井至回采工作面之间，采用 36V；行灯电压采用 36V；

2.4.14.3 供配电系统

1、地表供配电系统

本次设计在+468m 平硐口建变电所 1 座，所内利用矿山现有供配电设备（250/10/0.4kV 变压器 1 台），在+460m 斜坡道硐口 485m 处建变电所 1 座，所内利用矿山现有供配电设备（250/10/0.4kV 变压器 1 台），新增 GGD 型低压配电屏 4 面，GGJ2-200kvar 电容补偿屏 2 面，主要为空压机、风机及井下用电设备供电。

2、井下供配电系统

在+369m 水泵房内设 PKD 型低压配电柜 1 面，柜内设双投隔离开关，一路电源引自+468m 平硐口 250kVA 变压器 0.4kV 侧，另一路电源引自矿山新增的 150kW 柴油发电机组，主要为井下排水及采矿用电设备供电。

2.4.14.4 设备选型

- 1、井下+369m 中段水泵动力箱采用 PKD 型。
- 2、PLC 及 DCS 控制装置、变频器级软启动器选用有成熟运行经验的厂家产品。
- 3、计量仪表采用数字式仪表。
- 4、下井低压电缆采用 WD-MYJY43-0.6/1kV 型矿用无卤低烟交联聚乙烯绝缘粗钢丝铠装聚烯烃护套电力电缆。

2.4.14.5 继电保护

- 1、配电变压器设置电流速断保护、过电流保护、温度保护；
- 2、电力电容器：延时速断、电流不平衡、过电压、低电压、单相接地；
- 3、变压器低压侧总开关采用智能型低压断路器作短路及过载保护。

2.4.14.6 线路敷设

- 1、下井电缆分别沿+468m 平硐敷设，巷道电缆采用电缆挂钩敷设在巷道壁上。供给一级负荷用电的两回电源线路配置在不同侧支架，并实行防火分隔。
- 2、水平或倾斜巷道内的电缆悬挂的高度和位置，应使电缆在矿车、机车掉道时或其他运输车辆运行时不致收到撞击，在电缆坠落时不致落在输送机上或车辆正常运行的通道上。
- 3、电缆与水管、风管平行敷设时，电缆在管道上方，且净距 $\geq 0.3\text{m}$ 。

4、电力电缆与信息电（光）缆，不宜敷设在巷道的同一侧，当条件受限制又需同侧敷设时，电力电缆应在下方，与电话、信号电缆的净距 $\geq 0.10\text{m}$ 。

5、水平或倾斜巷道内的电缆悬挂电的间距 $\leq 3\text{m}$ ；立井电缆悬挂点的间距 $\leq 6\text{m}$ 。

6、除内铠装电缆外，电缆的铠装或金属外皮均应做防腐处理。

2.4.14.7 照明

井下设备硐室、修理间、信号站、运输巷道、采区车场、有人行走的各种巷道、风门处、安全出口等处均设置固定照明，采用 LED 灯，照度严格按《矿山电力设计标准》（GB50070-2020）的规定，采掘工作面设置一定数量的移动照明，移动照明采用 36V 电压。

2.4.14.8 防雷接地

1、地面防雷

地面建、构筑物为二、三类防雷建筑物，按二、三类防雷建筑物作好防直击雷、侧击雷的保护，对于进出建筑物的电缆线路、架空线路，金属管道设置防雷电感应和雷电波侵入的措施，为防止高电位传入而引起雷击，在低压架空线向建筑物引接分支线处或直接在进线处，将所有相线的绝缘子铁脚及 PE 线接地。防雷接地电阻阻值 $< 10\ \Omega$ 。变电所保护接地和工作接地电阻阻值 $< 4\ \Omega$ ，带有计算机系统的变电所，接地电阻阻值 $< 1\ \Omega$ 。接地线采用并联方式，不应将各电气设备接地线串联接地。每一重复接地处接地电阻 $< 10\ \Omega$ 。接地电阻需每年测定一次，测定工作在该地区地下水位最低、气候最干燥的季节进行。

2、保护接地

正常情况下不带电的用电设备金属外壳，一定要可靠接地。

井下各用电设备的接地线或局部接地线，必须与各中段的主接地极相连，各中段的主接地极必须互相连接，整个地下采场形成一个接地系统，井下主接地极不少于两处，分别设于主、副水仓中，井下接地电阻不得大于 2Ω 。井下变电所低压侧均装设检漏装置。

电气设备的硐室、单独设置的高压电气设备、低压配电箱、连接电力电缆的接线盒以及接触电压大于 40V 的任何地点，均需设局部接地装置。移动用电设备的金属外壳、手持照明灯具的金属外壳，必须配专用的接地线，且与接地网相连。

井下接地线采用 40×4 镀锌扁钢，接地支线采用 25×4 镀锌扁钢。

2.4.14.9 无功补偿及谐波处理

在低压配电系统中，设置动态无功功率补偿装置，提高功率因数到 0.9 以上。在谐波源处增加谐波处理装置，确保谐波注入量小于国家标准要求。

2.4.15 安全避险“六大系统”

2.4.15.1 监测监控系统

设计系统主机安装在调度室内并双机备份，且在生产调度室设置显示终端，负责全矿实时监控信息的管理及历史数据的查询。设计监测监控中心设备设可靠的防雷和接地保护装置。

井下分站（或监控）安装在斜坡道硐口、回风平硐硐口、井下各生产中段、369m 水泵房、各变配电硐室等重要场所。

井下分站设计安装在便于人员观察、调试、检验，且围岩稳固、支护良好、无滴水、无杂物的位置，安装时垫支架或吊挂在巷道和硐室中，分站与巷道底板距离大于 0.3m。地表主机和井下分站均设备用电源，备用电源能保证连续工作 2h 以上。

监测监控线缆由+460m 斜坡道敷设至井下，井下传输线缆使用铠装电缆。设计线缆在风、水管上方平行敷设，与管路净距为 300mm。巷道内线缆每隔一定距离和在分路点上，悬挂注明编号、用途、型号、规格、起止地点等的标志牌。

1、有毒有害气体监（检）测

本次设计井下 CO 有毒有害气体建立在线监测系统，同时建立检测系统作为辅助系统，实现有毒有害气体的控制。

井下设 CO 监测系统，在井下生产中的进、回风巷靠近采场位置应设置 CO 传感器，对 CO 的浓度实时监测。

在基建开拓和新中段开拓时为独头巷道掘进，掘进通风采用压入式通风时，设计在距离回风出口 5~10m 回风流中设置 CO 传感器；采用抽出式和混合式通风时，设计在风筒出风口后 10~15m 处设置 CO 传感器。

传感器安装时应采用垂直悬挂方式，与巷道壁距离大于 0.2m，CO 传感器与顶板距离小于 0.3m。

矿山根据自己实际生产具体情况配置足够的，具有报警参数设置和声光报警功能，测量 CO、O₂ 和 NO₂ 浓度的便携式气体检测报警仪，下井工段长、带班长、安全员等人员随身携带。

下井作业人员进入独头掘进工作面和通风不良的采场之前，开动局扇进行通风，确保空气质量满足作业要求；人员进入采掘工作面时，应携带便携式气体检测报警仪从进风侧进入，一旦报警应立即撤离。

气体检测报警仪和监测传感器，CO 报警浓度设置小于 24ppm，NO₂ 报警浓度设置小于 2.5ppm。

2、通风系统监测

（1）风速监测

井下设计对风速进行在线监测。生产中段靠近回风井以及总回风巷内设置风速传感器用以监测井下风量。随着矿山生产中段逐步形成后，相应地在靠

近回风段内设置风速传感器用以监测井下风量。风速传感器安装在能准确计算风量的地点。风速传感器安装在能准确计算风量的地点。

（2）风压监测

设计在主通风机房设开停传感器和风压传感器实时在线监测。局部通风机设开停传感器。

风压传感器设置在风机入风口和风机（或扩散器）出风口截面处。生产过程中对主扇风机安装开停传感器，实时监控工作运行状态，风机房内设测量风压、风量、电流、电压和轴承温度等的仪表。主扇风机实现远程控制，在调度室内可对风机实施开停、正反转操作。

3、视频监控

设计矿山在斜坡道硐口、回风平硐硐口、井下各生产中段马头门、水泵房等重要场所设视频监控。

矿区办公室设有视频监控显示终端，用于显示斜坡道硐口、马头门（调车场）等场所的视频监控图像。视频监控的功能与性能设计、设备选型与设置、传输方式、供电等应符合 GB50395-2007 的规定。视频监控图像质量的性能指标应符合 GB50198-1994 的规定。

4、地压监测

存在大面积采空区、工程地质复杂、有严重地压活动的地下矿山，应进行地压监测。

根据矿山岩石条件及规范要求，地压监测等级二级，应建立安全隐患区建立区域监测系统，应力位移相对变化较大时，应在采取在线监测的同时，增加人工巡查监测，每周不少于 2 次。

（1）应力位移监测

监测内容，主要为围岩变形和位移监测。

断面选择和测点布置：根据矿山实际情况，监测点应布置在 1 线~4 线的 438m 中段脉外巷道处，且每个测点至少应布设一套应力和位移监测点。

测点的间距，为了更好揭露地压变化规律，监测点间隔范围宜取 50~10m。各种测点均应布设坚实的巷道围岩里。

测点安装位置必须坚固可靠，且不易变形。

应力监测点应深入围岩松动圈以内，位移监测点应稳固在围岩上。

（2）区域监测：区域监测点台网布设应包含安全隐患区。

监测内容：实时掌握岩体内部裂隙破裂情况，包括微震、声发射监测。

监测点布置应符合下列规定：

——监测点应布置在安全隐患区以外的稳定岩体里，一般不少于 4 个，并尽量与应力位移监测相结合。

——监测点安装深度应该超过围岩松动圈，一般宜为 8~10m，其中监测点之间的距离应根据监测技术要求进行确定。

——应根据监测点构成的台网进行台网布置优化，对台网的定位精度、震级精度进行分析，使台网布设最大限度包络安全隐患区。

（3）监测资料整编与分析

每年应至少进行一次监测资料整编。在整理和整编的基础上，应定期进行资料分析。

资料整编和分析中，如发现异常情况，应及时做出判断，有问题及时处理上报。

应建立监测资料档案或信息管理系统，整编成果应做到项目齐全、考证清楚、数据可靠、图表完整、规格统一、说明完备。

应根据地压变形监测、应力监测、微震监测和人工巡查等的资料结合实际情况进行分析。

应分析了解各监测物理量的大小、变化规律、趋势，并应对各项监测结果进行综合分析，发现地压的异常情况和不安全因素；评估地压的安全状态，预报将来的变化趋势。

通过监测数据整编和分析，为地压稳定性安全评价提供可靠依据。

监测整编资料和分析报告应按档案管理规定及时存档。

5、地表位移监测

设计在地表移动界线周边每隔 100m 设立固定位移监测点，要求矿山设立专职人员负责地表位移监测管理工作，每半个月对监测点进行一次测量、监测，建立健全位移检测档案，进行地表位移监测，及时发现危险有害因素发生的前兆，采取措施防止危险有害因素滋生。

6、地表沉降监测

（1）地面变形监测点的布置位置及数量

根据各建（构）筑物的重要性和圈定的地表移动带范围，本次设计在地表移动界线附近设 6 个监测点。

（2）地面变形监测暂采用水准仪进行测量，每 2~3 个月观测 1 次；雨季及发现变形异常时须加密观测，发现问题及时采取相应措施进行处理。其他要求须满足《工程测量规范》（GB50026—2007）中“变形监测”的要求。

（3）监测数据处理

每次监测所取得的数据都要由专业技术人员进行存档，并建立矿区内地面变形监测技术档案，同时对每次所取得的数据和以往数据进行对比，对发现的问题及时上报矿山企业。

2.4.15.2 井下人员定位系统

设计人员定位系统主机安装在调度室内并双机备份，且在生产调度室设置显示终端。设计人员定位系统设可靠的防雷和接地保护装置。

人员定位系统信号电缆沿+460m 斜坡道和回风平硐敷设至井下。井下传输线缆使用铠装电缆。巷道内线缆敷设悬挂点的间距为 1.0~1.5m，线缆与巷道壁最小净距离应大于 50mm。设计线缆在风、水管上方平行敷设，与管

路净距为 300mm。巷道内线缆每隔一定距离和在分路点上，悬挂注明编号、用途、型号、规格、起止地点等的标志牌。

设计在+460m 斜坡道硐口、回风平硐硐口、水泵房、各生产中段马头门、中段中间位置以及安全出口与中段连接处等重要场所附近安装分站（读卡器），根据现场情况而定，以满足辐射区域为准。分站（读卡器）安装在便于读卡、观察、调试、检验，且围岩稳固、支护良好、无淋水、无杂物、不容易受到损害的位置。主机及分站（读卡器）设备用电源，并能保证连续工作 2h 以上。

矿山安全生产部门向所有下井人员配置识别卡，识别卡专人专卡，并配备不少于经常下井人员总数 10%的备用卡；发识别卡时将识别卡所对应员工的基本信息录在系统数据库中，安全生产部门对识别卡进行授权后即可生效。

巷道一旦发生安全事故，安全监控中心在第一时间可以知道被困人员的基本情况定位，救险队使用移动式远距离识别装置，在大于 10m 范围内方便探测遇险人员的位置，便于救护工作安全、高效运行。

2.4.15.3 通信联络系统

1、有线通信

本次设计新设 10 门程控电话交换机一台以及相应的配套设备。电话交换机设在调度室内。平时采用 220V 电源供电，停电时，改由后备 48V 直流电源供电，可维持 8 小时运行。

在巷道和主要作业面铺设通讯电缆，接入井上电话交换机网，人员在井下和地表随时通讯，严禁利用大地作为井下通信线路的回路。

井下通讯采用两根矿用通讯电缆，一条沿+460m 斜坡道敷设至井下各中段作为主信号传输，备用电缆沿回风平硐敷设至井下各中段作为备用信号传输，保证井下通讯畅通。

在调度室设置矿山内部调度通信系统。在调度室设调度键盘，所有用户终端均可根据工艺特点分别设置终端。终端设备与控制中心之间的双向语音且无阻塞通信。调度中心可发起的组呼、全呼、选呼、强拆、强插、紧呼及监听功能。由终端设备向控制中心发起的紧急呼叫功能。能够显示发起通信的终端设备的位置。能够储存备份通信历史记录并可进行查询。自动或手动启动的录音功能。终端设备之间通信联络的功能。

各中段车场、井下水泵房、爆破时撤离人员集中地点、风机硐室、空压机房、地表变电所、井口信号室、中段信号室等关键部位安装矿用电话。井下设高音喇叭等安全警报广播系统，井下工作的指挥人员、安检人员、工段长、班长配备报警器。

2、无线通信

矿山在有条件时，也可建设无线通信系统，作为有线通信联络系统的补充。无线通信联络是通过自由空间进行信息交互的通信联络系统。无线覆盖信号跟随通信分站的架设，自然完成。WiFi+ZigBee 信号可以用于语音无线通信，在无岔路和障碍物的直巷内，手机与分站的通信距离约为 150 至 200m，在弯道处约为 40~60m。井下无线覆盖主要采用全向天线完成井下巷道的无线覆盖，亦可在必要时采用定向天线增大覆盖距离，或者采用漏泄电缆改善弯道和硐室的信号覆盖。

2.4.15.4 紧急避险系统

1、紧急避险基本原则

矿山井下紧急避险系统由避灾路线、避灾设施组成的系统，在井下发生紧急情况下，为遇险人员安全避险提供生命保障的有机整体。

（1）紧急避险应遵循“撤离优先，避险就近”的原则。矿山应根据井下生产作业实际，建立健全生产安全事故应急预案，明确不同事故条件下不同作业区域人员的紧急避险原则、方法、路线和应急处理措施。

