



丹东卫峰矿业有限公司 宽甸大古岭金矿 3 万 t/a 采矿扩建项目

安全预评价报告



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

2024 年 10 月 25 日

丹东卫峰矿业有限公司
宽甸大古岭金矿 3 万 t/a 采矿扩建项目

安全预评价报告



法定代表人：严匡武

技术负责人：于思洋

项目负责人：薛磊

2024 年 10 月 25 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	丹东卫峰矿业有限公司宽甸大古岭金矿 3 万 t/a 采矿扩建项目 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	安全	
项目组成员	张亭	CAWS210000230300083	043126	三级	电气	
	张磊	1500000000301688	026948	三级	采矿	
	肖力嘉	CAWS210000230200024	023976	二级	机械	
	郭春波	S011011000110202000149	042122	二级	地质	
	周景岭	S011021000110201000316	007997	一级	通风	
	张强	S011021000110192000806	038664	二级	水工结构	
报告编制人	薛磊	1600000000200330	028481	二级	安全	
报告审核人	徐德庆	S011021000110201000305	013470	一级	安全	
过程控制负责人	苏鑫	1700000000300467	031621	三级	安全	
技术负责人	于思洋	CAWS210000230100022	032477	一级	地质	

前言

丹东卫峰矿业有限公司成立于 2012 年 6 月 21 日，营业期限自 2017 年 1 月 18 日~2026 年 12 月 20 日，法定代表人为程显峰，统一社会信用代码 912106035980617046，经营范围包括销售矿产品；爆破工程设计、施工；普通道路货物运输；金矿地下开采(限分公司经营)。（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）。

丹东卫峰矿业有限公司宽甸大古岭金矿始建于 2005 年，采矿权至今已多次延续及变更。2024 年 4 月，丹东卫峰矿业有限公司为申请办理缩小采矿权矿区范围及采矿权延续登记并提升生产规模（由原生产规模 1.0 万 t/a 提升至 3.0 万 t/a）获批，于 2023 年 10 月取得辽宁省自然资源厅颁发的最新《采矿许可证》（证号：C2100002009054120015788），生产能力 3 万 t/a，矿区面积 0.2666km²，开采标高 130m 至-100m。有效期：自 2017 年 1 月 18 日至 2025 年 12 月 20 日，为发展生产、完善矿山安全生产相关手续，丹东卫峰矿业有限公司于 2024 年 8 月委托中国冶金矿业鞍山冶金设计研究院有限责任公司编制《丹东卫峰矿业有限公司宽甸大古岭金矿 3 万 t/a 采矿扩建项目可行性研究报告》，为下段初步设计和安全设施设计提供依据。

该项目采用地下开采方式，开采矿种为金矿，生产能力 3 万 t/a，矿山开拓方式为竖井开拓，通风方式为中央并列抽出式通风，采矿方法为壁充填采矿法和浅孔留矿嗣后充填采矿法。矿区内共圈定了 2 条金矿体，即 I、II 号矿体，经资源储量估算，截止 2024 年 4 月 30 日，矿区范围内保有资源量 144.95Kt，Au 金属量 392.21Kg，矿床平均品位 2.67×10^{-6} 。其中保有探明资源量（TM）18.65Kt，Au 金属量 66.86Kg，平均品位 3.59×10^{-6} ，占总保有资源储量的 12.86%；保有控制资源量（KZ）81.95Kt，Au 金属量 208.23Kg，平均品位 2.48×10^{-6} ，占总保有资源储量的 56.54%；保有推断资源量（TD）

44.35Kt, Au 金属量 117.12Kg, 平均品位 2.64×10^{-6} , 占总保有资源储量的 30.59%。

丹东卫峰矿业有限公司为履行安全“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, 为该项目建设生产提供依据。最后编制成《丹东卫峰矿业有限公司宽甸大古岭金矿 3 万 t/a 采矿扩建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《国家安全生产监督管理总局<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, 得到了丹东卫峰矿业有限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

前言	1
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	2
1.4 安全预评价的程序	10
2 建设项目概述	12
2.1 建设单位概况	12
2.2 自然环境概况	17
2.3 建设项目地质概况	18
2.4 工程建设方案概况	31
3 定性定量评价	89
3.1 评价单元划分	89
3.2 总平面布置单元	89
3.3 开拓单元	92
3.4 运输单元	95
3.5 采掘单元	98
3.6 通风单元	102
3.7 供配电设施单元	112
3.8 防排水与防灭火单元	114
3.9 安全避险“六大系统”单元	118
3.10 安全管理单元	122
3.11 重大危险源辨识单元	125
4 安全对策措施建议	126
4.2 建议安全设施设计中应重点考虑的安全对策措施	136
5 评价结论	137
5.1 主要危险、有害因素及重大危险源辨识结果	137
5.2 评价结论	138
6 附件及附图	139
6.1 附件	139
6.2 附图	139



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。

为提高丹东卫峰矿业有限公司宽甸大古岭金矿 3 万 t/a 采矿扩建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，我公司对丹东卫峰矿业有限公司宽甸大古岭金矿 3 万 t/a 采矿扩建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丹东卫峰矿业有限公司宽甸大古岭金矿 3 万 t/a 采矿扩建项目。

根据中国冶金矿业鞍山冶金设计研究院有限责任公司编制的《丹东卫峰矿业有限公司宽甸大古岭金矿 3 万 t/a 采矿扩建项目可行性研究报告》中拟设计内容，本安全预评价报告的评价范围为丹东卫峰矿业有限公司采矿许可范围内开采深度 130m 至-100m 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。

根据《可行性研究报告》拟设计范围与《采矿许可证》范围进行对比可知，设计范围与矿区范围一致，所以本次安全预评价范围为矿区范围，具体拐点坐标范围见下表。

表 1.2-1 矿区范围坐标表

拐点编号	2000 国家大地坐标系	
	X	Y
1	4465953.44	42383686.73
2	4465953.44	42384066.74
3	4465617.54	42384066.74
4	4465617.44	42384209.24
5	4465195.56	42383560.79
6	4465625.24	42383554.73
7	4465623.44	42383686.73
开采深度：由 130m 至 -100m 标高，矿区面积：0.2666km ²		

本次预评价根据《可行性研究报告》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 08 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 08 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》（2007 年 8 月 30 日第十届全国人民代表大会常务委员会第二十九次会议通过，2024 年 6 月 28 日第十四届全国人民代表大会常务委员会第十次会议修订，2024 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）；

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. 《国家安全监管总局关于发布金属非金属矿山禁止使用的设备及工艺目录（第二批）的通知》（安监总管 13 号，2015 年 2 月 13 日发布）；

2. 《国家安全监管总局关于发布金属非金属矿山禁止使用的设备及工艺目录（第一批）的通知》（安监总管一〔2013〕101 号）；

3. 《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）；

4. 《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）；

5. 《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）；

6. 《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）；

7. 《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）；

8. 《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）；

9. 《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）；

10. 《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）；
11. 《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）；
12. 《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）；
13. 《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）；
14. 《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）；
15. 《国家矿山安全监察局关于印发《金属非金属矿山重大事故隐患判定标准补充情形》的通知》（矿安〔2024〕41 号，自 2024 年 4 月 23 日起施行）；
16. 《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）；
17. 《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）；
18. 《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）。
19. 《国务院安全生产委员会印发《关于防范遏制矿山领域重特大生产安全事故的硬措施》的通知》（国务院安全生产委员会 1 号，2024 年 1 月 16 日发布）。
20. 《国家矿山安全监察局关于进一步加强非煤矿山安全生产行政许可工作的通知》（矿安〔2024〕70 号）。

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》（GB6722-2014/XG1-2016）；
19. 《中国地震动参数区划图》（GB18306-2015）；



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》（GB39800.4-2020）；
23. 《用电安全导则》（GB/T13869-2017）；
24. 《剩余电流动作保护装置安装和运行》（GB/T13955-2017）；
25. 《重要电力用户供电电源及自备应急电源配置技术规范》（GB/T29328-2018）；
26. 《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）；
27. 《生产经营单位生产安全事故应急预案编制导则》（GB/T29639-2020）；
28. 《机械安全防止人体部位挤压的最小间距》（GB/T12265-2021）；
29. 《矿区水文地质工程地质勘查规范》（GB/T12719-2021）；
30. 《生产过程危险和有害因素分类与代码》（GB/T13861-2022）；
31. 《厂矿道路设计规范》（GBJ22-1987）；
32. 《工业企业设计卫生标准》（GBZ1-2010）；
33. 《工作场所有害因素职业接触限值物理因素》（GBZ2.2-2007）；
34. 《工作场所有害因素职业接触限值化学有害因素》（GBZ2.1-2019）；
35. 《安全评价通则》（AQ8001-2007）
36. 《安全验收评价导则》（AQ8003-2007）；
37. 《矿用产品安全标志标识》（AQ1043-2007）；
38. 《金属非金属地下矿山通风安全技术规范》（AQ2013-2008）；
39. 《金属非金属地下矿山监测监控系统建设规范》（AQ2031—2011）；
40. 《金属非金属地下矿山人员定位系统建设规范》（AQ2032—2011）；
41. 《金属非金属地下矿山通讯联络系统建设规范》（AQ2036—2011）；

42. 《金属非金属矿山在用主通风机系统安全检验规范》（AQ/T2054-2016）；
43. 《金属非金属地下矿山防治水安全技术规范》（AQ2061-2018）；
44. 《金属非金属地下矿山通信联络系统通用技术要求》（AQ/T2052-2016）；
45. 《金属非金属地下矿山监测监控系统通用技术要求》（AQ/T2053-2016）；
- 《金属非金属地下矿山人员定位系统通用技术要求》（AQ/T2051-2016）；
46. 《生产经营单位生产安全事故应急预案评估指南》（AQ/T9007-2019）；
47. 《生产安全事故应急演练基本规范》（AQ/T9007-2019）；
48. 《金属非金属地下矿山紧急避险系统建设规范》（AQ/T2033—2023）；
49. 《金属非金属地下矿山压风自救系统建设规范》（AQ/T2034—2023）；
50. 《金属非金属地下矿山供水施救系统建设规范》（AQ/T2035—2023）。
51. 《固定式压力容器安全技术监察规程》（TSG21-2016/XG1-2020）；
52. 《矿用自动控制防水闸门》（NB/T10522-2021）。
53. 《工业企业总平面设计规范》（GB50187-2012）。

1.3.3 合法证明文件

1. 《营业执照》（丹东市振兴区市场监督管理局，统一社会信用代码：912106035980617046，营业期限自 2012 年 06 月 21 日至 2027 年 06 月 21 日）；
2. 《采矿许可证》（证号：C2100002009054120015788，有效期自 2017 年 1 月 18 日至 2026 年 12 月 20 日）；

1.3.4 技术资料

1. 《丹东卫峰矿业有限公司宽甸大古岭金矿矿产资源开发利用方案》，辽宁景华工程咨询有限公司，2019 年 8 月；

2. 《丹东卫峰矿业有限公司宽甸大古岭金矿矿产资源开发利用方案》评审意见书，辽地会审字（2019）C137 号，辽宁省地质协会，2019 年 8 月 27 日；

3. 《辽宁省宽甸县古楼子乡大古岭金矿资源储量核实报告》评审意见书，2024 年 5 月 29 日；

4. 《丹东卫峰矿业有限公司宽甸大古岭金矿 3 万 t/a 采矿扩建项目可行性研究报告》（中国冶金矿业鞍山冶金设计研究院有限责任公司，2024 年 8 月）。

1.3.5 其他评价依据

1. 安全预评价合同；
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。

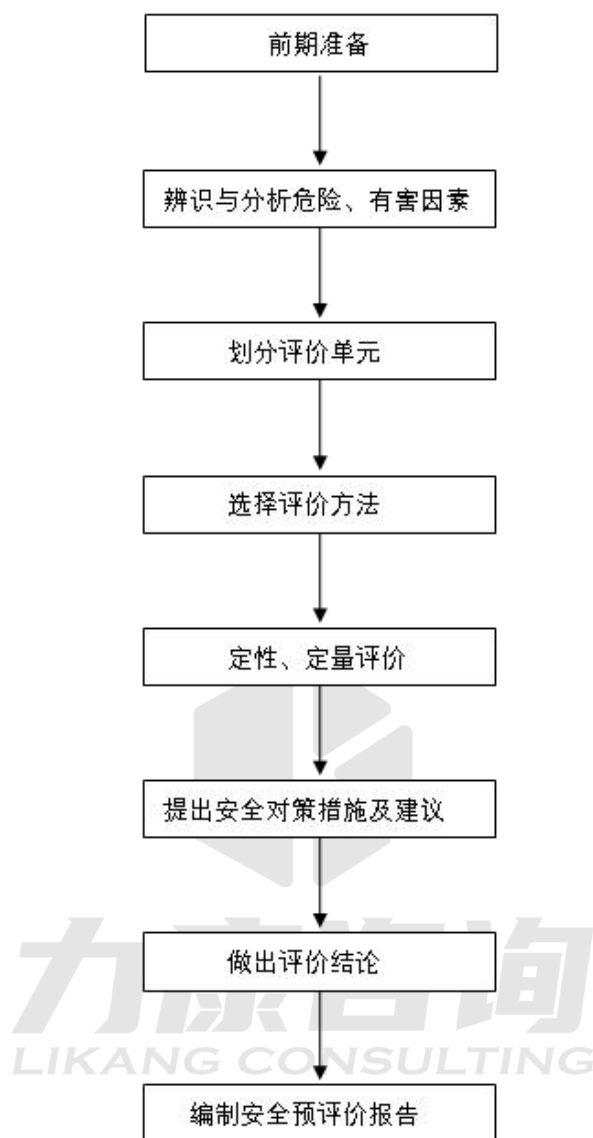


图 1.4-1 安全评价工作程序

2 建设项目概述

2.1 建设单位概况

2.1.1 建设单位介绍

丹东卫峰矿业有限公司成立于 2012 年 6 月 21 日,营业期限自 2017 年 1 月 18 日~2026 年 12 月 20 日,法定代表人为程显峰,统一社会信用代码 912106035980617046,经营范围包括销售矿产品;爆破工程设计、施工;普通道路货物运输;金矿地下开采(限分公司经营)。(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: 丹东卫峰矿业有限公司宽甸大古岭金矿 3 万 t/a 采矿扩建项目;

项目地址: 辽宁省丹东市宽甸满族自治县;

矿山名称: 丹东卫峰矿业有限公司宽甸大古岭金矿;

采矿权人: 丹东卫峰矿业有限公司;

采矿证发证单位: 辽宁省自然资源厅;

采矿证号: C2100002009054120015788;

经济类型: 有限责任公司;

开采矿种: 金矿;

开采方式: 地下开采;

开采深度: 130m 至-100m;

生产规模: 3.00 万吨/年;

矿区面积: 0.2666 平方公里;

采矿证有效期限: 自 2017 年 1 月 18 日至 2025 年 12 月 20 日。



隶属关系：丹东九龙集团有限公司为丹东卫峰矿业有限公司控股母公司。

2.1.3 历史沿革及建设项目背景

2016 年 11 月，宽甸国沣矿产勘查开发有限责任公司为该矿进行了资源储量核实工作，并提交了《辽宁省宽甸县古楼子乡大古岭金矿资源储量核实报告》，截止 2016 年 11 月 30 日，丹东卫峰矿业有限公司宽甸大古岭金矿采矿许可证范围内保有金矿石资源储量（122b+333）104.52 千吨，保有资源储量（122b+333）104.52kt，Au 金属量 245.75kg，矿床平均品位 2.35×10^{-6} 。其中：控制的经济基础储量（122b）86.93kt，Au 金属量 206.38kg，平均品位 2.37×10^{-6} ，推断的内蕴经济资源量（333）17.59kt，Au 金属量 39.37Kg，平均品位 2.24×10^{-6} 。该报告于 2017 年 3 月 13 日通过了辽宁省矿产资源储量评审中心评审并予以备案，备案号“辽国土资储备字[2017]045 号”。

2019 年丹东卫峰矿业有限公司为办理矿区退出“占用丹东双江河自然保护区”的需要，委托辽宁国沣矿产勘查开发有限责任公司对该公司 2016 年 11 月提交的《辽宁省宽甸县古楼子乡大古岭金矿资源储量核实报告》进行资源储量分割，分割依据为宽甸满族自治县国土自然局关于丹东卫峰矿业有限公司宽甸大古岭金矿变更矿区范围的审查意见。保留的矿区范围内资源储量没有变化。最终确认调整后矿区范围内：截止 2019 年 6 月 30 日，保有 122b+333 类型矿石量 104.52Kt，金金属量 245.75Kg。该报告于 2019 年 6 月 30 日通过了辽宁省自然资源厅已核收辽宁省矿产资源储量评审中心评审并予以备案，备案号“辽自然资储补各字[2019]024 号”。

2024 年 4 月，丹东卫峰矿业有限公司承担辽宁省宽甸县古楼子乡大古岭金矿资源储量核实项目。提交《辽宁省宽甸县古楼子乡大古岭金矿资源储量核实报告》，为矿山建设项目安全设施设计提供地质依据。本次工作主要成果：矿区内共圈定 2 条金矿体，截止 2024 年 4 月 30 日，在丹东卫峰矿业有限公司采矿许可证范围内查明金矿石资源量 144.95kt，Au 平均品位 $2.67 \times$



10^{-6} 。其中探明的资源量 18.65kt，占总资源量的 12.86%；控制的资源量 81.96kt，占总资源量的 56.54%；推断的资源量 44.34kt，占总资源量的 30.59%。矿山主要开采的矿体为 I 号矿体，资源量为 119.21kt，占全区总资源量的 82.24%。矿区水文地质二类一型，即第二类裂隙充水矿床，第一型水文地质条件简单型矿床；工程地质勘查类型属于第四类简单型，即工程地质类型为第四类层状岩类，工程地质勘查复杂程度简单型矿床；矿区地质环境质量为一类，即矿区地质环境质量良好。综上，核实区已达到勘探程度。

建设单位丹东卫峰矿业有限公司为申请办理缩小采矿权矿区范围及采矿权延续登记并提升生产规模(由原生产规模 1.0 万 t/a 提升至 3.0 万 t/a)获批，于 2023 年 10 月取得辽宁省自然资源厅颁发的最新《采矿许可证》(证号：C2100002009054120015788)，生产能力 3 万 t/a，矿区面积 0.2666km²，开采标高 130m 至-100m。有效期：自 2017 年 1 月 18 日至 2025 年 12 月 20 日，为发展生产、完善矿山安全生产相关手续，丹东卫峰矿业有限公司于 2024 年 8 月委托中国冶金矿业鞍山冶金设计研究院有限责任公司编制《丹东卫峰矿业有限公司宽甸大古岭金矿 3 万 t/a 采矿扩建项目可行性研究报告》，为下段初步设计和安全设施设计提供依据。

为深入贯彻落实习近平总书记关于安全生产重要指示精神，深化非煤矿山安全专项整治三年行动，有效防范化解非煤矿山重大安全风险，坚决防范遏制重特事故发生，按照《国家矿山安全监察局关于开展非煤地下矿山隐蔽致灾因素普查治理工作的通知》（矿安[2022]076 号）以及《辽宁省应急管理厅国家矿山安全监察局辽宁局转发国家矿山安全监察局关于开展非煤地下矿山隐蔽致灾因素普查治理工作的通知》（辽应急非煤[2022]12 号）文件相关要求，丹东卫峰矿业有限公司委托沈阳建材地质工程勘察院有限公司对丹东卫峰矿业有限公司宽甸大古岭金矿矿区范围内开展了矿山隐蔽致灾因素普查治理工作。

2.1.4 建设项目行政区划及地理交通位置

丹东卫峰矿业有限公司宽甸大古岭金矿位于宽甸县城南西 196° 方向，直距 49km 处，行政区划隶属于宽甸县古楼子乡大古岭村所辖。其地理中心坐标为：

东经： $124^{\circ} 38' 00''$

北纬： $40^{\circ} 18' 53''$

矿区有乡级公路与丹（东）—集（安）线公路相连通，全为油路面，交通运输条件方便。见交通位置图。



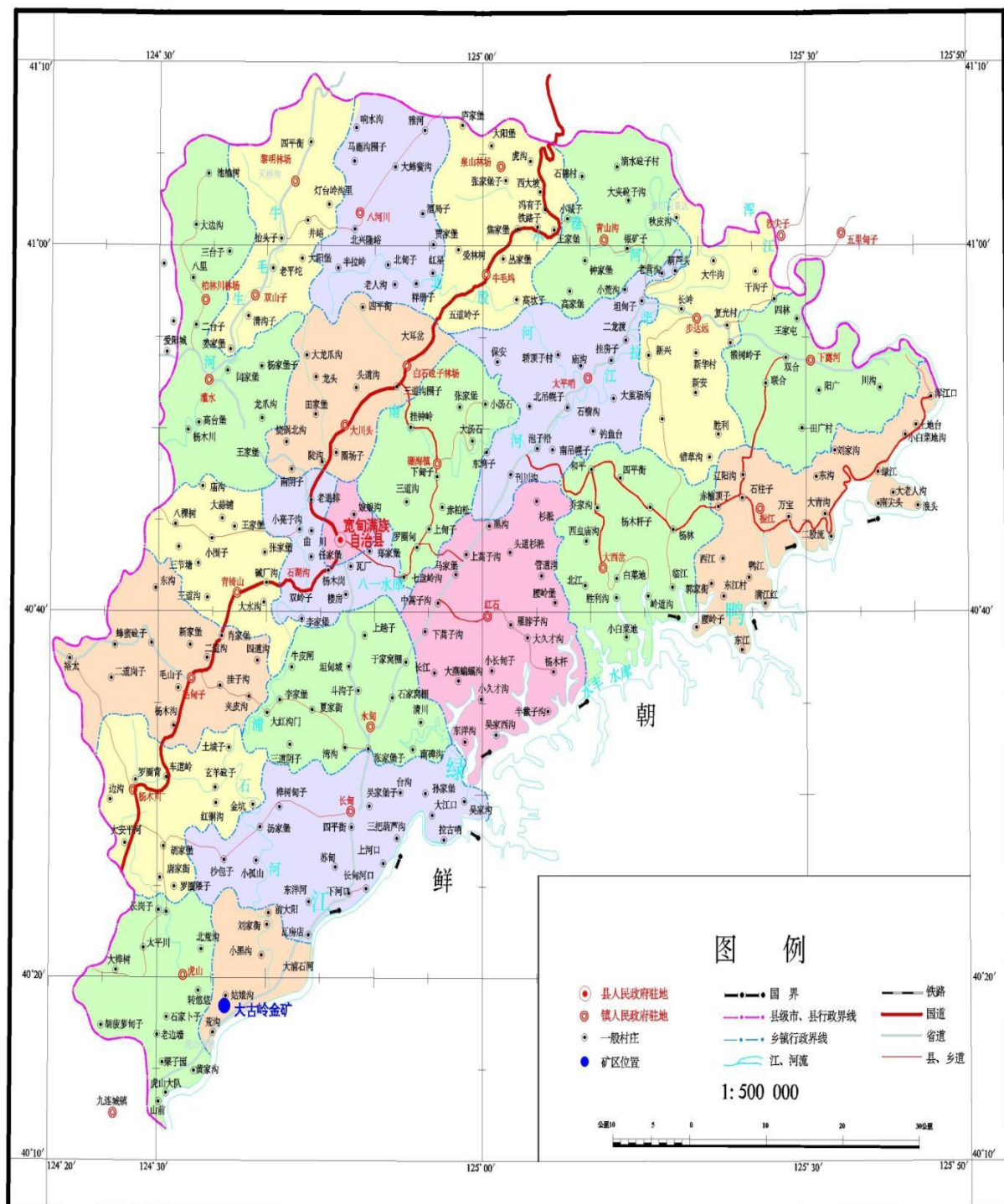


图 2.1-1 丹东卫峰矿业有限公司宽甸大古岭金矿交通位置

2.1.5 矿区周边环境

矿区西、北、东三面与辽宁省宽甸县大古岭金矿勘探相接（属于丹东九龙集团有限公司，丹东九龙集团有限公司为丹东卫峰矿业有限公司控股母公

司），矿山权属有无争议、矿界有无纠纷；周边 500 米范围内没有其他矿业权设置。矿区范围内没有主要公路、铁路穿过矿区，没有主要建筑物及风景名胜景点，没有位于铁路、高速公路、国道两侧 1000 米范围内及 1000 米外可见范围内。根据丹东市自然资源局发布的“关于丹东双江河自然保护区调整矿区范围的情况说明”，为合理避让矿区范围内的丹东双江河自然保护区，矿山进行了矿界调整，将原矿区面积 0.5203km^2 调整为 0.2666km^2 （本期采矿证范围），矿区范围内不再包含丹东双江河自然保护区。



