

哈密鑫恺矿业有限公司新疆哈密市白干湖金矿 6 万吨/年地下采矿工程

安全预评价报告公开版删除内容的说明

哈密鑫恺矿业有限公司委托厦门市九安安全检测评价事务有限公司对哈密鑫恺矿业有限公司新疆哈密市白干湖金矿 6 万吨/年地下采矿工程进行安全评价，编制《哈密鑫恺矿业有限公司新疆哈密市白干湖金矿 6 万吨/年地下采矿工程安全预评价报告》。根据《安全评价检测检验机构管理办法》（应急管理部第 20 号令）第十七条，“安全评价检测检验机构应当建立并实施服务公开和报告公开制度，按照有关规定将机构综合信息、安全评价现场勘验图像影像、检测检验现场图像影像，以及安全评价报告、检测检验报告在本机构网站公开（涉及国家秘密、商业秘密以及个人隐私的信息和法律、法规规定可以不予公开的部分除外）。公开的信息应当及时更新、真实完整”。根据上述要求及被评价单位意见，删除涉及商业机密以及个人隐私的相关内容。具体删除内容如下：

1. 删除法人、联系人相关个人信息，因涉及个人隐私，故删除；
2. 删除设备、原辅料、工艺等不便公开的信息，涉及被评价单位商业秘密，故删除；
3. 删除报告附图、附件，涉及被评价单位内部文件及商业秘密，故删除。

哈密鑫恺矿业有限公司新疆哈密市白干湖 金矿 6 万吨/年地下采矿工程安全预评价报告

(公开版)

厦门市九安安全检测评价事务所有限公司

资质证书编号：APJ-（闽）-002

评价报告完成时间：2026 年 9 月

前 言

哈密鑫恺矿业有限公司成立于 2011 年 08 月 02 日，公司类型为有限责任公司（自然人投资或控股），公司注册资本伍佰万元整，法定代表人为林岳安，公司经营范围包括非煤矿山矿产资源开采；道路货物运输（不含危险货物）；建设工程施工；金属矿石销售；选矿；矿山机械销售；建筑材料销售；电线、电缆经营；供应链管理服务；机械设备租赁；非金属废料和碎屑加工处理；对外承包工程。

新疆哈密市白干湖金矿是哈密鑫恺矿业有限公司下属矿山，矿山位于哈密市南东 117°方位，直距 150km 处，距市区运距 170km，行政区划属新疆维吾尔自治区哈密市伊州区管辖，矿山于 2026 年 01 月 08 日取得《采矿许可证》，有效期限为 2026 年 01 月 08 日~2035 年 11 月 06 日，开采矿种为金矿，开采方式为地下开采，开采深度 1145~756m。

建设项目性质为新建项目。

2025 年 11 月由新疆金拓工程设计有限公司编制了《哈密鑫恺矿业有限公司新疆哈密市白干湖金矿 6 万吨/年采矿工程可行性研究报告》，设计生产规模为 6.0 万 t/a，采用地下开采，采矿方法采用上向分层胶结充填采矿法。设计开采范围在采矿许可证平面范围内、开采标高 1145m 至 776m。设计利用资源量 65.90 万 t，全矿综合回采率为 92.0%，综合贫化率 10.0%，设计采出矿石量 67.36 万 t。设计该矿总服务年限为 11.23 年。第一期服务年限 8.31 年，第二期服务年限约 2.92 年。设计各矿群采用一个系统开拓，整体设计分两期建设，930m 标高以上为第一期工程，930m 标高以下为第二期工程，第一期、第二期工程均采用斜井开拓方案。先建设一期工程，待一期工程开采至 980m 中段时开始建设二期工程。

根据国家建设程序和《建设项目安全设施“三同时”监督管理办法》（安监总局第 77 号令）等国家有关安全生产法律、法规的规定，哈密鑫恺矿业有限公司委托我公司对哈密鑫恺矿业有限公司新疆哈密市白干湖金矿 6 万吨/年采矿工程可行性研究报告进行安全预评价工作。

依照《安全评价通则》、《安全预评价导则》和《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》的有关规定，安全预评价工作小组进行了必

要的现场实地调查和资料收集；依据相关法律、法规、设计规范和技术标准，在充分查阅分析了项目资料的基础上，对工程建设项目生产系统中潜在的危險、有害因素进行定性、定量分析评价；提出了科学的、标准和规范性的安全预防措施与对策；最后汇总各阶段的数据资料，分析结果，得出综合预评价结论，并编制了《哈密鑫恺矿业有限公司新疆哈密市白干湖金矿 6 万吨/年采矿工程安全预评价报告》。报告针对建设项目存在的危險、有害因素提出针对性的安全措施及建议，这些措施和建议，可为施工单位、建设单位在施工及生产过程中提供相关参考依据。

本次评价报告以 2026 年 8 月 4 日为基准日期。

目 录

1. 评价对象与依据 - 1 -

 1.1 评价对象和范围 - 1 -

 1.2 评价依据 - 1 -

 1.3 评价程序 - 8 -

2. 建设项目概述 - 10 -

 2.1 建设单位概况 - 10 -

 2.2 自然环境概况 - 14 -

 2.3 建设项目地质概况 - 15 -

 2.4 工程建设方案概况 - 37 -

3. 定性定量评价 - 109 -

 3.1 总平面布置单元 - 109 -

 3.2 开拓单元 - 114 -

 3.3 提升和运输单元 - 119 -

 3.4 采掘单元 - 125 -

 3.5 充填单元 - 131 -

 3.6 通风单元 - 138 -

 3.7 供配电设施单元 - 146 -

 3.8 防排水与防灭火单元 - 154 -

 3.9 排土场单元 - 161 -

 3.10 安全避险“六大系统”和数字化单元 - 161 -

 3.11 安全管理单元 - 168 -

 3.12 重大危险源辨识 - 175 -

 3.13 危险度定性评价 - 175 -

 3.14 可行性研究报告存在的问题 - 179 -

4. 安全对策措施及建议 - 181 -

 4.1 总平面布置单元 - 181 -

 4.2 开拓单元 - 182 -

 4.3 提升与运输单元 - 183 -

4.4 采掘单元	- 185 -
4.5 充填单元	- 186 -
4.6 通风防尘单元	- 187 -
4.7 供配电设施单元	- 188 -
4.8 防排水与防灭火单元	- 189 -
4.9 安全避险“六大系统”和数字化单元	- 190 -
4.10 安全管理及其他单元	- 191 -
5. 评价结论	- 193 -
5.1 安全预评价小结	- 193 -
5.2 应重视的危险有害因素及安全对策措施	- 193 -
5.3 安全预评价结论	- 194 -
6. 附图	- 196 -