（2）矿山应规定做好应急预案的培训和演练工作，确保井下作业人员熟练掌握紧急避险原则、线路和现场应急处理措施。

（3）避险路线应选择安全条件好、距离最短的行动路线，当距离较长时，应在途中设置中继站，并配备自救器。

（4）矿山应按照 GB14161 的规定，做好井下避灾路线的标识，并定期检查维护避灾路线，保持其通畅。

（5）事故发生时，遇险人员应迅速判定事故地点、类型，并按照现场应急处置措施的要求，正确撤离或避险。

2、紧急避险系统设置要求

为确保井下各作业人员在发生矿难时能安全顺利的到达各中段避难场所，矿山应按井下作业人员的数量为入井人员随身配备自救器，并有 10% 的备用。

3、避灾路线

（1）避灾路线设计原则

避灾路线是指井下人员由所处现场撤离到安全地点的路线。从矿井通风网路而言，是寻求网路图中某两点间的通路。最佳的避灾路线，不仅要安全可靠，还要求路径最短。灾变时期的避灾路线选择必须遵守以下原则：

1）正确判定发生灾变的地点，并分析灾变可能影响的区域，迅速组织、指挥人员的安全撤离；

2）正确确定人员所在位置、人员撤退的目的地；井下发生灾变时，将升井避灾作为避灾路线首选目的地，当不能直接撤出至地面时，应首先让人员撤到合适的避灾地点，同时提供必要地避灾条件和积极组织抢救；

3）避险路线应选择安全条件最好、距离最短的行动路线；对于可能发生灾变的地点，在矿井灾变事故预防和处理计划中应提供明确的避灾路线，并让该区域的人员牢记于心；

4) 确定了避灾路线后,在事故发生时,应采取一切措施保持避灾路线的通畅,不到万不得已,不能随意变更避灾路线;

5) 对井下人员进行必要地安全避灾知识的教育,使其熟悉所在工作区域的避灾系统及避灾路线,并配备自救器等防护用具。

(2) 避灾路线类别

矿山井下可能会出现各种意外情况,为使出现意外情况时,井下人员能够安全撤出,矿山应在灾害预防和处理计划中规定各类事故的避灾路线。

(3) 避灾路线的设置

避灾路线确定后,按不同灾变事故类别标注各自避灾路线,并附必要地文字说明。

矿井避灾路线要设置醒目的反光显示标牌,以示标牌,以示避灾人员安全、快捷的到达避灾目的地。

矿山要将矿井避灾路线图存入微机,当井下发生灾变时,矿山管理人员要及时调出矿井避灾路线图,根据灾变的类型和地点,求解出安全最短撤退时间的最佳撤退路线,指挥井下作业人员快速、有序撤离灾变现场,使人员伤亡事故降至最低限度。

4、避灾设施

避灾设施包括自救器、压风自救装置、供水施救装置及通信联络设施。

5、自救器及便携式气体检测仪

自救器配备数量按全矿总下井人数进行配置,该矿山全矿总下井人员数量共计 67 人,其中最大班作业人员 32 人,按全矿总入井人数的 1.1 倍进行选取,取 74 台,其中: 67 台由入井人员随身配备, 7 台备用。

本设计选用便携式气体检测仪 12 台,下井工段长、带班长、安全员等人员随身携带气体检测仪。

人员进入独头掘进工作面和通风不良的采场之前，应开动局部通风设备通风，确保空气质量满足作业要求；人员进入采掘工作面时，应携带便携式气体检测报警仪从进风侧进入，一旦报警应立即撤离。

6、避灾线路

（1）各中段避灾线路

各中段采场作业面→采场通风人行天井上行→上中段巷道。

（2）遇气体、火灾灾害时

中段人员（打开自救器）向进风侧走，如靠近+460m 斜坡道，应立即往斜坡道方向走，过风门至地面。

（3）遇水灾时

各中段人员→斜坡道或盲斜井→上一中段→地面。

7、紧急避险系统安全设施设计概述

紧急避险系统系在矿山井下发生灾变时，为避灾人员安全避险提供生命保障的由避灾路线、紧急避险设施、设备和措施组成的有机整体。紧急避险系统建设的内容包括 3 个部分：

（1）为入井人员提供自救器；

（2）合理设置避灾路线；

（3）科学制定应急预案。

选择防护时间不小于 30min 的隔绝式压缩氧气自救器，根据下井作业总人数 67 人，最大班作业人员 32 人，配备 74 台自救器。

明确安全出口、避灾路线以及结合矿山情况科学制定应急预案。

2.4.15.5 压风自救系统

1、系统构成

压风自救系统是在矿山发生灾变时，为井下提供新鲜风流的系统，包括空气压缩机、送气管路、供气阀门、油水分离器、压风自救装置等。压风自救系统与生产压风系统共用。

2、空压机、压风自救装置及管道

（1）空压机

空压机采用生产用空压机，并能在 10min 内启动，空压机的风量满足紧急避险要求。每人每分钟需风量为 0.3m^3 。根据单班入井最多人数 32 人计，空压机的风量应大于 $11.52\text{m}^3/\text{min}$ 。

$$\begin{aligned} Q_{\max} &= N \times Z \times R \\ &= 32 \times 0.3 \times 1.2 \\ &= 11.52\text{m}^3/\text{min} \end{aligned}$$

式中： $Q_{\max}$ —最大压风量， m^3/min ；

N —下井单班最多工作人数，32 人；

Z —每个人使用单个自救袋时需要风量， m^3/min ；

R —安全系数，1.2；

根据计算压气量和风动工具的工作压力，地表空压机站选择 4 台螺杆空压机，2 台单台排气量为 $10\text{m}^3/\text{min}$ ，压力 0.8MPa ，功率 75kW ；2 台单台排气量为 $20\text{m}^3/\text{min}$ ，压力 0.8MPa ，功率 132kW 。总排气量为 $60\text{m}^3/\text{min}$ ，满足要求。

（2）压风自救装置

压风自救装置一组有 6 个出口，可供 6 人同时使用，产品符合《矿井压风自救装置技术条件》（MT390—1995）标准的要求，装置具有减压、节流、消噪声、过滤和开关等功能。压力调节范围： $0.05\sim 0.1\text{MPa}$ ，消噪能力： $< 85\text{dB (A)}$ ，防护方法：半面罩。

（3）压风管道

本设计压风管道与现生产供风管道共用。

经计算主管管选用 $\Phi 133 \times 6 \text{mm}$ 无缝钢管。

压风管道同压风自救装置的连接可采用高压阻燃软管。

3、供气阀门、压风自救装置安装位置

（1）供气阀门规范要求安装地点

- 1) 各作业场所、紧急避险设施；
- 2) 各主要生产中段和分段进风巷道的压风管道上每隔 200~300m 应安设一组供气阀门；
- 3) 独头掘进巷道距掘进工作面不大于 100m 处的压风管道上应安设一组供气阀门，向外每隔 200~300m 应安设一组供气阀门；
- 4) 爆破时撤离人员集中地点的压风管道上应安设一组供气阀门。

（2）矿井供气阀门具体安装位置

- 1) 生产中段运输巷，设置 12 组供气阀门；
- 2) 掘进作业面：各中段主运输巷安装供气阀门，位置距掘进头 100m 以内。每处装一组；

（3）压风自救装置规范要求安装位置

有毒有害气体涌出的独头掘进巷道，距掘进工作面不大于 100m 处的压风管道上应安设压风自救装置。

（4）压风自救装置矿井具体安装位置

生产中段主运输巷设置压风自救装置。

压风自救装置安装位置距掘进工作面不大于 100m 处的压风管道上。

4、油水分离器安装位置及使用要求

在压风管道的主管道上安装油水分离器，油水分离器的安装、维护、检修按说明书、规范操作。具体注意以下几点：

- （1）装置要正确安装，并要有资质的操作工按照操作指南进行调试和维护，才能使其安全运行；

（2）安装维修时不关闭隔离阀将对系统的部件造成损害，对人体造成伤害，确保隔离阀关闭，避免系统的冲击；

（3）压力：维护维修时要考虑油水分离器管道中是否有介质，要确保压力介质已被隔离并且安全气道已通向大气，即使压力表指示为零也不要认为系统以排空；

（4）温度：关闭隔离阀后要有一段时间，使操作部位接近常温，避免烫伤；

（5）定期排放油水分离器中的油和水。

布点：矿方根据本设计建设要求自行建设施工。

表 2.4-12 压风自救系统

序号	名称	型 号	数量	单位
1	空压机	排气量 10m ³ /min	2	台
		排气量 20m ³ /min	2	台
2	油水分离器		2	台
3	供气阀门		12	组
4	压风自救装置		12	组

可重复利用生产结束中段压风自救设备，必要时需购买新设备。

5、压风自救系统安全设施概述

压风自救系统是在矿山发生灾变时，为井下提供新鲜风流的系统，包括空气压缩机、送气管路、供气阀门、油水分离器、压风自救装置等。

根据规范要求，本次设计采用压风自救系统与生产压风系统共用的方案，井下供风量每人不低于 0.3m³/min。

2.4.15.6 供水施救系统

1、系统构成

供水施救系统是在矿山发生灾变时，为井下提供生活饮用水的系统，包括水源、过滤装置、供水管路、供水阀门等。供水施救管道利用原有生产、消防供水管道。

2、水源、管道、减压阀的选择

水源由矿区自来水管网提供，采用恒压供水至生活高位水箱，再从高位水箱接配水管网。供水水质应满足《生活饮用水卫生标准》(GB5749-2022)中规定的水质要求。

采用 DN80 无缝钢管接到作业场所，采用静压供水至作业场所。当井下需要供水施救时将现有的生活用水注入水箱中，关闭管道上生产水箱阀门，打开供水阀门接通供水施救系统。日常管理中及时检查维护供水施救系统，正常情况下供水施救系统处于关闭状态，灾害需要时及时打开，要确保供水施救系统能够随时正常使用。

3、供水阀门、供水施救装置安装地点

生产中段主运输平巷内每隔 150~200m 设置一个供水阀门、供水施救装置。

独头掘进巷道距掘进工作面不大于 100m 处的供水管道上应安设一组供水阀门，向外每隔 150~200m 应安设一组供水阀门；

爆破时撤离人员集中地点的供水管道上应安设一组供水阀门。

4、供水阀门数量配备表

供水阀门数量配备见下表。

表 2.4-13 供水施救系统

序号	名 称	型 号	数量	单位	备注
1	水 源	地面水箱	1	个	要求水质应能供人饮用
2	中段主巷供水管路	DN80 无缝钢管			根据需要采用现供水管路设相应供水阀门等共用
3	供水阀门		12	组	
4	供水施救装置		12	组	

2.4.16 安全管理及其他

2.4.16.1 劳动定员

根据企业生产特点，设置经理办公室、生产技术部、人力资源部、供销部、财务部等职能管理部门，并下设采矿车间。

企业达到设计生产规模时劳动定员共需 78 人，其中采矿车间 61 人，矿部管理及服务人员 17 人。

表 2.4-14 矿山劳动定员表

序号	岗位	在册人数				
		一班	二班	三班	轮休	合计
	总人数	24	43	14		84
1	矿部管理人员		11	3		17
	董事长		1			1
	总经理		1			1
	财务科		2			2
	技术科		3			3
	采购部		1			1
	门卫及其他	3	3	3		9
2	采矿车间	24	32	11		67
2.1	回采工区	10	11	6		27
	YT28 凿岩机操作工	4	4			8
	装药、爆破、通风		2			2
	装载机司机	3	3	3		9
	8t 卡车司机	3	2	3		8
2.2	掘进工区	5	9			14
	YT28 凿岩机操作工	4	4			8
	装载机司机	1	1			2
	井巷支护工		2			2
	装药、爆破工、通风		2			2
2.3	综合工区	9	9	5		23
	探放水	2	2	2		6
	信号工	1	1	1		3
	水泵工	1	1			2
	维修工	3	3			6
	充填工	2	2	2		6
2.4	车间管理人员		3			3
	主任		1			1
	技术人员		2			2

2.4.16.2 井口预热

本工程井下通风系统由+460m 斜坡道进风，倒段回风井与平硐接力回风的对角式通风系统。

矿山地处严寒地区，冬季供暖室外计算温度-12.9℃，历年极端最低温度平均值-37.9℃，为防止井筒、巷道冬季结冰、影响生产，需采取防冻措施。在 460m 斜坡道硐口选择空气源热水机组一套，作为+460m 斜坡道进风防冻热源。

2.4.16.3 投资估算

项目新增含铺底流动资金的报批总投资 3496.5 万元，其中建设投资 3331.0 万元，建设期利息 70.0 万元，铺底流动资金 95.5 万元。



3 定性定量评价

3.1 评价单元划分

根据项目建设特点，结合该矿山主要危险、有害因素的性质和存在部位，划分为 8 个单元进行评价，见表 3.1-1。

表 3.1-1 评价单元划分表

序号	评价单元划分
1	总平面布置单元
2	开拓单元
3	运输单元
4	采掘单元
5	通风单元
6	供配电设施单元
7	防排水与防灭火单元
8	安全避险“六大系统”单元

根据《金属非金属矿山地下矿山建设项目安全预评价报告编写提纲》，本章节采用如下评价方法进行评价：安全检查表法、预先危险性分析法等定性、定量评价方法进行评价。

3.2 总平面布置单元

3.2.1 总平面布置单元安全检查表

总平面布置的合理性和符合性采用安全检查表法进行评价，见下表。

表 3.2-1 总平面布置单元安全检查表

序号	检查内容	依据标准条款	检查情况	检查结果
1	矿井(竖井、斜井、平硐等)井口的标高应高于当地历史最高洪水位1m以上。工业场地的地面标高应高于当地历史最高洪水位。	《金属非金属矿山安全规程》(GB16423-2020) 6.8.2.3	当地历史最高洪水位为 +279.5m。+460m 斜坡道井口标高+460m、+445m 斜坡道井口标高+445m、平硐 PD9-1 (468m 平硐)井口标高 Z=+468m。矿井(竖井、斜井、平硐等)井口的标高高于当地历史最高洪水位 1m 以上。	符合
2	厂址应具有满足生产、生活及发展规划所必需的水源和电源，且用水、用	《工业企业总平面设计规范》	有可靠的供电电源；靠近水源；水、	符合