图 2.1-2 丹东卫峰矿业有限公司宽甸大古岭金矿周边环境

2.2 自然环境概况

该区位于辽东丘陵区，最高山海拔 177m，最低海拔 50m，相对高差 127m。地形较舒缓，植被发育，主要为灌木杂树。区内地表水系，东有鸭绿江、蒲石河，西有安平河，蒲石河与安平河由北向南蜿蜒流入鸭绿江。该区属北温带季风型大陆性气候，气候适宜，四季分明，冰冻期 150 天，冻土层 1.2m；

年最高气温 30℃，最低气温 -28℃，年平均气温在 6℃左右；年降水量 900—1200mm，雨量多集中在 7—8 月份。区内主要农作物有玉米、大豆、马铃薯等，经济作物有板栗，蔬菜（大棚）、瓜果、菌类等，为全县板栗“特产之乡”。工业主要为金矿采（选）业和板栗加工业。水力、电力及劳动力资源丰富。人均收入 3000 元/年。

矿区一带居民主要满族、朝鲜族、汉族，经济以农业为主，工业发达，金矿开采是本区最主要的工业项目，也是本区主要的经济支柱。主要农作物有玉米、大豆、高粱、谷子等，粮食自给有余，劳动力来源充足。

矿山有内古楼子乡供电所至矿区 6.6kV 输变电路，矿山配电变压器容量为 315KVA1 台，可满足生产和生活需要。

根据《中国地震动参数区划图》（GB18306-2015），地震动峰值加速度分区为 0.05g，反应谱特征周期 0.35s，本地区地震烈度为 6 度，设计地震分组为第一组。区内地壳稳定性较好。

2.3 建设项目地质概况

2.3.1 区域地质概况

1. 区域地质背景

矿区大地构造单元为柴达木—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）之辽吉古元古代古裂谷（Ⅲ-5-7-3）的东南缘。属于东西向构造与北东向构造交接复合部位，处于鸭绿江金、多金属成矿带中。

区域出露地层由老至新有下元古界辽河群、侏罗系上统及新生界第四系。区域构造主要表现为轴向近东西向的向斜构造，以及北西向、北东及近东西向断裂构造。其中褶皱构造基本上控制了区域矿产的空间形态及展布方向。近东西向断裂构造为区域成矿作用联系较为紧密的构造，多顺层产出，北西向及北东向的断裂为区域内成矿后断裂构造，部分地段被岩浆充填。区域岩

浆岩形成时期为燕山旋回及印支旋回，燕山期岩浆表现为花岗岩、黑云母花岗岩及小规模的中酸性岩浆，其中花岗岩、黑云母花岗岩呈岩株状产出，中酸性岩浆多呈脉状透镜状产出；印支期岩浆主要表现为钾长花岗岩、二长花岗岩等，多呈岩株产出，该期岩浆对区域成矿作用明显，为区域成矿时期主要热源。

2. 地层

矿区内出露的地层主要为下元古界辽河群高家峪组及新生界第四系。

(1) 高家峪组 (Pt1lg)

该组地层在矿区内大面积出露，自下而上可分为三个岩段：

岩石组合为含石墨黑云变（浅）粒岩、石墨变粒岩、透闪透辉岩、含石榴矽线黑云片麻岩等。以富含石墨为特征。区内多金属及贵金属矿产与之有密切关系。

(2) 新生界第四系 (Q4)

主要为沿沟谷分布的冲、洪积粘土、粉土、粉质粘土、砂砾石等组成。角度不整合于所有下伏地层、岩体之上。

3. 构造

区域构造从方向上可分为北东向、北西向二组。

北东向构造主要是长期活动的鸭绿江断裂构造带，控制着侏罗纪地层的分布，同时控制了金矿化带的展布。该断裂走向北东，延长大于 100Km，倾向南东，倾角 63° 。矿区内北东断裂构造不发育，仅有北东向煌斑岩出露。

北西向构造主要为 F1 断裂，表现为压扭性断裂构造，延长 700m，走向 $300-330^{\circ}$ ，倾向北东，倾角 $60-80^{\circ}$ ，矿体赋存该断裂带中。

4. 岩浆岩

矿区北部出露大面积燕山期黑云母花岗岩，矿区南部有燕山期侵入的五龙背—九连城似斑状花岗岩，呈北西向展布。在似斑状花岗岩体南侧有著名



的五龙金矿和小型金矿床（点）20 余处；岩体北侧有转山子、上岭路、大古岭等 7—8 处小型金矿床（点）。从空间上而言，说明岩体与金矿有着成因上的联系。

矿区内出露岩浆岩为黑云花岗岩及花岗伟晶岩。脉岩主要为闪长岩及煌斑岩脉。

黑云母花岗岩呈浅灰—白色，中粗变晶结构，块状构造，局部可见黑云母定向排列的条痕状构造；黑云母花岗岩为成矿母岩，矿物成分为斜长石、微斜长石、石英、黑云母，其次有微量石榴石、锆石、磁铁矿。岩体与金矿有着成因上有密切关系。

花岗伟晶岩呈浅灰—肉红色，伟晶岩结构，块状构造，矿物成分为斜长石、微斜长石、石英、白云母。

闪长岩脉：在矿区南东部出露二条，走向 330—340°，倾向北东，倾角 80°，延长 130—350m。

煌斑岩脉：在矿区北部出露二条，走向 45°，倾向南东，倾角 75°，延长 200m，宽度 1—2m，为成矿后脉岩，对矿体无破坏作用。

2.3.2 水文地质概况

1. 地形地貌及水文气象

区域地处辽宁省东部山区，属中低山丘陵地貌类型。北温带季风气候区，一月份最低气温零下 30° 上下，夏季最高气温 37° 左右，年均气温 -5~10°，日温差较大；大气降水多集中 7~8 月份。年平均降水量 800~1200mm，无霜期 140~170 天，春夏多西南风，秋冬多西北风，最大风力 9~7 级，冰冻期为每年 12 月到翌年 3 月，冻土深 1.1~1.4m。水系为暖河水系，最后汇入鸭绿江。

2. 区域含水层特征

（1）第四系松散岩类孔隙含水岩组



第四系松散岩类孔隙含水岩组，由砾石、碎石、亚砂土、亚粘土组成，分布不均，厚度 2~20m。

(2) 基岩裂隙含水岩组

岩性主要为黑云变粒岩、黑云花岗岩等，全风化层、强风化层、中风化层、构造破碎带、裂隙发育部位。含水层富水性中等。

3. 区域地下水径流排泄条件

区域内植被发育，水土保持良好，各沟叉中多见有地表径流（在雨季）。地下水补给的来源主要是大气降水补给、地表水补给、含水层之间的补给。地下水主要以泄流、蒸发的方式进行排泄。

4. 矿坑涌水量预测

该矿主要是利用坑道进行采（探）矿的矿山。此次水文地质工作，主要是对现有坑道涌水量、排水量进行调查，以计算其富水系数，进而采用比拟法，预测未来矿坑涌水量。

根据矿坑涌水量预测公式计算矿坑涌水量。

坑涌水量预测公式： $Q_{\text{预}} = \beta \cdot S$

式中： $Q_{\text{预}}$ —预测涌水量（ m^3/d ）

β —富水系数（ $\text{m}/\text{d} \cdot \text{m}$ ）

S —预测距离（ m ）

(1) 富水系数（ β ）的确定

富水系数的计算公式： $\beta = Q_1/S_1$

式中： β —富水系数（ $\text{m}/\text{d} \cdot \text{m}$ ）

Q_1 —实测涌水量（ m^3/d ）

S_1 —现有坑道总长（ m ）

即： $\beta = 192/500 = 0.384 \text{m}/\text{d} \cdot \text{m}$ 。

依 YD-86 中段现有掘进长度 500m 参与计算。

YD-86 中段坑道内储水池采用 $16\text{m}^3/\text{h}$ 泵，经 12 小时抽干；间隔 24 小时再抽水，昼夜往复。由此确定：矿坑涌水量（ Q_1 ）为 $192\text{m}^3/\text{d}$ 。

（2）矿坑涌水量预测结果（采用上述 $Q_{\text{预}} = \beta \cdot S$ 公式）

即： $Q_{\text{预}} = 0.384 \times 550 = 211\text{m}^3/\text{d}$

通过采用比拟法，预测未来矿坑涌水量为 $211\text{m}^3/\text{d}$

（3）预测结果评述

基岩裂隙水、构造裂隙水是未来坑道充水的主要来源。这里预测出的未来矿坑涌水量 $211\text{m}^3/\text{d}$ ，是把开拓长度定为 550m，控制标高定为 -128m 的丰水期进行计算的。矿山开采总体设计时，应视具体情况调整富水系数。

所预测结果是可靠的，可作为矿山进一步进行地质工作或矿山设计依据。矿山开采设计时，应视具体情况调整富水系数，如坑道设计于近地表、风化带附近，构造发育地段、连续强降水之后等。

根据现场水文地质调查，矿区及其周边地势较为平坦，沟谷不发育，自然排水条件良好。本次探明的矿体位于当地侵蚀基准面以下，矿床的主要充水因素为构造裂隙含水带及小断裂构造裂隙含水带渗透充水，附近地表水不构成矿床的主要充水因素。矿区含水层属于弱富水性，地下水补给条件一般，地表第四系堆积物覆盖面积小且薄。

综合上述，该矿床勘查类型为第二类裂隙充水矿床，第一型水文地质条件简单型矿床。

2.3.3 工程地质概况

本次资源储量核实工作对采取的技术样品进行了岩（矿）石物理力学性质测试。

通过研究分析，矿区存在的主要工程地质问题是矿区内采空区引起地面塌陷、地裂，陡坎产生滑坡（小范围）、崩塌、片帮等地质灾害，巷道的全

风化-中风化岩石发生片帮、坍塌、冒顶等不良工程地质问题。因此，矿山在生产过程中，必须做好防范措施，确保安全生产。

1. 工程地质岩组特征

根据本区矿体及围岩的工程地质特征将本区划分为两个工程地质岩组：

(1) 松散岩类岩组

该岩组主要由第四系残坡积地层和冲洪积地层组成，即以残坡积为主的粘土、粉质粘土、碎石、角砾和靠近河谷冲洪积形成的卵碎石、中粗砂、粉细砂地层，属软弱土多层结构体，结构松散，颗粒相差悬殊，工程地质条件较差。其中残坡积层出露面积小，松散~稍密，厚度 0.3~8m 不等，冲洪积层出露面积较大，松散~中密，一般厚度 6~14m。

(2) 层状岩类岩组

该岩组主要岩性为黑云变粒岩、黑云母花岗岩等。根据岩石力学性质测试资料，岩石单轴饱和抗压强度为 37.72~53.10MPa，平均 47.15MPa，属较硬岩。

从钻孔岩芯发现，该类岩组于浅表约 60m 内，受风化作用强烈，裂隙较发育，多为张开状，裂隙轴夹角多为 $\angle 15^\circ$ $\angle 30^\circ$ $\angle 60^\circ$ ，以块状、碎块状为主，岩石质量指标 RQD 值多在 20%~50%之间，岩体完整性破碎~差。

于构造破碎带、蚀变带部位，岩芯以块状、短柱状为主，裂面多呈闭合半闭合状态，充填物为钙质或硅质物，局部绿泥石化现象，岩石质量指标 RQD 值多在 30%~60%之间，岩体完整性较差。其余岩芯以柱状、长柱状为主，裂隙较发育，裂隙轴夹角多为 $\angle 15^\circ$ 、 $\angle 30^\circ$ ，裂面多闭合，岩石质量指标 RQD 值 70%~95%，岩体完整性较好。

以上各类岩石物理力学实验成果见岩石饱和直剪试验表（

表 2.3-1)、岩石饱和抗压强度表(表 2.3-2)。

表 2.3-1 岩石饱和直剪试验记录表

样本编号	采样深度 (m)	岩石名称	试件 状态	内聚力 C (Mpa)	内摩擦角 (度)	平均内摩擦角 (度)
Zk31-1	16.2-32.4	黑云变粒岩	饱和	5.4	54.47	56.76
Zk31-1	80-130	黑云变粒岩	饱和	4.91	59.04	
Zk31-1	130-200	黑云母花岗岩	饱和	3.26	55.19	55.19

表 2.3-2 岩石饱和抗压强度记录表

样本编号	采样深度 (m)	岩石名称	试件 状态	抗压强度 (MPa)	平均抗压强度 (MPa)
Zk31-1	16.2-32.4	黑云变粒岩	饱和	53.10	49.92
Zk31-1	80-130	黑云变粒岩	饱和	46.73	
Zk31-1	130-200	黑云母花岗岩	饱和	37.72	37.72

2. 工程地质评价

综合详查区地形地貌特征、矿体分布及埋藏特征，未来采矿采用水平巷道法，故矿区工程地质评价以井巷围岩稳定性评价为主。

矿体主要赋存于石英脉中，围岩主要为黑云变粒岩，局部为黑云母花岗岩。采用《矿区水文地质工程地质勘探规范（GB12719-2021）》中岩体质量系数法和岩体质量指标法来评价井巷围岩稳定性。

公式： $Z=I \cdot f \cdot s$

式中：Z—岩体质量系数；

I—岩体完整系数（用 RQD 值代替）；

f—结构面摩擦系数（影响稳定性主要结构面）；

S—岩块坚硬系数；

其中： $S=\frac{R_c}{100}$

Rc—岩块饱和轴向抗压强度。

结构面摩擦系数 f 可采用建筑边坡工程技术规范（GB500330-2013）中结构面抗剪强度指标标准值，并与 RQD 值按下述对应关系确定，见下表。

表 2.3-3 结构面摩擦系数确定表

岩体完整系数 (RQD)	结构面类型	结合面结合程度	岩体等效内摩擦角 φ (度)	结构面摩擦系数 $\tan\varphi$
90-100	1	结合好	70	2.747
75-90	2	结合一般	60	1.732
50-75	3	结合差	50	1.19
25-50	4	结合很差	35	0.7
0-25	5	结合极差	30	0.577

区内不同围岩不同 RQD 值条件的岩体质量系数 Z 计算成果详见下表。

表 2.3-4 不同 RQD 值条件各岩 (性) 体质量系数 Z 计算成果

序号	岩性	饱和单轴抗压强度 R_c (MPa)	岩块坚硬系数 S	岩体完整系数(RQD)	结构面摩擦系数	岩体质量系数 Z	岩体质量等级
1	黑云变粒岩	49.92	0.4992	90	2.747	1.23	一般
				75	1.732	0.65	一般
				50	1.19	0.30	一般
				25	0.7	0.09	极坏
				5	0.577	0.01	极坏
2	黑云母花岗岩	37.72	0.3772	90	2.747	0.93	一般
				75	1.732	0.49	一般
				50	1.19	0.22	坏
				25	0.7	0.07	极坏
				5	0.577	0.01	极坏

从上表可知, 黑云变粒岩 RQD 值大于 50%时, 岩体质量一般, RQD 值小于 50%时, 岩体的岩体质量是极坏。黑云母花岗岩 RQD 值大于 75%时, 岩体质量一般, RQD 值小于等于 50%时, 岩体质量是坏至极坏。

根据上述岩体质量评价成果, 结合《矿区水文地质工程地质勘探规范 (GB12719-2021) 附录 G.1 中的岩石质量等级表, 对区井巷围岩稳定性评价见下表。

表 2.3-5 井巷围岩稳定性评价成果表

岩石质量等级	RQD (%)	岩石质量描述	岩体完整性评价	井巷围岩稳定性评价
I	90-100	极好的	岩体完整	井巷围岩稳定性好, 不需要采取支护措施
II	75-90	好的	岩体较完整	井巷围岩稳定性较好, 不需要采取支护措施
III	50-75	中等的	岩体中等完整	井巷围岩稳定性中等, 一般不需要采取支护措施

岩石质量等级	RQD (%)	岩石质量描述	岩体完整性评价	井巷围岩稳定性评价
IV	25-50	劣的	岩体完整性差	井巷围岩稳定性较差，易产生坍塌掉块，需采取支护或防护措施
V	<25	极劣的	岩体破碎	井巷围岩稳定性差，不易保持稳定外形，需采取支护措施

根据前述对岩体质量的评价，矿体围岩均属于较坚硬岩，RQD 值大于 50%，岩体及矿体的质量较好，井巷围岩稳定性好至中等，一般不需支护；岩芯在构造带、蚀变带及岩性接触带附近 RQD 值小于 50%，岩体节理裂隙发育，岩体硬脆，容易产生坍塌掉块，需要支护。

3. 主要工程地质问题

巷道在开始开拓过程中，会遇到松散的和不完整的全风化层、强风化层、中风化层，节理裂隙比较发育，局部可能出现坍塌、片帮现象，但规模范围不会很大，应采取措施进行加固和预防。

4. 工程地质勘查类型

矿床工程地质岩组除松散岩组外，均为较坚硬黑云变粒岩和黑云母花岗岩组成。因受Ⅲ、Ⅳ级结构面影响，岩体质量以Ⅲ级为主，强风化岩组上部和破碎带为Ⅴ级。不良工程地质现象局部表现为坍塌、片帮和冒顶。

根据矿体及围岩主要由较坚硬的层状岩石组成，地形地貌较简单，地形有利于自然排水，地下水静压力小，不良工程地质现象较单一，确定勘查区工程地质勘查类型属于第四类简单型，即工程地质类型为第四类层状岩类，工程地质勘查复杂程度简单型矿床。

2.3.4 矿床地质概况

1. 矿体特征

到目前为止，采矿权范围内发现金工业矿体 2 条，编号分别为 I、II。

I 号矿体：矿体呈脉状产出，I 号金矿体赋存于黑云母变粒岩及 F1 断裂中，主要由 YD13（二中段）、YD—16（YD—26）（三中段）、YD—50（四

中段)、YD—86 (五中段) 沿脉坑道、ZK13-1、ZK13-2、ZK14-1、ZK14-2、ZK15-1、ZK15-2、ZK16-1、ZK16-2、ZK17-1、ZK17-2 所控制。控制矿体延长 450m, 倾斜延深近 200m, 矿体沿走向、倾向具有尖灭再现、膨大收缩现象; 矿体厚度一般为 0.50~1.93m, 局部矿体厚度为 5.8~10.62m, 矿体平均厚度 1.45m。矿体走向 330°, 倾向北东, 倾角 60~85°。矿体目前赋存标高 -16m~-100m, 矿体最小埋深 67m (7 线)、最大埋深 213m (17 线)。矿体的顶、底板为黑云母变粒岩。

II 号矿体: II 号金矿体为本次核实工作新发现矿体, 为 I 号矿体下部临近矿体, 与 I 号矿体平行产出, 矿体特征与 I 号矿体类似, 目前矿体由 ZK13-1、ZK13-2、ZK14-1、ZK14-2、ZK15-1、ZK15-2、ZK16-1、ZK16-2、ZK17-1、ZK17-2 号钻孔控制号钻孔控制, 矿体沿走向方向未封闭。控制矿体延长 120m, 倾斜延深近 80m, 矿体厚度一般为 1.62~2.28m, 矿体平均厚度 2.02m。矿体走向 330°, 倾向北东, 倾角 45~60°。矿体目前赋存标高 -40m~-99m, 矿体最小埋深 105m (13 线)、最大埋深 165m (17 线)。矿体的顶、底板为黑云母变粒岩。

表 2.3-6 矿体特征一览表

序号	矿体号	产状 (°)		控制延长 (m)	控制延深 (m)	厚度 (m)		Au 品位 ($\times 10^{-6}$)		工程控制情况	动用情况
		倾向	倾角			平均 厚度	变化系数 (%)	平均品 位	变化系数 (%)		
1	I	60	60~85	450	200	1.45	46.54	2.56	39.51	13、-16、-50、-86 中段沿脉坑道 ZK13-1、ZK13-2、ZK14-1、ZK14-2、ZK15-1、ZK15-2、ZK16-1、ZK16-2、ZK17-1、ZK17-2	已动用
2	II	60	45~60	120	80	2.02	10.69	3.20	18.61	ZK13-1、ZK13-2、ZK14-1、ZK14-2、ZK15-1、ZK15-2、ZK16-1、ZK16-2、ZK17-1、ZK17-2	未动用

2. 矿石特征

(1) 矿石的类型和品级

根据矿石主要矿石矿物和脉石矿物类型，矿石工业类型为含金石英脉型矿石，矿石自然类型为少硫化物明金石英脉型矿石。

(2) 矿物组成与结构构造

1) 矿石矿物：矿石中矿石矿物主要为黄铁矿、白铁矿及少量毒砂、自然金等。矿石中有用矿物主要为自然金，粒度 0.002—2mm，多为它形不规则粒状，金矿物在矿石中分布不均匀，绝大部分赋存在黄铁矿晶隙中或石英颗粒间。极少部分见于黄铁矿和石英的颗粒之间，属于微粒金。

2) 脉石矿物：脉石矿物主要为石英、长石、绢云母、石墨、方解石等。

3) 矿石结构构造：

①矿石结构：矿石结构主要为自形—它形粒状，包含交代残余、交代侵蚀、乳浊状等结构。

②矿石构造：矿石构造主要为浸染状、角砾状、条带状、晶洞状等构造。

(3) 矿石的化学成分

通过分析结果可看出矿石的含金品位为一般在 $1.35 \sim 7.20 \times 10^{-6}$ ，平均品位为 2.67×10^{-6} 。分布不均匀，个别部位见有明金。

(4) 风（氧）化特征

经现场实地调查显示，矿区内所探明的矿体，质地坚硬致密，极耐风化，未见有风（氧）化现象，矿石均属原生矿。

(5) 矿体（层）围岩和夹石

根据地表矿体、井下开采矿体情况及钻探矿体岩芯情况调查，矿体顶底板岩石为黑云变粒岩，矿体下盘 0~9 勘查线为围岩为黑云变。

2.3.5 矿床开采技术条件小结

根据现场水文地质调查，矿区及其周边地势较为平坦，沟谷不发育，自然排水条件良好。本次探明的矿体位于当地侵蚀基准面以下，矿床的主要充水因素为构造裂隙含水带及小断裂构造裂隙含水带渗透充水，附近地表水不构成矿床的主要充水因素。矿区含水层属于弱富水性，地下水补给条件一般，地表第四系堆积物覆盖面积小且薄。

根据矿体及围岩主要由较坚硬的层状岩石组成，地形地貌较简单，地形有利于自然排水，地下水静压力小，不良工程地质现象较单一。

矿床埋藏较深，且为金矿床，矿石不易分解有害组分，通过对井下及钻孔中矿体和围岩进行取样分析，不含产生对人体有害气体和元素。矿体距居民点较远，通过对矿山井下水仓、水文孔及地表河流采集水样品进行水质全分析和放射性核素分析，分析结果显示矿山开采不影响附近居民用水。

综合上述，该矿床勘查类型为第二类裂隙充水矿床，第一型水文地质条件简单型矿床。工程地质勘查类型属于第四类简单型，即工程地质类型为第四类层状岩类，工程地质勘查复杂程度简单型矿床。矿区地质环境质量为一类，即矿区地质环境质量良好。与前一期资源储量核实报告中载明的开采技术条件基本一致。

2.4 工程建设方案概况

本次预评价报告主要依据《丹东卫峰矿业有限公司宽甸大古岭金矿 3 万 t/a 采矿扩建项目可行性研究报告》（以下简称《可行性研究报告》），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

丹东卫峰矿业有限公司宽甸大古岭金矿自2010年开采以来至今，由于黄金市场价格走低、矿山设备更新改造等因素，一直处于停产状态。此前该矿经几年采（探）矿，已形成包括竖井（SJ1）、风井（FJ）及其五层中段巷道的开拓井（巷）工程数千米。其中一中段及二中段以上矿量全部采空。此期间矿山实际开采量0.5~1.0万t/a，采矿方法为浅孔留矿嗣后充填法，回采率90%，贫化率15%。由于矿体深部金品位低（Au平均品位2.35g/t左右），使矿山经济效益受到影响，处于微利经营状况。