1. 评价对象与依据

1.1 评价对象和范围

安全预评价对象：《哈密鑫恺矿业有限公司新疆哈密市白干湖金矿 6 万吨/年采矿工程可行性研究报告》（以下简称可行性研究报告）确定的地下采矿工程建设方案为本次评价的对象。

评价项目名称：哈密鑫恺矿业有限公司新疆哈密市白干湖金矿 6 万吨/年采矿工程项目采矿工程安全预评价。

评价范围：评价范围为《可行性研究报告》确定的采矿工程所涉及的总平面布置、开拓、提升和运输、采掘、通风、供配电设施、防排水与防灭火、排土场、安全避险“六大系统”和数字化、安全管理等，以及采取的安全防护设施的效果和相关的管理措施等进行评价，选矿厂、尾矿库、炸药库、环境影响、职业病危害不在本次评价范围之内。

1.2 评价依据

1.2.1 法律法规及行政规章

表 1-1 相关法律

序号	相关法律名称	批准机关	施行时间
1	中华人民共和国矿山安全法	第十一届全国人民代表大会常务委员会第十次会议修正	2009.08.27 (修正)
2	中华人民共和国特种设备安全法	第十二届全国人民代表大会常务委员会第三次会议通过	2014.01.01
3	中华人民共和国防洪法	第十二届全国人民代表大会常务委员会第八次会议修正	2016.07.02 (修正)
4	中华人民共和国劳动法	第十三届全国人民代表大会常务委员会第七次会议修正	2018.12.29 (修正)
5	中华人民共和国消防法	第十三届全国人民代表大会常务委员会第二十八次会议	2021.04.29 (修正)
6	中华人民共和国安全生产法	第十三届全国人民代表大会常务委员会第二十九次会议修订	2021.09.01 (修订)
7	中华人民共和国突发事件应对法	第十四届全国人民代表大会常务委员会第十次会议（修订）	2024.11.01 (修订)

8	中华人民共和国矿产资源法	第十一届全国人民代表大会常务委员 会第十次会议（修正）	2025.0.7.01 （施行）
---	--------------	--------------------------------	---------------------

表 1—2

行政法规

序号	行政法规名称	批准机关及文号	施行时间
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	1996.10.30
2	地质灾害防治条例	国务院令〔2003〕第 394 号	2003.11.24
3	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	2007.06.01
4	工伤保险条例	中华人民共和国国务院第 375 号令	2011.01.01 （修订）
5	危险化学品安全管理条例	中华人民共和国国务院第 645 号令	2013.12.07 （修订）
6	民用爆炸物品安全管理条例	中华人民共和国国务院第 653 号令	2014.07.29 （修正）
7	安全生产许可证条例	中华人民共和国国务院第 653 号令	2014.07.29 （修正）
8	中华人民共和国企业法人登记管理条例	中华人民共和国国务院令第 666 号 （修订）	2016.02.06 （修订）
9	生产安全事故应急条例	中华人民共和国国务院第 708 号令	2019.4.1

表 1—3

部门规章及规范性文件

序号	部门规章名称	批准文号	施行时间
1	国务院关于加强企业安全生产工作的通知	国发〔2010〕23 号	2010.07.19
2	金属非金属矿山禁止使用的设备及工艺目录（第一批）	安监总管一〔2013〕101 号	2013.09.06
3	金属非金属矿山禁止使用的设备及工艺目录（第二批）	安监总管一〔2015〕13 号	2015.02.13
4	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第 75 号令	2015.03.16
5	企业安全生产责任体系五落实五到位规定	安监总办〔2015〕27 号	2015.03.16
6	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第 77 号令	2015.04.02 （修正）
7	危险化学品重大危险源监督管理暂行规定	国家安全生产监督管理总局第 40 号令	2015.05.27 （修订）
8	非煤矿山外包工程安全管理暂行办法	国家安全生产监督管理总局第 78 号令	2015.07.01 （修正）
9	非煤矿山企业安全生产许可实施办法	国家安全生产监督管理总局第 78 号令	2015.07.01 （修正）

10	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第 78 号令	2015.07.01 (修正)
11	生产经营单位安全培训规定	国家安全生产监督管理总局第 80 号令	2015.07.01 (修正)
12	安全生产培训管理办法	国家安全生产监督管理总局第 80 号令	2015.07.01 (修正)
13	国家安监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	2016.02.04
14	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	2016.05.30
15	国务院安委会办公室关于实施遏制重特大事故工作指南构建双重预防机制的意见	安委办〔2016〕11 号	2016.10.9
16	关于淘汰落后安全技术工艺、设备目录（2016 年）的通知	安监总科技〔2016〕137 号	2016.12.16
17	国家安监总局关于修改和废止部分规章及规范性文件的决定	国家安全生产监督管理总局令第 89 号	2017.01.10
18	应急管理部关于修改〈生产安全事故应急预案管理办法〉的决定	中华人民共和国应急管理部令第 2 号	2019.09.01
19	关于严格非煤地下矿山建设项目施工安全管理的通知	国家矿山安全监察局 矿安〔2021〕7 号	2021.01.24
20	国家矿山安全监察局关于印发〈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〉的通知	国家矿山安全监察局 矿安〔2021〕55 号	2021.10.01
21	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	国家矿山安全监察局 矿安〔2022〕4 号	2022.02.08
22	国家矿山安全监察局综合司关于印发矿山安全标准目录的通知	国家矿山安全监察局 矿安综〔2022〕11 号	2022.04.18
23	金属非金属矿山重大事故隐患判定标准	国家矿山安全监察局 矿安〔2022〕88 号	2022.09.01
24	企业安全生产费用提取和使用管理办法	财政部 应急部 财资〔2022〕136 号	2022.11.21
25	国家矿山安全监察局关于印发执行安全标志管理的矿用产品目录的通知	国家矿山安全监察局 矿安〔2022〕123 号	2022.12.10
26	国家矿山安全监察局关于做好非煤矿山灾害情况发生重大变化及时报告和出现事故征兆等紧急情况及时撤人工作的通知	矿安〔2023〕60 号	2023.06.21
27	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	2023.09.12
28	国家矿山安全监察局关于加强矿山应急救援工作的通知	矿安〔2024〕8 号	2024.03.01
29	国家矿山安全监察局关于印发《国家矿山	矿安〔2024〕41 号	2024.04.23