序号	检查内容	依据标准条款	检查情况	检查结果
	电量特别大的工业企业，宜靠近水源、电源。	《GB50187-2012》 第 2.0.5 条	电资源可满足生产需要。	
3	厂址应具有满足建设工程需要的工程地质条件和水文地质条件。	《工业企业总平面设计规范》 《GB50187-2012》 第 2.0.7 条	厂址具有满足建设工程需要的工程地质条件及水文地质条件。工程地质条件和水文地质条件均属于中等类型。	符合
4	总平面布置应采取防止高温、有害气体、烟、雾、粉尘、强烈振动和高噪声对周围环境和人身安全的危害的安全保障措施，并应符合现行国家有关工业企业卫生设计标准的规定。	《工业企业总平面设计规范》 《GB50187-2012》 第 5.1.7 条	矿山有害气体主要为生产过程中的炮烟，通过机械通风经回风平硐排出地表，粉尘采取了相应措施，如湿式凿岩、掘进、爆破时洒水降尘。	符合
5	公用设施的布置，宜位于其负荷中心或靠近主要用户。	《工业企业总平面设计规范》 《GB50187-2012》 第 5.3.1 条	公用设施的布置靠近主要用户。	符合
6	下列地段不得选为厂址：①发震断层和设防烈度高于九度的地震区；②有泥石流、滑坡、流沙、溶洞等危害的地段；③采矿陷落（错动）区界限内；④爆破危险范围内；⑤国家规定的风景区及森林和自然保护区；⑥历史文物古迹保护区；⑦具有开采价值的矿藏区	《工业企业总平面设计规范》 《GB50187-2012-3.0.14》	《初步设计（代可行性研究报告）》中所选择的厂址利用现有厂址，位于地震烈度Ⅶ度带内；不受泥石流、滑坡、流沙、溶洞等危害；不处在采矿陷落（错动）区界限内和爆破危险范围内；不处在国家规定的风景区、森林和自然保护区以及历史文物古迹保护区内；其下部也没有具有开采价值的矿藏。	符合
9	厂内道路路面宽度应根据车辆、行人通行和消防需要确定，并宜按现行国家标准《厂矿道路设计规范》GBJ 22 的有关规定执行。	GB50187-2012 第 6.4.5 条	总平面图中进行了简单的厂矿道路设计。	符合
10	产生高噪声的生产设施，总图宜符合下列要求：1 宜相对集中布置在远离人员集中和有安静要求的场所；2 产生高噪声的车间应与低噪声的车间分开布置；3 产生噪声生产设施的周围宜布置对噪声较不敏感、高大、朝向有利于隔声的建筑物、构筑物 and 堆场等。	GB50187-2012 第 5.2.5 条	按要求布置，远离人员，高低噪声车间分开布置。	符合

序号	检查内容	依据标准条款	检查情况	检查结果
11	产生粉尘、毒物的工作场所，其发生源的布置，应符合下列要求：放散不同有毒物质的生产过程布置在同一建筑物内时，毒性大与毒性小的应隔开；粉尘、毒物的发生源，应布置在工作地点的自然通风的下风侧；如布置在多层建筑物内时，放散有害气体的生产过程应布置在建筑物的上层。如必须布置在下层时，应采取有效措施防止污染上层的空气。	GBZ1-2010 第 6.1.1.2 条	在初步设计（代初步设计（代可研）提出相应措施，如湿式凿岩、掘进、爆破时洒水降尘，运输巷道定期洗壁；运输道路的扬尘治理主要措施为洒水降尘。装矿岩时洒水降尘。采用机械通风，并同时加强个体防护。	符合

3.2.2 专家评议法评价

1、采矿工业场地、相关建筑物和设施总体位置选择相互关系及影响分析

根据《初步设计（代可研）》采矿工业场地、相关建筑物和设施总体位置设置情况如下：

《初步设计（代可研）》斜坡道+平硐+盲斜井开拓，+460m 斜坡道与+369m 中段连接，井下设+369m、+400m、+438m 三个中段，+369m 和+400m 中段为首采中段，+468m 水平为回风水平，各个中段间采用斜坡道和盲斜井连接。主要新建开拓工程有斜坡道和倒段盲斜井建设。新建风机房、蓄水池、热风炉及其燃料堆场和渣场、空压机房

公辅设施主要集中在采矿工业场地，其他围绕各硐口建设。

地表主要工业场地等地表重要建筑物距离岩石移动界线距离均大于20m，安全防护距离均满足规程及规范要求。

综上所述，采矿工业场地、相关建筑物和设施总体位置布置合理，相互影响较小，是安全可靠的。

2、矿山开采和周边环境的相互影响

矿区范围西侧为本溪富有矿业有限公司铅锌矿，两矿山矿区范围界线最近距离为 8.5m，《初步设计（代可研）》明确 D9-1 号矿体 468m 回风中段以

上及 TC9-9 以西地表赋存矿体（333-8、333-9、333-10、333-10 块段）留做保安矿柱，满足《国家矿山安全监察局关于印发<关于加强非煤矿山安全生产工作的指导意见>的通知》（矿安〔2022〕4 号）中（五）严格金属非金属地下矿山安全生产基本条件第一条：“不同开采主体相邻金属非金属地下矿山之间应当留设不小于 50 米的保安矿（岩）柱”的要求。且本溪富有矿业公司为地下开采矿山，已停产多年，两矿山井下无连通，地表岩石移动范围无重叠。综上，矿山开采相互无影响。

矿区范围内有公益林，位于各矿体地表监测范围内，针对地表公益林，本次设计在后续开采过程中形成的采空区均采用了嗣后胶结充填的处理措施，本次方案对回风巷道以上赋存储量均作为地表保护矿柱永久损失，同时地表设置沉降监测，保证其不被破坏塌陷。

除此之外，矿区周边 500m 范围内无其它居民点、高压输电线路、旅游景点和名胜古迹等需要保护的建（构）筑物，1000m 范围内无铁路、选厂、尾矿库等作业单位。

综上所述，矿区周边环境较好，矿山开采对周边环境的影响较小。

3、地表监测动范围评价

矿体的顶、底板围岩为绢云板岩或硅化蚀变岩。矿区工程地质条件中等。矿山井下开采主要采用上向水平分层充填采矿方法，以浅孔留矿嗣后充填为补充。

根据矿床上、下盘岩石物理力学性质并结合选择的采矿方法，参考国内外类似矿山的生产实践，选定矿体上下盘及侧翼岩石移动角参数如下：

矿体下盘岩石移动角： 65°

矿体上盘岩石移动角： 65°

矿体侧翼岩石移动角： 65°

地表第四纪坡积层： 45°

依据以上移动角参数，圈出了设计开采矿体的地表岩石移动范围。

矿区工程地质条件中等。由于矿山地表有公益林，矿山井下开采均采用浅孔留矿嗣后胶结充填及留矿全面嗣后胶结充填采矿方法，实施充填后不仅确保了地表稳定性，也保证了现有采空区对深部开采的影响。

矿山充填法采矿，矿山井下不形成较大空区，不存在严重地压活动。矿山开采深度较浅，地压对开采的影响较小，没有发生冲击地压的危险。

与此同时，根据矿山岩石条件及规范要求，地压监测等级为二级，设计在 1 线~4 线的 438m 中段脉外巷道处设置应力位移监测，在地表移动界线周边每隔 100m 设立固定位移监测点及地表沉降监测。

综上所述，《初步设计（代可研）》设计的地表塌陷错动范围和地压监测系统符合要求。

3.2.3 单元评价小结：

矿山地面总体布置本着“安全第一、合理利用工业场地”的原则，《初步设计（代可研）》设计开拓工程及公辅设施布置在无山洪影响的高地山坡，防火间距符合消防规范要求，构筑物按保护等级布置在岩移界线之外；总体布置较为集中，紧凑合理，便于管理，且有利于安全和消防，在安全上没有重大隐患。矿山建设应按设计要求施工和采取安全措施，该项目选址是安全可靠的，满足安全规程要求。

3.3 开拓单元

3.3.1 主要危险、有害因素辨识及危险度定性评价

1、主要危险、有害因素辨识

通过分析和辨识，该项目开拓单元存在的主要危险、有害因素为冒顶片帮、物体打击、高处坠落。

2、危险度定性评价

本子单元采用预先危险性分析法对该项目开拓单元存在的主要危险因素进行评价，确定危险等级，并提出相应的对策措施，以降低事故发生的概率及后果。开拓单元预先危险性分析见下表。

表 3.3-1 开拓单元预先危险性分析表

危险因素	诱导因素	事故后果	危险等级	措施
冒顶片帮	①井巷未按设计支护或支护设计不合理 ②经过断裂构造和松软岩石时采取支护措施，但支护设施强度不能满足要求 ③井巷未定期检查和及时维护 ④采场暴露面积过大，不采取有效的支护措施 ⑤采场采矿强度低，顶板围岩暴露时间过长 ⑥不执行敲帮问顶制度，井巷顶板及两帮浮石处理不清进行作业，不执行安全确认制度	局部范围人员伤亡，设备设施受损	III IV	①局部岩石不稳固地段加强支护严格按设计施工 ②分析断裂及松软岩构造，采取有针对性的支护措施。 ③加强井巷检查并及时维护 ④采场暴露面积过大，且矿石稳固性差时，采取有效的支护措施 ⑤及时支护，缩短围岩暴露面积时间 ⑥执行“敲帮问顶”及“安全确认”制度
高处坠落	①风井井口、天井口无栅栏，无照明，无安全警示标志 ②采场内充填时未设拦挡设施，照明不良 ③天井未设置可靠行人梯、扶手等	人员伤亡、财产损失	III IV	①风井、天井口设置栅栏、照明及安全警示标志，固定式梯子等。 ②采场内充填时在采空区侧设拦挡设施应满足规程要求，并设有良好的照明 ③天井内设置可靠的人行梯子
物体打击	①违反操作规程作业 ②顶板不稳固、存在断裂构造和松软岩体，未及时处理安全隐患 ③未采取个体防护措施或不当	人员伤亡、财产损失	III	①按操作规程作业 ②局部岩石不稳固地段加强支护严格按设计施工 ③按要求配备个体防护用具
安全出口不完备、不完善	①安全出口不完备，只有一个安全出口 ②安全出口支护不当，因片帮冒顶堵死。 ③安全教育培训不到位，入井人员不熟悉作业环境 ④安全通道堆放杂物，不畅通 ⑤未设指示牌，照明度不够	人员伤亡、财产损失	III IV	①具备两个以上畅通的直接通往地面的安全出口 ②安全出口梯子架设要规范，设指示牌及照明 ③安全出口要让全体井下从业人员熟悉和掌握 ④安全出口畅通无阻 ⑤按设计及规范设置人行道、照明等

3.3.2 安全检查表法

采用安全检查表法对该项目的开拓单元的合理性和符合性进行评价，见下表。

表 3.3-2 开拓单元安全检查表

项目	检查内容	检查依据	初步设计（代可研）设计情况及说明	检查结果
矿山主要开拓工程布置	1. 每个生产矿井，至少要有两个独立的、能上下人员的、直达地面的安全出口，出口的间距不得小于 30m。	《金属非金属矿山安全规程》 6.1.1.3	矿山现有 2 个安全出口： +460m 斜坡道、+468m 平硐，井下遇险时，井下人员可就近从各安全出口撤离。倒段盲回风斜井井筒内设梯子间，作为应急安全出口各出口的间距不得小于 30m。	符合
	2. 每个生产水平(中段)，均应至少有两个便于行人的安全出口，并应同通往地面的安全出口相通。	《金属非金属矿山安全规程》 6.1.1.3	该项目的井下每个生产水平中段到上一中段，均有两个便于行人的安全出口，并与通往地面的安全出口相通。	符合
	3.井底主要泵房的出口应不少于两个，其中一个通往井底车场，其出口应装设防水门；另一个用斜巷与井筒连通，斜巷上口应高出泵房地面标高 7m 以上。泵房地面标高，应高出其人口处巷道底板标高 0.5m（潜没式泵房除外）。	《金属非金属矿山安全规程》 6.6.4.2	在+369m 中段设置永久水泵房，设置两个安全出口，一个通过联巷与井底车场相通，一个通过斜管子道与人行通风井相通，斜管子道上口高出泵房地面标高 8m。	符合
	4.水仓应由两个独立的巷道系统组成。	《金属非金属矿山安全规程》 6.6.4.3	水仓设有主副水仓，为内外两条相互独立的巷道组成。	符合

3.3.3 开拓工程合理性、安全性评价

《初步设计（代可行性研究报告）》设计矿山采用斜坡道+平硐+盲斜井开拓。+460m 斜坡道与+369m 中段连接，井下设+369m、+400m、+438m 三个中段，+369m 和+400m 中段为首采中段，+468m 水平为回风水平，各个中段间采用斜坡道和盲斜井连接。主要新建开拓工程有斜坡道和倒段盲斜井建设。

矿区主矿体大部分位于当地侵蚀基准面以上，地形有利于排水。矿床主要含水层富水性弱，地下水补给条件一般，区域断裂构造发育，水文地质条件的复杂程度属于中等类型。

矿体赋存于构造蚀变带中，岩石受构造挤压破碎强烈，挤压片理、泥化发育，并有石英脉发育，总体地层岩性较简单，地质构造发育，局部破碎带影响岩体稳定，矿区工程地质条件属中等类型。

本矿区矿体采用地下开采方式，其中 9 号矿体已形成四个开采中段，主巷保存大多完好，其中 2、3 中段采矿穿脉均已坍塌，4、5 中段采矿穿保存较好。在各中段主巷中大多岩壁完整，岩石为块状结构，坑道周围边坡基岩风化破碎带厚 8.0~12.0m 左右，存在小的节理和裂隙，未见软弱夹层。采矿穿脉中，沿构造破碎带（采空区）有坍塌现象。在今后开采过程中，要及时支护或采用其它处理措施，并保留矿柱，以防发生塌落等灾害。建议在《安全设施设计》中进一步明确顶板分级制度和支护方案。

3.3.4 单元评价小结

通过分析可知，该项目开拓系统存在冒顶片帮、高处坠落与物体打击、水灾、安全出口不完备或不畅通等危害，会造成人员伤亡或重大事故。对此，矿山建设生产过程中应重点加强井巷施工管理及日常维护工作；对于巷道遇断层或破碎带等围岩不稳固地段，应按设计要求支护，提高井巷支护强度；井下人员配备个体防护用品等。《初步设计（代可研）》中对于安全出口的设计符合规程要求，矿山应严格按设计施工，同时确保安全出口的畅通，便于井下人员紧急疏散。综上所述，该项目地下矿山开拓单元是安全可靠的。同时针对《初步设计（代可行性研究）》拟设计的+369m 中段永久水泵房，《安全设施设计》应进一步补充并完善废弃井巷工程的封闭处理方式。

3.4 运输单元

3.4.1 主要危险、有害因素辨识及危险度定性评价

1、主要危险、有害因素辨识

通过分析和辨识，该项目运输单元存在的主要危险、有害因素为车辆伤害、机械伤害、火灾、中毒和窒息。

2、危险度定性评价

本子单元采用预先危险性分析法对该项目运输单元存在的主要危险因素进行评价，确定危险等级，并提出相应的对策措施，以降低事故发生的概率及后果。运输单元预先危险性分析见下表。

表 3.4-1 运输单元预先危险性分析表

危险因素	诱导因素	事故后果	危险等级	措施
车辆伤害	1.运输巷道无人行道或人行道宽度不足。 2. 违章作业。 3. 照明不足。 4. 作业环境的断面狭小、照明不足、未开启警示指示及司机疲劳作业等 5. 运输道路不清洁。 6.车辆运行时车速过大。	车辆挤撞行人，造成设备损失，人员伤亡。	II	1.人行道宽度应符合行人要求，并经常检查维护。 2. 按照作业规程操作。 3. 运输巷道设置强度足够的照明。 4. 操作工经培训合格方可上岗作业，并定期考核。 5. 按规程要求的速度行车。 6. 加强采场内安全管理、按设计要求布置采场断面、照明设施。
机械伤害	1.违章操作，穿戴不符合安全规定的服装进行操作。 2.机械设备安全防护装置缺乏或损坏、被拆除等。 3.操作人员疏忽大意，身体进入机械危险部位。 4.在检修时，机器突然被别人随意启动。 5. 在不安全的机械上停留、休息。 6.安全管理上存在不足。	造成人身伤害事故发生。	II	1.遵章操作，穿戴符合安全规定的服装进行操作。 2.保证机械设备安全防护装置完好。 3.操作人员精心操作，身体远离机械危险部位。 4.在检修时，挂牌作业。 5.不在不安全的机械上停留、休息。 6.加强安全管理。
火灾	1.电气设备短路。 2.设备摩擦产生火花。 3.设备长时间过负荷运行，会产生大量热量，导致内部绝缘损坏。 4.供电线路绝缘损坏或老化，裸露部位接触可燃物。 5.燃油设备使用的油类管理不善。	人员伤亡，设备损坏。	II	1. 安装完善的电气保护系统并经常检修。 2.减少设备摩擦。 3. 严禁设备超负荷运行。 4. 对输电线路进行保护，防止被刮碰、挤压，损坏或老化部位要及时修善。 5.严格管理燃油设备，油料附近杜绝明火。
中毒和窒息	地下柴油车辆或设备未配置尾气净化装置	造成人员伤亡	II	井下柴油车辆均配置尾气净化装置。