1. 开拓系统现状

原设计开采的金矿体，控制及推断矿体赋存标高为-16m至-96m，现采用竖井 SJ1 开拓，竖井 SJ1 及风井 TJ 均位于矿体上盘，而且上部 13m、-16m 中段已采空，均处在崩落范围内，矿体向下有延深，为满足矿山开采的需要，需重新设计。

2. 提升、运输系统现状

该矿井下中段生产的矿（岩）石，经人工放斗（或装岩机）装车，人力推运到各自井底车场，经竖井卷扬提升到井口，再转运到地表矿仓（或废石场）。提升机选用 JTP-1.6×1.2 型矿用提升绞车 1 台，配备电机功率 132kw。提升容器为单层 2# 单罐笼提升，矿车为 0.5m³ 侧翻式铁矿车。

3. 通风系统现状

矿山采用主扇机械通风，通风系统为对角抽出式。在回风井（FJ）地表处，安装主扇一台，新鲜风流由竖井 SJ 进入井下中段巷道，经中段的采矿通风人行天井进入采矿工作面，污风流经采场的另侧采矿通风人行天井、上中段回风巷、回风天井，最后经回风井 FJ 由主扇抽出地表。现有主扇 K40—4—10 型一台，风量 $8.5 \sim 18.6 \text{ m}^3/\text{s}$ ，全压 $168 \sim 776 \text{ Pa}$ ，功率 15 kW 。

为保证各采掘工作面通风良好，现有 JK58-1N03.5 (电机功率 3 kW ，风量 $1.5 \sim 2.4 \text{ m}^3/\text{s}$) 局扇对局部通风条件较差地点进行辅助通风。

4. 排水系统现状

该区位于辽东丘陵区，最高山海拔 177 m ，最低海拔 50 m ，相对高差 127 m 。地形较舒缓，植被发育，主要为灌木杂树。区内地表水系，东有鸭绿江、蒲石河，西有安平河，蒲石河与安平河由北向南蜿蜒流入鸭绿江。当地侵蚀基准面为 50 m 标高，区内矿体大部分位于侵蚀基准面以下，目前已开拓到 -86 m 标高。矿床充水主要为地下潜水，其次为地表第四系及岩石孔隙水、构造裂隙水，以及丰水期的山涧溪水的补充，井下涌水量一般为 40 t/d ，丰水期可达 192 t/d ，可以通过机械排水疏干。由于区域内的鸭绿江、蒲石河、安平河主要水体距离尚远，对矿山开采不会造成影响，但是随着开采深度的增加，水量将会增大。应采取排水措施，加强排水，以防患。因此，从总体上看矿区内水文地质条件属于简单型。井下涌水分别汇集到 -86 m 中段蓄水池，规格 $2.0 \times 2.0 \times 3.0 \text{ m}^3$ ，在 -86 m 中段设水泵站，单段排水，用水泵直接排到地表。现状共有水泵 $100\text{D}16 \times 10$ 型 3 台，使用、检修、备用各 1 台。水泵流量 $54 \text{ m}^3/\text{h}$ ，扬程 176 m ，配备电机 55 kW 。

5. 总平面布置现状

根据矿床赋存条件和所处空间位置，本矿体采用地下开采，竖井开拓。该矿井下各中段生产的矿石及掘进出的废石，经人工装车并推运到

车场,经竖井 SJ 卷扬提升到地表,再推运至矿仓或废石场。矿车为 0.5m³U 型矿车。竖井口标高 46m。

(1)压气站布置在平硐口和竖井附近,通风机房在通风井井口附近布置。这些建筑物均距地下开采地表岩石错动(陷落)界线 20m 以外,符合安全要求。

(2)矿石倒装场

载矿的 0.5m³ 矿车由人工推至井底车场,由竖井提升至地表,由人工推至倒装场矿石落地,因此需在地表设置矿石倒装场。矿石倒装场布置在竖井口西侧,该倒装场容积约 100m³,相当于该系统约 12 天的产量。

(3)废石场

地下采出的岩石装进 0.5m³ 矿车,由人工推至井底车场,由竖井提升至地表,再由人工翻卸到废石场集中排弃。根据地形情况,废石场布置在竖井口西南侧的坡地上。废石场容积约 0.5 万 m³,上平面标高+46m。

(4)矿区道路

矿山运输矿石和向矿内运输设备、材料、人员等,需通过道路运输,该道路主要技术标准为:最大纵坡 8%,困难时 10%,最小半径一般 15m,路面宽度 4.0m,路基宽度 5.5m,级配碎石路面,整平层厚 15cm。

6. 矿山供电、供风、供水

供电:矿山供电为古楼子乡供电所,电压等级为 6.6kV,矿山配电变压器容量为 315KVA1 台,可满足生产和生活需要。坑外配电电压为 380V,坑内照明为 220V,采掘工作面为 36V。备用电源为 1 台 400V,350kW 的柴油发电机组供电,为提升设施、通风设施、排水设施等一级负荷提供备用电源。

供风:采用 VY—9/7 移动式空压机 3 台,满足生产需要。

供水:井下生产用水采用坑内水箱,通过管路输送至用水点。

矿山主要设备详见矿山主要设备表。

表 2.4-1 矿山主要设备

序号	序号	序号	序号	数量	
				使用	备用
1	凿岩机	YT-27	台	5	2
		YSP-45	台	2	1
2	风机	主扇 K40-4-10	台	1	
3	局扇	FBYNO5.0	台	2	
4	空压机	VY-9/7	台	2	1
5	水泵	100D16x10	台	1	备用 1、检修 1
6	卷扬机	JTP-1.6x1.2	台	1	
7	矿车	0.5m ²	台	30	5

2.4.2 建设规模及工作制度

1. 矿区资源储量

根据 GB/T17766-2020《固体矿产资源储量分类》，推断资源量不能转换为储量，本次工作采矿权保有可信储量的公式为：证实储量=探明资源量×回采率；可信储量=控制资源量×回采率。矿山回采率为 90%。

矿区范围内保有储量 90.54Kt，Au 金属量 247.58Kg，矿床平均品位 2.73×10^{-6} 。其中保有证实储量（ZS）16.78Kt，Au 金属量 60.17Kg，平均品位 3.59×10^{-6} ；保有可信储量（KX）73.76Kt，Au 金属量 187.41Kg，平均品位 2.48×10^{-6} 。

2. 累计动用量估算结果

通过对采空区估算，历年累计动用资源量 67.65Kt，Au 金属量 144.64Kg，平均品位 2.14×10^{-6} 。

3. 累计查明资源量估算结果

本次工作在采矿权范围内（探明资源量+控制资源量+推断资源量）类型矿石量 144.95Kt，Au 金属量 392.21Kg，矿床平均品位 2.67×10^{-6} 。矿山累计动用矿石量 67.65Kt，Au 金属量 144.64Kg，平均品位 2.14×10^{-6} 。矿山累计查明资源量 67.65Kt，Au 金属量 144.64Kg，平均品位 2.14×10^{-6} （表 2.4-2）。

表 2.4-2 累计查明资源量估算结果表

动用量		保有量		累计查明量	
矿石量 (kt)	金属量 (Kg)	矿石量 (kt)	金属量 (Kg)	矿石量 (kt)	金属量 (Kg)
67.65	144.64	144.95	392.21	212.60	536.84

2016 年核实报告累计查明资源量为 172. 11kt，本次工作累计明资源量 212. 60kt，采矿权累计查明资源量变化 23. 53%，未超过 30%。

4. 设计利用储量

矿区内共圈定了 2 条金矿体，即 I、II 号矿体，经资源储量估算，截止 2024 年 4 月 30 日，矿区范围内保有资源量 144. 95Kt，Au 金属量 392. 21Kg，矿床平均品位 2.67×10^{-6} 。其中保有探明资源量(TM)18. 65Kt，Au 金属量 66. 86Kg，平均品位 3.59×10^{-6} ，占总保有资源储量的 12. 86%；保有控制资源量（KZ）81. 95Kt，Au 金属量 208. 23Kg，平均品位 2.48×10^{-6} ，占总保有资源储量的 56. 54%；保有推断资源量（TD）44. 35Kt，Au 金属量 117. 12Kg，平均品位 2.64×10^{-6} ，占总保有资源储量的 30. 59%。

由于采矿证深度界限和竖井井底水窝深度范围无法开采，扣除 -86~-100m 之间矿量 14. 515KT，设计利用资源量 130. 44KT。

5. 建设规模及服务年限

《可行性研究报告》确定采用地下开采方式，布置一套地下开采系统，生产能力 3 万 t/a。根据生产规模和设计利用资源量，生产服务年限为 6. 5 年（含基建期），基建期 1. 5 年（18 个月）。

6. 产品方案

矿山产品金矿。

7. 工作制度

矿山工作制度为：306d/a，3 班/d，8h/班。

2.4.3 总图运输

根据矿区工程地质和水文地质条件，参考相似矿山地表岩石移动监测角确定为下盘 $\alpha=70^{\circ}$ ，上盘 $\beta=70^{\circ}$ ，端部 $\gamma=70^{\circ}$ ，最低开采深度在矿区

范围最低高程以内，以此画地表岩石移动监测范围，地表岩石移动监测范围见井上下工程对照图。

生产辅助设施主要有：机修、高位水池等，坑口设有变电所。

各建筑物之间均留有防火安全通道。井下禁止使用木支护，采用砼或喷锚支护。工业场地基稳固，无断裂构造和含水层，能防止发生滑坡和泥石流。

由于生产废石一部分用来回填采空区，另一部分销售给当地用于修筑道路、平整场地，故矿区不单独设置排土场，在地表设临时堆渣场，堆渣场堆置高度 3m。

矿区道路采用三级泥结碎石路面，双车道宽 8m，单车道宽 5m，最小转弯半径 15m，最大坡度 $\leq 10\%$ 。

2.4.4 开采范围

2.4.4.1 采矿权

根据采矿许可证（证号：C2100002009054120015788），丹东卫峰矿业有限公司宽甸大古岭金矿矿区范围由 7 个拐点圈定，矿区面积 0.2666km²，许可开采深度+130m~-100m。矿区范围拐点坐标见下表。

表 2.4-1 矿区范围坐标表

拐点编号	2000 国家大地坐标系	
	X	Y
1	4465953.44	42383686.73
2	4465953.44	42384066.74
3	4465617.54	42384066.74
4	4465617.44	42384209.24
5	4465195.56	42383560.79
6	4465625.24	42383554.73
7	4465623.44	42383686.73
开采深度：由 130m 至-100m 标高，矿区面积：0.2666km ²		

2.4.4.2 开采对象

本次可行性研究报告设计开采对象为丹东卫峰矿业有限公司宽甸大古岭金矿的 1、2 号矿体。

2.4.4.3 开采方式

本次可行性研究报告设计开采方式为地下开采。开拓方式为竖井开拓。

2.4.4.4 开采顺序及首采中段

对于整个开采系统而言，为自上而下的下行式开采；对一个中段而言由两端向中间后退式回采；对一个矿块而言由下向上回采。设计首采矿块位于-50m 中段西北部 17~19 勘探线。

2.4.5 开拓运输

2.4.5.1 矿床开拓

本次设计开采对象为矿区内 1、2 号矿体。根据矿体赋存条件，设计采用竖井开拓方式，中央并列抽出式通风系统。

设计采用竖井开拓，开拓系统包括新主井、风井，通风系统采用主井入风，风井回风的中央并列抽出式。

1. 主井

主井新建工程，位于 3~5 勘探线间矿体下盘，位于地表岩石移动监测范围 20m 之外，圆形井，井口中心坐标：X=4465667.5510，Y=42383836.3746，Z=52.5m，设计井底标高-100m(井底水窝 14m)，井深 138.5m。主井为罐笼井，净直径 4m，支护厚度 300mm，设有梯子间，开拓三个中段，分别为三中段(-13m)、四中段(-50m)、五中段(-86m)。主井担负矿岩、人员、材料及设备等提升任务。

2. 主回风井

主回风井位于 9~10 号勘探线间矿体下盘，风井井筒中心坐标为 X=4465757.5954；Y=42383768.9574，井口标高 55m，井底标高-16m，井深 71m，井筒规格为 $\Phi 2.5\text{m}$ ，井筒内设有梯子间。

上述所有井井口标高均高于当地历史最高洪水位 1m 以上。

2.4.5.2 提升、运输系统

主井井担负矿岩、人员、材料及设备等提升任务，装备 JKMD-1.85×4 型落地式多绳摩擦式提升机，配套电动机 YTS355M2-10 型、110KW、380V、转速 592r/min，减速器传动比：11.5。罐笼配平衡锤提升系统，提升容器为 2#单层多绳罐笼配 4.5t 平衡锤。罐道形式为型钢罐道。2#单层多绳罐笼，罐笼底板尺寸 1850mm×1150mm，自重 3400kg，乘人数 10 人，最大载重量 2200kg。平衡锤重量 4.5t，断面尺寸 1000mm×300mm。

井下运输采用有轨运输方式。

中段运输由 CTY2.5-6G 型矿用蓄电池电机车牵引 YCC0.7(6)侧卸式矿车运过输，经主井罐笼提升至地表。

按每个中段设 2 台电机车考虑，需 2 台电机车，地表 1 台电机车，备用一台，总计需 4 台电机车。矿车数量每个中段 12 辆，地表 6 辆，备用 6 辆，总计需 24 辆矿车。

2.4.6 采矿工艺

2.4.6.1 采矿方法选择

三大类采矿方法及特点如下：

空场法：要求矿岩稳固性好，顶板允许暴露面积不大于 200~300m²，矿体产状无要求，矿石价值一般，贫损指标一般，产量指标一般，适应矿体规模不限，工艺简单，安全性一般，生产成本低，适应管理水平低。

崩落法：要求矿岩稳固性一般，要求矿体产状较陡，地表允许陷落，适应矿体规模大，矿石经济价值一般，贫损指标高，产量指标大，工艺较复杂，安全性好，生产成本一般，适应管理水平一般。

充填法：适应矿岩稳固性差，地表不允许陷落，矿石经济价值高，贫损指标小，产量指标小，工艺复杂，安全性较好，生产成本低，适应管理水平高。

根据前述的矿体开采技术条件和采矿方法选择条件，本矿山矿体具有规模小、矿体薄、资源量分布比较分散等特点。

据矿石开采技术条件、拟定的生产规模和采矿方法本身的适用条件等，适合的采矿方法有浅孔留矿嗣后充填法、分层胶结充填采矿法和浅孔留矿嗣后充填采矿法及削壁充填采矿法。根据矿体赋存条件，设计推荐用浅孔留矿嗣后充填法采矿，局部选用削壁充填采矿方法，采矿区治理采用尾砂或废石充填。

2.4.6.2 浅孔留矿嗣后充填采矿法

浅孔留矿嗣后充填采矿方法，矿块沿矿体走向布置，矿块长度 50m，中段高度 35m，矿块两侧布置人行通风井，通风井每间距 5m 向采场布置联络巷道。顶柱 3m。

应严格保持矿柱的尺寸、形状和直立度，应有专人检查和管理，以保证其在整个利用期间的稳定性。

1. 采准切割

采准工作自下盘运输巷道每间距 7m 向矿体下盘掘凿出矿巷道和人行通风井联络巷，再掘凿人行通风井和进出采场联络巷。切割工作是在矿块底部沿走向按矿体宽度掘凿高度 2~2.5m 的切割巷道。

采准切割工作，水平巷道采用 YT-28 型凿岩机，垂直井巷采用 YSP-45 型凿岩机。

表 2.4-3 浅孔留矿嗣后充填法采准工程量表

序号	巷道名称	断面 (m ²)	长度 (m)			工程量 (m ³)		
			矿石	岩石	小计	矿石	岩石	小计
1	沿脉运输巷道	6.45		50	50		322.5	322.5
2	装矿巷道	6.06		15	15		15	90.9
3	人行通风井	4	50		50	200		200
4	通风井联络巷	4	34		34	136		136
5	切割巷道	4	44		44	176		176
6	回风巷道	6.45	0	50	50		322.5	322.5
	合计		128	115	243	512	660	1247.9

千吨采准比：16.98m/kt。其中水平巷道占 80%，为 13.58m/kt，垂直巷道占 20%，为 3.39m/kt，采准带矿量 9.48%。

2. 回采

自采场底部切割工作面，采用 YT-28 型凿岩机，沿走向分梯段自下而上进行凿岩爆破回采工作，每次回采高度 2~2.5m，凿岩爆破后从底部装矿巷道用装岩机出矿，每次出矿量为采场崩矿量的 30%。在进行下一循环凿岩爆破工作之前，首先对采场矿体顶板和上下盘围岩，进行检查，查看矿岩稳定情况，撬邦问顶，在安全前提下，进行采场平整后，再依次自下而上循环作业，直至采到采场顶部后，才能进行采场大量出矿。应注意的是，采场上部凿岩爆破，正下方不应该出矿，下部出矿部位与上部凿岩爆破部位应错开进行。回采凿岩采用 YT-28 型凿岩机。下部装矿采用轨道式电动装岩机装入矿车。

采场放矿作业出现悬拱或立槽时，人员不应进入悬拱，立槽下方危险区进行处理。

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。

3. 采准设备计算

采切工程量见采矿方法图，千吨采准比 16.98m/kt，其中水平巷道占 80%，垂直巷道占 20%。

矿山规模 3 万 t/a，班产量 33t/班，采切工程量 $16.98\text{m/kt} \times 0.03\text{kt/班} = 0.56\text{m/班}$ ，其中水平巷道 0.44m/班，采用 YT-28 型凿岩机，掘进进尺 1.4m/台·班，需 $0.44\text{m/班} \div 1.4\text{m/台} \cdot \text{班} = 0.31$ 台，取 1 台。垂直巷道 0.12m/班，采用 YSP-45 型凿岩机，掘进进尺 0.6m/台·班，需 $0.12\text{m/班} \div 0.6\text{m/台} \cdot \text{班} = 0.2$ 台，取 1 台。

4. 回采设备计算

回采凿岩采用 YT-28 型凿岩机。

生产规模 3 万 t/a，班产量 33t/班，采准带矿 9.48%，3.13t/班，回采矿量 29.87t/班，采用 YT-28 型凿岩机，凿岩效率 30m/台·班，每米崩矿量 1.3t/m，废孔率 15%，需 $29.87\text{t/班} \div (30\text{m/台} \cdot \text{班} \times 1.3\text{t/m} \times 0.85) = 0.9$ 台，取 1 台。出矿采用轨道式电动装岩机，出矿效率 4 万 t/台·年，需 1 台，备用一台共 2 台。

采矿凿岩、出矿设备见下表。

表 2.4-4 采矿凿岩出矿设备表

设备名称、型号	工作	备用	合计
YT-28 型凿岩机	2	2	4
YSP-45 型凿岩机	2	2	4
Z--17AW 电动装岩机	1	1	2

5. 采矿损失率、废石混入率

参照类似矿山选取矿石损失率 8%，废石混入率 20%。

6. 充填

矿块回采结束后，采空区治理采用尾砂和废石充填。矿块底部 4m 及顶部 4m 采用 1:6 灰砂比的充填料充填，中间采用 1:8 灰砂比的充填料或废石充填。

此处灰砂比的要求，是根据经验取值，作为计算充填成本的依据，具体的灰砂比要求应根据充填试验结果进行选取，根据所需强度要求，进行灰砂比的确定。

7. 矿柱回收

平底底部结构的浅孔留矿嗣后充填采矿方法，顶柱不回收，只回收间柱，当采场回采结束，间柱回收可在人行通风井联络巷道中，用 YT-28 型凿岩机凿岩爆破回收间柱。顶柱和间柱崩落矿石，可从采场底部装矿巷道和联络巷道中，装岩机出矿装入矿车。

8. 采准和回采主要材料消耗

表 2.4-5 采准和回采主要材料消耗表

序号	材料名称	单位	单耗	班	日	年
1	铵油炸药	kg/t	0.5	16.67	50	15000
2	导爆管雷管	个/t	0.4	13.33	40	12000
3	导爆管	m/t	0.85	28.33	85	25500
4	合金片	g/t	5	166.67	500	150000
5	钎子钢	kg/t	0.023	0.77	2.3	690
6	坑木	m ³ /万 t	4	0.01	0.04	12

2.4.6.3 削壁充填采矿法

1. 采矿方法构成要素

矿块沿走向布置，矿块长 45~50m，阶段高 50m，顶柱 3m，人行通风天井间距 50m，顺路溜矿井间距 10m。

2. 采准与回采工作

采准工作：采准工作包括人行通风天井，矿石溜井、充填井、拉底平巷，采准比为 76m/kt，平巷掘进采用 YT-28 型凿岩机，天溜井掘进采用 YSP-45 凿岩机。

回采工作：采准工作完成后即可从采场底部由下向上逐层回采。采用 YT-28 型凿岩机打水平炮孔或采用 YSP-45 凿岩机打上向浅孔，每次采高 2m，凿岩效率 25m/台·班，每米孔崩矿量 1.5t。

矿体厚 0.4~0.8m，采幅 1.8~2m，先爆破岩石，整平后铺上垫板再爆破矿石，由人工将矿石倒运到溜井中。溜矿井随着采场充填料增高而加高。矿体倾角小于 45° 的，矿块回采推进方向从切割巷道开始，由下至上呈斜工作面扇形推进，使用 YT-28 型凿岩机一次打眼，两次爆破，先爆围岩，后爆矿石。采用电耙运至漏斗，采幅高度一般控制在 1.2~1.4m 以内。充填工作在废石爆破后进行，人工选用大块石砌筑档墙后将小块废石倒入墙内充实，自下而上逐段进行，充填体至回采工作面的距离不超过 3m，根据不同脉厚及顶盘稳固程度，采用间隔充填或全面充填，人工接顶。矿块生产能力为 1.5 万 t/a，矿石损失率 8%，废石混入率 20%。

根据矿体形态、厚度、产状、围岩等参数，主要采用浅孔留矿嗣后充填法，对品位高、厚度窄矿体采用削壁充填法。

2.4.7 通风系统

2.4.7.1 通风方式确定

本次设计井下通风风流与地表主风流方向对应时，矿井通风难度相对较小，故本设计综合比较两种通风方式的优缺点，并结合各采区井巷工程的布置现状情况，采用中央并列式抽出式通风方式。

2.4.7.2 通风系统

采用中央并列式通风，机械抽出式通风方式。

新鲜风流通过主井进入井下，经过运输巷道—人行采场天井进入采场，污风通过采场回风天井—上中段回风平巷—倒段通风天井—中段回风巷道—主回风井排出地表，风机安装在地表回风井井口风机房内。

对于各中段通风线路及避灾路线上存在的采空区，已形成的人行通风天井、出矿穿、溜井口等根据现场情况采用混凝土、浆砌石、砖墙或钢板进行密闭，通风线路上的密闭工程严禁采用栅栏密闭，防止影响通风；如采空区不具备封闭条件，矿山需重新开掘绕道，对原通往采空区的运输巷进行密闭。

2.4.7.3 矿井风量计算

本矿床矿石不含放射性元素及其它有害气体，故矿井通风按正常通风设计考虑。按照《金属非金属矿山安全规程》规定的最低排尘风速，计算的矿井所需风量如下：

2.4.7.4 采场作业面风量计算

该矿主要采用浅孔留矿嗣后充填法采矿，钻机在切割巷道中进行凿岩，因此采矿工作面计算采用巷道型作业面进行计算。

$$Q_{\text{采}} = S_{\text{采}} \times V_{\text{采}}$$

式中：V_采——采矿、放矿排尘风速，取 0.3m/s；

S_采——凿岩巷道断面积，取 6.5m²

$$\begin{aligned}\Sigma Q_{\text{采}} &= N_{\text{采}} \times Q_{\text{采}} + N_{\text{备}} \times Q_{\text{备}} = 2 \times 6.5 \times 0.3 + 1 \times 6.5 \times 0.3 \\ &= 5.85 \text{m}^3/\text{s}\end{aligned}$$

N_采——回采工作面个数，取 2 个。

N_备——放矿采场个数，取 1 个。

2.4.7.5 掘进面作业风量计算

掘进断面为 6.54m²，掘进工作面平均风速最小为 0.25m/s，取需风量为 1.64m³/s，工作面个数最多时为 1 个。

2.4.7.6 需通风的硐室及其它工作面所需风量计算

1. 配电硐室

$$q_1 = \frac{\Sigma N_b \eta_s}{C_p \gamma \Delta t} = \frac{640 \times 0.05}{1.005 \times 1.2 \times 5} = 5.31 \text{m}^3/\text{s}$$