	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》		
30	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	2024.06.28
31	矿山救援规程	中华人民共和国应急管理部令第 16 号	2024.07.01
32	矿用自救器安全管理规定（试行）	国家矿山安全监察局 2024 年第 25 次局务会议审议通过	2025.01.02
33	七部门关于印发《安全生产责任保险实施办法》的通知	应急〔2025〕27 号	2025.03.29
34	关于明确矿山“五职”矿长和“五科”相关人员范围及相关要求的通知	国家矿山安全监察局综合司（矿安综〔2025〕12 号）	2025.07.01
35	国家矿山安全监察局关于印发 2026 年矿山安全生产工作要点的通知	矿安〔2026〕1 号	2026.01.16
36	特种作业人员安全技术培训考核管理规定	应急管理部令第 19 号	2026.06.01
37	矿山安全监察局关于规范金属非金属矿山采掘（剥）施工队伍的意见	矿安〔2026〕78 号	2026.06.25

表 1—4

地方性法规、文件

序号	地方性法规、文件名称	批准文号	施行时间
1	关于进一步加强非煤矿山企业安全生产工作的实施意见	新安监非煤字〔2010〕272 号	2010.12.17
2	新疆维吾尔自治区生产安全事故报告和调查处理实施办法	第 26 次常务会议讨论通过	2015.11.01
3	印发关于加快推进非煤矿山领域双重预防机制建设的指导意见的通知	新安监非煤〔2018〕48 号	2018.04.23
4	关于印发<自治区企业安全总监管理办法（试行）>的通知	新政办发〔2021〕17 号	2021.05.01
5	新疆维吾尔自治区应急管理厅关于印发《坚决防范遏制事故安全生产严管严控 36 条措施》的通知	自治区安全生产委员会	2021.06.26
6	关于进一步做好非煤矿山隐蔽致灾因素普查治理工作的通知	矿安新〔2023〕113 号	2023.07.12
7	关于印发《新疆维吾尔自治区加强非煤矿山重点地区安全生产攻坚克难工作实施方案》的通知	新应急〔2023〕134 号	2023.10.03
8	新疆维吾尔自治区安全生产条例	新疆维吾尔自治区第十四届人民代表大会常务委员会第五次会议	2023.12.01
9	关于印发新疆维吾尔自治区非煤矿山“机械化、自动化、智能化”建设方案的通知	新应急〔2024〕161 号	2024.10.25
10	新疆维吾尔自治区消防条例	新疆维吾尔自治区第十四届人民	2024.11.29

		代表大会常务委员会公告第 44 号	
11	新疆维吾尔自治区民用爆炸物品安全管理条例	新疆维吾尔自治区第十四届人民代表大会常务委员会公告第 36 号	2025.01.01
12	关于印发新疆金属非金属地下矿山顶板管理办法的通知	新应急规〔2025〕4 号	2025.11.18

1.2.2 主要技术标准规范等

表 1—5

国家标准

序号	国家技术标准名称	标准号
1	厂矿道路设计规范	GBJ22-1987
2	消防安全标志设置要求	GB15630-1995
3	锚杆喷射混凝土支护技术规范	GB50086-2001
4	采暖通风与空气调节设计规范	GB50019-2003
5	安全防范工程技术规范	GB50348-2004
6	建筑灭火器配置设计规范	GB50140-2005
7	矿井提升机和矿用提升绞车安全要求	GB10181-2006
8	生产过程安全卫生要求总则	GB12801-2008
9	矿山安全术语	GB/T15259-2008
10	矿山安全标志	GB/T 14161-2008
11	固定式钢梯及平台安全要求 第 3 部分：工业防护栏杆及钢平台	GB 4053.3-2009
12	供配电系统设计规范	GB50052-2009
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	工业企业设计卫生标准	GBZ1-2010
16	建筑地基基础设计规范	GB50007-2011
17	低压配电设计规范	GB50054-2011
18	工业企业总平面设计规范	GB50187-2012
19	有色金属采矿设计规范	GB50711-2012
20	有色金属矿山井巷工程设计规范	GB50915-2013
21	爆破安全规程	GB6722-2014（含 XG1-2016）
22	压缩空气站设计规范	GB50029-2014
23	中国地震动参数区划图	GB18306-2015
24	工业建筑供暖通风与空气调节设计规范	GB50019-2015
25	重大火灾隐患判定方法	GB 35181-2017
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	危险化学品重大危险源辨识	GB18218-2018
28	建筑设计防火规范	GB50016-2014（2018 版）
29	非煤矿山井巷工程施工组织设计标准	GB/T 51300-2018
30	单绳缠绕式矿井提升机	GB/T 20961-2018
31	重要用途钢丝绳	GB 8918-2019
32	头部防护 安全帽	GB2811-2019
33	矿山采掘工程机械 安全规程	GB/T50377—2019
34	个体防护装备配备规范第 4 部分：非煤矿山	GB39800.4-2020
35	矿山电力设计标准	GB50070-2020
36	金属非金属矿山安全规程	GB16423-2020
37	生产经营单位生产安全事故应急预案编制导则	GB/T29639-2020
38	个体防护装备配备规范 第 4 部分 非煤矿山	GB 39800.4-2020
39	凿岩机械与气动工具安全要求	GB17957-2021
40	坠落防护 安全带	GB6095-2021
41	矿区水文地质工程地质勘查规范	GB/T 12719-2021
42	生产过程危险和有害因素分类与代码	GB/T13861-2022
43	生活饮用水卫生标准	GB5749-2022
44	金属非金属矿山充填工程技术标准	GB/T51450-2022
45	应急照明	GB/T42824-2023
46	矿山机械术语 第 3 部分：提升设备	GB/T7679.3-2023
47	矿井提升用钢丝绳	GB33955-2024
48	建筑抗震设计标准	GB/T50011-2010（2024 版）
49	建筑照明设计标准	GB50034-2024
50	爆破工程工程量计算标准	GB/T 50862-2024
51	高处作业分级	GB 3608-2025
52	安全色和安全标志	GB2894-2025
53	生产安全事故分类与编码	GB6441-2025
54	坠落防护 安全网	GB5725-2025

表 1—6

行业标准

序号	行业技术标准名称	标准号
1	安全评价通则	AQ8001-2007
2	安全预评价导则	AQ8002-2007
3	矿用产品安全标志标识	AQ1043-2007
4	金属非金属矿山提升钢丝绳检验规范	AQ2026-2010
5	金属非金属地下矿山监测监控系统建设规范	AQ2031-2011