3.4.2 专家评议法评价

矿山井下开采采用无轨运输设备，外部运输由无轨设备直接运至选矿厂。

矿山年产矿石 6 万 t，生产中段采用无轨运输，矿石由 ZL20E 轮胎式装载机运至采场溜井，采场溜井下部矿石装入 BJS-12T 型矿用自卸卡车中，经 +460m 斜坡道将矿石运出。

掘进废石采用 ZL-20E 型轮胎式装载机装入矿用自卸卡车后，经沿脉巷道、斜坡道运出采区。

BJS-12T 型矿用自卸卡车有效载重 8t，卡车外形尺寸为 5350mm×1770mm×1740mm（长×宽×高）。

+460m 斜坡道断面 3.9m×3.2m，人行道宽度 1.2m，长度约 612m，坡度 15.2%，隔 300m 设一缓坡段，缓坡段长 25m，坡度 3%，缓坡段中间设躲避硐室，躲避硐室（长×宽×高：2m×1m×2m）。

综上所述，《初步设计（代可研）》设计的坑内运输系统符合安全规程要求。

3.4.3 单元评价小结：

通过预先危险性分析可知，运输单元主要危险有害因素有车辆伤害、机械伤害、触电、中毒和窒息危害等，危险等级较高，矿山在基建及生产过程中应予以重视，若采取有效的安全对策措施，其危险度是可以控制在可接受的范围内。

3.5 采掘单元

3.5.1 主要危险、有害因素辨识及危险度定性评价

1、主要危险、有害因素辨识

通过分析和辨识，该项目采掘系统存在的主要危险、有害因素为冒顶片帮、高处坠落与物体打击、爆破伤害和爆破器材意外爆炸、中毒窒息、透水等。

2、危险度定性评价

本子单元采用预先危险性分析法对该项目采掘系统存在的主要危险因素进行评价，确定危险等级，并提出相应的对策措施，以降低事故发生的概率及后果。采掘系统预先危险性分析见下表。

表 3.5-1 采掘系统预先危险性分析

危险因素	诱导因素	事故后果	危险等级	预防措施
冒顶片帮	1.巷道布置在应力集中区。 2.巷道断面形状、尺寸确定不合理。 3.巷道施工工艺不合理。 4.井巷未支护或支护不及时、支护设计不合理。 5.支架强度不够。 6.矿块设计不合理或未按矿块设计施工。 7.回采顺序不合理。 8.未制定或未严格执行顶板管理制度与敲帮问顶制度。 9.岩石节理裂隙较发育。 10.地下水影响。 11.爆破参数设计不合理，爆破施工时违章作业。	导致巷道片冒，造成设备损坏、人员伤亡。	III	1.巷道应避免设在含水层、受断层破坏和不稳定的岩层中；应尽量避免处于相邻巷道应力分布影响范围内；巷道轴向尽可能与岩层弱面走向直交。 2.合理设计巷道断面形状与尺寸。需要变动的应进行充分的安全论证。 3.严格按照采掘规程施工。 4.选择合理的支护方式，正确进行支护设计，根据地压特性选择合适的支架，合理控制架设时间，保证支护质量。 5.合理地设计矿块，并严格按设计进行施工。 6.制定合理的回采顺序。 7.制定并严格执行顶板管理制度与敲帮问顶制度。 8.采用光面爆破，选择合适的爆破参数，严格按照爆破设计施工。
高处坠落与物体打击	1.使用梯子不当。 2.高处作业时安全防护设施损坏。 3.使用安全保护装置缺乏或不完善的设备、设施进行作业。 4.缺少照明，检查、维护、检修时安全措施不可靠。 5.溜井口未设置护栏、车挡、警示标志与照明。 6.矿石、设备、工具等由高处坠落。	造成人员伤亡事故发生。	II	1.正确使用梯子。 2.高处作业时保证安全防护设施完好。 3.使用完善的设备、设施进行作业，并保证安全保护装置完好。 4.保证作业场所有良好照明，检查、维护、检修时安全措施可靠。 5.溜井口设置护栏、车挡、警示标志与照明。 6.对浮石及时检查、清除，对相对势能较大的物体加强管理。 7.增强工作责任心。

	7. 工作责任心不强，主观判断失误。 8. 作业人员疏忽大意，疲劳过度。 9. 安全管理不到位。			8. 作业人员作业时保证精力高度集中。 9. 加强安全管理。
爆破伤害和爆破器材意外爆炸	1. 无爆破设计或爆破设计不合理；未按审批的爆破设计作业。 2. 未严格按《爆破安全规程》与操作规程进行爆破作业。炮孔质量不合格，如孔位、炮孔倾角不当等。 3. 盲炮处理不当或打残眼。 4. 爆破器材质量差。 5. 装药工艺不合理或违章作业。 6. 起爆线路受到破坏。 7. 起爆工艺不合理或违章作业。 8. 警戒不到位，信号不完善，安全距离不够。 9. 爆破后过早进入工作面。 10. 爆破器材装卸、运输（送）过程中强烈碰撞或摩擦。	炮烟中毒，冲击波造成人员伤亡和设备、设施损坏，爆破震动引起冒顶、片帮。	III	1. 根据矿块回采、井巷掘进实际情况合理进行爆破设计；按审批的爆破设计进行爆破作业。 2. 严格按照《爆破安全规程》与作业规程钻孔，打孔后须进行验收。 3. 按照规定处理盲炮，禁止打残眼。 4. 使用合格的爆破器材。 5. 按照实际情况合理选用装药工艺和起爆方式，严格按照规程操作。 6. 爆破前对起爆线路进行检查。 7. 起爆前应确认人员、设备等已撤至安全区域、所有警戒人员到位，具备安全起爆条件后方可发出起爆信号。 8. 爆破后按照规定的等待时间进入爆区。 9. 爆破器材装卸、运输（送）应严格执行《爆破安全规程》的有关规定，避免强烈碰撞和摩擦。
中毒窒息	1. 使用不合格爆破器材；未按审批的爆破设计进行爆破作业。 2. 装药、填塞质量不符合要求，造成半爆或爆燃。 3. 爆破后未及时通风或通风不畅。 4. 爆破后通风时间不足就进入工作面查炮。 5. 人员没有按照要求撤到安全地点，炮烟进入人员避炮巷道。 6. 意外风流短路，人员意外进入炮烟污染区并长时间停留。	人员伤亡	III	1. 使用合格爆破器材；按审批的爆破设计进行爆破作业。 2. 按照规程操作，确保装药和填塞质量，避免半爆或爆燃。 3. 爆破前后加强通风，采取措施向死角盲区引入风流。 4. 爆破后按照规定的等待时间以后进入工作面查炮。 5. 在安全地点避炮。 6. 爆破前应在通往爆破点的巷道设置警示标志，避免人员误入。

本次预评价确定冒顶片帮事故、爆破伤害和爆破器材意外爆炸及中毒窒息事故的危险等级均为III级，危险性较大，属于“危险的”，会造成人员伤亡。

回风井、天井、溜井等场所的较大高差，是发生高处坠落的危险源。由预先危险性分析可知，高处坠落事故的危险级别为Ⅱ级，属于“临界的”。

3.5.2 安全检查表法评价

本次安全预评价使用检查表法，对该项目采掘系统进行评价，以便于补充安全对策措施，见下表。

表 3.5-2 采掘系统系统安全检查表

检查内容	检查依据	初步设计（代可研）设计情况及说明	检查结果
1.每个采区（盘区、矿块），均应有两个便于行人的安全出口，并经上、下巷道与通往地面的安全出口相通。安全出口应稳固，并根据需要设置梯子。	GB16423-2006 中 6.2.1.2	《初步设计（代可行性研究报告）》每个采区均设有两个安全出口，并要求保持畅通。	符合要求
2. 回采过程须按作业规程规定，严格保证矿柱的形状、尺寸及稳定性，禁止超采超挖，禁止在矿柱内掘进有损其稳定性的井巷。	GB16423-2006 中 6.2.1.4	《初步设计（代可行性研究报告）》明确严格按作业规程作业，不得超采超挖。	符合要求
3.采场应有顺路行人井、泄水井(水砂充填用)和通风井，均应保持畅通。	GB16423-2006 中 6.2.2.10	《初步设计（代可行性研究报告）》明确采场设有顺路行人井和通风井。	符合要求
4.围岩松软不稳固的回采工作面、采准和切割巷道，应采取支护措施；因爆破或其他原因而受破坏的支护，应及时修复，确认安全后方准作业。	GB16423-2006 中 6.2.1.7	《初步设计（代可行性研究报告）》明确了围岩不稳定的部位应采取支护措施。	符合要求

3.5.3 专家评议法

矿区内断裂构造较发育，走向主要为北东至北东东向，倾向南东，倾角在 $43^{\circ} \sim 65^{\circ}$ ，矿体多赋存在构造挤压破碎带中。

矿床内分布的主要岩石为盖县组绢云板岩、构造蚀变岩。矿体呈似层状、扁豆状，夹石不发育，规模大小不一。绢云板岩软硬程度差异性较小，构造蚀变岩受构造挤压作用，岩石破碎，多呈粉末及碎块状。

体地层岩性较简单，地质构造发育，局部破碎带影响岩体稳定，局部地段易发生矿山工程地质问题，矿区工程地质条件属中等类型。

《初步设计（代可行性研究报告）》设计矿山围岩除构造带、蚀变带等存在岩体质量、稳定性较差、强度较低外，一般较完整，稳定性中等～较好。中段

巷道可根据揭露的围岩情况选择不支护、喷射混凝土支护、喷锚支护、喷锚网联合支护等。其中+460m 斜坡道正常段采用喷锚支护，支护厚度 100mm；基岩不稳固段采用钢筋混凝土砌筑支护，支护厚度 400mm。混凝土强度等级为 C30。+445m 斜坡道正常段采用喷锚支护，支护厚度 100mm；基岩不稳固段采用钢筋混凝土砌筑支护，支护厚度 400mm。混凝土强度等级为 C30。

综上所述，矿区工程地质条件中等，对采掘作业场所影响较大，易发生片帮冒顶事故。《程地质条件》设计中平巷断面支护按不同级别围岩采用相对应的支护形式进行设计。矿山按照设计要求进行支护，同时加强地压监测，加强顶板管理，能够有效预防片帮冒顶事故发生。

3.5.4 单元小结

《初步设计（代可行性研究）》确定浅孔留矿嗣后充填采矿法和全面留矿嗣后充填采矿法回采矿体，基本适合本项目开采技术条件。设计方案中的回采顺序、采场结构参数及采空区处理方式、凿岩爆破参数等均符合《金属非金属矿山安全规程》(GB16423-2020)的相关规定。

3.6 通风单元

3.6.1 主要危险、有害因素辨识及危险度定性评价

1、主要危险、有害因素辨识

通过分析和辨识，该项目通风防尘单元存在的主要危险、有害因素为中毒窒息、触电、机械伤害。

2、危险度定性评价

本子单元采用预先危险性分析法对该项目通风防尘单元存在的主要危险因素进行评价，确定危险等级，并提出相应的对策措施，以降低事故发生的概率及后果。通风防尘单元预先危险性分析见下表。

表 3.6-1 通风系统预先危险性分析表

危险因素	诱导因素	事故后果	危险等级	措施
中毒窒息	1.通风设计不合理（矿井供风量不足；风量分配不合理；风速不符合排烟要求；采场通风不合理——未针对采场进路为独头巷道的特点确定采场通风方法等）；通风管理不善，使炮烟长时间在作业区域滞留。 2.使用不合格爆破器材；未按审批的爆破设计进行爆破作业。 3.装药、填塞质量不符合要求，造成半爆或爆燃。 4.爆破后未及时通风或通风不畅。 5.爆破后通风时间不足就进入工作面查炮。 6.人员没有按照要求撤到安全地点，炮烟进入人员避炮巷道。 7.独头巷道掘进时未进行局部通风，没有足够的风流稀释炮烟。 8.警戒标志不合理或没有设置警戒标志，人员意外进入通风不畅、长时间不通风的巷道、硐室等。 9.意外风流短路，人员意外进入炮烟污染区并长时间停留。 10.采空区、废弃的井巷未封闭，人员误入其内。 11.发生火灾时，烟流造成人员中毒窒息。	中毒窒息、人员伤亡	III	1.合理进行矿井通风设计（含采场通风设计），按照设计设置各种通风构筑物；加强通风管理。 2.使用合格爆破器材；按审批的爆破设计进行爆破作业。 3.按照规程操作，确保装药和填塞质量，避免半爆或爆燃。 4.爆破前后加强通风，采取措施向死角盲区引入风流。 5.爆破后按照规定的等待时间以后进入工作面查炮。 6.在安全地点避炮。 7.独头掘进时按照规定进行局扇通风。 8.爆破前应在通往爆破点的巷道设置警示标志，避免人员误入。 9.采空区、废弃的井巷及时封闭，并挂警示标志。 10.配备必要的防火设施，加强防火安全管理。 11.加强对职工防火和火灾中逃生措施的教育。
触电	1.该项目拟使用的主扇、局扇供电线路绝缘损坏。 2.主扇未进行良好接地。 3.人的不安全行为。	人员伤亡，财产损失。	II	1.对主扇、局扇供电线路绝缘加强检查和维护。 2.对主扇进行良好接地。 3.严格按照操作规程进行作业，严禁违规作业。
机械伤害	1.接近主扇、局扇运转的危险区域，导致卷入。 2.扇风机安全防护装置缺乏或损坏、被拆除等。 3.在检修时，扇风机突然被别人随意启动。 4.在局扇上停留、休息。	造成人身伤害事故。	II	1.操作人员精心操作，身体远离扇风机危险部位。 2.保证扇风机安全防护装置完好。 3.在检修时，挂牌作业。 4.加强教育，不在局扇上停留、休息。