其中 N_b = N' cos φ = 400 × 0.8 × 2 = 640kW

式中：q₁——变电硐室需风量，m³/s；

ΣN_b——同时工作的变压器有功功率之和，kW；

N'——变压器的额定容量，kW；

cosφ——功率因数，取 0.8；

η_s——变压器的损失，矿用变压器 η_s = 0.05；

C_p——空气定压比热，1.005kJ/kg·K；

γ——空气密度，1.2kg/m³；

Δt——硐室进风和回风的温差，一般取 Δt = 5℃；

2. 井下水泵硐室

$$q_3 = \frac{\Sigma N_b (1 - \eta)}{C_p \gamma \Delta t} = \frac{180 \times (1 - 0.96)}{1.005 \times 1.2 \times 5} = 1.19 \text{m}^3/\text{s}$$

式中：q₁——水泵硐室需风量，m³/s；



ΣN_b ——同时工作的水泵电机额定功率之和，kW；考虑最大涌水量时两台同时工作， $90 \times 2 = 180 \text{ kW}$ ；

η ——电机效率，取 0.96；

C_p ——空气定压比热， $1.005 \text{ kJ/kg} \cdot \text{K}$ ；

γ ——空气密度， 1.2 kg/m^3 ；

Δt ——硐室进风和回风的温差，一般取 $\Delta t = 5^\circ \text{C}$ ；

2.4.7.7 矿井所需总风量

采区作业面所需风量见下表（ k ——风量备用系数，取 1.2）。

表 2.4-6 风量计算表

序号	工作面性质	工作面数（个）	通风断面（ m^2 ）	风速（ m/s ）	风量（ m^3 ）
1	回采工作	2	6.5	0.3	3.9
2	放矿采场	1	6.5	0.3	1.95
3	掘进工作面	1	5.45	0.25	1.5
4	变电硐室	1			5.31
5	水泵硐室	1			1.19
6	小计				13.85
5	合计	考虑漏风备用系数 $K=1.2$			14.09

根据计算，生产时的总风量为 $14.09 \text{ m}^3/\text{s}$ 。按井下同时工作的最多人数 30 人计算，每人所需风量 $4.0 \text{ m}^3/\text{min}$ ，按作业人数所需风量为： $Q_{\text{需}} = 30 \times 4.0 / 60 = 1.2 \text{ m}^3/\text{s} < 14.09 \text{ m}^3/\text{s}$ ；

因此井下所需风量能够满足体开采期井下最多同时作业人数的要求。

按井下排除炮烟计算回采工作面需风量：

$q_{hy} = NLS/t$

式中 q_{hy} ——采场排烟需风量， m^3/s ；

L ——采场长度， m ；

S ——采场过风断面积， m^2 ；

t ——爆破后排烟通风时间， s ；对采场一般取 $1200 \sim 2400 \text{ s}$ ；

N ——采场中炮烟达到允许浓度时，风流交换倍数，试验得 $N = 10 \sim 12$ ，建议取大值。

本矿山， $q_{hy}=12 \times 50 \times 6.5/2400=1.625\text{m}^3/\text{s}$

因此井下所需风量能够满足井下开采期回采作业面排除炮烟的要求。

2.4.7.8 矿井通风阻力计算

矿井通风阻力计算是按通风容易时期和困难时期进行计算。五中段（-86m）生产时，为通风最困难时期，四中段（-50m）生产时，为通风最容易时期，详细计算见表 2.4-7、表 2.4-8。

矿井总压差是指空气流从进风口经过矿井所属的井巷工程到出风口所发生的能量损失，在数值上等于摩擦阻力与局部阻力之和。其中摩擦阻力的计算公式如下：

$$h_{\text{摩}} = \alpha PLQ^2/S^3$$

式中， α ——摩擦阻力系数， $\text{kg} \cdot \text{S}^2/\text{m}^4$ ；

P ——井巷工程的断面周长， m ；

L ——井巷工程的计算长度， m ；

Q ——通过井巷工程的风量， (m^3/s) ；

S ——井巷工程的断面面积， m^2 ；

局部阻力计算公式为：局部阻力 $h_{\text{局}}=h_{\text{摩}} \times 20\%$

进行矿井通风总阻力计算时，选择其中一条阻力最大的风路，沿着这条风路，分别计算各段井巷的通风阻力，然后叠加起来，即为矿井总阻力。

表 2.4-7 生产困难时期通风负压计算表

序号	井巷名称	摩擦阻力 系数 α $\times 10^3$	井巷长 度 L (m)	井巷周 长 P (m)	巷道断面 S (m ²)	S ³	风量 (Q)	Q ²	$h = \frac{\alpha LP}{S^3} Q^2$	巷道风 速 V (m/s)
1	主井 (52.5m~100m)	35	152.50	12.56	12.56	1981.39	14.09	198.53	6.72	1.12
2	主回风井 (55m~16m)	13	71.00	7.85	4.91	118.37	14.09	198.53	12.15	2.87
4	三中 (-16m) 回风水平巷	13	444.14	7.85	4.91	118.37	14.09	48.02	18.39	2.87
6	五中 (-86m) 运输水平巷	13	500.00	7.85	4.91	118.37	14.09	48.02	20.70	2.87
8	人行通风井 (-16-50m)	13	34.00	8.00	3.75	118.37	14.09	48.02	3.22	3.76
11	人行通风井 (-50--86m)	13	36.00	8.00	3.75	118.37	14.09	48.02	3.41	3.76
24	合计								64.59	
25	局部阻力系数 0.15								74.28	
26	总计								74.28	

表 2.4-8 生产容易时期通风负压计算表

序号	井巷名称	摩擦阻力系数 $\alpha \times 10^3$	井巷长度 L (m)	井巷周长 P (m)	巷道断面 S (m ²)	S ³	风量 (Q)	Q ²	$h = \frac{\alpha LP}{S^3} Q^2$	巷道风速 V(m/s)
1	主井 (52.5m~100m)	35	152.50	12.56	12.56	1981.39	14.09	198.53	6.72	1.12
2	主回风井 (55m~16m)	13	71.00	7.85	4.91	118.37	14.09	198.53	12.15	2.87
4	三中 (-16m) 回风水平巷	13	444.14	7.85	4.91	118.37	14.09	48.02	18.39	2.87
6	四中 (-50m) 运输水平巷	13	480.10	7.85	4.91	118.37	14.09	48.02	19.88	2.87
8	人行通风井 (-16-50m)	13	34.00	8.00	3.75	118.37	14.09	48.02	3.22	3.76
24	合计								60.36	
25	局部阻力系数 0.15								69.41	
26	总计								69.41	

2.4.7.9 矿井风流和风量的控制方法

局部风量调节有三种方法：增加风阻调节法、降低风阻调节法、辅助通风机调节法。

对不需人员进入的中段巷道及结束采场采用密闭墙及时封闭；在需风中段回风巷道设调节风门；利用局部通风机将主风流上风侧的新鲜空气送入独头巷道工作面，并将作业产生的污浊空气经独头巷道排出至主风流下风侧的通风方式；采场利用贯穿风流，新鲜风流自运输中段人行通风井进入清洗回采作业面，污风经另一侧人行通风井进入回风中段巷道。风量控制通过对回风中段内风量测定值，调整风门开闭大小，以调节控制各需风中段风量。

设计对井下总回风巷、各个生产中段进行风速在线监测，生产期间，在回风巷设置 1 个风速传感器，实现风速在线监测。

各生产中段设置必要的通风构筑物，如风门、风窗等，调节各中段需风量。

2.4.7.10 局部通风及矿井反风

1) 平巷掘进通风

根据设计巷道布置情况，设计平巷掘进通风方式采用局扇混合式通风方式。工作面污风由压入式风筒压入新鲜风流予以冲淡和稀释，由抽出式风筒排出。抽出式吸风口与作业面的距离应小于污染物集中带长度，与压入式风机的吸风口距离应大于 10m 以上，为了保证风筒重叠段巷道内进入新鲜风流，抽出式风机的风量应大于压入式风机的风量，压入式风筒的出口与工作面的距离应在有效射程之内。

2) 天井掘进通风

天井施工采用普通掘进法施工，天井施工规格为 2.5m×1.5m。由于天井采用自下而上掘进，爆破后产生有毒有害气体大多数较轻，本设计天井通风方式采用局扇压抽混合式通风方式，压入式风筒布设在人行间，风筒采用 400mm 新型玻璃钢风筒，抽出式风筒选用 400mm 阻燃柔性风筒。

3) 局扇通风风筒的选择

平巷掘进局扇抽出式通风选用 400mm 新型玻璃钢阻燃风筒，压入式采用通风选用 400mm 阻燃柔性风筒。

局部通风风筒口与工作面的距离：压入式通风应不超过 10m，抽出式通风应不超过 5m；混合式通风，压入风筒的出口应不超过 10m，抽出风筒的入口应滞后压入风筒的出口 5m 以上。

风筒应吊挂平直、牢固，接头严密，避险车碰和炮崩，并应经常维护，以减少漏风，降低阻力。

4) 独头掘进局部通风有困难时要及时掘进上行通风天井，确保通风安全。

独头采掘工作面 and 通风不良的采场，安装局部通风设备，局部扇风机应有完善的保护装置。如果独头工作面距进风巷不超过 7m 时，宜采用自然扩散。掘进长距离独头巷道，当一台局扇提供的风量不足时宜采用局扇串联通风。安装开停传感器进行开停监测。

一局部通风的风筒口与工作面的距离：压入式通风应不超过 10m；抽出式通风应不超过 5m；混合式通风，抽出式风筒的入口应滞后压入式风筒的出口 5m 以上，且压入式风筒出口吹出的风量应小于抽出式风筒入口吸入的风量。

一压入式通风进风口应设在新鲜风流处，并防止产生循环风；抽出式通风出风口应设主风流下风侧处，如下风侧风流会污染其他作业点，则应将抽出的污风用风筒直接引入最近的回风井巷内。

一局部通风风筒采用阻燃材料，风筒应吊挂平直、牢固，接头严密，避免车碰和炮崩，并应经常维护，以减少漏风，降低阻力。

一人员进入独头掘进工作面 and 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，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。

一独头工作面有人作业时，局扇应连续运转。局扇应指定人员管理、维护，保证正常运转。

一停止作业并已撤除通风设备而又无贯穿风流通风的采场和独头巷道，应设置栅栏和警示标志，防止人员进入。若需要进入，应进行通风和分析空气成分，确认安全方可进入。

5) 矿井反风

设计安装轴流式主扇，每个主扇风机均安装一个反风开关与主扇连接，一旦出现矿井火灾等情况，需要反风时，主扇通过反风开关，改变主扇主扇风机叶轮的转动方向，将原来的抽出通风，改为压入通风，即可实现矿井反风。

必须保证风机安装后，进行反风试验。反风风量必须达到正常通风风量的 60%以上，否则必须重新设计安装专门用于反风的风机及相关设施。矿山设备操作工人应熟练掌握该技能，保证在 10 分钟内实现反风。反风工作应每年进行试验，试验要详细测量反风风量，并做记录。

2.4.7.11 机站与通风构筑物的设置

主扇风机安装在地表风机房风机室（新建），风机室净长为 15m，净高 3.5m，净宽为 4.5m，一侧安装主扇风机，另一侧安装可供行人的正、反向风门共 2 道，地面为 15cm 厚混凝土地面，风机处基础地面加厚，安装地脚，基础厚不低于地脚加长螺栓长度；风机入风口周边与巷道间空隙利用混凝土浇注，厚 15cm，防止漏风。在主扇风机前 2.5m 处设置钢筋栅栏，栅栏孔为长×宽=150×150mm 的方形孔，钢筋直径 14mm，周边为 80×80mm 的角钢为框

2.4.7.12 风机选型

1. 初选风机风量计算

单台主扇风量计算公式： $Q=K \cdot Q_k$

式中：K——风机装置漏风系数；

Q_k ——矿井需风量， m^3/s

$$Q = K \cdot Q_k = 1.15 \times 14.09 = 16.20 m^3/s$$

2. 初选风机风压计算

拟安装主扇风压按下式计算：

$$H_i = H + h + h_c + 50$$

式中： H_i ——风机的计算风压，pa；

H ——矿井通风阻力，（74.28pa）；

h ——通风装置阻力，（取 150—200pa）；

h_c ——消声装置阻力，（取 50—100pa）；

$$H_i = 274 \sim 374.28 \text{ pa}$$

3. 风机选型

主扇风机安装型号为 K40-4-N0.11 的矿用节能通风机一台。

主扇风机参数：风量：11.3—24.7 m^3/s ；全压：203—939Pa；功率：30kw；
转速：1480r/min；功率因数：0.87。

主扇风机备用同型号电机一台。

2.4.7.13 局扇选型

平巷掘进、天井掘进局扇风机型号为 FBYN05.0，参数：全风压 800—2250Pa，
风量 130—240 m^3/min （2.2—4 m^3/s ）；全压效率 80%；额定功率 11kW。风筒直径
为 400mm 阻燃风筒，局扇的送风距离为 400m。

局扇安装有局扇开停控制传感器，有毒有害气体监测系统分站安装在井下生产中段，掘进通风采用压入式通风时，在距离回风出口 5~10m 回风流中设置一氧化碳和二氧化氮传感器；采用抽出式和混合式通风的独头掘进巷道，在风筒出风口后 10~15m 处设置一氧化碳或二氧化氮传感器，在调度室集中控制。

2.4.7.14 风机控制方式

设计风机采用人工控制方式，全压启动。

风机的控制柜内安装反风开关，用于风机的快速反风。

2.4.7.15 快速更换装置

风机房内安装一台小型天吊，作为主扇备用电机的快速更换装置。

2.4.8 矿山供配电设施

2.4.8.1 供电电源

矿山供电为古楼子乡供电所，电压等级为 6.6kV，矿山配电变压器容量为 315KVA1 台，可满足生产和生活需要。坑外配电电压为 380V，坑内照明为 220V，采掘工作面为 36V。设计采用双重电源供电。矿山供电一路电源通过古楼子乡供电所 6.6kV 引至井口变压器，通过变压器将高压电转换成各设备用电电压，经阻燃电缆接入各用电设备。矿区拟采用自备柴油发电机供电，设 1 台 400V，350kW 柴油发电机组，为提升设施、通风设施、排水设施等一级负荷提供备用电源。

表 2.4-9 一级负荷表

一级负荷设备	功率 kW
主井提升机	110
2 台水泵房水泵	74
通风机	30
合计	214

2.4.8.2 计算负荷

根据矿井设备容量及电力负荷计算结果如下：

1. 地表风机安装用电负荷约为 30KW；
2. 局扇安装用电负荷约为 2×5.5KW；
3. 空压机安装用电负荷约为 2×55KW（一台兼用于压风自救）；
4. 喷射机安装用电负荷约为 2×5.5KW；
5. 装岩机安装用电负荷约为 2×55KW；
6. 照明、后勤及检修用电负荷约为 30KW；

7. 坑内供排水系统用电负荷 37KW（一用一备一检修）；

8. 提升机功率为 110KW

安装负荷：424KW，工作负荷：332KW；

其中：地表安装负荷：280KW，工作负荷：225KW；

井下安装负荷：353KW，工作负荷：316KW。

一级负荷：安装 251KW，工作负荷：214KW

负荷计算：

有功功率：318.88KW

无功功率：241.66KW

视在功率：400KW

年总用电量：57.58 万千瓦时/年

本工程负荷均为一、三级负荷。

负荷计算汇总表见下表。

表 2.4-10 负荷计算表（需要系数法）

序号	设备名称	安装台数	使用台数	安装功率	使用功率	同时系数 Tx	需要系数 Kx	功率因数 C0 Sφ	tgφ	有功功率 KW	无功功率 Kvar	视在功率 KVA
1	水泵	3	2	111	74	1	0.8	0.8	0.75	59.2	44.4	
2	提升机	1	1	110	110	1	0.8	0.8	0.75	88	66	
3	通风机	1	1	30	30	1	0.8	0.8	0.75	24	18	
4	空压机	2	1	110	55	1	0.8	0.8	0.75	44	33	
5	局扇	2	2	11	11	0.8	0.8	0.8	0.75	7.04	5.28	
6	喷射机	2	2	11	11	0.8	0.8	0.8	0.75	7.04	5.28	
7	装岩机	2	1	110	110	0.8	0.8	0.8	0.75	70.4	52.8	
8	地表照明及后勤			30	30	0.8	0.8	0.75	0.88	19.2	16.896	
9	小计:			523	431							
10	地表一级负荷			251	214							

序号	设备名称	安装台数	使用台数	安装功率	使用功率	同时系数 T _x	需要系数 K _x	功率因数 C ₀ S _φ	tgφ	有功功率 KW	无功功率 Kvar	视在功率 KVA
负荷合计:		13	10	523	431					318.88	241.65 6	400.10 25828
损耗										1	10	10.049 87562
折 10 KV 侧										319.88	251.65 6	410.15 24584
11	全矿二级负荷			251	214							
12	无功补偿 150Kvar							0.9 530 324 63		319.88	101.65 6	335.64 43903
13	平均负荷 kw									287.89 2		
14	年电耗万 Kwh									57.578 4		
15	电单耗 Kwh/T									28.789 2		
16	折年耗标煤 KKg									116.25 07896		

2.4.8.3 供电方式

1. 变电

(1) 地表工业场地供电设施

主井地表工业场地利旧综合变电室一座。

综合变电室利旧 1 台 S11-M-315kVA6.6kV/0.4kV 变压器，新增一台 S11-M-315kVA6.6kV/0.4kV 变压器，6.6kV 电源引自 6.6kV 架空线路。低压柜采用 GGD2 型开关柜。380V 主接线形式为单母线单段形式，以放射式的方式为空压机、通风机、及附近低压用电负荷供电。

地表通风机房均配电室一处，主接线形式为单母线单段，以放射式的方式为通风机及附近低压用电负荷供电。

两路电源分别由综合变电所供电变压器 S11-M-315kVA 及 350kW 柴油发电机提供。

(2) 井下供电设施

井下设采区电气硐室，为井下设备供电，电源引自井上 1 台变压器 S11-M-315kVA 6.6kV/0.4kV，电源引自 6.6kV 架空线路。低压柜采用矿用一般型开关柜。380V 主接线形式为单母线单段形式，以放射式的方式为井下生产低压用电负荷及附近井下低压用电负荷供电。

采区地表新设一台 350kW 柴油发电机为地表风机和井下排水泵提供 380V 保安电源。

根据生产需要，在生产中段负荷中心设置生产动力箱，动力箱采用矿用一般型开关柜。380V 主接线形式为单母线单段，以放射式的方式为生产低压用电负荷供电。

电源引自采区变压器 S11-M-315kVA。

(3) 无功补偿

采用低压侧补偿，补偿后功率因数为 0.95。

2. 输电

(1) 由地表向井下供电的电缆共计 2 路。电缆型号为 WD-ZCYJY42-1kV1 (3*185+1*95) 及 WD-ZCYJY42-1kV1 (3*70+1*35)。

(2) 高压侧架空线与电缆连接处及高压配电系统母线设避雷器做防雷保护。

(3) 在下井电缆（包括通讯电缆）地面及井下一次配电装置处设适应避雷器保护。

3. 照明

矿山井下运输道照明电源采用独立的 127VAC 照明变压器，井下作业面照明电源采用独立的 36VAC 照明变压器，地表其他照明采用 220VAC 电源。

2.4.8.4 供电电压选择

1. 供配电电压确定原则

供配电电压的选择遵照并充分满足以下条件要求：

- (1) 供电条件；
- (2) 厂区各类负荷大小及分布，尽量减少投资及供配电系统电力损耗；
- (3) 满足各类设备起动、运行及对电压的要求；
- (4) 控制保护装置对电压的要求；
- (5) 保护人身安全的要求；

2. 供配电电压的确定

根据用电设备技术规格及有关规程规定，矿山采用下列电压：

高压供电电压 10KV

低压用电设备 380V

3. 保护

电力变压器采用真空开关或跌落开关保护，低压配出回路采用低压断路器保护，电动机回路采用交流接触器和热继电器保护。在井下配电点装设电源检漏箱和照明检漏箱用于漏电保护。

井下用电设备与井下配电点的距离大于 50m 时，应在用电设备的现场装设隔离开关装置。

井下低压安全供电设保护接地、漏电保护和短路保护。

保护接地：用导体将电气设备的所有不带电的外露金属部分与埋在地下的接地极连接起来。使电气设备因漏电产生的对地电压降低，降低程度与保护装置的质量有关。只有达到要求才能起到良好的保护作用。

漏电保护：在供电系统中装接漏电继电器。其作用是：(1) 当供电系统漏电时，能迅速切断电源，也就是进行绝缘监视；(2) 当人体触电时，在人体未感知时切断电源。

短路保护：在电路中接入熔断器、限流继电器、过流继电器等。其作用是当线路和电气设备的工作电流超过规定的允许值时，自动切断电源，保护线路和电气设备。

裸带电体基本（直接接触）防护设施

（1）在有人作业的一般场所，有危险电位的裸带电体应加遮护或置于人的手伸出后可能触及的区域范围以外。

（2）标称电压超过交流 25V（均方根值）容易被触及的裸带电体必须设置遮护物或外罩，其防护等级不应低于《外壳防护等级分类》（GB4208-84）的 IP2X 级。

（3）遮护物和外罩必须可靠地固定，并应具有足够的稳定性和耐久性。

（4）当需要移动遮护物、打开或拆卸外罩时，必须采取下列的措施之一：使用钥匙或其它工具；切断裸带电体的电源，且只有将遮护物或外罩重新放回原位或装好后才能恢复供电。

（5）当裸带电体用遮护物遮护时，裸带电体与遮护物之间的净距应满足下列要求：当采用防护等级不低于 P2X 级的网状遮护物时，不应小于 100mm；当采用板状遮护物时，不应小于 50mm。

（6）容易接近的遮护物或外罩的顶部，其防护等级不应低于《外壳防护等级分类》（GB4208 — 84）的 IP4X 级。

（7）当采用遮护物和外罩有困难时，可采用阻挡物（栏杆、屏障等）进行保护，阻挡物应能防止下列情况的发生：人体无意识地接近裸带电体；操作设备过程中人体无意识地触及裸带电体。

（8）安装在有人场所的开敞式配电设备，其未遮护的裸带电体距地面高度不应小于 2.5m；当低于 2.5m 时应设置遮护物或阻挡物，阻挡物与裸带电体的水平净距不应小于 0.8m，阻挡物的高度不应小于 1.4m。

（9）本次设计的裸带电体主要是配电变压器的接线端子和低压母线，地表变压器安置高度距离地表 2.5m 以上，变压器周围 1.5 外设高度为 1.5m

的护栏进行围封，安设禁止入内、有电危险的安全警示标识。变压器周围严禁堆杂物。

2.4.8.5 短路电流计算及主要设备选择校验

由于地区电网变电所上级电源变电所尚未建成和投运，接入系统方案设计尚未最终完成，因此目前上一级电源系统电源参数暂时不能取得，接入点短路容量暂时无法提供，不具备系统短路电流计算的条件，待上述部分设计完成并提供相关系统参数后，再补充本工程供配电系统短路电流计算的内容，并根据计算结果对主要设备参数进行选择校验。

根据接入方案设计单位建议，矿区 6.6kV 配电设备额定短路开断电流可按 25kA 选择；本工程 10（6.6）kV 出线电力电缆截面不小于 50mm²。

2.4.8.6 无功补偿及谐波处理

无功补偿采用就地补偿的方式，在车间变电所低压母线设电容补偿装置，功率因数保证在 0.92 以上；

对集中使用 0.4kV 变频器的变电所，在 0.4kV 母线安装谐波治理设备，保证对电网的谐波影响在国家标准允许范围之内。

2.4.8.7 防雷与接地

6.6KV 地表变电所：在终端杆上安装氧化锌避雷器，电力变压器处安装垂直接地极接地系统，接地电阻要求不大于 4 欧，所有带电设备（设施）的外壳采用接零保护。井下配电点安装独立接地系统，接地电阻不大于 2 欧，用电设备（设施）的外壳、电缆铠装带及电缆挂钩等采用接地保护。