6	金属非金属地下矿山人员定位系统建设规范	AQ2032-2011
7	金属非金属地下矿山通信联络系统建设规范	AQ2036-2011
8	金属非金属矿山安全标准化规范 导则	KA/T2050.1-2016
9	金属非金属矿山安全标准化规范 地下矿山实施指南	KA/T2050.2-2016
10	金属非金属地下矿山防治水安全技术规范	KA/T 2061-2018
11	安全生产事故应急演练基本规范	AQ/T9007-2019
12	金属非金属矿山在用设备设施安全检测检验目录	KA/T2075-2019
13	金属非金属矿山提升系统日常检查和定期检测检验管理规范	KA/T 2068-2019
14	金属非金属矿山在用设备安全检测检验规范 缠绕式提升机	AQ2020-2021
15	金属非金属矿山在用设备安全检测检验规范 摩擦式提升机	AQ2021-2021
16	金属非金属矿山在用设备安全检测检验规范 提升绞车	AQ2022-2021
17	重大事故隐患认定通则	DB65/T 4574-2022
18	金属非金属地下矿山紧急避险系统建设规范	KA/T2033-2023
19	金属非金属地下矿山压风自救系统建设规范	KA/T2034-2023
20	金属非金属地下矿山供水施救系统建设规范	KA/T2035-2023
21	矿山地面建筑设施安全防护要求	KA/T19-2023
22	矿山隐蔽致灾因素普查规范 第 3 部分:金属非金属矿山及尾矿库	KA/T 22.3-2024
23	金属非金属地下矿山通风技术规范	KA30-2026
24	金属非金属地下矿山 5G 通信系统技术规范	KA32-2026

1.2.3 建设项目技术资料

- 1.《新疆哈密市伊州区白干湖金矿详查报告》（新疆静远矿山勘察有限公司，2024.08）。
- 2.《关于<新疆哈密市伊州区白干湖金矿详查报告>矿产资源储量评审备案的复函》（新国土资储备字〔2024〕56 号）。
- 3.《〈新疆哈密市伊州区白干湖金矿详查报告〉评审意见书》（新矿评储字〔2024〕56 号）。
- 4.《哈密鑫恺矿业有限公司新疆哈密市白干湖金矿 6 万吨/年采矿工程可行性研究报告》（新疆金拓工程设计有限公司，2025 年 11 月）。

5.《新疆哈密市伊州区白干湖金矿水文地质工程地质勘探报告》（泛亚（新疆）地质勘探有限责任公司，2026 年 03 月）。

1.2.4 其他评价依据

- 1.安全预评价委托书。
- 2.《营业执照》统一社会信用代码：91360700578783128K，有效期限至长期。
- 3.《采矿许可证》证号：XC6500002025114100000074，有效期限：2026 年 01 月 08 日至 2035 年 11 月 06 日。
- 4.《自治区发展改革委关于哈密鑫恺矿业有限公司新疆哈密市白干湖金矿 6 万吨/年采选工程核准的批复》（新发改批复〔2026〕177 号）。
- 5.安全预评价的其他依据。

1.3 评价程序

本次预评价工作分五个阶段进行：

第一阶段为准备阶段，组织安排专职评价人员进行现场实地勘察，收集相关数据资料；

第二阶段为危险源辨识阶段，识别建设项目中可能存在的危险、有害因素或可能潜在的事故隐患；

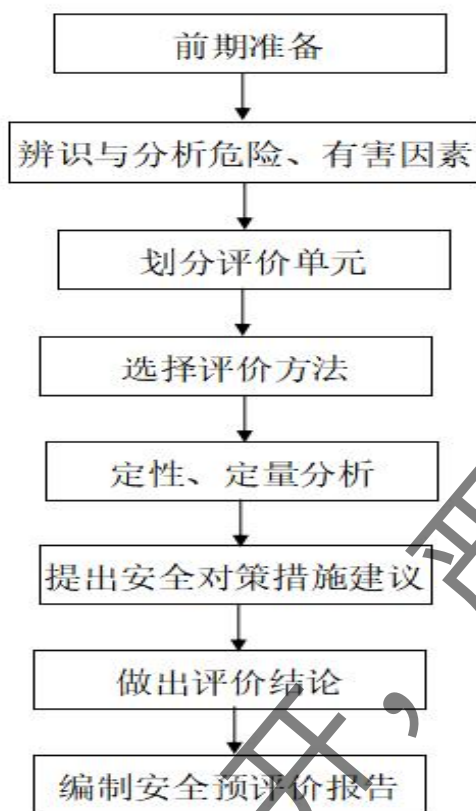
第三阶段为预评价实施阶段，划分评价单元，选择评价方法，对建设项目可能存在的危险、有害因素进行定性、定量分析评价；

第四阶段为选择危险、有害因素的控制阶段，根据国家的相关法规、技术标准选择科学的、标准规范性的安全预防措施与对策；

第五阶段为预评价报告编制阶段，汇总各阶段的数据资料，分析结果，得出综合预评价结论，完成预评价报告书的编制。

矿山安全预评价工作程序见图 1—1 所示。

安全预评价程序框图



2. 建设项目概述

2.1 建设单位概况

1. 建设项目开发背景

中国是世界第一大黄金消费国，2022 年的需求占比为 36.3%；其次是印度，需求占比为 31.6%；美国、俄罗斯、土耳其的需求依次位列第三至五位，占比为 7.7%、2.2%、1.8%。黄金的流动性以场外交易为主，2022 年场外交易占比高达 60%。

国内国际市场近十年来，黄金价格在 2013 年 8 月~2014 年 8 月多在 230~280 元/g 的区间内震动，2014 年 8 月至 2015 年 8 月基本呈现单边下跌的趋势，2015 年底最低跌至 220.17 元/g，此后的 2016~2018 年基本在 260~280 元/g 做箱式调整，进入 2019 年后，黄金价格走出了一波上升行情，并于 2020 年 6 月 24 日突破 400 元/g 大关，8 月 7 日达到历史高点 460.69 元/g。近十年、五年、三年、一年的黄金均价从 216.17~420.54 元/g 逐步抬高，目前黄金价格处于近十年的相对高位，基本在 900~950 元/g 之间波动。

2025 年下半年起，黄金矿山项目的可行性处于政策与市场的“双重顺风期”，国内外多个黄金项目披露的可行性研究结果非常积极，显示在当前金价环境下盈利潜力可观。在此背景下建设单位积极启动了哈密鑫恺矿业有限公司新疆哈密市白干湖金矿 6 万吨/年采矿工程项目，2026 年 8 月 17 日取得自治区发展改革委的采选工程核准的批复，该项目类型为新建项目。