3.6.2 全检查表法评价

对该项目的通风系统采用安全检查表法评价，评价该项目通风系统的合理性和符合性，见下表。

表 3.6-2 通风系统安全检查表

检查项目	检查内容	标准依据	检查情况	检查结论
通风系统	1.矿井应建立机械通风系统。对于自然风压较大的矿井，当风量、风速和作业场所空气质量能够达到 6.4.1 的规定时，允许暂时用自然通风替代机械通风。	GB16423-2020/6.4.2.1	系统已按规范设计机械通风系统。	符合
	采场形成通风系统之前，不应进行回采作业。矿井主要进风风流，不得通过采空区和塌陷区，需要通过时，应砌筑严密的通风假巷引流。主要进风巷和回风巷，应经常维护，保持清洁和风流畅通，不应堆放材料和设备。	GB16423-2020/6.4.2.3	设计了机械通风系统，方案中已经明确相应安全措施。	符合
	通风构筑物(风门、风桥、风窗、挡风墙等)应由专人负责检查、维修，保持完好严密状态。	GB16423-2020/6.4.2.9	设计明确了设置必要的通风构筑物。	符合
	每台主扇应具有相同型号和规格的备用电动机，并有能迅速调换电动机的设施。	GB16423-2020/6.4.3.2	《初步设计（代可行性研究报告）》+468m 平硐硐口设通风机房，主扇风机为 1 台 FKZ-4-No11 型轴流式风机设备用电机 1 台。	符合
	主扇应有使矿井风流在 10min 内反向的措施。当利用轴流式风机反转反风时，其反风量应达到正常运转时风量的 60%以上。每年至少进行一次反风试验，并测定主要风路反风后的风量。	GB16423-2020/6.4.3.3	选用的风机型号符合规范要求。《初步设计（代可行性研究报告）》明确备用 1 台与主通风机相同规格、型号的电机，通过电机反转可以 10min 内实现通风机反风，其反风量达到正常运转时风量的 60%以上。通风机采用计算机远程控制。	符合
	掘进工作面 and 通风不良的采场，必须安装局部通风设备。局扇应有完善的保护装置。	GB16423-2020/6.4.4.1	掘进工作面和通风不良的采场安装局部通风设备，采用抽出式通风来加强工作面的通风。	符合
	井下采掘工作面进风流中的空气成分(按体积计算)，氧气应不低于 20%，二氧化碳应不高于 0.5%。 入风井巷和采掘工作面的风源含尘量，应不超过 0.5mg/m ³ 。 矿井所需风量，按下列要求分别计算，并取其中最大值： 按井下同时工作的最人数计算，供风量应不少于每人 4m ³ /min； 按排尘风速计算，硐室型采场最低风速应不小于 0.15m/s； 巷道型采场和掘进巷道应不小于 0.25m/s。	GB16423-2020/6.4.1.1 和 6.4.1.2 及 6.4.1.5	风量计算均按此规程进行核算。	符合
	井巷断面平均最高风速应不超过如下值：专用风井，专用总进、回风道 15m/s；	GB16423-2020/6.4.1.8	设计的风速均未超过规程要求。	符合

检查项目	检查内容	标准依据	检查情况	检查结论
	提升人员和物料的井筒，中段的主要进、回风道，修理中的井筒，主要斜坡道 8m/s；运输巷道，采区进风道 6m/s；采场 4m/s。			

3.6.3 专家评议法评价

3.6.3.1 通风系统风量能力定量评价

矿井采用侧翼对角抽出式通风系统，主扇位于+468m 平硐硐口通风机房内。新鲜风自+460m 斜坡道进入系统，经倒段斜坡道进入各中段，然后经中段沿脉巷道、穿脉巷道到达需风点，污风由倒段盲回风斜井和+468m 平硐排至地表。

5、根据矿山生产工作面需风量计算通风量

矿井总风量为各回采工作面、备用工作面、掘进工作面和独立通风硐室所需风量的总和。

$$Q=K(\sum Q_h+\sum Q_j+\sum Q_d+\sum Q_t)$$

式中：Q——矿井总风量， m^3/s ；

K——矿井需风量备用系数；

Q_h ——回采工作面所需风量， m^3/s ；

Q_j ——备用工作面所需风量， m^3/s ；

Q_d ——掘进工作面所需风量， m^3/s ；

Q_t ——独立通风硐室所需风量， m^3/s 。

（4）回采工作面需风量计算

按排尘风量计算

采场为硐室型采场，轻型凿岩机作业，采场作业面断面为 $S=13.45m^2$ ，设计排尘风速取 $V=0.25m/s$ ，计算出排尘风量 $Q_h=3.36m^3/s$ ，设计最小取 $Q_h=3.36m^3/s$ 。

（5）掘进工作面需风量

掘进工作面断面为 9.1m^2 ，设计排尘风速取值为 $v=0.25\text{m/s}$ ，计算出掘进工作面需风量为 $QJ=9.1 \times 0.25=2.3\text{m}^3/\text{s}$ ，设计最小取 $QJ=2.3\text{m}^3/\text{s}$ 。

（6）硐室需风量计算

矿山开采期间需要通风的硐室为水泵房和装矿点，其需风量取 $2.0\text{m}^3/\text{s}$ 。

6、总需风量计算

风量计算表

序号	名称	数量(个)	单个风量(m^3/s)	总风量(m^3/s)
1	回采工作面			
1.1	采场	2	3.36	6.72
1.2	备采采场	1	2.0	2.0
1.3	充填采场	1	2.0	2.0
2	掘进工作面			
2.1	开拓掘进	2	2.3	4.6
3	独立通风硐室	3	2	6.0
4	累计需风量			21.32
5	外部漏风系数			1.1
6	内部漏风系数			1.1
7	总风量			25.8

矿山所需要的总风量为各工作面所需风量和需要独立通风的硐室的风量之和。根据以上计算，矿井最大需风量 $25.8\text{m}^3/\text{s}$ 。

7、根据最大班人数需风量计算通风量

根据《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）规定，井下人员的供风量指标为每人 $4\text{m}^3/\text{min}$ ，最大班下井人数为 32 人，按最大班下井人数计算通风总风量为 $2.0\text{m}^3/\text{s}$ 。

8、按柴油设备计算需风量

《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）规定：同时作业机台数每千瓦供风量不得低于 $4\text{m}^3/\text{min}$ 。矿山主要柴油设备及需风量见下表，经计算可知，矿山需风量为 $21.09\text{m}^3/\text{s}$ 。

主要柴油设备需风量表

序号	设备	规格	同时工作数量(台)	功率(kW)	总功率(kW)	需风量 (m^3/s)
1	矿用自卸卡车	8t	2	85	170	11.33
2	轮胎式装载机	1m^3	1	92	92	6.1
3	小计					17.43

4	外部漏风系数					1.10
5	内部漏风系数					1.10
6	合计总需风量					21.09

计算结果取大值，全矿总需风量为 25.8m³/s。

3.6.3.2 通风阻力

矿井通风阻力由摩擦阻力和局部阻力两部分组成，设计局部阻力按矿井摩擦阻力的 20%考虑。

矿井通风阻力计算公式为：

$$h_i = \frac{\alpha \cdot P \cdot L \cdot q_i^2}{S^3}$$

式中：h_i——通风巷道摩擦阻力，Pa；

α——通风巷道摩擦阻力系数，NS²/m⁴；

P——通风巷道的周界长度，m；

L——巷道长度，m；

S——巷道的过风断面积，m²；

q_i——巷道通过的风量，m³/s。

结合不同时期通风网路风量分配情况，系统通风阻力见下表。

表 3.6-3 通风容易时期阻力计算表

序号	巷道名称	摩擦阻力系数	井巷长度	巷道周长	净断面面积		风阻	风量		摩擦阻力	风速
		$a (\times 10^{-3})$	L (m)	P (m)	S (m ²)	S ³	$R=aPL/S^3$	Q (m ³ /s)	q ²	$h=Rq^2$	(m/s)
1	+460m 斜坡道	35	612	12.874	11.406	1483.89	0.186	25.8	665.64	123.70	2.262
2	倒段斜坡道	35	518.33	12.874	11.406	1483.89	0.157	15.9	252.81	39.79	1.394
3	+438m 沿脉巷道	15	150	12.874	11.406	1483.89	0.020	15.32	234.7024	4.58	1.343
4	穿脉	14	30	8.253	4.65	100.54	0.034	25.8	665.64	22.95	5.548
5	采场工作面	40	40	10	6.5	274.63	0.058	6.72	45.1584	2.63	1.034
6	掘进工作面	40	50	8.253	4.65	100.54	0.164	4.6	21.16	3.47	0.989
7	人行通风天井	55	25	8	4	64	0.172	25.8	665.64	114.41	6.450
8	+468m 中段回风巷道	15	200	12.874	11.406	1483.89	0.026	25.8	665.64	17.33	2.262
9	局阻系数 20%									65.77	
	合计									394.63	

表 3.6-4 通风困难时期阻力计算表

序号	巷道名称	摩擦阻力系数	井巷长度	巷道周长	净断面面积		风阻	风量		摩擦阻力	风速
		$a (\times 10^{-3})$	L (m)	P (m)	S (m ²)	S ³	$R=aPL/S^3$	Q (m ³ /s)	q ²	$h=Rq^2$	(m/s)
1	+460m 斜坡道	35	612	14.571	11.406	1483.89	0.210	25.8	665.64	140.01	2.262
6	+369m 沿脉巷道	15	155	13.306	11.406	1483.89	0.021	25.8	665.64	13.88	2.262
8	穿脉	14	30	8.253	4.65	100.54	0.034	25.8	665.64	22.95	5.548
9	采场工作面	40	40	10	6.5	274.63	0.058	6.72	45.1584	2.63	1.034
10	掘进工作面	40	50	8.253	4.65	100.54	0.164	4.6	21.16	3.47	0.989
11	人行通风天井	55	25	8	4	64	0.172	15.32	234.7024	40.34	3.830
12	+468m 中段回风巷道	15	111	13.306	11.406	1483.89	0.015	25.8	665.64	9.94	2.262
13	倒段盲回风斜井	25	144.228	8	4	64	0.451	25.8	665.64	300.01	6.450
14	局阻系数 20%									106.65	
	合计									639.87	

3.6.3.3 通风机

在平硐硐口安装 1 台 FKZ-4-No11 型轴流式风机，风机技术参数见下表，风机特性曲线图见下图。

表 3.6-5 风机技术参数

风机型号	风量 (m^3/s)	风压 (Pa)	功率 (kW)	轮毂比	叶片角
FKZ-4-No11	17.3~32.6	675~1295	45	0.45	30°/40°

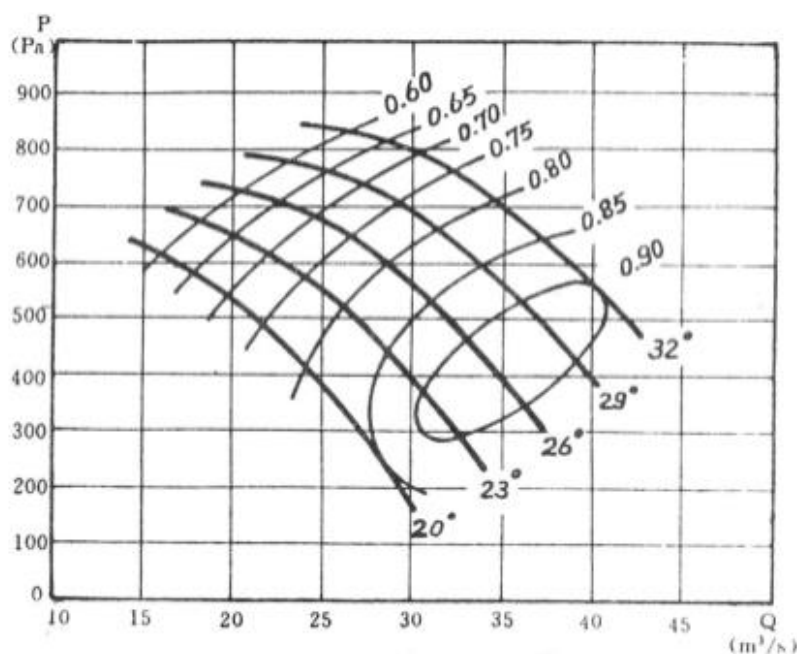


图 3.6-1 通风机特性曲线

通风系统所需风量为 $25.8\text{m}^3/\text{s}$ ，风机装置漏风系数取 1.15，风机的计算风量为 $29.67\text{m}^3/\text{s}$ ；容易时期通风阻力 394.63Pa ，困难时期通风阻力 639.87Pa 。

通风机风量 $17.3\sim 32.6\text{m}^3/\text{s}$ ，通风机风压 $675\sim 1295\text{Pa}$ ，主扇的风压和风量可以满足矿山通风要求。

综上，《初步设计（代可研）》推荐的主风机型号、参数是可靠的，符合安全规程规定。

3.6.4 单元评价小结：

通过预先危险性分析，存在的危险有害因素为中毒与窒息、机械伤害。应重点防范的危险因素为中毒与窒息。该项目设计了通风机型号和拟建通风

网络，采场及通风不良的作业面采用局扇加强通风，可有效减少中毒和窒息事故的发生。建议企业在今后的生产中，按要求设置风门等通风构筑物，对新形成的开拓系统及井下通风网络进行验算，以满足今后生产过程中的通风需要。

3.7 供配电设施单元

3.7.1 主要危险、有害因素辨识及危险度定性评价

1、主要危险、有害因素辨识

通过分析和辨识，该项目供配电单元存在的主要危险、有害因素为触电与雷击、火灾。

2、危险度定性评价

本子单元采用预先危险性分析法对该项目供配电单元存在的主要危险因素进行评价，确定危险等级，并提出相应的对策措施，以降低事故发生的概率及后果。供配电单元预先危险性分析见下表。

表 3.7-1 供配电单元预先危险性分析表

危险因素	诱导因素	事故后果	危险级别	预防措施
触电与雷击	1.该项目拟使用的主扇、水泵、空压机等用电设施供电线路绝缘损坏。 2.接地不良。 3.人的不安全行为。 4.人体接触裸露的电气设施（例如电机车滑触线）。 5.雷电引起或其它因素引起的瞬间过电压。 6.地面工业场地建（构）筑物无避雷设施或避雷设施损坏。	人员伤亡，财产损失。	II	1.对主扇、水泵、空压机等用电设施供电线路绝缘加强检查和维护。 2. 在电网线路中安设接地保护装置和接零。 3. 严格按照操作规程进行作业，严禁违规作业。 4. 加强对裸露导体及易发生触电危险的设备的隔离防护。 5.加强电气设备防雷保护。 6.地面工业场地建（构）筑物按要求设置避雷设施并加强检查与维护。
电气火灾	1.电气线路、照明灯具、电气设备短路。 2.大灯泡烘烤爆破器材或其它物件。 3.电炉取暖。	人员伤亡，损坏设备。	II	1.正确选择、装配和使用电气设备及电缆，过流、接地、漏电保护齐全。 2.禁止使用电热器和灯泡取暖、防潮和烤物。 3.井下输电线路和支流回馈线路，通过有易燃材料的场所时，必须采取防止漏电和短路的安全措施。

4.电气线路特别是临时线路接触不良、接触电阻过高造成局部过热。 5.电气设备过负荷引起过热。		4.严禁将易燃易爆器材存放在电缆接头、临时照明灯具接头或接地极附近。 5.设置完善的井下电气保护设施，防止电气设备过负荷。
---	--	--

3.7.2 安全检查表法评价

采用安全检查表法对电气系统进行检查，见下表。

表 3.7-2 电气系统安全检查表

检查内容	检查依据	《初步设计（代可行性研究报告）》中相关情况	检查结果
1.矿山企业供电电源和电源线路应符合下列规定： 1) 有一级负荷的矿山企业应由双重电源供电；当一电源中断供电，另一电源不应同时受到损坏，且电源容量应至少保证矿山企业全部一级负荷电力需求，并宜满足大型矿山企业二级负荷电力需求。 2) 大型矿山企业宜由两回电源线路供电；两回电源线路中的任一回中断供电时，其余电源线路宜保证供给全部一、二级负荷电力需求。	《矿山电力设计规范》 (GB50070-2020) 3.0.3	该项目一级负荷为 369m 井下水泵，《初步设计（代可行性研究报告）》明确了两路电源。	符合
2.井下变电所的电源及供电回路设置应符合下列规定： 1) 由地面引至井下主变电所和其他井下变电所的电力电缆，其总回路数不应少于两回路；当任一回路停止供电时，其余回路的供电能力应能承担井下全部负荷。 2) 有一级负荷的井下主变电所、主排水泵房变电所和其他变电所，应由双重电源供电。	《矿山电力设计规范》 (GB50070-2020) 4.1.4	《初步设计（代可行性研究报告）》明确一路电源引自附近 10KV 变电所。另一路由柴油发电机组做为一级负荷备用电源。井上、井下均采用低压供电。矿山井下水泵为一级用电负荷设计，一级负荷为 90kW，电源容量符合要求。	符合
3.井下采用的电压应符合下列规定：高压，不超过 35 kV；低压，不超过 1 140 V。	《金属非金属矿山安全规程》 (GB16423-2020) 6.7.1.4	《初步设计（代可行性研究报告）》地表高压配电室采用 10kV，低压动力设备及用电设备采用 380V。	符合