矿山建筑物的屋面设避雷带，避雷带应可靠两处以上接地；从架空线路上引接的电缆线路连接处，分支线与移动设备的接电处应装设避雷器；在变压器低压侧装设避雷器或击穿保险。

2.4.8.8 计量和显示仪表

在终端杆上安装 10KV 计量箱，要求达到当地电力主管部门规定的精度和互感器变比。在各低压进线柜内安装电流表和电压表，在主要配出回路安装电流表。

2.4.8.9 节能

1. 变配所深入负荷中心，提高配电电压，减少线路损耗。
2. 选用节能型变压器，减少变压器有功、无功损耗。
3. 设置自动投切的无功补偿装置，提高系统功率因数，必要时装设谐波补偿装置。

2.4.9 防排水与防灭火系统

2.4.9.1 矿山排水

根据《辽宁省宽甸县古楼子乡大古岭金矿资源储量核实报告》可知，井下正常涌水量 $211\text{m}^3/\text{d}$ ，设计估算最大涌水量为 $1628.96\text{m}^3/\text{d}$ 。

设计采用一段排水方式，在-86m 中段主井附近布置水泵房和水仓，-86m 中段以上的坑内涌水通过泄水孔自流到-86m 中段石门水仓，经主井一段直排至地表高位水池。

设计采用一段排水方式，在-86m 中段主井附近布置水泵房和水仓，-68m 中段以上的坑内涌水通过泄水孔自流到-86m 中段石门水仓，经主井一段直排至地表高位水池。

1. 水泵的选择

(1) 设计依据

高位水池高程：62.5m；

水泵房底板高程：-86m；

正常涌水量： $211\text{m}^3/\text{d}$ ；

最大涌水量： $1628.96\text{m}^3/\text{d}$ 。

(2) 水泵房及水仓设计

开采时，在主井-86m石门附近布置水泵房和水仓。水泵硐室断面规格为 4.0×4.0m，泵房底板标高为-86.5m，高出巷道底板0.5m。水泵房出口不少于两个；一个通往中段巷道并装设防水门，防水门压力等级不低于0.1MPa；另一个通过斜管道与主井贯通，斜管子，高于水泵房7.5m。

(3) 水泵选择

正常涌水量时

$$Q=Q_1' / 20=211/20=10.55\text{m}^3/\text{h}$$

最大涌水量时

$$Q=Q_2' / (2 \times 20)=1628 / (2 \times 20)=40.7\text{m}^3/\text{h}$$

式中：Q—水泵流量， m^3/h ；

Q_1 —矿井正常涌水量， m^3/d ，

Q_2 —矿井最大涌水量， m^3/d 。

水泵扬程： $H=K(H_p+5.5)=1.1 \times (140.5+5.5)=160.6\text{m}$ ；

式中：H—计算水泵所需扬程；

K—扬程损失系数，1.08—1.10；

H_p —一次排水高度。

水泵房设计选用 3 台 80D46-30×6 水泵，每台水泵流量 $46\text{m}^3/\text{h}$ ，扬程 180m，电机功率 37kW，电压 380V，1 台工作，1 台备用、1 台检修。最大涌水量时，2 台工作，1 台检修。

选择水泵参数如下表：

表 2.4-11 水泵性能表

水泵型号	流量(m^3/h)	扬程(m)	电机功率(kW)	效率(%)
80D46-3×60	46	180	37	70

水泵房设置 80D46-3×60 型卧式离心泵进行排水，设计选用 3 台，其中 1 台工作，1 台检修，1 台备用，最大涌水量时，2 台工作，1 台检修。配套电机功率 37kW， $n=2950\text{r}/\text{min}$ ，380V。

(4) 排水管直径计算:

$$d_p' = \sqrt{\frac{4nQ}{3600\pi v_{jj}}} = \sqrt{\frac{4 \times 1 \times 46}{3600 \times 3.14 \times 2}} = 0.090m$$

故选取 $\Phi 108 \times 4mm$ 无缝钢管。

管道敷设,沿主井敷设 $\Phi 108 \times 4mm$ 无缝钢管两条。正常排水时一条工作,当最大湧水量时两条同时工作。

2. 井下探放水

采掘作业过程中,凡遇到接近水淹或积水的井巷或相邻矿山、含水层、导水断层、溶洞和导水陷落柱、可能与水体相通的断层破碎带、有出水可能的钻孔等其他可能出水的区域时,必须确定探水线,编制探放水设计,探放水设计经矿山相关职能部门、总工程师及主管安全生产的副矿长审批后,由副矿长以上负责人带班组织有经验的班组实施。

(1) 在巷道掘进时,对接近水体而又有断层通过的地区或与水体有联系的地段,必须坚持“有疑必探,先探后掘”的原则,确定探水方案。

(2) 采掘过程中遇到水文地质不良地段,应用 TUX—75A 型震动探水钻机探水孔,实施超前探放水,超前距离 20m 以上;钻孔呈半扇形布置在巷道顶(底)帮,一般布置 3~4 个孔,钻孔与水平面夹角为 $7 \sim 15^\circ$ 。遇到涌水量严重地段采用注浆堵水,探矿工程绕行布置。

(3) 钻进前必须选择合适的位置,接好供水排水管路,保证水流畅通,同时安设好水泵等排水设备。

(4) 如果探孔出水量达到 $5m^3/h$ 以上时,应退出钻杆,接好水管进行控制放水,如果出水压力大且有异常情况时禁止退出钻杆,应查明情况并采取措施后方可施工。

(5) 施工时随时观察顶帮情况,发现透水预兆时,必须立即停止作业,报告班组长,由班组长带领所有人员沿避灾路线撤离,并及时向调度室汇报。

(6) 探水地区和相邻工作地区要保持正常的信号联系，一旦出水要迅速通知受水害威胁地区的工作人员撤离危险地点。

(7) 打钻时，要注意观察钻孔情况，如发现岩壁松动或沿钻杆向外流水等，要立即停止钻进，进行检查，监视水情，严禁移动或拔出钻杆，同时立即通知危险区内人员全部撤离。

(8) 撤出钻杆时，人员不要正对钻孔，以免水压过大伤人，控制好高压阀门，运出钻机，接好管路，将水引至水仓或水沟。

(9) 电缆必须吊挂在巷道底板以上 1.5m，开关架齐全，高度 0.5m 以上，并严格执行供电安全规定；

(10) 必须待巷道内排水设施安设完好，并且试运转正常后方可开始探水工作；

(11) 在掘进与钻探同时施工时，必须有专人作联络员，防止施工发生相互影响，如有意外情况，相互之间必须做好联系。

(12) 巷道施工及生产中出现裂隙带突然涌水现象时，可利用水泥、水玻璃双液注浆封堵。当发现水量大，水压大时应停止掘进，撤离人员，进行疏干放水。把水量完全放出，水压降下来才可继续生产。

(13) 掘进工作面出现“出汗”、顶板淋水加大、空气变冷、产生雾气、挂红、水叫、底板涌水等透水预兆时，要立即停止工作，报告有关责任人采取措施，如果情况紧急，要立即发出警报，撤出所有可能受水害威胁地点的人员。

(14) 掘进过程中观察构造破碎带和节理裂隙处涌水现象。若遇断层，必要时应在两侧留设 20m 防水矿体，对含水构造采取注浆的方式处理。

要成立企业主要负责人为组长的汛期防灾领导小组，编制汛期防灾工作方案，明确任务和责任，加强汛期调度和值班工作；要建立灾害性天气预警和预防机制，主动与气象、水利、防汛等部门联系，掌握危及矿山安全生产的灾害信息，密切关注灾害性天气的预报预警信息，掌握汛情水情，及时主

动采取措施，并加强与周边相邻矿山的信息沟通；要建立巡视检查制度，安排专人负责对矿井、露天矿边坡、矿区道路、通讯、电力等建筑物、构筑物及周边废弃老窑等重点部位进行巡视检查，特别是接到暴雨灾害预警信息和警报后，要实施 24 小时不间断巡视；要建立紧急情况下人员撤离制度，发现灾害严重可能引发事故时，要立即撤人，在确认隐患已彻底消除后方可恢复生产。

凡井下要严格按照“堵疏结合”原则，及时进行封堵和疏排水。

- 1) 排到地面的井下积水应引至高位水池，多余部分必须引出矿区。
- 2) 矿区及附近积水或雨水有可能侵入井下时，应做好地面水防治，堵塞漏水通道和排除积水。
- 3) 为确保安全生产，需定期对已经封堵的废弃巷道的排水管进行检查。
- 4) 对接近水体而或与水体有联系的地段，必须坚持“有疑必探，先探后掘”的原则，确定探水方案。采掘过程中遇到水文地质不良地段，应用 TUX—75A 型震动探水钻凿探水孔，实施超前探放水，超前距离 20m 以上；遇到涌水量严重地段采用注浆堵水，探矿工程绕行布置。
- 5) 探放水措施经矿山相关职能部门、总工程师及主管安全生产的副矿长审批后，由副矿长以上负责人带班组织有经验的班组实施。
- 6) 探水前应做好下列准备工作：
 - ① 检查钻孔附近坑道的稳定性；
 - ② 清理巷道、准备水沟或其它水路；
 - ③ 在工作地点或附近安装电话；
 - ④ 巷道及其出口，应有良好照明和畅通的人行道；
 - 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 必须制定预防突然涌水的安全措施，向井下作业人员普及透水前兆知识，发现问题及时处理。

2.4.9.2 防灭火系统

矿山消防用水 $144\text{m}^3/\text{次}$ ，设计蓄水池容量为 200m^3 。

矿山主井附近修建 200m^3 高位水池，依靠蓄水池内水的自然压差分别向矿山供水，最小供水高差 98.5m。供水管路通过主井敷设至中段用水工作面。坑内生产用水及消防用水共用一条管路，供水管规格为 $\Phi 89 \times 4.0\text{mm}$ 的无缝钢管。水源取自井下排水，坑内排水通过管路输送至 200m^3 高位水池。

2.4.10 安全避险“六大系统”

为加强金属非金属地下矿山安全监督管理，不断提升地下矿山安全生产保障能力和本质安全水平，根据《国家安监总局关于开展金属非金属地下矿山防中毒窒息专项整治的通知》(安监总局一[2013]32 号)要求，地下矿山企业应按规定的安装标准和期限安装使用(建设完善)安全避险“六大系统”，并加强日常管理和维护，确保各系统正常运行。

建设安全避险“六大系统”是依靠科技进步和先进适用技术装备，从源头上控制安全风险、从根本上提升地下矿山安全保障能力的有效措施。

设计在该矿生产中段布置矿山安全避险“六大系统”，安全避险“六大系统”包括：监测监控系统、井下人员定位系统、紧急避险系统、压风自救系统、供水施救系统、通信联络系统。

2.4.10.1 监测监控系统

根据《金属非金属地下矿山监测监控系统建设规范》(AQ2031-2011)以及《金属非金属矿山安全规程》(GB16423-2020)的要求和矿山现状，本系统应设置监测监控系统，以实现对其有毒有害气体监(检)测及通风系统监测。

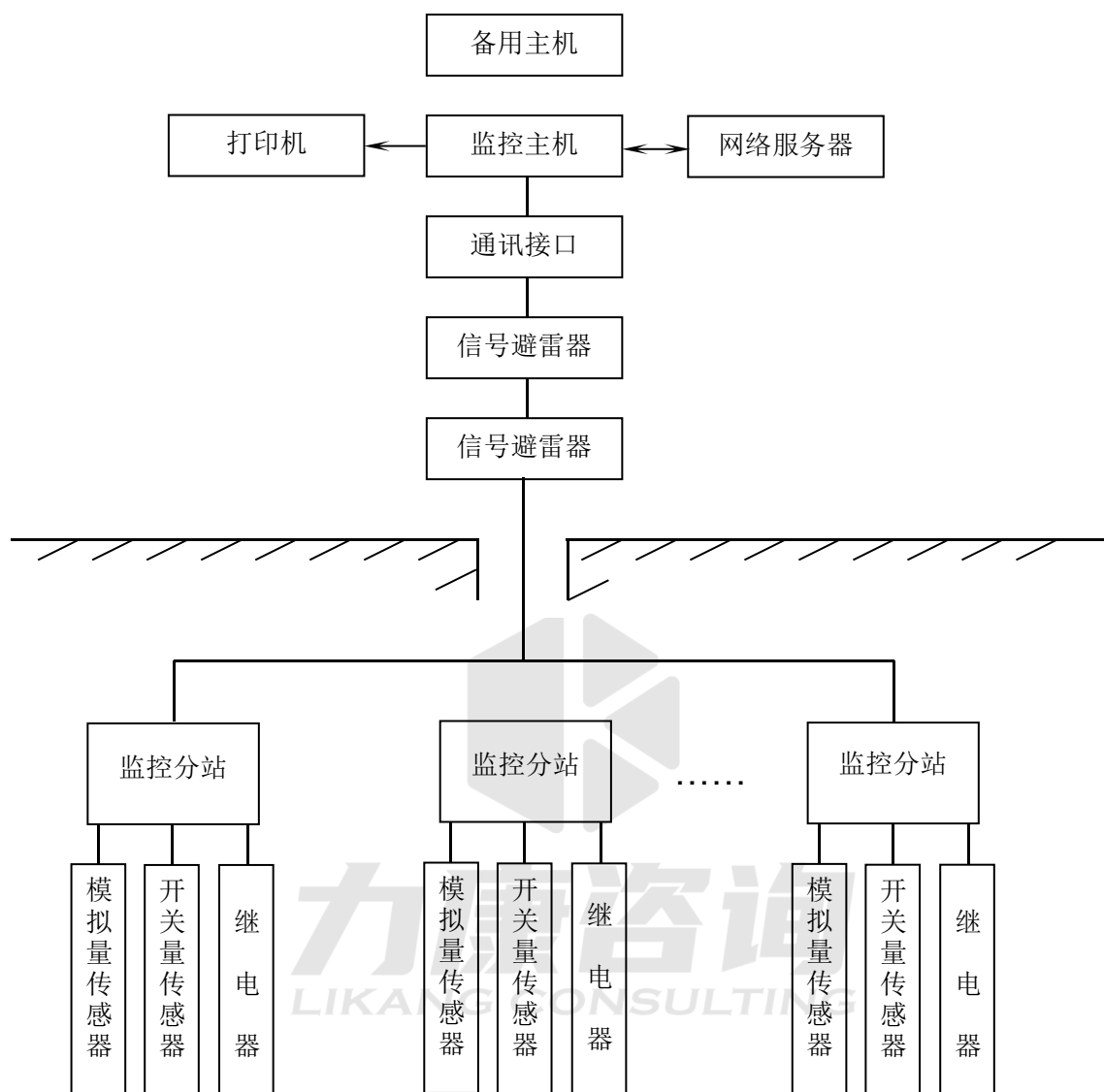
由于地表岩移监测范围内高压线、矿山道路，所以本次设计地表变形及沉降监测。同时结合矿山生产条件、特点，全矿监测监控系统分为安全监控系统、视频监测系统和地表变形及沉降监测系统。

1. 安全监控系统

本矿采用一套安全监控系统，安全监控系统(以下简称系统)是一种全新的适用于金属非金属矿山监控系统。该系统具有监测矿井有毒有害气体，实现控制设备运行的特点。系统由井上和井下两部分组成，井上部分由计算机、通信接口、打印机、通讯电缆及网络系统组成地面中心站，中心站可集中监测并控制井下各种环境参数及设备运行情况，具有实时监控、即时报警、数据查询、数据报表、地面控制等功能。

井下部分由监控分站、传感器、通讯电缆组成，实时将监测对象数据传输到地面进行处理。

根据矿井开拓开采顺序，安全监控系统只布置在矿井正式生产前的中段、以后随着生产中段下移，监控系统设备均跟随下移。



(1) 系统构成

系统在地面由监测主机、打印机、通信接口、避雷器；井下由、监控站、断电器、声光报警器及各种传感器组成。

本矿安全监控系统的中心站设在地面调度室内；井下部分由监控分站、传感器、通讯电缆组成。

主机应安装在调度室内，并双机备份，且应在矿山生产调度室设置显示终端，设计为主机和分站配备 UPS 备用电源，能保证连续工作 2h 以上。

在井下生产中段车场附近，即中段入风口布置一个一氧化碳传感器；在水泵房位置布置一个一氧化碳传感器，在水泵房位置布置一氧化碳传感器，主回风井井口布置一个一氧化碳传感器。

设计主回风井井口各置 1 个开停传感器，对主扇风机进行监测。由于每个采场的生产周期较短，所以设计为每个局扇开停传感器留出备用线缆，当周边采场改变时，局扇开停传感器能随着采场的改变而变换位置。

在井下生产中段车场附近，即中段入风口布置一个风速传感器；在各采区水泵房位置布置一个风速传感器，在各采区回风井井口各布置一个风速传感器，实现对矿井总回风风速的在线监测；在各个采场布置风速传感器，实现对采场工作面的风速实现在线监测。在最低水平中段的入风处和回风处设置风速传感器，实现对通风最困难巷道的在线监测。

在风机的入风端及出风端设置风压传感器，以实现对主通风机的在线监测。

各采区分站安装在井下，位置选择在便于人员观察、调试、检验，且围岩稳固、支护良好、无滴水、无杂物的进风巷道或硐室中，安装时应垫支架或吊挂在巷道中，使其距巷道底板不小于 0.3m。

设计为各采区配置 9 台便携式气体检测报警仪，实现对掘进工作面及采场的一氧化碳、氧气、二氧化氮等浓度进行检测，有报警参数设置和声光报警功能。

（2）系统功能

本系统具有以下功能：

1) 数据采集

① 系统具有风速、风压、一氧化碳浓度等模拟量采集、显示及报警功能；

② 系统具有馈电状态、风机开停、风筒状态、风门开关等开关量采集、显示及报警功能。

2) 控制

① 系统由现场设备完成一氧化碳浓度超限声光报警功能；

② 局部通风机停止运转或风筒风量低于规定值时，声光报警；当局部通风机或风筒恢复正常工作时，自动解锁；

③ 具有地面中心站手动遥控断电/复电功能，并具有操作权限管理和操作记录功能。

(3) 存储和查询

① 一氧化碳浓度、风速、负压等重要测点模拟量的实时监测值

② 模拟量统计值(最大值、平均值、最小值)

③ 报警及解除报警时刻及状态

④ 断电/复电时刻及状态

⑤ 馈电/复电时刻及状态

⑥ 局部通风机、风筒、主通风机、风门等状态及变化时刻

⑦ 设备故障/恢复正常工作时刻及状态等

(4) 显示

系统具有列表显示功能：

① 模拟量及相关显示内容包括：地点、名称、单位、报警门限、断电门限、复电门限、监测值、最大值、最小值、平均值、断电/复电命令、馈电状态、超限报警、馈电异常报警、传感器工作状态等；

② 开关量显示内容包括：地点、名称、开/停时刻、状态、工作时间、开停次数、传感器工作状态、报警及解除报警状态及时间等；

③ 累计量显示内容包括：地点、名称、单位、累计量值等。

④ 系统具有能在同一时间坐标上同时显示模拟量曲线和开关状态图等。

⑤ 系统具有模拟量实时曲线和历史曲线显示功能。

⑥ 系统具有开关量状态及柱状图显示功能。

⑦ 系统具有模拟动画显示功能。

⑧ 系统具有系统设备布置图显示功能。

（5）打印

系统具有报表、曲线、柱状图、状态图、模拟图、初始化参数等召唤打印功能。

（6）人机对话

系统采用菜单式人机对话方式完成各种功能的操作。

（7）自诊断

系统具备自诊断功能，及时发现监控站、供电电源、传感器和传输电缆的故障，并予以报警。

（8）双机切换功能

值班人员能时刻观察工作主机的操作界面，即时发现工作主机的故障，立即手动更换接线至已通电待用的备用主机，使备用主机投入正常工作。

（9）备用电源

系统具有备用电源。当电网停电后，保证对风速、风压、一氧化碳、主通风机、局部通风机开停、风筒状态等主要监控量继续监控。

（10）数据备份

系统采用在不同的硬盘上进行自动数据备份。

（11）防雷

在系统的通信接口、入井口应有防雷装置；在地面中心站设备电源应有防雷装置。

（12）其他

① 系统具有网络通信功能。

② 系统具有软件自监视功能。

③ 系统具有软件容错功能。

④ 系统具有实时多任务功能，能实时传输、处理、存储和显示信息，并根据要求实时控制，能周期地循环运行而不中断。

2. 视频监控系统

视频监控系统是金属非金属矿山监测监控系统的组成部分，是矿山重要环境地点进行安全管理的有效手段，根据《金属非金属地下矿山监测监控系统建设规范》(AQ2031-2011)以及《金属非金属矿山安全规程》(GB16423-2020)的要求和矿山现状，本矿应设置视频监控系统。

本矿视频监控系统设计除满足安全避险“六大系统”规定的要求外，同时也考虑了生产视频需要，为全矿安全生产奠定了基础。

(1) 视频监控系统的建设包括了采集编码、传输控制、中心监控等部分：

1) 视频采集及编码

针对矿山环境特点采用井下摄像机获取图像，通过模拟信号接入模拟光端机传送至后端硬盘录像机，实现图像的统一编码。

2) 视频传输

在网点-中心建设视频专网，实现图像的逐级上传，视频专网采取一定的安全措施，以保证内网的安全性。

3) 中心控制

在监控中心部署监控中心视频信息平台，可根据具体分控需要配置一定数量的流媒体服务器，实现全网资源的统一管理与调配。

(2) 系统构成

本系统主要有前端监控点、前端监控室和调度室组成。

前端监控点：在井口调度室、井下装载点、地面卸载站，各生产中段调车场及水泵房等地布置红外模拟摄像机。

前端监控室：井口调度室，主要涉及所辖区域的本地监控及存储，及时发现现场运营异常。

调度室：可以满足对非井内监控点位外的监控点的编码存储及下级监控点的局域网远程视频监控功能。

视频信号的传输：由于矿山监控点的分布较分散，并距离都较远，采用同轴电缆传输成本较高、信号衰减较大，因此采用同轴电缆+模拟光端机的光纤传输模式；远程监控的实现基于现有的办公网络或重新建立监控专网来实现，每路 CIF 图像的网络带宽要求为 512KB、4CIF 为 1.5MB，可根据此数据具体推算网络带宽并规划设计。

（3）系统功能

网络监控软件预览操作方便使用，通过鼠标双击摄像点，或者鼠标拖动摄像点即可完成视频操作。

设备支持设置多个操作员账户，每个操作员用户可以拥有不同的权限，视频监控预览采用显示器接入网络硬盘录像机的 VGA 输出口显示管辖区的各个监控点的环境情况，采用鼠标、面板操作方式调用硬盘录像机的各项功能，使用方便操作灵活。

软件功能：

1)通过调度室内的计算机安装客户端监控软件能很好的完成以下功能：

- 视频、音频实时预览、回放；
- 海量数据网络存储、集中管理；
- IP 前端集中管理、配置，可添加、删除 IP 前端，修改参数等；
- IP 前端设备远程访问与控制，包括：云台控制，聚焦，变倍等；
- 广泛报警接入，联动报警输出，报警信息主动上传；
- 用户权限统一分配，具备登陆、验证；
- 电子地图热点、热区联动效应。

2)远程连接实现

本项目采用的平台软件默认管理设备上限为 50 台，通过统一添加设备后完成对设备的集中管理和控制，添加设备名称(随写)、IP 地址和端口号、用户名密码即可。

3)用户权限管理

IP 监控系统往往覆盖范围广、区域跨度大、设备类型多，客户端能集中管理所有前端设备，一方面能综合管理，及时有效地了解设备状态，另一方面可简化操作，易于维护。客户端以高效的数据库形式保存：