2. 建设单位经济类型

哈密鑫恺矿业有限公司成立于 2011 年 08 月 02 日，公司类型为有限责任公司（自然人投资或控股），公司注册资本伍佰万元整，法定代表人为林岳安，公司经营范围包括非煤矿山矿产资源开采；道路货物运输（不含危险货物）；建设工程施工；金属矿石销售；选矿；矿山机械销售；建筑材料销售；电线、电缆经营；供应链管理服务；机械设备租赁；非金属废料和碎屑加工处理；对外承包工程。

新疆哈密市白干湖金矿是哈密鑫恺矿业有限公司下属矿山，矿区位于哈密市南东 117°方位，直距 150km 处，距市区运距 170km。矿区经纬坐标（CGCS2000）东

经:94°41'59"~94°43'59"; 北纬:42°03'02"~42°04'26"。中心地理坐标(CGCS2000):东经 94°43'00"; 北纬 42°02'45", 矿区面积 1.3826km²。行政区划属新疆维吾尔自治区哈密市伊州区管辖(见图 2-1 交通位置图)。

矿区交通比较方便, G30 高速公路从矿区南侧通过, 距矿区 10km, 有简易道路与之连接, 沿 G30 高速向西北方向约 160km 可至哈密市区; 兰新铁路尾亚车站位于矿区西南直距 40km 处, 运距 70km。区内大部分地区可通行汽车。

3.周边环境及重要设施

矿区地处哈密市伊州区低山戈壁丘陵区, 矿权范围内及周边无村镇居民点。矿山生产、生活用水均需自区外哈密市沁城乡南庙儿沟至骆驼圈子一带山前倾斜平原取水, 运距 40~50km。矿山距离村镇较远, 开采产生的粉尘经抑尘管控后, 对村镇基本无影响; 同时矿区也不受周边居民生产生活活动的干扰。

矿区周边分布多处历史关停金矿, 位于矿区东北部的惠成矿业白干湖金矿 2023 年被政府爆破关闭井筒, 已关停废弃, 采空区距本矿区较远, 无安全影响; 矿区中间扣除部分矿权的哈密市鑫城矿业有限公司白干湖金矿已关停并充填治理; 西侧哈密市宏汇商贸金矿已注销关停, 与本矿区有一定间距, 不存在采空贯通风险。详见矿区与周边矿业权分布图。本矿为新建地下金矿, 周边无在产工矿企业。周边闭坑矿山老采空区距离本区较远, 不会威胁本矿开采安全; 本矿废石、尾砂属于 I 类一般固废, 生产废水循环回用不外排, 也不会扰动周边已闭坑矿山。

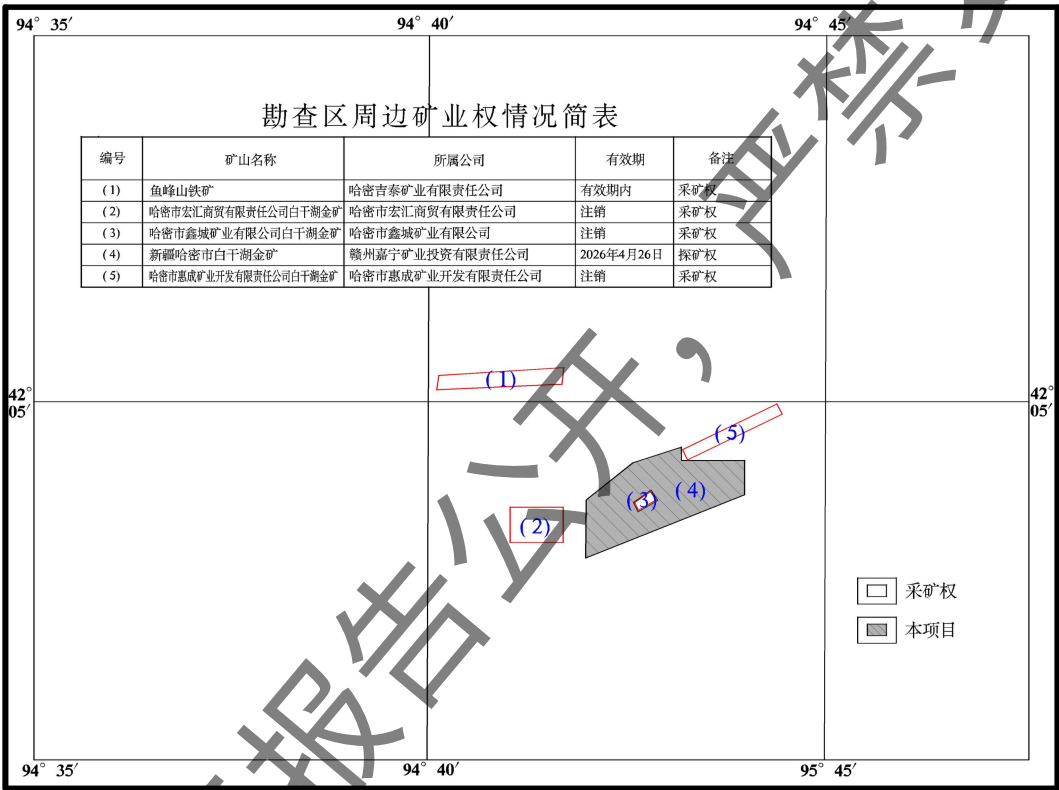
矿区及周边无永久性河流与常年地表水体, 仅雨季存在短暂季节性间歇洪流, 洪水历时短、快速蒸发消散, 最低侵蚀基准面标高 1080m。外界方面, 暴雨短时洪流可经由地表裂隙、老采空塌陷区下渗补给地下水, 增大矿坑涌水量, 带来雨季充水风险; 矿山方面, 矿坑排水、生产生活污水全部处理后循环回用, 不外排, 区域蒸发量极大, 无承接外排废水的地表水系, 不存在地表水体污染风险。

经收集区域资料、现场实地踏勘核实, 哈密市伊州区白干湖金矿矿区采矿权范围及地下开采岩石移动影响范围内, 无风力发电设施、石油长输管线、油气集输管线等重要工业设施。

矿区外围区域分布有风电开发规划区块及油气输送管线路, 但上述设施均位于本矿

山地下开采岩石移动范围、地表错动影响区以外，不在矿山开采的直接影响区域内。矿山开采产生的地表变形、震动等不会对风力发电设施、石油管线的结构安全与运行安全造成不利影响；同时，外围风电、石油管线也不会对本矿山建设及生产运营构成安全威胁，二者之间不存在相互安全干扰。

矿区周边主要为戈壁荒漠，无集中居民区、学校、医院等人员密集场所；周边少量简易道路为矿区对外通行的戈壁简易砂石路，无铁路、高速公路等重大交通设施；矿区范围内未发现文物保护单位、自然保护地等需要重点保护的环境敏感目标。