5. 井下电缆应符合下列要求： 在竖井井筒或倾角 45° 及以上的井巷内，固定敷设的电缆应采用交联聚乙烯绝缘粗钢丝铠装聚氯乙烯护套电力电缆或聚氯乙烯绝缘粗钢丝铠装聚氯乙烯护套电力电缆；在水平巷道或倾角小于 45° 的井巷内，固定敷设的高压电缆应采用交联聚乙烯绝缘钢带或细 钢丝铠装聚氯乙烯护套电力电缆、聚氯乙烯绝缘钢带或细钢丝铠装聚氯乙烯护套电力电缆。	《金属非金属矿山安全规程》 (GB16423-2020) 6.7.2.2	《初步设计（代可行性研究报告）》明确下井电缆采用 WD-MYJY43-0.6/1kV 型矿用无卤低烟交联聚乙烯绝缘粗钢丝铠装聚烯烃护套电力电缆。	符合
6. 井下变、配电所的电源及供电回路设置应符合下列规定：经由地面架空线路引入井下变、配电所的供电电缆，应在架空线与电缆连接处装设避雷装置。	《金属非金属矿山安全规程》 (GB16423-2020) 6.7.1.5	井上、下配电柜、地表变压器均设避雷器。	符合
8. 地下矿山应建立有线调度通信系统。	《金属非金属矿山安全规程》 (GB16423-2020) 6.7.7.2	《初步设计（代可行性研究报告）》提出设可靠的通讯系统。	符合
9. 井下电气装置、设备的外露可导电部分和构架及电缆的配件、接线盒、金属外皮等应接地。	《金属非金属矿山安全规程》 (GB16423-2020) 6.7.1.6	电器设备的不带电金属外壳及金属支架等均作保护接地或采用接零措施。	符合
10. 井下电气设备保护接地系统应符合下列规定：井下各开采水平的主接地装置和所有局部接地装置应通过接地干线相互连接，构成井下总接地网。	《金属非金属矿山安全规程》 (GB16423-2020) 6.7.6.5	各电气设备保护相互连接欸，组成接地网。	符合

3.7.3 单元小结

矿山用电负荷设置备用电源。设计方案中的矿山供电电源、计算负荷、供电方案、供配电系统、装备水平、主要设备、线路敷设、照明、电器安全

与防雷接地及电信等按标准规范要求进行了设计，矿山供配电设施符合相关法律、法规的要求。

3.8 防排水与防灭火单元

3.8.1 防排水子单元主要危险、有害因素辨识及危险度定性评价

1、主要危险、有害因素辨识

通过分析和辨识，该项目防排水单元存在的主要危险、有害因素为水灾、淹溺、触电、机械伤害。

2、危险度定性评价

本子单元采用预先危险性分析法对该项目防排水单元存在的主要危险因素进行评价，确定危险等级，并提出相应的对策措施，以降低事故发生的概率及后果。防排水单元预先危险性分析见下表。

表 3.8-1 防排水单元预先危险性分析表

危险因素	诱导因素	事故后果	危险等级	措施
水灾	1.排水设备的排水能力不符合要求。 2.没有发现突水征兆或发现突水征兆没有及时采取探、放水措施。 3.暴雨时供电出现问题，排水设备不能工作。 4. 未统筹考虑地下断层的相关防水措施。 5. 原有探矿钻孔封堵不力。 6.水文地质补充勘察工作不充分。 7.地表积水、大气降水通过地表移动带进入井下。	人员伤亡，损坏设备。	III	1.选择适当的排水设备。 2.加强检查，发现突水征兆及时采取探、放水措施。 3.加强对排水设施、供电设施的检查和维修，以保证其正常运行。 4. 统筹考虑地下断层的相关防水措施。 5. 对原有探矿钻孔封堵情况进行调查，对不合格的钻孔重新封堵，并定期进行检查。 6.充分做好水文地质补充勘察工作。 7.加强地表沉降监测，发现地表移动监测带内现在裂缝，应及时进行充填处理。
淹溺	无防护措施，人员失足坠入水仓（或水池）。	人员伤亡。	I~II	设置可靠的防护设施；加强职工安全教育和培训；加强安全管理等。水仓入口处设置防护栏及警示标志。
触电	1.水泵供电线路绝缘损坏。 2.水泵及电机外壳未进行良好接地。 3.人的不安全行为。	人员伤亡，财产	II	1.对水泵供电线路绝缘加强检查和维护。 2.对水泵及电机进行良好接地。

		损失。		3. 严格按照操作规程进行作业，严禁违规作业。
机械伤害	1.接近水泵运转的危险区域。 2.水泵安全防护装置缺乏或损坏、被拆除等。	人员伤亡。	II	1. 操作人员精心操作，身体远离水泵危险部位。 2.保证水泵安全防护装置完好。

3.8.2 防排水子单元安全检查表法评价

对该项目的防排水系统采用安全检查表法评价，评价该项目排水系统的合理性和符合性，见下表。

表 3.8-2 排水系统安全检查表

检查内容	检查依据	《初步设计（代可行性研究报告）》中相关情况	检查结果
1.矿井（竖井、斜井、平硐等）井口的标高应高于当地历史最高洪水位 1m 以上。工业场地的地面标高应高于当地历史最高洪水位。	《金属非金属矿山安全规程》 (GB16423-2020) 6.8.2.3	当地历史最高洪水位为 +279.5m。+460m 斜坡道井口标高 +460m、+445m 斜坡道井口标高 +445m、平硐 PD9-1（468m 平硐）井口标高 Z=+468m。矿井（竖井、斜井、平硐等）井口的标高高于当地历史最高洪水位 1m 以上。	符合
2.矿山井下最低中段的主水泵房和变电所的进口应装设防水门，防水门压力等级不低于 0.1MPa。水仓与水泵房之间应隔开，隔墙、水仓与配水井之间的配水阀的压力等级应与防水门相同。	《金属非金属矿山安全规程》 (GB16423-2020) 6.8.3.3	+369m 中段泵房出口装设防水门，防水门规格为宽 1.8m×高 1.8m，承压能力 0.1MPa。但《初步设计（代可行性研究报告）》未明确主水泵房和井下变电所的防水方式。	不符合
3.主要水仓应由两个独立的巷道系统组成。最低中段水仓总容积应能容纳 4h 的正常涌水量；正常涌水量超过 2000m³/h 时，应能容纳 2h 的正常涌水量，且不小于 8000m³。应及时清理水仓中的淤泥，水仓有效容积不小于总容积的 70%	《金属非金属矿山安全规程》 (GB16423-2020) 6.8.4.1	《初步设计（代可行性研究报告）》设计在 +369m 水平分别布置两条独立水仓，水仓净断面 2.6m×2.6m，水仓总有效容积为 116.28m³。	符合
4.井下最低中段的主水泵房出口不少于两个；一个通往中段巷道并装设防水门；另一个在水泵房地面 7 以上与安全出口连通，或者直接通达上一水平。水泵房地面应至少高出水泵房入口处巷道底板 0.5m；潜没式泵房应设两个通往中段巷道的出口。	《金属非金属矿山安全规程》 (GB16423-2020) 6.8.4.2	《初步设计（代可行性研究报告）》+369m 中段泵房设有两个安全出口，一个通过联巷与井底车场相通，出口装设防水门，防水门规格为宽 1.8m×高 1.8m，承压能力 0.1MPa；另一个通过斜管子道与人行通风井相通，斜管子道上口高出泵房地面标高 8m。	符合
5.井下主要排水设备应包括工作水泵、备用水泵和检修水泵。工作水泵应能在 20h 内排出一昼夜正常涌水量；工作水泵和备用水泵应能在 20h 内排出一昼夜的设计最大排水量。备用水泵能力不小于工作水泵能力的	《金属非金属矿山安全规程》 (GB16423-2020) 6.8.4.3	《初步设计（代可行性研究报告）》明确水泵数量、型号，排水能力，参数符合要求。	符合

50%；检修水泵能力不小于工作水泵能力的 25%。只设 3 台水泵时，水泵型号应相同。			
---	--	--	--

3.8.3 防排水子单元专家评议法评价

《初步设计（代可行性研究报告）》确定该矿山正常涌水量量 $37.5\text{m}^3/\text{d}$ ，最大涌水量 $65.1\text{m}^3/\text{d}$ 。+468m 以上涌水通过平硐排出，在+369m 水平新建排水泵房，+468m 水平以下涌水汇入+369m 水泵房采用水泵排出。

369m 中段排水泵房内配置 3 台 MD25-30 $\times$ 5 型卧式多级离心泵，单台水泵工作流量 $25\text{m}^3/\text{h}$ ，扬程 150m，功率 22kW。正常涌水时 1 台工作，1 台备用，1 台检修，排水时间 2.9h/d；最大涌水时 1 台同时工作，2 台检修，排水时间 4h/d。

备用水泵和检修水泵的能力符合《金属非金属矿山安全规程》GB16423-2020 相关规定，即备用水泵能力不小于工作水泵能力的 50%；检修水泵能力不小于工作水泵能力的 25%。

综上，排水系统符合《金属非金属矿山安全规程》要求。

3.8.4 防灭火子单元主要危险、有害因素辨识及危险度定性评价

1、主要危险、有害因素辨识

通过分析和辨识，该项目防灭火单元存在的主要危险、有害因素为火灾。

2、危险度定性评价

本子单元采用预先危险性分析法对该项目防灭火单元存在的主要危险因素进行评价，确定危险等级，并提出相应的对策措施，以降低事故发生的概率及后果。防灭火单元预先危险性分析见下表。

表 3.8-3 防灭火预先危险性分析表

危险因素	诱导因素	事故后果	危险级别	预防措施
明火火灾	1.明火照明、明火取暖。 2.吸烟：未熄灭的烟头引燃炸药、木	造成人员烧伤或中毒窒息。	II	1.制定动火管理制度，加强对明火的管理。 2.井下使用过的废油、棉纱、布头等易燃物应妥善保管并及时运到地面集中处理。

	材、用过的油棉纱等。 3.油棉纱等易燃物燃烧。 4.井口火源进入井下。			3.加强对吸烟、明火的管理，特别是在爆破器材运输（送）、使用和贮存中。 4.禁止用明火和火炉直接接触的方法加热井内空气；禁止用明火烘烤井口冻结的管道。 5.制定防止地面火源进入井下的措施，禁止井口附近出现易燃物和明火。
焊接作业 火灾	1.井口焊接作业引起着火。 2.焊接火花引燃作业场地的油棉纱、木材或其它可燃物。	设备损坏， 人员烧伤。	II	1.在井口和井下进行焊接和切割作业时，应严格按照安全规程作业，并报主管负责人批准；制定相应的防火措施。 2.在井筒内进行焊接作业时，必须派专人监护防火工作，焊接完毕后，应严格检查和清理现场。 3.在井筒内或井口进行焊接作业时，应停止井筒中其它作业，必要时设置信号与井口联系以确保安全。
电气原因 火灾	1.电气线路、照明灯具、电气设备短路。 2.大灯泡烘烤爆破器材或其它物件。 3.电炉取暖。 4.电气线路特别是临时线路接触不良、接触电阻过高造成局部过热。 5.电气设备过负荷引起过热。	人员伤害， 损坏设备。	II	1.正确选择、装配和使用电气设备及电缆，过流、接地、漏电保护齐全。 2.禁止使用电热器和灯泡取暖、防潮和烤物。 3.井下输电线路和支流回馈线路，通过有易燃材料的场所时，必须采取防止漏电和短路的安全措施。 4.严禁将易燃易爆器材存放在电缆接头、临时照明灯具接头或接地极附近。 5.设置完善的井下电气保护设施，防止电气设备过负荷。
机械摩擦 火灾	机械摩擦，引起局部过热。达到润滑油的着火点。	人员伤害， 损坏设备。	II	严格机械设备管理与维护，防止润滑油着火。

3.8.5 防灭火子单元安全检查表法评价

对该项目的防灭火系统采用安全检查表法评价，评价该项目防灭火系统的合理性和符合性，见下表。

表 3.8-4 防灭火安全检查表

检查内容	检查依据	《初步设计（代可行性研究报告）》中 相关情况	检查结果
1.应结合湿式作业供水管道，设计井下消防水管系统	《金属非金属矿山安全规程》 6.7.1.2	《初步设计（代可行性研究报告）》明确消防给水系统与井下生产用水系统合建，作为消防用水。	符合

2.井下消防供水水池容积应不小于200m ³ 。管道规格应考虑生产用水和消防用水的需要。主要运输巷道、井底车场硐室，应设置消防水管。生产供水管兼作消防水管时，应每隔50-100m 设支管和供水接头。	《金属非金属矿山安全规程》 6.7.1.3	《初步设计（代可行性研究报告）》明确斜坡道井口工业场地内设置高位水池，容积200m ³ 。	符合
3.主要进风巷道、进风井筒及其井架和井口建筑物，主要扇风机房和压入式辅助扇风机房，风硐及暖风道，井下电机室、机修室、变压器室、变电所、电机车库、炸药库和油库等，均应用非可燃性材料建筑，室内应有醒目的防火标志和防火注意事项，并配备相应的灭火器材。	《金属非金属矿山安全规程》 6.7.1.5	井架、建筑物、硐室等均用非可燃性材料建筑；在井下无轨设备也配备灭火器材。	符合
4.斜坡道或巷道中的消火栓设置间距不大于100m；每个消火栓应配有水枪和水带，水带的长度应满足消火栓设置间距内的消防要求。	《金属非金属矿山安全规程》 6.9.1.4	《初步设计（代可行性研究报告）》明确设计井下共用生产及消防主供水管道，供水管道经地表高位水池通过盲斜井引至井下，经减压后用支管接至各用水点。每隔50~100m 装设供水支管和及消火栓。	符合
5.井下禁止使用非阻燃电缆、非阻燃风筒。	金属非金属矿山禁止使用的设备及工艺目录（第一批）	井下电缆均采用阻燃电缆。	符合

3.8.6 单元小结

矿山设计采用平硐-斜坡道开拓，井底设置水仓，矿山的水文地质条件中等，涌水量较小，《初步设计（代可行性研究报告）》设计的井下排水系统及排水能力、井下防透水措施等方面符合性评价标准规范；按照相关规范要求设置了地面和井下消防系统，防排水与防灭火单元符合标准规范要求。

3.9 充填系统

3.9.1 主要危险、有害因素辨识及危险度定性评价

1、主要危险、有害因素辨识

通过分析和辨识，该项目充填系统单元存在的主要危险、有害因素为车辆伤害、物体打击、高处坠落。

2、危险度定性评价

本子单元采用预先危险性分析法对该项目充填系统单元存在的主要危险因素进行评价，确定危险等级，并提出相应的对策措施，以降低事故发生的概率及后果。充填系统单元预先危险性分析见下表。