创建监控区域，配置设备信息，可添加、更改、删除前端设备；

根据实际物理范围来划分“区域”，前端设备归属在相应区域内，为方便用户未来的管理，支持设备名自定义；

采用明快的树状结构管理授权用户信息，可添加、更改、删除用户，可为每个用户设置独立权限，包括网络预览、云台控制、视频参数、远程回放、本地录像、语音对讲、远程配置；

认证用户权限，授权用户在操作之前必须经过登陆验证，通过验证才允许操作，否则被拒绝。操作信息记录到操作日志中；

设备状态一览无遗，包括：监控点编号、录像与否、视频信号丢失与否、硬件状态正常与否、并发连接数、通道当前码率、SD 卡状态；

集中管理服务信息(流媒体服务、硬解码服务等)；

对来自前端的报警信息进行分类，记入到日志中；

提供操作日志、报警日志的查询，最长保存周期为 1 个月；

提供设备日志的查询，按时间，类型，时间&类型的方式进行搜索，时间可细化至秒级，类型分主类型和次类型，细化至具体操作；

巡检和校时；平台可确保各设备时间与标准时间一致性，支持自动校时和手动校时。平台每天将于设定时间对下属所有设备进行统一校时，或者直接点击“校时”按钮完成手动校时，当即生效。

4) 预览回放功能

网络监控软件预览操作方便使用，通过鼠标双击摄像点，或者鼠标拖动摄像点即可完成视频操作。

视频回放操作通过选择摄像点和回放时间即可列出进度条，使用者可以通过鼠标点击进度条快速调整回放的内容，还可以通过快速播放功能，跳帧播放功能快速预览监控历史资料。

5) 远程动点的控制

远程控制内容包括远程配置设备参数、远程控制云台/球机等等。

在预览界面下通过云台控制按钮群，包括四向导航键，雨刷、灯光启动键，调焦、聚焦、光圈键，巡航路径调用键进行远程控制。

控制包均以 IP 方式传输。因为控制流对实时性的要求高，而且数据量小，一般不成为网络超载的原因，顾采用视频流与控制流分离的原则，控制流直接下发。

6) 报警联动

系统支持手动紧急按钮、报警探测器探头接入 IP 前端。客户端可集中配置所有报警接入方式，布防时间，报警联动处理。可手动进行布防、撤防控制。

同时，提供与监控系统相关的所有可能发生的预警机制，包括硬盘满报警、硬盘错报警、视频丢失报警、遮挡报警、非法访问报警、移动侦测报警。所有报警均可联动 PTZ 球机、联动事件录像、报警信息主动上传客户端、将视频画面弹出到客户端显示器。

支持完善的报警日志查询方式，可快速定位出错事件。同时提供完善的录像回放机制，按时间、事件等方式快速查阅异常时的录像文件。

3. 地压监测、地表变形及沉降监测

矿山地压活动是矿山生产活动中常见的一种自然现象，地压灾害直接威胁井下作业人员和设备的安全，造成资源的损失，破坏地表建筑物及环境。本次设计采矿方法削壁胶结充填法。充填结束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。矿区内地表有高压线和矿山道路，对矿山地压进行实时监测和及时的控制还是非常必要性。

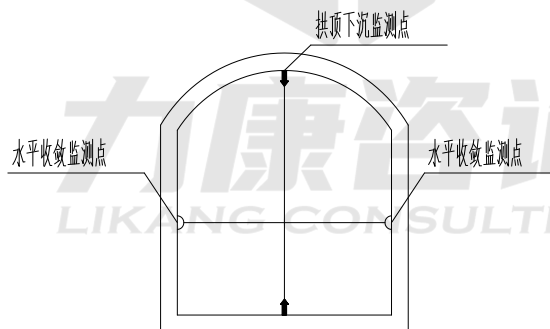
(1) 地压监测方法

1) 巷道位移变形监测

井下巷道的开挖改变了原岩应力的分布，导致巷道围岩应力集中，主要体现在巷道两侧围岩以及顶板处，巷道围岩在应力集中作用下可能发生冒落、片帮，威胁生产安全，故应加强地压监测。地压监测可对巷道围岩以及矿山整体应力情况进行监测，并可根据应力变化对可能发生的地压破坏提前预防，以保证井下安全生产。本次设计安装巷道位移变形监测，通过对井下巷道两侧及顶板围岩的位移和变形进行监测、统计，并可分析地压应力状态。

2) 点位布置

沿巷道每隔 200m 设置一个观测断面，每个观测断面在巷道两侧围岩以及顶板顶端分别装设一个观测木楔，如下图所示：



观测木楔应使用坚硬木制，首先在设置观测点处打小型钻孔，然后把木楔插入钻孔内，并钉牢，木楔露出钻孔 10mm 左右，防止设备人员的磕碰，影响精度。

3) 观测方法和精度

采用经纬仪对巷道顶板观测木楔进行沉降以及位移测量、采用收敛计对巷道两侧观测木楔进行位移变形测量并进行详细记录。观测频率根据沉降和变形速率而定。

表 2.4-12 沉降和变形监测频率

沉降或变形速率	监测频率
---------	------

沉降或变形速率	监测频率
>2mm/天且<5mm/天	1~2 次/天
0.5~2mm/天	1 次/天
0.1~0.5mm/天	1 次/2 天
<0.1mm/天	1 次/周
基本稳定后	1 次/月

同一监测断面内，由于测线和测点的不同，沉降和收敛速率也不同，因此应以产生的最大速率来决定监测频率。

(2) 地表沉降监测方法

开采引起的岩层移动和崩落对矿山井下工程结构、人身设备以及地表建筑物都将产生不同程度的影响，使国家财产与资源受到损失，工人的生命安全受到威胁。因此，通过对地表进行变形监测与分析，了解矿山岩层移动规律以及矿山岩层陷落机制，并采取相应的防范措施，对保证安全、经济、合理地回采矿柱具有重要作用，可以减少不必要的损失，从而提高矿山地表沉降观测可以定量地了解地面的升降。本方法需具备全站仪，并具有配套的操作操作人员。

1) 点位布置

据潜在沉降区的范围，在 1:1000 矿山变形监测布置图上选择变形监测点的位置，量取坐标，用全站仪在实地放样，并埋设水泥点。水泥点的布置特点为：均匀布置在沉降区的范围内，按 100m×100m 网度建立地表观测网，布置觇标，特别是河床两岸及房屋密集区。起始点布设在整个矿山坑开采区以外的稳固地带。

2) 观测方法与精度

① 观测方法

用 GPS 对测区周围各个控制点进行测量，取得 1954 年北京坐标和黄海高程。在此基础上，用全站仪一测回测得起始点 Y1，B1 坐标值。为了保证每次观测值的精度和可比性，以后每次沉降观测都以 Y1 为测站点，B1 为后

视方向，用全站仪进行半测回观测，每次必得 X、Y、H 三维坐标值。观测要求做到一个稳定：变形观测依据的基准点和工作基点，其点位稳定；3 个固定：所用仪器、设备固定；观测的时间固定；观测的路线、镜位、程序和方法固定。

② 观测精度

6"为全站仪测角标称精度，测角方法为半测回测角。观测完成后，计算最弱点的观测精度，监测的等级和精度须满足《工程测量规范》(GB50026-2007)有关要求。因为其它各点位置均在两者中间，所以它们的点位精度和高程精度均在最弱点精度之间。如果要提高观测精度，可以增加坐标观测的测回数，也可以增加往返观测高程的次数。

(3) 监控测量值控制标准

表 2.4-13 监控测量值控制标准表

序号	检测项目		位移控制值	位移平均速率控制值	位移最大速率控制值
1	巷道	地表沉降 (道路地表沉降)	30mm(15mm)	2(1.5)	5(3)
2		拱顶沉降	30mm	2	5
3		水平变形	20mm	1	3
4	建筑物	沉降值	20mm	1	3
5		差异沉降	15mm	1	3

(4) 三级预警

表 2.4-14 三级预警

黄色预警	实测位移（或沉降）的绝对值和速率值双控指标均达到极限值的 70%~85%之间时； 或双控指标之一达到极限值的 85%~100%之间而另一指标未达到该值时。
橙色预警	实测位移（或沉降）的绝对值和速率值双控指标均达到极限值的 85%~100%之间时； 或双控指标之一达到极限值而另一指标未达到时；或双控指标均达到极限值而整体工程尚未出现不稳定迹象时。
红色预警	实测位移（或沉降）的绝对值和速率值双控指标均达到极限值，与此同时，还出现下列情况之一时：实测的位移（或沉降）速率出现急剧增长；隧道支护混凝土表面已出现裂缝，同时裂缝处已开始渗流水。

发出黄色预警时，应加密监测频率，加强对地面和建筑物沉降动态的观察，尤其应加强对预警点附近检查和处理；

发出橙色预警时，除应继续加强上述监测、观察、检查和处理外，应根据预警状态的特点进一步完善针对该状态的预警方案，同时应对施工方案、开挖进度、工作现状、支护参数、工艺方法等作检查和完善，在获得设计和建设单位同意后执行；

发出红色预警时，除应立即向上述单位报警外还应立即采取补强措施，并经设计、监理和建设单位分析和认定后，改变施工程序或设计参数，必要时应立即停止生产，撤离井下所有人员。

2.4.10.2 井下定位系统

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 号文)要求，“金属非金属地下矿山在基建过程中应当同步建立人员定位”。人员定位系统具体包括：

- 人员定位系统应具有以下监测功能：

- 监测携卡人员出/入井时刻、出/入重点区域时刻等；
- 识别多个人员同时进入识别区域。

- 人员定位系统应具有以下管理功能：

- 携卡人员个人基本信息，主要包括卡号、姓名、身份证号、出生年月、职务或工种、所在部门或区队班组；
- 携卡人员出入井总数、个人下井工作时间及出入井时刻信息；
- 重点区域携卡人员基本信息及分布；
- 携卡工作异常人员基本信息及分布，并报警；
- 携卡人员下井活动路线信息；
- 携卡人员统计信息，主要包括工作地点、月下井次数、时间等；
- 按部门、区域、时间、分站(读卡器)、人员等分类信息查询功能；
- 各种信息存储、显示、统计、声光报警、打印等功能。

● 人员定位系统应满足以下主要技术指标：

- 最大位移识别速度不小于 5m/s；
- 并发识别数量不小于 90；
- 漏读率不大于 10^{-4} ；
- 巡检周期不大于 30s；
- 识别卡与分站(读卡器)之间的无线传输距离不小于 10m。

● 人员定位系统主机应安装在地面，并双机备份，且应在矿山生产调度室设置显示终端。

● 人员出入井口和重点区域进出口等地点应安装分站(读卡器)。

● 分站(读卡器)应安装在便于读卡、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)的备用电源应能保证连续工作 2h 以上。

● 识别卡应专人专卡，并配备不少于经常下井人员总数 10%的备用卡。

● 每个下井人员应携带识别卡，工作时不得与识别卡分离。

● 应配备检测识别卡工作是否正常的装置，工作不正常的识别卡严禁使用。

● 电缆和光缆敷设应符合《金属非金属矿山安全规程》(GB16423-2020)中的相关规定。

● 人员定位系统应取得矿用产品安全标志。

● 人员定位系统安装完毕，经验收合格后方可投入使用。

2.4.10.3 紧急避险系统

金属非金属地下矿山紧急避险系统建设规范(AQ/T2033-2023)中关于紧急避险设施的设置应遵守以下要求为：

● 水文地质条件复杂或有透水风险的地下矿山，宜在最低采矿生产中段设置普通型紧急避险设施；

- 生产中段在地面最低安全出口以下垂直距离超过500m的矿山，宜在最低采矿生产中段设置普通型紧急避险设施；

- 紧急避险设施宜优先选择避灾硐室。

依据相关地质资料该矿区水文地质条件简单；生产中段(-86m)在地面最低安全出口(主井标高 52.5m)以下垂直距离为 138.5m(<500m)；因此本矿山不需要设置紧急避险设施，下井人员需携带自救器。

2.4.10.4 压风自救系统

根据《金属非金属地下矿山压风自救系统建设规范》(AQ/T2034-2023)要求，本矿将利用生产用压缩空气管路建设和完善压风自救系统。

生产用压缩空气系统与压风自救系统可共用，当矿井发生灾变时，停止生产用风，保证灾变用风。

设计在井下生产中段布置压风自救系统，井下主压风管道中安装油水分离器，主要生产中段的压风管道上不大于 100m 应安设一组三通与供气阀门，本项目平均每个中段设三组三通及阀门，阀门采用 DN25，PN1.0MPa 闸阀。

独头掘进巷道距掘进工作面不大于 100m 处的压风管道应安设一组三通及供气阀门，相邻两组供气阀门安设间距应不大于 100m，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，每组压风自救装置应可供 5 人~8 人使用，平均每人空气供给量应不小于 $0.1\text{m}^3/\text{min}$ 。

根据矿井开拓开采顺序，压风自救系统在矿井正式生产前，在中段内布置完成，以后随着生产中段下移，压风自救设备均跟随下移。

爆破时撤离人员集中地点的压风管道上应安设一组三通与供气阀门。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 $0.1\sim 0.3\text{MPa}$ ，供风量每人不低于 $0.3\text{m}^3/\text{min}$ ，连续噪声不大于 70dB(A)。

压风自救系统将按照建设规范设计施工，为井下灾变发生时人员生存保障起到重要作用。

压风自救装置、供气阀门安装地点应宽敞、稳固，安装位置应便于避灾人员使用；阀门应开关灵活，主压风管道中应安装油水分离器。

2.4.10.5 供水施救系统

本矿基建完成后井下装备完整的供水系统，用于井下生产、消防、除尘用水，根据根据《金属非金属地下矿山供水施救系统建设规范》(AQ/T2035-2023)要求，本矿将利用生产供水管路建设和完善供水施救系统。

当矿井发生灾变时，应停止生产用水，以保证灾变用水。

井下生产中段供水管路上安设的供水阀门，中段间隔应不大于 100m，本矿平均每个中段设三组三通及阀门，阀门采用 DN25，PN1.0MPa 闸阀。

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，相邻两组供水阀门安设间距应不大于 100m。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。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。

根据矿井开拓开采顺序，供水施救系统在矿井正式生产前，在中段内布置完成，以后随着生产中段下移，供水施救设备均跟随下移。

供水管道应接入紧急避险设施内，并安设阀门及过滤装置，水量和水压应满足额定数量人员避灾是的需要。

供水施救系统将按照建设规范设计施工，为井下灾变发生时人员生存保障起到重要作用。

2.4.10.6 通信联络系统

根据《金属非金属地下矿山通信联络系统建设规范》(AQ2036-2011)以及《金属非金属矿山安全规程》(GB16423-2020)的要求和矿山现状，本矿设置一套矿山通信联络系统，按照《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》第 14 条设计建立应急广播系统。

1. 系统组成

本方案设计在生产中段的调车场、水泵房及靠近采场位置设置调度电话机，以实现整个矿山的语音调度和通话功能。

根据矿井开拓开采顺序，通讯联络系统只布置在矿井正式生产前的中段、以后随着生产中段上移，通讯联络设备均跟随上移。

通信电缆从主井和风井分别下去，以保证其中任何一条通信线缆发生故障时，另外一条线缆的容量应能担负井下各通信终端的通信能力。

方案采用调度台作为整个调度系统的核心设备，全矿所有的调度和语音功能均通过此设备来实现。

2. 系统功能

(1) 中文显示

来话时，按键式调度台可在液晶显示屏上显示中文名字以及数字和其它状态信息。还可以显示交换机数据库定义的中文名字。

(2) 支持 16 位主叫号码显示

调度台支持 16 位主叫号码显示。调度台系统软件可区分两种类型的主叫设置。两者的区别在于：调度分机呼入可以显示 6 位，公网及专网用户呼入可以显示 16 位。

(3) 热线用户对位显示

来话时，按键式调度台热线用户模块上相应的 LED 指示灯闪烁指示该用户来话，并在液晶显示屏上显示中文名字和电话号码。按该键即可接听。

(4) 热线用户单键呼出，挂机拨号

只要按一下热线用户按键，就可将对应的电话号码呼出。挂机拨号指不用先按免提键，直接拨号码或热线用户键就可发起呼叫，自动免提。

(5) 来话排队

系统对呼叫同一调度台组的来话进行排队，并向进入排队序列的主叫用户送回铃音。系统对能够同时进入排队序列的来话数量不限。

（6）来话选接、自动应答

调度员摘机即可应答最早进入来话排队序列的一路来话，并可根据来话的重要性，优先选择接听自己认为是最重要的一路来话。

当同组的多个席位同时抢答同一路来话时，动作占先的将应答成功。

调度台可设置为自动应答方式，呼叫来时自动接听。

（7）调度台分组

可将多个调度台定义成一个调度台组。不同的调度台组之间可实现完全隔离。当调度台组收到任何来话时，组内各调度台会同时响铃并显示来话信息；且组内任何成员可以应答调度台组的来话。

（8）左右手柄并机调度

对于双手柄调度台，当某一个调度手柄正在通话时，调度员摘取另一个手柄并按“并机”键，可实现两个手柄同时对一个用户进行调度的功能。

（9）双机调度

两个调度席位同时对一个用户进行调度的功能。

（10）强插

当调度台呼叫某用户而遇该用户正在通话时，调度员按“强插”键，系统将根据呼叫六级优先原则对被叫用户实行强插操作：

如果被叫用户正在进行的呼叫优先级别低于调度台的优先级别，系统将允许调度台插入被叫用户正在进行的通话，形成三方通话。

如果被叫用户正在进行的呼叫优先级别不低于调度台的优先级别，那么被叫用户正在进行的通话将受到系统的保护，调度台的强插操作无效。

（11）强拆

当调度台呼叫某用户遇忙时，调度员按“强拆”键，系统将根据呼叫六级优先原则对被叫用户实行强拆操作：

如果被叫用户正在进行的呼叫优先级别低于调度台的优先级别，被叫用户正在进行的呼叫将被系统强行拆除，形成调度台与被叫用户通话，被强行拆除的另一方将听忙音。

如果被叫用户正在进行的呼叫优先级别不低于调度台的优先级别，那么被叫用户正在进行的呼叫将受到系统的保护，调度台的强拆操作无效。

(12) 呼叫转移

调度台允许调度员将当前正在进行的通话转接至第三方。

(13) 呼叫保持

调度台允许调度员保持当前正在进行的通话而进行新的呼叫操作，被保持的一方将听保持音或音乐。调度台对被保持的用户提供状态显示。调度员可以通过按被保持的用户键，随时恢复与该用户的通话。

3. 应急广播

按规定设置应急广播系统，按照 AQ2033-2023、AQ2034—2023、AQ2035—2023 规范进行设置。

应急广播系统具有公共广播紧急广播功能。

应急广播系统具有由井下扩播终端向扩播主机发起的紧急呼叫功能。

应急广播系统具有扩音终端与控制中心及与其他扩音终端之间对讲功能。

表 2.4-15 矿山通讯终端设置表

序号	位置	设备名称	数量	备注
1	地表调度室	综合业务语音交换设备	1	
		触摸屏调度台	1	
		应急广播系统主机	1	
		普通电话外线	1	
		普通电话内线	1	
2	采场联络巷	井下矿用电话	3	
		应急广播系统终端	3	
3	水泵硐室	井下矿用电话	1	
		应急广播系统终端	1	
4	井下配电硐室	井下矿用电话	1	
		应急广播系统终端	1	
5	地表配电所	普通电话内线	1	
6	地表风机房	普通电话内线	2	

7	工作面（人员集中场所）	井下矿用电话	3	回采、掘进各一
		应急广播系统终端	3	回采、掘进各一

2.4.10.7 使用管理

矿山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”。

地下矿山企业安全管理人员、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》(GB16423-2020)和《金属非金属地下矿山通风技术规范》(AQ2013-2008)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。

矿山企业应加强培训，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。

矿山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。

矿山企业每年应将安全避险“六大系统”建设和运行情况，向县级以上安全监管部门进行书面报告。

2.4.11 压风及供水系统

1. 矿山压风

设计主井井口工业场地内建空压机站。压气管路通过主井敷设至坑内各用风点，管路采用托架支撑固定在主巷道一侧，架设高度不小于 1.9m。

矿山生产期间井下同时工作 2 台 YT-28 型凿岩机，最大班下井人数为 17 人。经计算，全矿最大耗气量为 $19.47\text{m}^3/\text{min}$ ；压风自救系统需风量为 $5.1\text{m}^3/\text{min}$ 。设计配备 2 台 L2-10/7 型螺杆式空压机，单台排气量 $10\text{m}^3/\text{min}$ ，功率 55KW，排气压力 0.7MPa。能够满足要求。

根据井下耗气量及压风管路长度，压风管规格设计选择 $\Phi 89 \times 4\text{mm}$ 的无缝钢管。

2. 矿山供水

(1) 水源

井下供水水源由井下排水提供。将井下涌水排至高位水池中，用于供井下生产、消防用水。

(2) 水量、水压

井下消防用水量为 $Q=72\text{m}^3/\text{h}$ ；地面消防用水量为 $Q=108\text{m}^3/\text{h}$ 井口水压： $P=0.1\text{MPa}$

井下生产水量为 $Q_{\text{CP}}=12.4\text{m}^3/\text{h}$ 井口水压： $P=0.1\text{MPa}$

(3) 井下供水和井下消防系统

井下生产及消防水管道安装在主井内，消防供水池与地表高位水池共用。生产耗水量和消防耗水量不同时使用。

选用一根 $\Phi 89 \times 4$ 无缝钢管。供水管道经地表高位水池经过主井送至井下各工作水平，每隔 $50\text{m} \sim 100\text{m}$ 设一个消火栓，以满足井下生产除尘及消防要求。

运输巷道亦设置消火栓，消火栓间距为 $50\text{m} \sim 100\text{m}$ ，每个消火栓配有水枪和水带。

2.4.12 爆破器材设施

矿山开采时使用的爆破材料和爆破工作均由当地专业民爆公司负责，公司不设炸药库。爆破器材的供应、运输、储存等，矿山必须严格遵守《爆破安全规程》（GB6722-2014）和当地主管部门的规定。

2.4.13 安全管理及其他

1. 建立、健全主要负责人、分管负责人、安全生产管理人员等职能部门岗位安全生产责任制。制定安全检查制度，职业危害预防制度、安全教育培

训制度，生产安全事故管理制度，重大隐患整改制度，设备安全管理制度，安全生产档案管理制度，安全生产奖惩制度等规章制度。制定作业安全规程和各工种操作规程。

2. 按照有关规定提取安全技术措施专项经费。

3. 设置安全生产管理机构，配备专职安全生产管理人员。

矿长对本矿的安全生产工作负责。矿山设安环科，负责全矿安全环保技术工作。设兼职医疗救治人员。严格遵守《安全生产法》、《矿山安全法》、《金属非金属矿安全规程》(GB16423-2020)、《爆破安全规程》(GB6722-2014)以及国家有关安全生产的法律法规，同时加强对工人的安全教育培训，采取必要的安全劳动保护措施。

各单位主要负责人对本单位的安全生产工作负责，技术负责人对本单位的安全技术工作负责。各职能机构对其职责范围内的安全生产工作负责。

4. 矿长和专职副矿长领导本矿的安全生产工作。矿长、负责安全技术的副矿长、总工程师必须经过安全培训和考核，具备安全专业知识，具有领导安全生产和处理矿山事故的能力。安全科长和专职安全员，必须经过不少于 1 个月的专业培训，并经考核取得合格证书。

职工培训工作由专职副矿长负责。

矿山应对职工认真做好安全生产和劳动保护教育，普及安全知识和安全法规知识，进行技术和业务培训。职工经考试合格方准上岗。对所有干部和工人，每年至少接受 20 小时的安全教育，每年至少考核一次。新工人必须进行不少于 72 小时的矿、坑口(车间)、班组三级安全教育，经考试及格后，由老工人带领工作至少 4 个月，熟悉本工种操作技术并经考核合格，方可独立工作。调换工种的人员，必须进行新岗位安全操作教育的培训。

特种作业人员，重要岗位，重要设备与设施的作业人员，都必须经过技术培训和安全教育，经考核合格取得操作资格证书或执照后，方准上岗。人员培训、考核、发证和复审，应按有关规定执行。

5. 对作业环境安全条件和危险性较大的设备进行定期检验，有预防事故的安全技术保障措施。

6. 矿山设有医务所、配备必要的急救设备，可以进行一般治疗和工伤处理，伤势严重者可及时送医院治疗。

矿山设兼职救护队和消防队，配置必要的装备、器材和药物。救护队和消防队应定期进行训练并对职工进行自救互救训练。

矿山要坚持“安全第一，预防为主，综合治理”的安全生产方针，实现安全管理科学化、标准化，将各项安全措施落到实处，就可以预防并且避免重大人身伤亡事故的发生。

2.4.14 投资估算

1. 概述

本项目为丹东卫峰矿业有限公司宽甸大古岭金矿地下开采建设项目。主要工程内容包括：金矿采矿及辅助设施。

2. 投资估算

项目工程建设投资 1342.47 万元，详见按工程费用组成划分建设投资表。

表 2.4-16 按工程费用组成划分建设投资表

序号	项目	金额（万元）	比例（%）
1	建筑工程费	169.18	12.60
2	安装工程费	28.68	2.14
3	设备购置费	433.16	32.27
4	井巷工程费	529.26	39.42
5	工程建设其他费用	133.90	9.97
6	基本预备费	48.30	3.60
	建设投资	1342.47	100.00