交通位置图

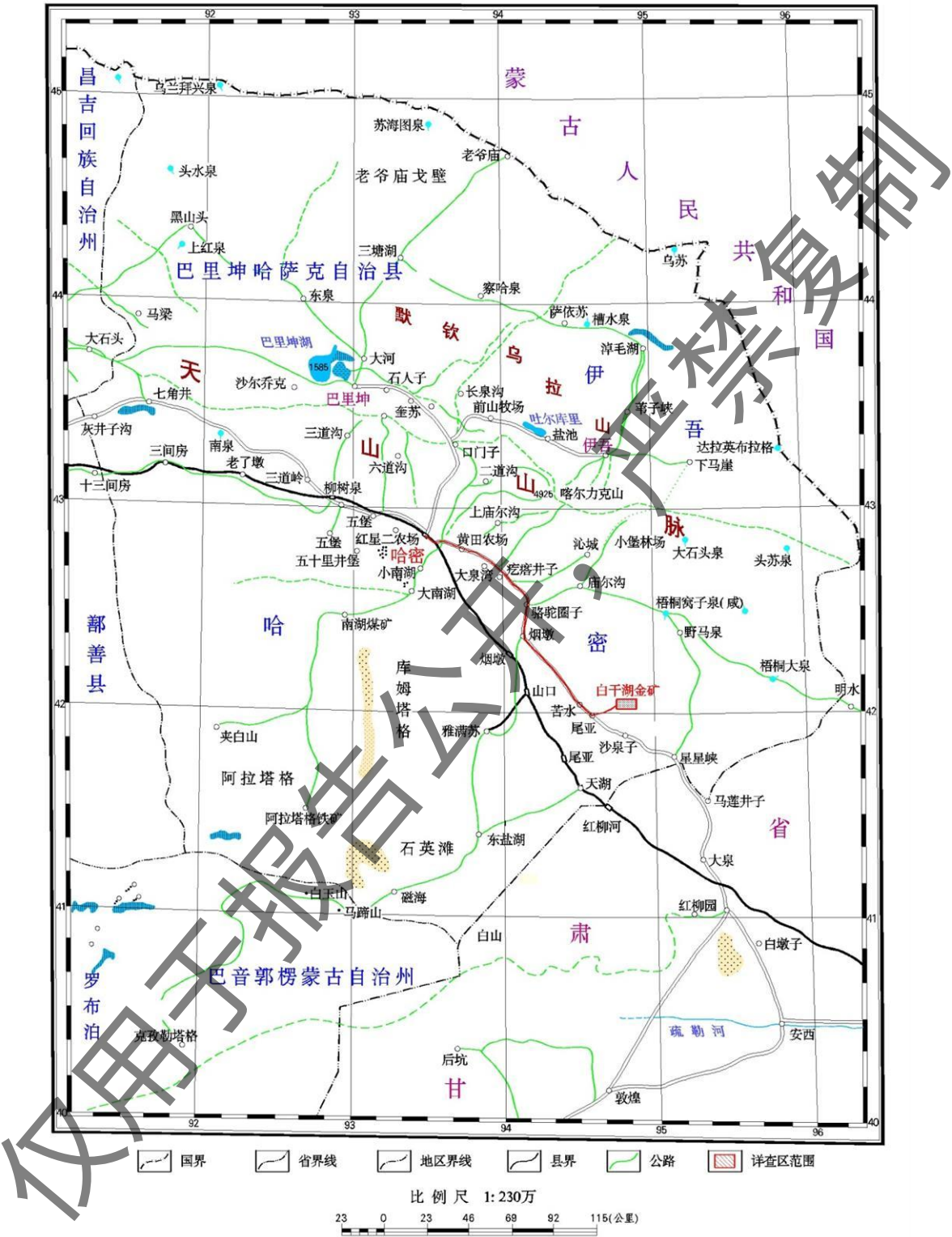


图 2-1

交通位置图

2.2 自然环境概况

1. 地形地貌

矿区属天山支脉哈尔里克山东延部分，山势由东向西有逐渐降低的趋势，矿区海拔一般在 1080~1190m，最高 1195m，属低山、戈壁、丘陵地貌。在平原、沟谷、山坡底部均有第四系冲积物、坡积物覆盖。

2. 气象、水文特征

矿区属北温带大陆性干旱气候，夏季炎热，冬季寒冷，昼夜温差大。根据哈密各气象站资料汇总，每年一月最冷，平均气温 -11.6°C ~ 17.8°C ，最低气温零下 30°C 。每年七月最热，平均气温 21°C ~ 22.9°C ，最高气温达 45°C 。年平均气温约 10°C 。区内年降水量稀少，年降水量 36.2~36.9mm，并多集中在 6~9 月，而蒸发量大，年平均相对湿度为 39.5%，气候异常干燥，初霜期 10 月 17 日，终霜期 4 月 9 日，冰冻期为 12~来年 3 月，冻土厚度约 1.2~1.6m 左右。区内春冬两季多风，风向东、北东，风力一般 3~4 级，最高可达 8 级以上。

2018 年 07 月 31 日，哈密市伊州区沁城乡小堡区域发生极端短时特大暴雨，6-9 时 30 分集中强降雨，1h 最大降雨量 110mm，过程累计降雨量 115.5mm，远超当地多年年均降水量（43.7mm），相当于当地 2-3 年总降水量在数小时集中降下，引发猛烈山洪，射月沟水库入库洪峰 $1848\text{m}^3/\text{s}$ ，远超其 300 年一遇校核标准 $537\text{m}^3/\text{s}$ ，发生漫顶局部溃坝，造成重大人员伤亡与基础设施损毁。

矿区内及周边无永久性河流，皆为中低山丘陵之间的季节性间歇水流。河谷分布方向大致呈东西向，流向多为由东向西。沿断裂带有泉、井等，涌水量不大，味咸苦，不能饮用。区内植被稀少，仅在一些干沟生长稀疏的骆驼刺、芨芨草等。区内最低侵蚀基准面 1080m。

3. 区域经济

矿区位于哈密市境内，哈密市面积 8.5 万平方公里，下辖 18 个乡（镇）、5 个街道办事处，91 个行政村、41 个居委会。全市总人口 44.33 万人。有汉、维、哈、回等 36 个民族组成。