表 3.9-1 充填系统预先危险性分析表

危险因素	诱导因素	事故后果	危险级别	预防措施
车辆伤害	1.运输巷道无人行道或人行道宽度不足。 2. 违章作业。 3. 照明不足。 4.作业环境的断面狭小、照明不足、未开启警示指示及司机疲劳作业等 5. 运输道路不清洁。 6.车辆运行时车速过大。	车辆挤撞行人，造成设备损失，人员伤亡。	II	1.人行道宽度应符合行人要求，并经常检查维护。 2. 按照作业规程操作。 3. 运输巷道设置强度足够的照明。 4. 操作工经培训合格方可上岗作业，并定期考核。 5. 按规程要求的速度行车。 6. 加强采场内安全管理、按设计要求布置采场断面、照明设施。
高处坠落与物体打击	1. 使用梯子不当。 2. 高处作业时安全防护设施损坏。 3.使用安全保护装置缺乏或不完善的设备、设施进行作业。 4. 缺少照明，检查、维护、检修时安全措施不可靠。 5.溜井口未设置护栏、车挡、警示标志与照明。 6.矿石、设备、工具等由高处坠落。 7. 工作责任心不强，主观判断失误。 8. 作业人员疏忽大意，疲劳过度。 9. 安全管理不到位。	造成人员伤亡事故发生。	II	1. 正确使用梯子。 2. 高处作业时保证安全防护设施完好。 3.使用完善的设备、设施进行作业，并保证安全保护装置完好。 4. 保证作业场所有良好照明，检查、维护、检修时安全措施可靠。 5. 溜井口设置护栏、车挡、警示标志与照明。 6.对浮石及时检查、清除，对相对势能较大的物体加强管理。 7. 增强工作责任心。 8. 作业人员作业时保证精力高度集中。 9. 加强安全管理。

3.9.2 专家评议法评价

充填工艺设计采用废石+水泥砂浆灌浆的充填工艺，80%采用废石充填，20%采用水泥砂浆灌浆胶结充填。废石通过运矿卡车从地表运至井下，水泥砂浆采用 8t 矿用自卸卡车运至空区充填。

由于采矿采用充填工艺，井下产出废石有充填条件的充填井下空区，可以尽量减少废石出坑，减少废石的提升费用和对环境的影响。

实施充填后不仅确保了地表稳定性，也保证了现有采空区对深部开采的影响。

3.9.3 单元小结

通过预先危险性分析，存在的危险有害因素为车辆伤害、物体打击、高处坠落。充填材料采用车辆运输，不新建充填站，该项目地下矿山充填系统单元是安全可靠的。

3.10 安全避险“六大系统”单元

3.10.1 概述

监测监控系统：有毒有害气体监测设备、通风系统监测设备、视频监控、地压监测、地表位移监测、地表沉降监测等。

人员定位系统：矿用本安型传输分站、读卡分站；人员定位识别卡。

紧急避险系统：矿山现有 2 个安全出口：+460m 斜坡道、+468m 平硐，井下遇险时，井下人员可就近从各安全出口撤离。

压风系统：压风自救系统管网与矿井供风管网共用。主干管选用 $\Phi 133 \times 6\text{mm}$ 无缝钢管，压风管道同压风自救装置的连接采用高压阻燃软管。

供水施救系统：矿山供水施救系统与生产供水一致，只需按规范在巷道设置阀门、供水管网、过滤装置、三通等；

通信联络系统：生产调度电话设置地点：地面包括办公房、变配电室、井口值班房、主通风机房。井下设在中段运输巷入口、工作面附近等地点。地面采用无线（手机）通讯方式，实现矿山与外部的通讯联系。

3.10.2 安全避险“六大系统”安全检查表

表 3.10-1 下矿山安全避险“六大系统”安全检查表

项目	检查内容	检查依据	《初步设计（代可行性研究报告）》中相关情况	结论
监测监控系统	1.监测监控系统应进行设计，并按照设计要求进行建设。	AQ2031-2011 第 4.2 条	有安全避险“六大系统”设计，并按照设计内容对监测监控系统进行建设。	符合要求
	2.提升人员的井口信号房、提升机房，以及井口、马头门（调车场）等人员进出场所，应设视频监控。	AQ2031-2011 第 7.1 条	要求斜坡道井口、运输平硐、回风平硐、空压机房处设置视频监控装置。	符合要求
	3.地下矿山应配置足够的便携式气体检测报警仪。便携式气体检测报警仪应能测量一氧化碳、氧气、二氧化氮浓度，并具有报警参数设置和声光报警功能。	AQ2031-2011 第 5.1 条	要求配置有便携式气体检测报警仪。	符合要求
	4.井下总回风巷、各个生产中段和分段的回风巷应设置风速传感器。	AQ2031-2011 第 6.1 条	《初步设计（代可行性研究报告）》明确在回风井每个中段回风石门处和每个分段的回风巷各设置风速传感器一台。	符合要求
	5.主要通风机应设置风压传感器，传感器的设置应符合 AQ2013.3 中主要通风机风压的测点布置要求。	AQ2031-2011 第 6.3 条	要求主扇、局扇设置风压传感器。	符合要求
	6.主要通风设施等应安装开停传感器	AQ2031-2011 第 6.5 条	要求主要通风设施安装开停传感器。	符合要求
井下人员定位	1.人员定位系统应进行设计，并按照设计要求进行建设。鼓励将人员定位系统与监测监控系统、通信联络系统进行总体设计、建设。	AQ2032-2011 第 4.2 条	《初步设计（代可行性研究报告）》中有安全避险“六大系统”设计，并要求按照设计内容建立人员定位系统。	符合要求

管理系统	2.人员管理系统应能记录人员出/入井时刻、出/入重点区域时刻等。	AQ2032-2011 第 4.3 条	要求建立的人员定位系统能够实现前述功能。	符合要求
紧急避险系统	1.紧急避险系统应进行设计，并按照设计要求进行建设。	AQ 2033-2023 第 4.3 条	《初步设计（代可行性研究报告）》中有安全避险“六大系统”设计，并要求按照设计内容对紧急避险系统进行建设。	符合要求
	2.应为入井人员配备额定防护时间不少于 30min 的自救器，并按入井总人数的 10%配备备用自救器。	AQ 2033-2023 第 4.5 条	要求购置符合要求的自救器。	符合要求
	3.应编制事故应急预案，制定各种灾害的避灾路线，绘制井下避灾线路图。	AQ 2033-2023 第 5.2 条	要求编制事故应急预案，制定井下避灾路线图。	符合要求
	4.紧急避险设施应设置在围岩稳固、支护良好、靠近人员相对集中的地方。	AQ 2033-2023 第 5.5 条	避灾硐室设置在围岩稳固、支护良好、靠近人员相对集中的地方。	符合要求
压风自救系统	1.压风自救系统应进行设计，并按照设计要求进行建设。	AQ 2034-2023 第 4.2 条	《初步设计（代可行性研究报告）》中有安全避险“六大系统”设计，并要求按照设计内容对压风自救系统进行建设。	符合要求
	2.压风自救系统的空气压缩机应安装在地面，并能在 10min 内启动。空气压缩机安装在地面难以保证对井下作业地点有效供风时，可以安装在风源质量不受生产作业区域影响且围岩稳固、支护良好的井下地点。	AQ 2034-2023 第 4.3 条	《初步设计（代可行性研究报告）》确定压风自救系统利用地表空压机及供风管路。	符合要求
	3.压风管道敷设应牢固平直，并延深到井下采掘作业场所、紧急避险设施、爆破时撤离人员集中地点等主要地点。	AQ 2034-2023 第 4.7 条	确定的压风自救系统管道敷设符合前述要求	符合要求
	4. 各主要生产中段和分段进风巷道的压风管路上设置的供气阀门，中段和分段间隔应不大于 200。	AQ 2034-2011 第 4.8 条	设计的压风自救系统压风管道的三通和阀门符合前述要求。	符合要求

	5.压风管道应接入紧急避险设施内，并设置供气阀门，接入的矿井压风管路应设减压、消音、过滤装置和控制阀，压风出口压力应为0.1~0.3MPa，供风量每人不低于0.3m ³ /min，连续噪声不大于70dB(A)。	AQ 2034-2023 第4.11条	符合前述要求	符合要求
	6.主压风管道中应安装油水分离器	AQ 2034-2011 第4.13条	要求设置油水分离器	符合要求
供水施救系统	1.供水施救系统应进行设计，并按照设计要求进行建设。	AQ2035-2023 第4.2条	《初步设计（代可行性研究报告）》中有安全避险“六大系统”设计，并要求按照设计内容对供水施救系统进行建设。	符合要求
	2.供水施救系统可以与生产供水系统共用，施救时水源应满足生活饮用水水质卫生要求	AQ2035-2023 第4.4条	设计的供水管道为无缝钢管。	符合要求
	3.供水管道敷设应牢固平直，并延伸到井下采掘作业场所、紧急避险设施、爆破时撤离人员集中地点等主要地点。	AQ2035-2023 第4.7条	设计的供水管路符合上述要求	符合要求
	4. 各主要生产中段和分段进风巷道的供水管道上安设的供水阀门，中段和分段间隔应不大于200m。	AQ2035-2023 第4.8条	设计的供水管路三通及阀门符合上述要求。	符合要求
通讯联络系统	1.通信联络系统应进行设计，并按设计要求进行建设。	AQ2036-2011 第4.2条	《初步设计（代可行性研究报告）》中有安全避险“六大系统”设计，并要求按照设计内容对通信联络系统进行建设。	符合要求
	2.安装通信联络终端设备的地点应包括：井底车场、马头门、井下运输调度室、主要机电硐室、井下变电所、井下各中段采区、主要泵房、主要通风机房、井下紧急避险设施、爆破时撤离人员集中地点、提升机房、井下爆破器材库、装卸矿点等。	AQ2036-2011 第4.4条	要求在各中段井底车场、变电所、水泵站、避灾硐室等人员集中的地点设置通讯终端。	符合要求
	3.通信线缆的敷设应符合GB16423-2006中6.5.2的相关规定。	AQ2036-2011 第4.6条	要求通信线缆沿经斜坡道、回风平硐送入敷设。	符合要求

	4.终端设备应设置在便于使用且围岩稳固、支护良好、无淋水的位置。	AQ2036-2011 第 4.8 条	要求井下终端设备设置在便于使用且围岩稳固、支护良好、无淋水的位置。	符合要求
--	----------------------------------	------------------------	-----------------------------------	------

3.10.3 单元小结

通过对安全避险“六大系统”单元用安全检查表共进行了 23 项检查，均符合要求。检查结果表明，《初步设计（代可行性研究报告）》确定的安全避险“六大系统”符合要求。

3.11 重大危险源辨识单元

根据《国家安全监管总局关于宣布失效一批安全生产文件的通知》（安监总办〔2016〕13 号），其中的第 100 条“国家安全生产监督管理局《关于开展重大危险源监督管理工作的指导意见》（安监管协调字〔2004〕56 号）”已失效，地下矿山不需进行重大危险源辨识。

根据《危险化学品重大危险源辨识》（GB18218-2018）进行辨识，本矿山不涉及危险化学品。因此，本溪满族自治县金铤矿业有限责任公司（金矿）地下开采建设项目不构成重大危险源。

4 安全对策措施建议

本预评价报告主要依据国家的相关法律、法规及标准，贯彻“安全第一，预防为主，综合治理”方针，根据该建设项目的特点并结合具体情况，按照技术上可行、经济上合理、有针对性的原则，在《初步设计（代可行性研究报告）》已提出的安全对策措施的基础上，重点针对该项目实施过程中需注意的安全问题，提出相应的消除或减弱危险、危害的技术和管理对策措施及建议。

4.1.1 总平面布置

- 1、对矿区范围内有公益林进行圈护并设警示标志，防止人畜、车辆误入，对公益林造成破坏，并定期进行巡视。
- 2、明确当地最高洪水位，保证各井口标高均在当地最高洪水位 1m 以上。

4.1.2 开拓

1、平巷施工

- （1）平巷施工应严格按照设计进行，及时进行支护和砌筑挡墙。
- （2）要设专人管理顶板岩石、防止片帮冒顶伤人；钻眼前要检查并处理顶帮的浮石，在不太稳固岩石中巷道停工时，临时支护应架至工作面，以确保复工时顶板不致发生冒落；在不太稳固岩层中施工，进行永久支护前应根据现场需要，及时做好临时支护，确保作业人员安全；爆破后，应对巷道周边岩石进行详细检查，浮石撬净后方可开始作业；对所有支护的井巷，均应进行定期检查。井下安全出口和升降人员的井筒，每月至少检查一次；地压较大的井巷和人员活动频繁的采矿巷道，应每班进行检查，检查发现的问题，应及时处理，并作好记录、存档。
- （3）平巷爆破时，应先通知在附近工作面作业人员，待全部撤离至安全区后，才能进行爆破，并要在所有的路口设岗，以加强警戒；在处理瞎炮

时，应在爆破 20min 后再允许人员进入现场处理。处理时将药卷轻轻掏出。或在距瞎炮 300mm 处另打炮眼爆破，引爆盲炮，严禁套老眼施工；加强爆破器材管理，禁止使用失效及不符合有关要求或国家标准的爆破器材。

（4）掘进爆破后，待工作面炮烟排净后，作业人员方可进入工作面作业，作业前必须洒水降尘。独头掘进应采用混合式局部通风，即用两台局扇通风，一台压风、一台排风。风筒按设计规定安装到位，对损坏地段要及时更换。

（5）建立危险源点分级管理制度，危险源点处必须悬挂安全警示标志处理牌；保护电源与供电线路要确保工作正常；严禁携带照明电进行装药爆破。

（6）开掘平巷时，要编制施工组织设计，并应在施工过程中贯彻执行；采用钻爆法贯通巷道时，当两个互相贯通的工作面之间的距离只剩下 15m 时，只允许从一个工作面掘进贯通，并在双方通向工作面的安全地点设立爆破警戒线；喷射混凝土时，严格按照安全操作规程作业，处理喷管堵塞时，应将喷枪对准前下方，并避开行人和其他操作人员；每个生产水平（中段），均应至少有两个便于行人的安全出口，并应同通往地面的安全出口相通；井巷的分道口应有路标，注明其所在地点及通往地面出口的方向。所有井下作业人员，均应熟悉安全出口。

（7）永久性的主要开拓井巷及各种用途硐室、矿岩结构不稳固区段井巷等应进行支护。根据地质构造及矿岩特征和井巷工程、各种硐室的服务年限、性质及用途进行支护。

（8）报废的井巷和硐室的入口应及时封闭。封闭之前，入口处应设有明显标志，并设高度不低于 1.5m 的栅栏，禁止人员入内。

2、天井、溜井施工

（1）每次爆破后，必须加强通风；首先要检、撬浮石，而且要保证两人作业，一人照明、一人检撬；井壁破碎或不稳固时，应支横撑柱或安装锚

杆维护；凿岩平台要安装稳固，出渣间和人行间隔板要严密结实，防止渣石掉入人行间。每隔 6-8m 设一个平台，内设人行梯子。

（2）加强职工的安全知识教育和培训，特种作业人员必须持证上岗。

（3）天井、溜井口应设有标志、照明、护栏或格筛、盖板。在天井和漏斗口上方作业，以及在相对于坠落基准面 2m 及以上的其他地点作业，作业人员应系安全带，或者在作业点下方设防坠保护平台或安全网。作业时，应设专人监护，防止发生高处坠落和物体打击事故。

（4）井巷掘进针对不同的岩体类别采用不同的掘进方法，将爆破扰动围岩“松动圈”降到最低程度。此外，需及时增强围岩表面强度。视巷道围岩的稳定性情况，采用喷浆、喷射混凝土等支护方法，对节理、片理及时充填微裂隙，以提高围岩的表面强度。