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 10 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	提升运输单元
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
9	安全管理单元
10	重大危险源单元

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	主井和主回风井井口标高 55m,工业场地位于标高 65m,历史最高洪水位约为 42m,以上井口均位于历史最高洪水位 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、用电量特别大的工业企业,宜靠近水源、电源。	《工业企业总平面设计规范》(GB50187-2012) 第 3.0.6 条	有可靠的供电电源;靠近水源;水、电资源可满足生产需要。	符合

序号	检查内容	依据标准条款	检查情况	检查结果
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 3.0.8 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。水文地质条件水文地质条件简单为类型。	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井排出地表,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	下列地段和地区不应选为厂址: (1) 发震断层和抗震设防烈度为 9 度及高于 9 度的地震区; (2) 有泥石流、滑坡、流沙、溶洞等直接危害的地段; (3) 采矿陷落(错动)区地表界限内; (4) 爆破危险界限内; (5) 坝或堤决溃后可能淹没的地区; (6) 有严重放射性物质污染影响区; (7) 生活居住区、文教区、水源保护区、名胜古迹、风景游览区、温泉、疗养区、自然保护区和其它需要特别保护的区域; (8) 对飞机起落、电台通讯、电视转播、雷达导航和重要的天文、气象、地震观察以及军事设施等规定有影响的范围内; (9) 很严重的自重湿陷性黄土地段,厚度大的新近堆积黄土地段和高压缩性的饱和黄土地段等地质条件恶劣地段; (10) 具有开采价值的矿藏区; (11) 受海啸或湖涌危害的地区。	《工业企业总平面设计规范》 (GB50187-2012)第 3.0.14 条	《可行性研究报告》中所选择工业场地的厂址地基稳固,无断裂构造和含水层,能防止发生滑坡和泥石流。	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》GBJ22 的有关规定执行。	《工业企业总平面设计规范》 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	对于逸散粉尘的生产过程,应对产尘设备采取密闭措施;设置适宜的局部排风除尘设施对尘源进行控制;生产工艺和粉尘性质可采取湿式作业的,应采取湿法抑尘。当湿式作业仍不能满足卫生要求时,应采用其他通风、	《工业企业设计卫生标准》 GBZ1-2010 第 6.1.1.3 条	《可行性研究报告》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	符合

序号	检查内容	依据标准条款	检查情况	检查结果
	除尘方式。		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。	

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《可行性研究报告》采矿工业场地、相关建筑物和设施总体位置设置情况如下：

根据矿区工程地质和水文地质条件，参考相似矿山地表岩石移动监测角确定为下盘 $\alpha = 70^\circ$ ，上盘 $\beta = 70^\circ$ ，端部 $\gamma = 70^\circ$ ，最低开采深度在矿区范围最低高程以内，以此画地表岩石移动监测范围，地表岩石移动监测范围见井上下工程对照图。

生产辅助设施主要有：机修、高位水池等，坑口设有变电所。

各建筑物之间均留有防火安全通道。井下禁止使用木支护，采用砼或喷锚支护。工业场地基稳固，无断裂构造和含水层，能防止发生滑坡和泥石流。

由于生产废石一部分用来回填采空区，另一部分销售给当地用于修筑道路、平整场地，故矿区不单独设置排土场，在地表设临时堆渣场，堆渣场堆置高度 3m。

矿区道路采用三级泥结碎石路面，双车道宽 8m，单车道宽 5m，最小转弯半径 15m，最大坡度 $\leq 10\%$ 。

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

矿区西、北、东三面与辽宁省宽甸县大古岭金矿勘探相接（属于丹东九龙集团有限公司，丹东九龙集团有限公司为丹东卫峰矿业有限公司控股母公司），矿山权属有无争议、矿界有无纠纷；周边 500 米范围内没有其他矿业

权设置。矿区范围内没有主要公路、铁路穿过矿区，没有主要建筑物及风景名胜景点，没有位于铁路、高速公路、国道两侧 1000 米范围内及 1000 米外可见范围内。根据丹东市自然资源局发布的“关于丹东双江河自然保护区调整矿区范围的情况说明”，为合理避让矿区范围内的丹东双江河自然保护区，矿山进行了矿界调整，将原矿区面积 0.5203km² 调整为 0.2666km²（本期采矿证范围），矿区范围内不再包含丹东双江河自然保护区。

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. 地表塌陷错动范围评价

矿山井下开采采用浅孔留矿嗣后充填法采矿，局部选用削壁充填采矿方法，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，发生冲击地压的可能性较低。

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，《可行性研究报告》设计开拓工程及公辅设施布置在无山洪影响的高地山坡，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净进行作业，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	可行性研究报告设计情况及说明	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》 (GB16423-2020) 第 6.1.1.1 条	矿山现有 2 个安全出口:新建主井和新建主回风井,井下遇险时,井下人员可就近从各安全出口撤离。安全出口的间距 225m。	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》 (GB16423-2020) 第 6.1.1.1 条	该项目的井下每个生产水平中段到上一中段,均有至少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 7m 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。	《金属非金属矿山安全规程》 (GB16423-2020) 第 6.8.4.2 条	水泵房出口不少于两个;一个通往中段巷道并装设防水门,防水门压力等级不低于 0.1MPa;另一个通过斜管道与主井贯通,斜管子道高于水泵房 7.5m。	符合

3.3.3 开拓工程合理性、安全性评价

《可行性研究报告》设计矿山设计采用竖井开拓,开拓系统包括新主井、风井,通风系统采用主井入风,风井回风的中央并列抽出式。井下设-16m、-50m、-86m 三个中段,-50m 中段为首采中段,-16m 中段为回风水平,各个中段间采用通风天井和主井连接。

矿区及其周边地势较为平坦,沟谷较发育,自然排水条件良好。本次探明的矿体位于当地侵蚀基准面以下,矿床的主要充水因素为构造裂隙含水带及小断裂构造裂隙含水带渗透充水,附近地表水不构成矿床的主要充水因素。综合上述,该矿床勘查类型为第二类裂隙充水矿床,第一型水文地质条件简单型矿床。

根据矿体及围岩主要由较坚硬的层状岩石组成,地形地貌较简单,地形有利于自然排水,地下水静压力小,不良工程地质现象较单一,确定勘查区工程地质勘查类型属于第四类简单型,即工程地质类型为第四类层状岩类,工程地质勘查复杂程度简单型矿床。

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。《可行性研究报告》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。本矿区矿体采用地下开采方式，在本次扩建中段以上已形成采空区和原有开拓工程，《可行性研究报告》中未明确原有工程、原有工程利旧情况以及废弃工程、原有采空区位置及处理情况，建议在《安全设施设计》中进一步明确，同时提出对利旧及废弃工程的相关安全措施。企业严格按照设计的要求就行施工，该项目地下矿山开拓单元是安全可靠的。同时针对《可行性研究报告》拟设计的水仓，《安全设施设计》应进一步补充并完善，确保主、副水仓应由两个独立的巷道系统组成。

3.4 提升运输单元

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、高处坠落和触电。

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
------	------	------	------	----

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。	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。
触电	1.电机车设备绝缘损坏。 2.电机车防触电措施不健全。 3.人的不安全行为 4.缺乏维护保养。	人员伤亡	II	1.安装完善的电气保护系统并经常检修。 2.健全电器、机械设备、防触电措施
高处坠落	1.作业人员疏忽大意,疲劳过度; 2.缺少照明,无安全警示标志; 3.人行通风井口、井下和地表卸矿(废)点未设置安全设施或警示标志,卸矿(废)作业可能发生高处坠落。	人员伤亡,设备损坏	II	1.加强安全意识。 2.完善井下照明及安全警示标志。

3.4.2 专家评议法评价

1、 提升

主井井担负矿岩、人员、材料及设备等提升任务，装备 JKMD-1.85×4 型落地式多绳摩擦式提升机，配套电动机 YTS355M2-10 型、110KW、380V、转速 592r/min，减速器传动比：11.5。罐笼配平衡锤提升系统，提升容器为 2#单层多绳罐笼配 4.5t 平衡锤。罐道形式为型钢罐道。2#单层多绳罐笼，罐笼底板尺寸 1850mm×1150mm，自重 3400kg，乘人数 10 人，最大载重量 2200kg。平衡锤重量 4.5t，断面尺寸 1000mm×300mm。

根据《可研报告》计算结果首绳选用 6V×21+7FC-φ18-1670 型三角股钢丝绳 4 根，钢绳直径 Φ18mm；钢丝绳质量 1.18kg/m，单根钢丝绳所有钢丝破断拉力总和 210.683kN，σ=1670Mpa。

钢丝绳的安全系数：

提升重物时：

$$m = \frac{nQ_p}{(Q_d + nP_s H_0)g} = \frac{4 \times 210683}{(3400 + 2200 + 4 \times 1.18 \times 148.1) \times 9.81} = 15.4 > 7.5$$

提升人员时：

$$m_{\text{人}} = \frac{nQ_p}{(Q_g + n_{\text{乘人}} \times 70 + nP_s H_0)g} = \frac{4 \times 210683}{(3400 + 10 \times 75 + 4 \times 1.18 \times 148.1) \times 9.81} = 17.72 > 9$$

符合《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）要求：缠绕式提升钢丝绳悬挂时的安全系数，升降人员和物料用的，升降人员时不小于 9.0，升降物料时不小于 7.5。

综上所述，《可行性研究报告》设计的提升系统符合安全规程要求。

2、 运输

考虑到矿岩运量、运距等因素，设计各中段采用 CTY2.5-6G 型蓄电池电机车牵引 YFC0.7（6）型矿车串车组运输矿岩，经由主竖井提升至地表，用推车机推出罐笼后，通过蓄电池电机车运至矿岩堆场翻卸。

在各中段脉外运输巷无底柱结构利用出矿穿出矿的采场，采用 Z-17AW 装岩机或 ZWY-40 型电动扒渣机装矿（岩）。

综上所述，《可行性研究报告》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、高处坠落、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。	导致巷道片冒，造成设备损坏、	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

危险因素	诱导因素	事故后果	危险等级	预防措施
	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。	人员伤亡。		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。 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。
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。	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

危险因素	诱导因素	事故后果	危险等级	预防措施
	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。			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、通风天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 专家评议法

1、采矿方法的选择合理性

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），新建金属非金属地下矿山应当采用充填采矿法，不能采用的要进行严格论证。

《可研报告》设计采用削壁充填采矿法和浅孔留矿嗣后充填采矿法进行采矿。采场内矿柱作为永久损失不进行回收，采空区利用生产出的废石进行充填，废石回填采空区后，可以消除大规模采空区，虽然废石回填无法进行

有效的充填接顶，但是采空区被废石充填后可杜绝顶板垮落因巨大高差发生冲击地压的可能性。废石回填后上盘围岩或者地表仍然可能发生缓慢沉降，但是本矿地表岩移范围内没有需要保护的建构筑物，沉降区设置围栏及警示标志，不会造成地表人员伤亡及财产损失。依据《冶金矿山采矿设计规范》及文件等要求，《可研报告》选用的采矿方法合理。

2、采场结构参数

矿块沿矿体走向布置，矿块长度 50m，中段高度 35m，矿块两侧布置人行通风井，通风井每间距 5m 向采场布置联络巷道。顶柱 3m。

3、回采顺序

对于整个开采系统而言，为自上而下的下行式开采；对一个中段而言由东侧向西侧后退式回采，对于不同矿体，先开采上盘矿体然后开采下盘矿体；对一个矿块而言由下向上回采。设计首采矿块位于-50m 中段西北部 17~19 勘探线。

4、井巷支护与顶板管理

矿床工程地质岩组除松散岩组外，均为较坚硬黑云变粒岩和黑云母花岗岩组成。因受Ⅲ、Ⅳ级结构面影响，岩体质量以Ⅲ级为主，强风化岩组上部和破碎带为Ⅴ级。不良工程地质现象局部表现为坍塌、片帮和冒顶。

根据矿体及围岩主要由较坚硬的层状岩石组成，地形地貌较简单，地形有利于自然排水，地下水静压力小，不良工程地质现象较单一，确定勘查区工程地质勘查类型属于第四类简单型，即工程地质类型为第四类层状岩类，工程地质勘查复杂程度为简单型矿床。

矿体主要赋存于石英脉中，围岩主要为黑云变粒岩，局部为黑云母花岗岩。矿体围岩均属于较坚硬岩，RQD 值大于 50%，岩体及矿体的质量较好，井巷围岩稳定性好至中等，一般不需支护；岩芯在构造带、蚀变带及岩性接触带附近 RQD 值小于 50%，岩体节理裂隙发育，岩体硬脆，容易产生坍塌掉块，需要支护。

《可行性研究报告》设计井下禁止使用木支护，采用砼或喷锚支护，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。

综上所述，矿区程地质勘查复杂程度为简单型矿床，对采掘作业场所影响不大。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。

3.5.3 单元评价小结

《可行性研究报告》设计推荐用浅孔留矿法嗣后充填采矿，局部选用削壁充填采矿方法，基本适合本项目开采技术条件。设计方案中的回采顺序、采场结构参数等符合《金属非金属矿山安全规程》(GB16423-2020)的相关规定。但是《可行性研究报告》中未明确凿岩爆破参数，《安全设施设计》应进一步补充并完善。《可行性研究报告》中的回采顺序首采矿块位置应在《安全设施设计》图纸中明确。矿山企业严格按照设计进行施工，可以保证采掘的安全。

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.地下矿山应采用机械通风。设有在线监测系统的矿山应根据监测结果及时调整通风系统。	《金属非金属矿山安全规程》 (GB16423-2020) 第 6.6.2.1 条	《可行性研究报告》中设计了机械通风系统。	符合
	2.矿山形成系统通风、采场形成贯穿风流之前不应进行回采作业。	《金属非金属矿山安全规程》 (GB16423-2020) 第 6.6.2.3 条	《可行性研究报告》设计了机械通风系统,设计未明确采场形成贯穿风流之前不应进行回采作业。	不符合
	3.每台主通风机电机均应有备用,并能迅速更换。	《金属非金属矿山安全规程》 (GB16423-2020) 第 6.6.3.2 条	《可行性研究报告》设计主扇风机安装在地表风机房风机室(新建),主扇风机安装型号为 K40-4-NO.11 的矿用节能通风机一台,主扇风机备用同型号电机一台。	符合
	4.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。	《金属非金属矿山安全规程》 (GB16423-2020) 第 6.4.3.3 条	选用的风机型号符合规范要求。《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,必须保证风机安装后,进行反风试验。反风量必须达到正常通风风量的 60%以上,否则必须重新设计安装专门用于反风的风机及相关设施。矿山设备操作工人应熟练掌握该技能,保证在 10 分钟内实现反风。	符合
	5.掘进工作面和通风不良的工作场所,应设局部通风设施,并应有防止其被撞击破坏的措施。	《金属非金属矿山安全规程》 (GB16423-2020) 第 6.6.3.5 条	掘进工作面和通风不良的采场安装局部通风设备。	符合

检查项目	检查内容	标准依据	检查情况	检查结论
	6.矿井进风应满足下列要求： ——井下工作人员供风量不少于 $4\text{m}^3/(\text{min} \cdot \text{人})$； ——排尘风速：硐室型采场不小于 0.15m/s，饰面石材开采时不小于 0.06m/s；巷道型采场和掘进巷道不小于 0.25m/s；电耙道和二次破碎巷道不小于 0.5m/s；箕斗硐室、装矿皮带道等作业地点的风速不小于 0.2m/s； ——破碎机硐室：采用旋回破碎机的，风量不小于 $12\text{m}^3/\text{s}$；采用其他破碎机的，风量不小于 $8\text{m}^3/\text{s}$，采用 2 台破碎设备时，不小于 $12\text{m}^3/\text{s}$； ——柴油设备运行时供风量不小于 $4\text{m}^3/(\text{min} \cdot \text{kW})$。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 6.6.1.3 条	风量计算均按此规程进行核算。	符合
	7.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 20m/s；用于回风的物料提升井 12m/s；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。	《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）第 6.6.1.6	设计的风速均未超过规程要求。	符合

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

矿井采用中央并列式通风，机械抽出式通风方式。

新鲜风流通过主井进入井下，经过运输巷道—人行采场天井进入采场，污风通过采场回风天井—上中段回风平巷—倒段通风天井—中段回风巷道—主回风井排出地表，风机安装在地表回风井井口风机房内。

1、采场作业面风量计算

该矿主要采用浅孔留矿嗣后充填法采矿，钻机在切割巷道中进行凿岩，因此采矿工作面计算采用巷道型作业面进行计算。

$$Q_{\text{采}} = s_{\text{采}} \times V_{\text{采}}$$

式中： $V_{\text{采}}$ ——采矿、放矿排尘风速，取 0.3m/s ；

$s_{\text{采}}$ ——凿岩巷道断面积，取 6.5m^2

$$\sum Q_{\text{采}} = N_{\text{采}} \times Q_{\text{采}} + N_{\text{备}} \times Q_{\text{备}} = 2 \times 6.5 \times 0.3 + 1 \times 6.5 \times 0.3 = 5.85\text{m}^3/\text{s}$$

$N_{\text{采}}$ ---回采工作面个数，取 2 个。

$N_{\text{备}}$ ---放矿采场个数，取 1 个。

2、掘进面作业风量计算

掘进断面为 6.54 m^2 ，掘进工作面平均风速最小为 0.25 m/s ，取需风量为 $1.64 \text{ m}^3/\text{s}$ ，工作面个数最多时为 1 个。

3、需通风的硐室及其它工作面所需风量计算

(1) 配电硐室

$$q_1 = \frac{\sum N_b \eta_s}{C_p \gamma \Delta t} = \frac{640 \times 0.05}{1.005 \times 1.2 \times 5} = 5.31 \text{ m}^3/\text{s}$$

其中 $N_b = N' \cos \varphi = 400 \times 0.8 \times 2 = 640 \text{ kW}$

式中： q_1 —变电硐室需风量， m^3/s ；

$\sum N_b$ —同时工作的变压器有功功率之和，kW；

N' —变压器的额定容量，kW；

$\cos \varphi$ —功率因数，取 0.8；

η_s —变压器的损失，矿用变压器 $\eta_s = 0.05$ ；

C_p —空气定压比热， $1.005 \text{ kJ/kg} \cdot \text{K}$ ；

γ —空气密度， 1.2 kg/m^3 ；

Δt —硐室进风和回风的温差，一般取 $\Delta t = 5^\circ \text{C}$ ；

(2) 井下水泵硐室

$$q_3 = \frac{\sum N_b (1 - \eta)}{C_p \gamma \Delta t} = \frac{180 \times (1 - 0.96)}{1.005 \times 1.2 \times 5} = 1.19 \text{ m}^3/\text{s}$$

式中： q_1 —水泵硐室需风量， m^3/s ；

$\sum N_b$ —同时工作的水泵电机额定功率之和，kW；考虑最大涌水量时两台同时工作， $90 \times 2 = 180 \text{ kW}$ ；

η —电机效率，取 0.96；

C_p —空气定压比热， $1.005 \text{ kJ/kg} \cdot \text{K}$ ；

γ —空气密度， $1.2\text{kg}/\text{m}^3$ ；

Δt —硐室进风和回风的温差，一般取 $\Delta t=5^\circ\text{C}$ ；

4、 矿井所需总风量

采区作业面所需风量见下表（ k —风量备用系数，取 1.2）。

表 3.6-1 风量计算表

序号	工作面性质	工作面数（个）	通风断面（ m^2 ）	风速（ m/s ）	风量（ m^3 ）
1	回采工作	2	6.5	0.3	3.9
2	放矿采场	1	6.5	0.3	1.95
3	掘进工作面	1	5.45	0.25	1.5
4	变电硐室	1			5.31
5	水泵硐室	1			1.19
6	小计				13.85
5	合计	考虑漏风备用系数 $K=1.2$			14.09

根据计算，生产时的总风量为 $14.09\text{m}^3/\text{s}$ 。按井下同时工作的最多人数 30 人计算，每人所需风量 $4.0\text{m}^3/\text{min}$ ，按作业人数所需风量为： $Q_{\text{需}}=30 \times 4.0 / 60=1.2\text{m}^3/\text{s} < 14.09\text{m}^3/\text{s}$ ；

因此井下所需风量能够满足体开采期井下最多同时作业人数的要求。

5、 按井下排除炮烟计算回采工作面需风量：

$$q_{\text{hy}} = NLS/t$$

式中 q_{hy} —采场排烟需风量， m^3/s ；

L —采场长度， m ；

S —采场过风断面积， m^2 ；

t —爆破后排烟通风时间， s ；对采场一般取 $1200 \sim 2400\text{s}$ ；

N —采场中炮烟达到允许浓度时，风流交换倍数，试验得 $N=10 \sim 12$ ，建议取大值。

本矿山， $q_{\text{hy}}=12 \times 50 \times 6.5 / 2400=1.625\text{m}^3/\text{s}$

因此井下所需风量能够满足井下开采期回采作业面排除炮烟的要求。

3.6.3.2 通风阻力

1、 通风阻力计算

矿井通风阻力计算是按通风容易时期和困难时期进行计算。五中段 (-86m) 生产时，为通风最困难时期，四中段 (-50m) 生产时，为通风最容易时期。

矿井总压差是指空气流从进风口经过矿井所属的井巷工程到出风口所发生的能量损失，在数值上等于摩擦阻力与局部阻力之和。其中摩擦阻力的计算公式如下：

$$h_{\text{摩}} = \alpha PLQ^2/S^3$$

式中， α ——摩擦阻力系数， $\text{kg} \cdot \text{S}^2/\text{m}^4$ ；

P ——井巷工程的断面周长， m ；

L ——井巷工程的计算长度， m ；

Q ——通过井巷工程的风量， (m^3/s)

S ——井巷工程的断面面积， m^2 ；

局部阻力计算公式为：局部阻力 $h_{\text{局}} = h_{\text{摩}} \times 20\%$

进行矿井通风总阻力计算时，选择其中一条阻力最大的风路，沿着这条风路，分别计算各段井巷的通风阻力，然后叠加起来，即为矿井总阻力。

表 3.6-3 生产困难时期通风负压计算表

序号	井巷名称	摩擦阻力 系数 α $\times 10^3$	井巷长 度 L (m)	井巷周 长 P (m)	巷道断面 S (m ²)	S ³	风量 (Q)	Q ²	$h = \frac{\alpha LP}{S^3} Q^2$	巷道风 速 V (m/s)
1	主井 (52.5m~100m)	35	152.50	12.56	12.56	1981.39	14.09	198.53	6.72	1.12
2	主回风井 (55m~16m)	13	71.00	7.85	4.91	118.37	14.09	198.53	12.15	2.87
4	三中 (-16m) 回风水平巷	13	444.14	7.85	4.91	118.37	14.09	48.02	18.39	2.87
6	五中 (-86m) 运输水平巷	13	500.00	7.85	4.91	118.37	14.09	48.02	20.70	2.87
8	人行通风井 (-16-50m)	13	34.00	8.00	3.75	118.37	14.09	48.02	3.22	3.76
11	人行通风井 (-50--86m)	13	36.00	8.00	3.75	118.37	14.09	48.02	3.41	3.76
24	合计								64.59	
25	局部阻力系数 0.15								74.28	
26	总计								74.28	

表 3.6-4 生产容易时期通风负压计算表

序号	井巷名称	摩擦阻力 系数 $\alpha \times 10^3$	井巷长 度 L (m)	井巷周 长 P (m)	巷道断面 S (m ²)	S^3	风量 (Q)	Q^2	$h = \frac{\alpha LP}{S^3} Q^2$	巷道风 速 V (m/s)
1	主井 (52.5m~-100m)	35	152.50	12.56	12.56	1981.39	14.09	198.53	6.72	1.12
2	主回风井 (55m~-16m)	13	71.00	7.85	4.91	118.37	14.09	198.53	12.15	2.87
4	三中 (-16m) 回风水平巷	13	444.14	7.85	4.91	118.37	14.09	48.02	18.39	2.87
6	四中 (-50m) 运输水平巷	13	480.10	7.85	4.91	118.37	14.09	48.02	19.88	2.87
8	人行通风井 (-16-50m)	13	34.00	8.00	3.75	118.37	14.09	48.02	3.22	3.76
24	合计								60.36	
25	局部阻力系数 0.15								69.41	
26	总计								69.41	