哈密区位优势明显。是丝绸之路经济带重要节点城市，是新疆向祖国内地开放的门户、我国向西开放的桥头堡，具有东联、西出、南通、北拓的区位优势，被列为全国陆港型国家物流枢纽承载城市、国家公路运输枢纽城市、新疆铁路枢纽城市，G30（连霍高速）、G7（京新高速）横贯哈密，兰新高铁、哈罗铁路、哈临铁路建成投运；哈密机场被确定为新疆次枢纽机场，11 条航线连接疆内外，综合立体交通枢纽初步形成。哈密盛产特色瓜果，哈密大枣是国家地理标志产品。矿产资源丰富，已探明矿种 88 种、占全疆 63.8%，储量居全疆前列有 17 种。其中，煤炭预测资源量 5708 亿吨，占全疆 31.7%、占全国 12.5%；铁矿预测资源量 29 亿吨，镍矿预测资源量 1584 万金属吨，均居全疆首位，被确定为现代能源与化工产业示范区。风光能资源丰富，全疆 9 大风区哈密有 3 个，风区总面积 5.16 万平方公里，占全疆 66.3%；年日照数 3170-3380 小时，是全国日照时数最充裕地区之一。

根据《中国地震动参数区划图》（GB18306-2015），白干湖金矿区位于地震动峰值加速度区划图的 0.1g 区，对应地震基本烈度为 VII 度，根据地壳结构、新生代地壳变形、现代构造应力场、地震震级、地震基本烈度、地震动峰值加速度等指标，进行地壳稳定性划分，将矿区地壳稳定性划分为稳定区，因此在开采过程中一定要做好地震的相关预防措施。

2.3 建设项目地质概况

以下内容摘自 2024 年 8 月由新疆静远矿山勘察有限公司编写的《新疆哈密市伊州区白干湖金矿详查报告》中相关内容：

2.3.1 矿区地质概况

区内地层出露单一，岩浆岩较发育。构造具有多期次特征，断裂较发育，总体构造线呈近北东向展布。

2.3.1.1 地层

矿区内出露地层简单，有石炭系下统雅满苏组上亚组（ C_{1y}^b ）、白鱼山组（ C_{1b} ），在沟谷、山坡堆积有第四系坡积物。由老至新分述如下：

1. 石炭系下统雅满苏组上亚组（ C_{1y}^b ）

石炭系下统雅满苏组上亚组分布于矿区南部，该岩组岩石普遍经受过浅的区域变质作用影响，岩性以绢云母绿泥石片岩为主，次为绢云母千枚岩、大理岩化砂屑灰岩、夹少量绢云母砂质板岩等。根据出露岩性及位置分为三个岩性段，其中矿区出露第二、第三岩性段，第一岩性段位于区外东部位置。

2.石炭系下统白鱼山组（C_{1b}）

分布于矿区北部，岩性以绢云母千枚岩为主，夹薄-中层变质内碎屑泥晶灰岩及砾岩透镜体、板岩，岩层产状为 $308^{\circ}\sim 340^{\circ}\angle 47^{\circ}\sim 81^{\circ}$ 。

3.第四系（Q）

广泛分布于山间沟谷，地形平坦处，山坡底部。由砂、砾、砂土、少量粘土组成，局部分布有盐碱砂质粘土。

2.3.1.2 构造

矿区内构造以断裂构造为主，另外小揉皱、片理、节理也较发育。

矿区位于北东向干墩大断裂与雅满苏大断裂之间。断裂的次级断裂在矿区内很发育，断裂具有多次活动的特点，表现为早期形成的断裂，其断裂带内又有后期断裂形成，或者被后期断裂错断的现象。次级断裂走向以北东向、北西向为主，其中北东向断裂规模较大，与金矿关系密切；其次是近东西向、近南北向，规模较小。常呈群或雁行排列出现。性质以压扭性为主，个别后期断裂为张性。断裂长几十米至 3200 米，倾角较陡，个别近直立。这些断裂大多被后期石英脉及脉岩所充填，其中 F1、F2 断裂规模较大。

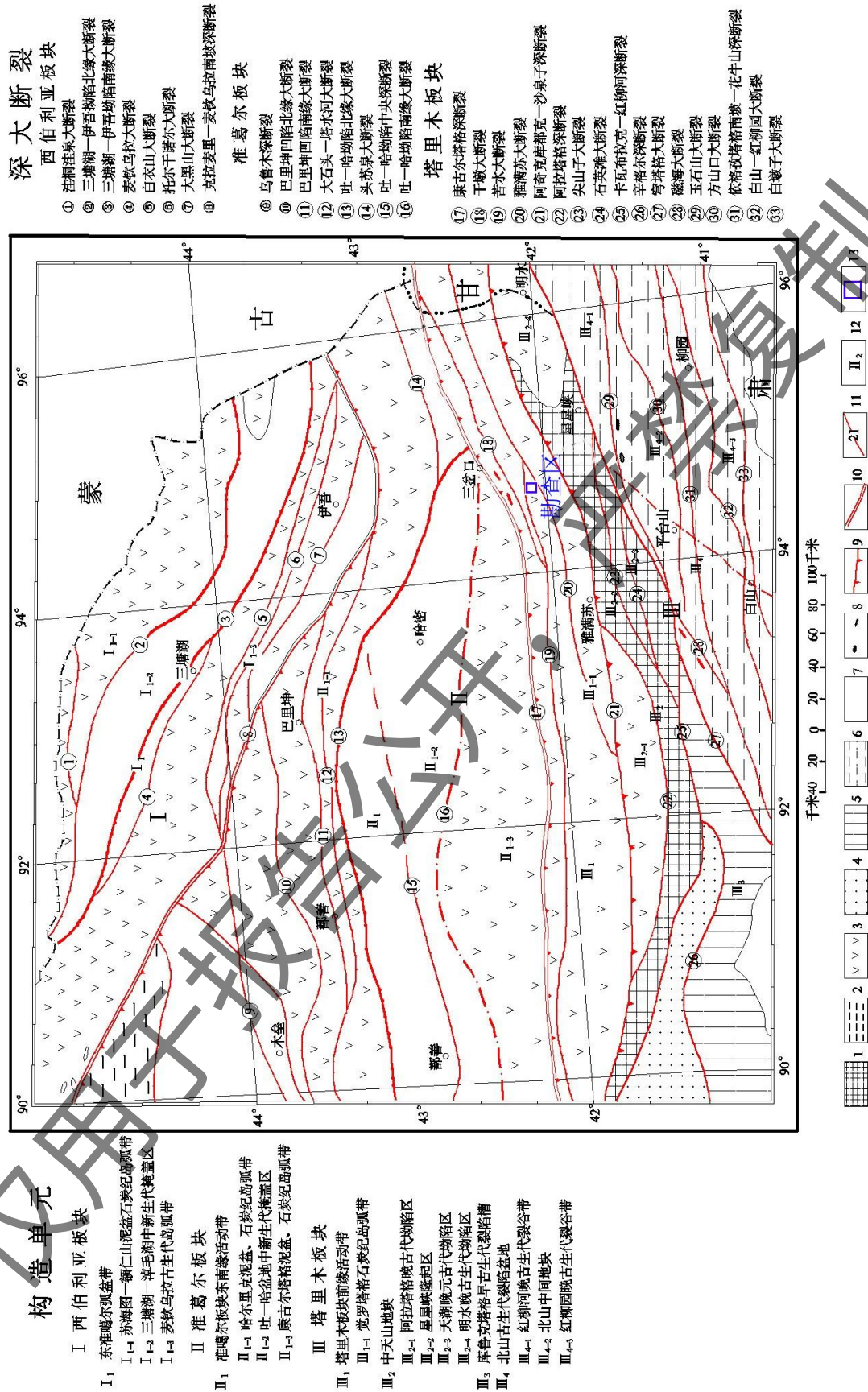
F1：位于矿区北部，在矿区内出露长约 900m，西端被第四系覆盖，东端延伸出矿区，总长度大于 3500m，属区域性苦水大断裂的次一级断裂。断裂走向 $43^{\circ}\sim 57^{\circ}$ ，倾向北西，倾角 $60^{\circ}\sim 80^{\circ}$ 。断裂中花岗斑岩脉充填，脉宽数米到几十米不等。通过钻探工作，发现该断裂断裂面较变化较大，呈波状起伏，沿上、下盘断裂面附近，片理化、碎裂岩化、糜棱岩化、小揉皱发育、蚀变强烈，局部见有断层泥、断层角砾。其次，上、下盘岩石具有碎裂-重结晶-再碎裂现象。说明 F1 最少有二次活动。