3、支护

《初步设计（代可行性研究报告）》提出的支护方案总体上是可行的，但建议初步设计中，喷锚支护应遵守下列规定：

- （1）应对锚杆做拉力试验，对喷体做厚度和强度检查；
- （2）进行锚固力试验应有安全措施；
- （3）处理喷射管路堵塞时应将喷枪口朝下且不应朝向人员；
- （4）动压巷道支护应采用喷锚与金属网联合支护方式；
- （5）在有淋水的井巷中喷锚应预先做好防水工作；
- （6）软岩采用锚杆支护，锚杆应全长锚固。

4.1.3 运输

1、水平巷道运输

（1）运输线路曲线半径应符合下列规定：

- 1) 行驶速度不大于 1.5m/s 时，不小于车辆最大轴距的 7 倍；
- 2) 行驶速度大于 1.5m/s 时，不小于车辆最大轴距的 10 倍；

- 3) 线路转弯大于 90° 时, 不小于车辆最大轴距的 10 倍;
- 4) 采用 6m^3 以上大型车辆运输时, 不小于车辆固定轴距的 20 倍;

2、根据《金属非金属矿山安全规程》(GB16423-2020) 4.7.5, 矿山使用的涉及人身安全的设备应由专业生产单位生产, 并经具有专业资质的检测、检验机构检测、检验合格, 方可投入使用; 矿山生产期间, 应定期由具有专业资质的检测、检验机构进行检测、检验, 并出具检测、检验报告。

4.1.4 采掘

1、井巷支护

(1) 在不稳固的岩层中掘进井巷, 必须进行支护; 需要支护的井巷, 支护与工作面间的距离, 应在施工设计中规定; 中途停止掘进时, 支护必须及时跟至工作面。

(2) 在松软破碎的岩层中进行喷锚作业, 必须打超前锚杆, 进行预先护顶; 在动压巷道, 必须采用喷锚与金属网联合支护方式; 在有淋水的井巷中喷锚, 必须预先做好防水工作; 在断层附近的巷道必须采用混凝土支护。

(3) 围岩松软不稳固的回采工作面、采准和切割巷道, 应采取支护措施; 因爆破或其他原因而受破坏的支护, 应及时修复, 确认安全后方准作业。

2、爆破

(1) 爆破作业地点有下列情形之一的, 禁止进行爆破工作

- 1) 有冒顶片帮危险;
- 2) 支护不符合规定或支护损坏;
- 3) 通道不安全或不畅通;
- 4) 爆破参数或施工质量不符合设计要求;
- 5) 工作面有涌水危险或炮孔温度异常;
- 6) 危及设备或构筑物安全时, 没有有效防护措施;
- 7) 危险区边界上未设警戒;

8) 光线不足或无照明。

(2) 爆破时应在有关的通道上设置岗哨。回风巷应使用木板交叉钉封或设支架路障，并悬挂“爆破危险区，不准入内”的标志。爆破结束，巷道经过充分通风后，方可拆除回风巷的木板及标志。

(3) 必须切实做好爆破后的安全检查和处理工作

(4) 爆破后，爆破员必须按规定的等待时间进入爆破地点，检查有无冒顶、危石、支护破坏和盲炮等现象。

(5) 每次爆破后，爆破员应认真填写爆破记录。

4.1.5 通风防尘

1、每台主扇应具有相同型号和规格的备用电动机，并有能迅速调换电动机的设施。

2、应加强通风、洒水降尘，严格执行湿式作业。

4.1.6 供配电设施

1、该项目电气系统应符合《矿山电力设计规范》(GB50070-2020)的有关规定。

2、引至采掘工作面的电源线，应装设具有明显断开点的隔离电器。

3、巷道内的电缆每隔一定距离和在分路点上，应悬挂注明编号、用途、电压、型号、规格、起止地点等的标志牌。

4、井下变（配）电所，高压馈出线应装设单相接地保护装置，低压馈出线应装设漏电保护装置。

4.1.7 防排水与防灭火

1、矿山周边无大的地表水体，但为确保矿山安全生产也应加强防水。

2、建立井下和井口建筑物内动火制度；焊接时，应派专人监护，焊接完毕，应严格检查清理。

3、重要采掘设备，应配备灭火器材。设备加注燃油时，不应吸烟或采用明火照明。不应在采掘设备上存放汽油和其他易燃易爆材料，不应用汽油擦洗设备。

4、易燃易爆器材，不应放在电缆接头、接地极附近。废弃的油、棉纱、布头、纸和油毡等易燃品，应妥善管理。

5、应结合生活供水管设计地面消防水管系统，水池容积和管道规格应考虑两者的需要。井下应消防供水水池，其容积应不小于 200m³。

6、不得用火炉或明火直接加热井下空气。

7、矿井发生火灾时，主扇是否继续运转或反风，应根据矿井火灾应急预案和当时的具体情况，由主管矿长决定。

4.1.8 充填系统

1、采场中的顺路行人井、溜矿井、水砂充填用泄水井和通风井，应保持畅通；

2、充填前，应对充填设备设施、各车辆及采场进行一次安全检查，具备安全条件才能进行试充，试充成功后进行正式充填。充填过程要有专人进行巡查；

3、采用上向水平分层充填采矿方法，每一分层回采完后应及时充填，最后一个分层回采完后应接顶密实；

4、当采用充填法开采或对空采区进行嗣后充填时，应有效收集溢流水。

4.1.9 地下矿山安全避险“六大系统”

1、企业应按照设计要求安装安全避险“六大系统”，并自行组织进行验收。

2、企业应建立安全避险“六大系统”管理制度，设置专门人员进行管理维护。要根据井下采掘系统的变化情况，及时补充完善安全避险“六大系统”。

3、企业安全管理人员、通风工、区队长、班组长、当班安全员等应携带便携式检测仪器，按照《金属非金属矿山安全规程》和《金属非金属地下矿山通风技术规范》的有关规定，对井下有毒有害气体进行随机检测，对风速、风质等进行定期测定，发现和监测监控系统显示数值不一致时，应及时进行调校。

4、企业应加强培训，确保入井人员熟悉各种灾害情况的避灾路线，并能正确使用安全避险设施。

5、企业每年应开展一次安全避险“六大系统”应急演练，并建立应急演练档案。

4.1.10 安全管理

1、主要负责人、安全管理人员及特种作业人员必须持证上岗，其他从业人员按照规定接受安全生产教育和培训，并经考试合格。

2、建立安全生产管理机构，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和各岗位规章 及操作规程。

3、建立安全技术措施专项经费提取制度，每年应制定安全技术措施专项经费提取计划，必须按照有关规定提取安全技术措施专项经费。

4、依法参加工伤保险，为从业人员足额缴纳工伤保险费。

5、按照规定为从业人员投保安全生产责任保险。

6、按规定向职工发放符合国家标准劳动保护用品，职工必须按规定穿戴和使用劳动保护用品与用具。

7、建立由专职人员组成的救护和医疗急救组织，配备必要的装备、器材和药物；每年应对职工进行自救互救训练。

8、建立完善事故应急预案，配备完备的应急物资，定期进行应急演练；

9、金属非金属地下矿山每个独立生产系统应当配备专职的矿长、总工程师和分管安全、生产、机电的副矿长，以上人员应当具有采矿、地质、矿建（井建）、通风、测量、机电、安全等矿山相关专业大专及以上学历或者中级及以上技术职称；

10、矿山企业设立技术总负责人，并明确技术总负责人在企业主要负责人的领导下，对矿山生产技术服务工作负总责。与此同时，要设立生产技术管理机构，配备采矿、机电、地质、通风及测量等专业技术人员；

11、该项目水文地质类型为中等，矿山应当严格落实“三专两探一撤”措施（配备防治水专业技术人员、建立专门的探放水队伍、配齐专用的探放水设备，采用物探、钻探等方法进行探放水，且在遇到重大险情时必须立即停产撤人）；

12、强化安全生产标准化建设，加强安全生产标准化管理体系建设，建立健全安全风险分级管控和事故隐患排查治理双重预防机制，强化安全风险辨识管控，确定管控重点，落实管控责任，加强隐患排查治理，分析隐患成因，制定落实消除措施。

4.2 建议安全设施设计中应重点考虑的安全对策措施

- 1、明确废弃井巷工程的封闭处理措施。
- 2、明确地表防水方案；
- 3、明确电气硐室支护方案；
- 4、明确水泵房与电气硐室之间的防水门设计；
- 5、明确局扇型号、数量、布置等情况；
- 6、明确双回路供电；
- 7、明确排水管应采用环形连接；

8、根据《国家矿山安全监察局关于印发<关于加强非煤矿山安全生产工作的指导意见>的通知》（矿安〔2022〕4号）要求，不同开采主体相邻金

属非金属地下矿山之间应当留设不小于 50 米的保安矿（岩）柱。安全设施设计中应明确保安矿柱的留设情况；

9、明确管线的铺设方式；

10、建议企业进行隐蔽致灾普查，并作为安全设施设计的依据，将治理与基建工程一起完成；

11、应当针对公益林划定保护界限，采取设立警示牌和警戒线等防护措施；

12、应当设立与相邻的本溪富有矿业有限公司两矿山矿区范围界线；

13、应明确斜坡道设人行道或躲避硐室，斜坡道如果运送人员，需要配置湿式制动的运人车；

14、应补充相巷道内的电缆标志牌设置方案；

15、应补充相关图纸如供配电系统图、排水系统图、避灾路线图、安全避险“六大系统”布置图、井巷工程断面图等相关图纸。



5 评价结论

5.1 主要危险、有害因素及重大危险源辨识结果

5.1.1 项目存在的主要危险、有害因素

本溪满族自治县金锌矿业有限责任公司（金矿）地下开采建设项目存在的主要危险有害因素有：冒顶片帮、地表移动（塌陷）、滑坡、中毒窒息、水害、淹溺、火药爆炸及爆破伤害、触电、高处坠落、物体打击、机械伤害、车辆伤害、起重伤害、容器爆炸、火灾等危险有害因素等。

5.1.2 项目存在的主要危险、有害因素存在的部位

表 5.1-1 矿山存在的主要危险、有害因素分布表

项目	序号	危险因素分类	可能存在部位	可能造成的后果
危险因素	1	冒顶片帮	采掘工作面、未支护井巷内	人员伤亡
	2	爆破伤害	井下爆破作业	人员伤亡
	3	中毒窒息	采掘工作面、回风井、进入废弃井巷、运输巷道	人员伤亡
	4	高处坠落	作业面、充填点、地表卸矿点、溜井口、工艺过程中的 2m 及以上的作业平台	人员伤亡
	5	车辆伤害	井下、地面运输等过程中的各种车辆设备	人员伤亡
	6	机械伤害	各种设备引起的机械事故	人员伤亡
	7	物体打击	采场、井巷支护、材料搬运、运输巷道、公用工程	人员伤亡
	8	触电	运输巷道、井下局扇、公用工程等中的变配电设备、电气线路、各种用电设备	导致伤亡
	9	火药爆炸	炸药的领用、井下储存、运输、使用等过程中	破坏系统、重大伤亡
	10	容器爆炸	空压机、储气罐	人员伤亡、财产损失
	11	火灾	变配设施、供电线路、供气设备、公用辅助工程（电气火灾、明火）等	人员伤亡、财产损失
	12	水灾	运输井巷、采掘作业面、公用工程	人员伤亡、设备毁坏
	13	淹溺	高位水池、一般水池	人员伤亡
	14	滑坡、滚石	废石场、地表崩落区、地表及井口等矿建设施等	滑坡、滚石伤人、设施损毁
	15	触电伤害	配电装置、电气设备设施及其线路等。	人员伤亡
	16	雷击	地表主要建构筑物、电气设备及其线路	人员伤亡、设施毁坏

5.1.3 需要重点防范的危险、有害因素

矿山需要重点防范的危险有害因素有：冒顶片帮、地表移动（塌陷）、中毒窒息、爆破伤害、触电、高处坠落、车辆伤害、水害、火灾及粉尘等危险有害因素。

5.2 各评价单元评价结果

5.2.1 总平面布置单元

《初步设计（代可行性研究报告）》确定的矿山总平面布置较合理，矿区周边环境较好，矿山开采对周围环境无影响。

5.2.2 开拓单元

开拓单元存在的冒顶片帮、物体打击、高处坠落的危险级别为Ⅲ、Ⅳ级，属于“危险的”。通过对该项目的开拓系统检查表可知，《初步设计（代可行性研究报告）》确定的开拓方案，安全出口、支护等满足要求。

5.2.3 运输单元

运输系统中存在机械伤害事故的危险级别为Ⅱ级，属于“临界的”；通过运输系统检查表可知，《初步设计（代可行性研究报告）》确定的运输方案满足要求。满足规程安全要求。

5.2.4 采掘单元

采掘单元存在的冒顶片帮事故、爆破伤害和爆破器材意外爆炸及中毒窒息事故的危险等级均为Ⅲ级，危险性较大，但《初步设计（代可行性研究报告）》确定的采掘系统安全设施较合理，能够满足矿山需求。

5.2.5 通风防尘单元

通风防尘单元中存在的中毒窒息事故的危险等级为Ⅲ级，属于“危险的”；《初步设计（代可行性研究报告）》确定的通风系统安全设施较合理，能够满足矿山需求。

5.2.6 供配电设施单元

由预先危险性分析可知，该项目供配电单元中存在的触电与雷击及电气火灾的危险级别均为Ⅱ级，属于“临界的”。该项目供电系统满足矿山生产要求。

5.2.7 防排水与防灭火单元

该项目防排水单元的危险等级为Ⅲ级，属于“危险的”；该项目的排水设施能够满足要求。

该项目防灭火单元中存在的火灾事故危险级别为Ⅱ级，属于“临界的”，处于事故边缘状态，暂时不会造成人员伤亡、系统损害或降低系统性能，但应予以排除或采取控制措施。

5.2.8 充填系统单元

充填系统单元采用废石充填，不新建充填站，采用车辆运输的形式，《初步设计（代可行性研究报告）》设计的充填系统可以满足矿山生产、安全需求。

5.2.9 安全避险“六大系统”单元

《初步设计（代可行性研究报告）》中对地下矿山安全避险系统提出的设计方案基本满足要求，建议初步设计中，依据相关标准、规范的内容进一步完善“安全避险六大系统”，明确计算各类设备的数量及安装位置，完善相关图纸及避险硐室的设计。

5.3 评价结论

经过对该项目进行的主要危险、有害因素的辨析，在合理划分评价单元的基础上，采用预先危险分析、事故树分析法和安全检查表法进行了定性、定量评价，并对该项目的实施提出了有针对性的、可操作性和经济合理性的安全对策措施。通过对该项目的安全预评价，认为该建设项目立项规划合理，生产布局及工艺符合国家有关法律、法规、规程、标准要求。项目虽然危险、有害因素较多，但通过直接的、间接的和指示性的安全技术对策措施和安全管理对策措施可以达到消除、预防、减弱、隔离其危险有害因素的目的，因此该建设项目在安全技术上是可行的，从安全生产角度符合国家有关安全生产法律、法规、标准、规章、规范的要求。



6 附件及附图

6.1 附件

- 1、营业执照
- 2、采矿许可证
- 3、建设项目核谁的批复
- 4、停产证明
- 5、最高洪水位标高证明

6.2 附图

- 1、总平面布置图
- 2、地质地形及矿区范围图
- 3、0号勘探线剖面图
- 4、5号勘探线剖面图
- 5、井上下工程对照图
- 6、开拓系统垂直纵投影图
- 7、通风系统图
- 8、+369中段平面图
- 9、+438中段平面图
- 10、+400中段平面图
- 11、上向水平分层充填采矿法示意图
- 12、浅孔留矿嗣后充填采矿方法示意图