3.6.3.3 通风机

1、 初选风机风量计算

单台主扇风量计算公式： $Q=K \cdot QK$

式中： K ——风机装置漏风系数；

QK ——矿井需风量， m^3/s

$$Q=K \cdot QK=1.15 \times 14.09=16.20m^3/s$$

2、 初选风机风压计算

拟安装主扇风压按下式计算：

$$H_i=H+h+hc+50$$

式中： H_i ——风机的计算风压， pa ；

H ——矿井通风阻力，（74.28pa）；

h ——通风装置阻力，（取 150—200pa）；

hc ——消声装置阻力，（取 50--100pa）；

$$H_i=274—374.28pa$$

3、 风机选型

主扇风机安装型号为 K40-4-NO.11 的矿用节能通风机一台。

主扇风机参数：风量：11.3—24.7 m^3/s ；全压：203—939Pa；功率：30kw；
转速：1480r/min；功率因数：0.87。

主扇风机备用同型号电机一台。

综上，《可行性研究报告》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。 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.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	《可行性研究报告》中相关情况	检查结果
1.人员提升系统、矿井主要排水系统的负荷应作为一级负荷，由双重电源供电，任一电源的容量应至少满足矿山全部一级负荷电力需求。应采取措施保证两个电源不会同时损坏。	《矿山电力设计标准》 (GB50070-2020) 3.0.3	《可行性研究报告》明确提升设施、通风设施、排水设施为一级负荷，两路电源。矿区拟采用自备柴油发电机供电，设 1 台 400V, 350kW 柴油发电机组，为提升设施、通风设施、排水设施等一级负荷提供备用电源。	符合
2..井下采用的电压应符合下列规定：高压，不超过 35kV；低压，不超过 1140V。运输巷道、井底车场照明，不超过 220V；采掘工作面、出矿巷道、天井和天井至回采工作面之间照明，不超过 36V；行灯电压不超过 36V	《金属非金属矿山安全规程》 (GB16423-2020) 第 6.7.1.4 条	《可行性研究报告》明确矿山供电为古楼子乡供电所，电压等级为 6.6kV，矿山配电变压器容量为 315KVA1 台，可满足生产和生活需要。坑外配电电压为 380V，坑内照明为 220V，采掘工作面为 36V。	符合
3..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) 第 6.7.2.2 条	《可行性研究报告》明确下井电缆采用由地表向井下供电的电缆共计 2 路。电缆型号为 WD-ZCYJY42-1kV1 (3*185+1*95) 及 WD-ZCYJY42-1kV1 (3*70+1*35)。该电缆为铜导体低烟无卤阻燃 C 类交联聚乙烯绝缘聚乙烯内护层粗钢丝铠装聚氯乙烯外护套电力电缆。	符合
4..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) 第 6.7.1.5 条	高压侧架空线与电缆连接处及高压配电系统母线设避雷器做防雷保护。	符合

5.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) 第 6.7.7.2 条	《可行性研究报告》提出设可靠的通讯系统。	符合
6.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) 第 6.7.6.1 条	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
7.井下所有作业地点、安全通道和通往作业地点的通道均应设照明。	《金属非金属矿山安全规程》 (GB16423-2020) 第 6.7.6.5 条	《可行性研究报告》明确保持安全出口的照明及安全出口畅通。	符合

3.7.3 单元评价小结

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护，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，财产损失。	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。 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。

该项目为地下开采矿山，水灾危险性较大，其危险程度是“危险的”，必须立即采取重点安全防范措施。

3.8.2 防排水子单元专家评议法评价

《可行性研究报告》确定根据《辽宁省宽甸县古楼子乡大古岭金矿资源储量核实报告》可知，井下正常涌水量 211m³/d，设计估算最大涌水量为 1628.96m³/d。设计采用一段排水方式，在-86m 中段主井附近布置水泵房和水仓，-86m 中段以上的坑内涌水通过泄水孔自流到-86m 中段水仓，经主井一段直排至地表高位水池。

水泵房设计选用 3 台 80D46-30×6 水泵，每台水泵流量 46m³/h，扬程 180m，电机功率 37kW，电压 380V，1 台工作，1 台备用、1 台检修。最大涌水量时，2 台工作，1 台检修。

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%。

排水管选取 Φ108×4mm 无缝钢管。管道敷设，沿主井敷设 Φ108×4mm 无缝钢管两条。正常排水时一条工作，当最大涌水量时两条同时工作。

综上，排水系统符合《金属非金属矿山安全规程》要求。

3.8.3 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 3.8-2 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。	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。 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.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。	人员伤亡， 损坏设备。	II	严格机械设备管理与维护，防止润滑油着火。

3.8.4 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 3.8-3 防灭火安全检查表

检查内容	检查依据	《可行性研究报告》中相关情况	检查结果
1.应结合井下供水系统设置井下消防管路。	《金属非金属矿山安全规程》 (GB16423-2020) 第 6.9.1.2 条	《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.井下消防供水水池应能服务井下所有作业地点，水池容积不小于 200m ³ 。	《金属非金属矿山安全规程》 (GB16423-2020) 第 6.9.1.5 条	《可行性研究报告》明确矿山主井附近修建 200m ³ 高位水池。	符合
3.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》 (GB16423-2020) 第 6.9.1.4 条	《可行性研究报告》明确供水管道经地表高位水池经过主井送至井下各工作水平，每隔 50m~100m 设一个消火栓，以满足井下生产除尘及消防要求。	符合
4.井下禁止使用非阻燃电缆、非阻燃风	金属非金属	《可行性研究报告》明确井下电缆	符合

筒。	矿山禁止使用的设备及工艺目录（第一批）	均采用阻燃电缆及风筒。	
----	---------------------	-------------	--

3.8.5 单元评价小结

《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 安全避险“六大系统”单元

3.9.1 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：新建主井和主回风井，井下遇险时，井下人员可就近从各安全出口撤离。

压风系统：生产用压缩空气系统与压风自救系统可共用，当矿井发生灾变时，停止生产用风，保证灾变用风。主要生产中段的压风管道上不大于 100m 应安设一组三通与供气阀门，本项目平均每个中段设三组三通及阀门，阀门采用 DN25，PN1.0MPa 闸阀。

供水施救系统：井下生产中段供水管路上安设的供水阀门，中段间隔应不大于 100m，本矿平均每个中段设三组三通及阀门，阀门采用 DN25，PN1.0MPa 闸阀。

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，相邻两组供水阀门安设间距应不大于 100m。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。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。

通信联络系统：本矿设置一套矿山通信联络系统，地面采用无线（手机）通讯方式，实现矿山与外部的通讯联系。

表 3.9-1 矿山通讯终端设置表

序号	位置	设备名称	数量	备注
1	地表调度室	综合业务语音交换设备	1	
		触摸屏调度台	1	
		应急广播系统主机	1	
		普通电话外线	1	
		普通电话内线	1	
2	采场联络巷	井下矿用电话	3	
		应急广播系统终端	3	
3	水泵硐室	井下矿用电话	1	
		应急广播系统终端	1	
4	井下配电硐室	井下矿用电话	1	
		应急广播系统终端	1	
5	地表配电所	普通电话内线	1	
6	地表风机房	普通电话内线	2	
7	工作面（人员集中场所）	井下矿用电话	3	回采、掘进各一
		应急广播系统终端	3	回采、掘进各一

3.9.2 安全避险“六大系统”安全检查表

表 3.9-1 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	《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。	《金属非金属地下矿山监测监控系统建设规范》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。	《金属非金属地下矿山监测监控系统建设规范》AQ2031-2011 第 7.1 条	《可行性研究报告》在图纸中设计了视频监控装置，包含了以上重要位置。	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。	《金属非金属地下矿山监测监控系统建设规范》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。	《金属非金属地下矿山监测监控系统建设规范》 AQ2031-2011 第 6.1 条	《可行性研究报告》明确在回风井，每个中段入风口和回风口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。	《金属非金属地下矿山监测监控系统建设规范》 AQ2031-2011 第 6.3 条	在风机的入风端及出风端设置风压传感器，以实现主通风机的在线监测。	符合要求
	6.主要通风设施等应安装开停传感器。	《金属非金属地下矿山监测监控系统建设规范》 AQ2031-2011 第 6.5 条	要求主要通风设施和局扇安装开停传感器。	符合要求
井下人员定位管理系统	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。	《金属非金属地下矿山监测监控系统建设规范》 AQ2032-2011 第 4.2 条	《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
	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。	《金属非金属地下矿山监测监控系统建设规范》 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。	《金属非金属地下矿山紧急避险系统建设规范》 AQ/T2033-2023 第 4.3 条	《可行性研究报告》确定依据相关地质资料该矿区水文地质条件简单；生产中段(-86m)在地面最低安全出口(主井标高 52.5m)以下垂直距离为 138.5m(<500m)；因此本矿山不需要设置紧急避险设施，下井人员需携带自救器。	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。	《金属非金属地下矿山压风自救系统建设规范》 AQ/T2034-2023 第 4.2 条	《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	《金属非金属地下矿山压风自救系统建设规范》 AQ/T2034-2023 第 4.3 条	《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

	点。			
	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。	《金属非金属地下矿山压风自救系统建设规范》AQ/T2034-2023 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 200m。	AQ2034-2011 第 4.8 条	主要生产中段的压风管道上不大于 100m 应安设一组三通与供气阀门，本项目平均每个中段设三组三通及阀门，阀门采用 DN25，PN1.0MPa 闸阀。	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)。	《金属非金属地下矿山压风自救系统建设规范》AQ/T2034-2023 第 4.11 条	《可行性研究报告》中未设计紧急避险设施，但是明确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)	符合要求
	6.主压风管道中应安装油水分离器	《金属非金属地下矿山紧急避险系统建设规范》AQ2034-2011 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。	《金属非金属地下矿山供水施救系统建设规范》AQ2035-2023 第 4.2 条	《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	《金属非金属地下矿山供水施救系统建设规范》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。	《金属非金属地下矿山供水施救系统建设规范》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。	《金属非金属地下矿山供水施救系统建设规范》AQ2035-2023 第 4.8 条	井下生产中段供水管路上安设的供水阀门，中段间隔应不大于 100m，本矿平均每个中段设三组三通及阀门，阀门采用 DN25，PN1.0MPa 闸阀，的供水管路三通及阀门符合上述要	符合要求

			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。	《金属非金属地下矿山紧急避险系统建设规范》AQ2036-2011 第 4.2 条	《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。	《金属非金属地下矿山紧急避险系统建设规范》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.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。	《金属非金属地下矿山紧急避险系统建设规范》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

3.9.3 单元评价小结

通过对安全避险“六大系统”单元用安全检查表共进行了 22 项检查,均符合要求。检查结果表明,《可行性研究报告》确定的安全避险“六大系统”符合要求。

3.10 安全管理单元

3.10.1 危险、有害因素辨识与分析

1、行为性危险因素

行为性危险因素是非煤矿山造成工伤事故的主要危险因素之一,其危险程度是“危险的”,级别为III级。其中包括:

(1) 指挥错误

在作业过程中,由于指挥失误(其中包括因通讯联络信号、安全信息传

递不清引发的指挥失误)或违章指挥等易造成工伤事故的发生。

(2) 操作错误

在作业过程中,因误操作、违章作业及思想麻痹等引发的伤亡事故屡见不鲜,是导致工伤事故的主要原因。

(3) 缺乏安全意识、自我防护能力差

企业工作人员多为当地村民,安全意识较低,对危险、有害因素识别能力较差,自我保护能力差,发生事故的可能性大。

2、心理或生理性危险因素

在作业过程中,有些作业易引起疲劳或体力、视力、听力超负荷,或健康状况异常,或过度紧张等,导致感觉、知觉、思维情绪等异常而造成意想不到的工伤事故,其危险程度是“危险的”,级别为Ⅲ级。

3、安全管理危险因素

危险程度是“危险的”,级别为Ⅲ级。

(1) 缺乏必要的安全操作规程,或不健全。缺乏对工人进行安全操作培训,或对工人执行与遵守安全操作规程缺乏必要的督促检查。对现场工作缺乏检查指导,或在检查指导上出现错误,导致工伤事故的发生。

(2) 劳动组织安排不尽合理。各岗位没有配备合适的人员,劳动任务安排过于紧密,人员超负荷工作,人员配合失误等。

4、安全资金投入方面

安全投入在生产中无直接效益产出,企业一般存在着重生产、轻安全的做法,在安全培训教育,工艺技术改造、设备设施更新和安全隐患整治等方面资金投入不足,不能消除安全隐患引发生产事故,其危险程度是“危险的”,级别为Ⅲ级。

5、事故预防方面

企业发生边坡坍塌的风险大,救援不及时或救援方法错误,非但不能减小事故的损失可能还会造成事故影响扩大。

3.10.2 专家评议法评价

评价组采用专家评议法对该项目安全管理子单元进行评价，具体如下：

《可研报告》中提出了安全生产管理方面的建议，但还存在一些不足，评价组采用专家评议法对该项目安全管理子单元应具备的条件进行评价如下：

- 1、设立技术总负责人、“五职矿长”和生产技术管理机构，并配备采矿、机电、地质、测量、通风等专业技术人员；
- 2、建立安全管理机构和配备不少于 3 名安全管理人员。专职安全生产管理人员应当从事矿山工作 5 年及以上、具有相应的非煤矿山安全生产专业知识和工作经验并熟悉本矿生产系统。
- 3、建立健全各项安全管理制度。
- 4、建立事故应急救援组织，配备必要的应急救援器材、设备。
- 5、设立矿山救护队或与专业救护队签订的救护协议。
- 6、依法参加工伤保险、安全生产责任险，为从业人员缴纳保险费。
- 7、依照国家有关规定，编制安全经费的提取计划，并按计划足额提取安全经费。

安全管理制度包括：

1、建立健全全员安全生产责任制

全员安全生产责任制包括企业负责人、技术负责人、班组长、安全员和职工的各级安全生产责任制。

2、制定各项安全生产规章制度和操作规程

各项规章制度包括：安全检查制度、职业危害预防制度、安全教育培训制度、生产安全事故管理制度、重大危险源监控和重大隐患整改制度、设备安全管理制度、安全生产档案管理制度、安全生产奖惩制度等规章制度。操作规程包括：采掘操作规程、焊接操作规程、用电操作规程、动火操作规程、运输操作规程、设备检修操作规程等。

3、安全培训、教育和考核制度

包括单位主要负责人、安全管理人员、从业人员、特种作业人员的安全培训教育。

3.10.3 评价评价小结：

《可行性研究报告》中对该项目提出的安全生产管理方面的对策措施尚不够完善，本预评价报告给予了补充。建设单位在以后的生产中，只要落实本报告在安全管理方面提出的措施，建立安全管理机构、安全管理制度、应急救援预案，并要对安全管理人员和特种作业人员进行培训，生产中要落实矿领导带班下井制度等各项制度，以确保安全生产管理有效的运用于施工及生产的各个环节，就能够最大限度的确保本项目的安全生产。

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，丹东卫峰矿业有限公司宽甸大古岭金矿 3 万 t/a 采矿扩建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《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. 厂区、功能分区及建筑物、构筑物的外形宜规整；功能分区内各项设施的布置，应紧凑、合理。

2. 加强地表变形及地裂缝观测，如影响耕地、村庄居民正常生活和作业，立即采取安全措施。

3. 主要井口及工业场地均位于历史最高洪水位 1m 以上。

4.1.2 开拓

1. 竖井施工

(1) 竖井施工时应采取措施防止坠物，并应遵守下列规定：

——井口应设置带井盖门的临时封口盘，井盖门两端应安装栅栏；封口盘和井盖门的结构应坚固严密；

——卸碴设施应严密，不允许向井下漏碴、漏水；

——井口周围应设围栏，人员进出地点应设栅栏门；

——井筒内作业人员携带的工具、材料，应拴绑牢固或置于工具袋内；

——不应向井筒内掷物。

(2) 竖井施工时应设悬挂式金属安全梯。安全梯应有电动绞车和手动绞车，电动绞车能力不小于 5t。悬吊安全梯的绞车具备电动和手动两种功能时，可不另设手动绞车。

(3) 井筒内各作业地点均应设通达井口的独立的声、光信号系统和通信装置。掘进与砌壁平行作业时，从吊盘和掘进工作面发出的信号应有明显区别，并指定专人负责信号工作。应由井口信号工负责与卷扬机房和井筒工作面联系。

(4) 井底工作面、吊盘、井口和卸碴台等，均应设视频监视系统，数据储存时间不少于 24h。

2. 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。

3. 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。

4. 支护

《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 提升运输

1. 用于提升人员的罐笼提升系统和矿用电梯应采用双回路供电。
2. 罐笼提升竖井与各水平的连接处应设置下列设施：
 - 足够的照明及视频监控装置；
 - 通往罐笼间的进出口设常闭安全门，安全门只应在人员或车辆通过时打开；
 - 井口周围应设置高度不小于 1.5m 的防护栏杆或金属网；
 - 候罐平台等应设梯子和高度不小于 1.2m 的防护栏杆；
 - 铺设轨道时设置阻车器；
 - 井筒两侧的马头门应有人行绕道连通。
3. 竖井提升系统应符合下列规定：
 - 过卷段应设过卷缓冲装置或者楔形罐道，使过卷容器能够平稳地在

过卷段内停住；

——深度大于 800m 的竖井应设过卷缓冲装置，使过卷容器在缓冲装置内平稳停住，并不再反向下滑或反弹；

——楔形罐道的楔形部分的斜度为 1%；包括较宽部分的直线段在内的长度不小于过卷段高度的 2/3；摩擦式提升系统的下行容器应比上行容器提前接触楔形罐道，提前距离不小于 1m。

4. 升降人员的竖井井口和提升机室应悬挂下列布告牌：

——每班上下井时间表；

——信号标志；

——每层罐笼允许乘人数；

——其他有关升降人员的注意事项

5. 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 6m³ 以上大型车辆运输时，不小于车辆固定轴距的 20 倍；

6. 电机车运行应遵守下列规定：

——列车制动距离不超过 80m；10t 以下机车牵引运输时，不超过 40m；运送人员时，不超过 20m；

——列车正常行车时机车应在列车的前端牵引；

——双机牵引列车允许 1 台机车在前端牵引，1 台机车在后端推动；

——电机车司机视线受阻时应减速行驶并发出警告信号；

——任何人发现列车运行前方有障碍物或者危险时，应发出紧急停车信号；

——不应采用无连接方式顶车；

——顶车速度不大于 0.5m/s，并应有专人在行驶前方观察监护。

7. 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。

3. 进风井巷空气温度应不低于 2℃；低于 2℃时应有空气加热设施。不应采用明火直接加热进入矿井的空气。

4. 采场形成通风系统之前，不应进行回采作业。

5. 采用局扇通风的方式，保证分段联络道应有足够的新鲜风流。

6. 停止作业且无贯穿风流的采场、独头巷道，应设栅栏和警示标志，防止人员进入。重新进入前，应进行通风并检测空气成分，确认安全后方准进入。

4.1.6 供配电设施

1. 该项目电气系统应符合《矿山电力设计标准》（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 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。

4.1.9 安全管理

1. 地下矿山应保存下列图纸，并根据实际情况的变化每 3 个月更新一次，基建矿山每 1 个月更新一次：

- 矿区地形地质图、水文地质图（含平面和剖面）；
- 开拓系统图；
- 中段平面图；
- 通风系统图；
- 井上、井下对照图；
- 压风、供水、排水系统图；
- 通信系统图；
- 供配电系统图；
- 井下避灾路线图；
- 相邻采区或矿山与本矿山空间位置关系图。

图中应正确标记：

- 已掘进巷道和计划掘进巷道的位置、名称、规格；
- 采空区和已充填采空区、废弃井巷和计划开采的采场的位置、名称与尺寸；
- 通风、防尘、防火、防水、排水等主要设备和设施的位置；
- 风流方向，人员安全撤离的路线和安全出口；

——井下通信设备位置；

——采空区及废弃井巷的处理方式、进度、现状及地表塌陷区的位置。

2. 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。

3. 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。

4. 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。

5. 依法参加工伤社会保险，为从业人员足额缴纳工伤保险费。

6. 按照规定为从业人员投保安全生产责任保险。

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

8. 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。

9. 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；

10. 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；

11. 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；

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. 明确原有工程（包括原有竖井，风井，巷道，采空区等），明确废弃工程，处理情况及相关安全措施。
2. 建议根据隐蔽致灾报告明确原有采空区处理措施
3. 明确利旧工程和设备的情况，并提出与旧工程衔接安全措施。
4. 安全设施设计中应明确针对不同围岩情况采用的相应支护方式。
5. 《可行性研究报告》明确设置采区电气硐室，为井下设备供电，建议安全设施设计中进行设计保证电气硐室具备新鲜风流相关设计。
6. 《可行性研究报告》中未设计充填系统，安全设施设计中应明确充填工艺等内容，确保充填作业安全进行。
7. 在安全设施设计阶段，应明确采掘作业面爆破作业的炮孔参数、排间距、炸药类型、装药方式、起爆方式。
8. 明确水泵房防水门设计，同时确保主、副水仓应由两个独立的巷道系统组成，水仓总容积应能容纳 4h 的正常涌水量。
9. 明确两种采矿方法的应用位置，并确认首采矿块位置。
10. 应明确安全避险六大系统主机双机热备份功能，备用电源的设置。
11. 应明确在矿区边界、井下采场等位置设置的安全警示标志的样式及数量。
12. 应明确矿山照明设备及固定照明地点，以及应急照明的位置及要求。
13. 安全设施设计中，应明确除主电缆之外其他电缆型号及井下接地极的设置情况。
14. 安全设施设计中，应给出容易时期及困难时期的主扇的工况点、效率、叶片安装角度等参数。
15. 补充基建进度计划表。

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

丹东卫峰矿业有限公司宽甸大古岭金矿 3 万 t/a 采矿扩建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、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	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 评价结论

本报告通过利用安全检查表法、预先危险性分析法、专家评议法等定性定量评价方法对项目建成后可能存在的有害因素进行分析和评价，提出了相应的对策措施，进而形成如下评价结论。

丹东卫峰矿业有限公司宽甸大古岭金矿 3 万 t/a 采矿扩建项目安全预评价在评价时的条件下符合国家有关法律、法规、标准、规章、规范的要求，可行性研究报告提出的安全对策措施较完善，拟采取的预防危险因素和有害因素的各项技术措施和防范设施可行。建设单位如能按照《可行性研究报告》和本《预评价报告》提出的安全对策措施和建议实施，能够将该建设项目潜在的危险有害因素控制在可接受范围之内，该建设项目在安全上是可行的。

6 附件及附图

6.1 附件

1. 营业执照
2. 采矿许可证
3. 《辽宁省宽甸县古楼子乡大古岭金矿资源储量核实报告》评审备案证明
4. 《辽宁省宽甸县古楼子乡大古岭金矿资源储量分割报告》补充评审备案证明

6.2 附图

1. 地形地质矿区范围及总平面布置图
2. 1、3 勘探线地质剖面图剖面图
3. 13、15 勘探线地质剖面图
4. 14、16 勘探线地质剖面图
5. 井上、井下工程对照图
6. 矿山开拓系统纵投影图
7. 通风系统图
8. 排水系统图
9. 避灾路线图
10. -16m 回风水平平面图
11. -50m 运输水平平面布置图
12. -86m 运输水平平面布置图
13. 全矿供电系统图
14. 井巷工程断面图

- 15. 提升系统图
- 16. 削壁充填采矿方法图
- 17. 浅孔留矿嗣后充填采矿方法图
- 18. 安全避险“六大系统”监测监控系统图
- 19. 安全避险“六大系统”人员定位系统图
- 20. 安全避险“六大系统”压风自救系统图
- 21. 安全避险“六大系统”供水施救系统图
- 22. 安全避险“六大系统”通信联络系统图