F2：位于矿区中部偏北，根据其走向及地表特征推测东端与 F1 断裂在矿区外汇合，西端延伸出矿区，在矿区内出露长约 2300m，总长度大于 4500m，属区域性苦水

大断裂的次一级断裂断裂。走向 $45^{\circ}\sim 80^{\circ}$ ，倾向北西，倾角 $60^{\circ}\sim 85^{\circ}$ 。断裂中花岗斑岩脉充填，脉宽数米到几十米不等。通过钻探工作，发现该断裂断裂面较变化较大，呈波状起伏，沿上、下盘断裂面附近，片理化、碎裂岩化、糜棱岩化、小揉皱发育、蚀变强烈，局部见有断层泥、断层角砾。

两条断裂中被花岗斑岩脉充填，白干湖金矿矿体均位于充填的花岗斑岩脉中及花岗斑岩脉两侧的地层中，因此断裂对矿体具有明显的控制作用，既是导矿构造，也是容矿构造。

除断裂构造外，矿区小构造也较发育。如片理在片岩、千枚岩及部分脉岩中普遍发育；小揉皱在片岩、千枚岩中以及较大断裂附近，小的如手掌大小，稍大的达几十平方米；节理在白鱼山组内碎屑灰岩中较发育，常呈共轭剪节理。



2.3.1.3 岩浆岩

矿区岩浆活动期次单一，为华力西中期侵入产物。但岩性复杂，有基性、酸性，既有中浅成侵入岩，又有脉岩。

1. 侵入岩

侵入岩在全区均有分布，走向北东，倾向北西，倾角一般较陡，在 $80^{\circ}\sim 85^{\circ}$ 之间，岩性为钾长石英斑岩、辉绿岩等。岩体与围岩呈侵入接触。从区域上看，这些小侵入体多沿深大断裂分布，断裂对岩体具有控制作用。

钾长石英斑岩($\lambda\pi_4^{2b}$)：岩石颜色为灰白色，斑状结构，块状构造。岩石由斑晶和基质组成。斑晶为钾长石、石英，粒径 $1\sim 7\text{mm}$ 。基质由小于 0.05mm 的微细粒长石、石英组成。岩石具有较强的绢云母化、轻微碎裂岩化。呈不规则小岩株状产出，分布于黑云母钾长花岗岩北东，二者呈正常侵入接触。与地层接触处形成硅化带，岩石呈块状。

辉绿岩($\beta\mu_4^{2b}$)：岩石颜色为灰绿色，辉长辉绿岩结构，块状构造。矿物成分：斜长石 40%、辉石 60%，极少量磁铁矿，微量钾长石、石英、方解石。具有较强的绿帘石化、绿泥石化、轻微碎裂岩化、青磐岩化。呈不规则小岩株状产出，其边部可见大量铁质碧玉岩捕虏体。侵入于石炭系下统雅满苏组上亚组片岩中，与片岩呈互相交错状分布，界线不清。

2. 脉岩

矿区内脉岩发育，有酸性的花岗岩脉、花岗斑岩脉、石英脉，有基性的辉绿岩脉。岩脉走向以北东向、近东西向为主，个别为北西向、近南北向，倾角一般在 60° 以上。长几十米至上千米，厚几十厘米至几十米，呈单脉或平行、雁行排列出现。

花岗岩脉：多呈单脉出现。长几十米至几百米，厚 $1\sim 2\text{m}$ 。走向北东向，个别北西向、近南北向、近东西向。

花岗斑岩脉：与矿区内成矿关系密切。地表为浅肉红色，向深部渐变为花岗细晶岩、硅化花岗斑岩。岩脉呈单脉或平行、雁行排列出现。矿区内规模较大的有两条，分别编号为 I 号、II 号。I 号硅化花岗斑岩脉总长度大于 3Km ，东端被第四系覆盖，西端延伸出勘查区，中部位于已设立采矿权(哈密市鑫城矿业有限责任公司白干湖金矿)

内, 采矿权内长 380m, 勘查区内蚀变带出露长约 1600m, 其中采矿权以西出露长约 640m, 采矿权以东出露长约 960m。蚀变带总体走向 50° , 宽 10~80m, 倾向北西, 倾角 $60^{\circ}\sim 81^{\circ}$ 。II 号硅化花岗斑岩脉长约 2km, 西端被第四系覆盖, 东端延伸出勘查区, 勘查区内蚀变带出露长约 840m。蚀变带总体走向 58° , 宽 30~70m, 倾向北西, 倾角 $60^{\circ}\sim 86^{\circ}$ 。经分析, 硅化花岗斑岩脉金含量在 10~760PPb, 刻槽样最高品位 0.81g/t, 说明花岗斑岩脉为较好的含金地质体, 而且, 矿区中含金石英脉产于其后期断裂及其两侧围岩之中, 为该区金矿的矿源层。因此, 根据其特征结合探矿成果围绕 I 号、II 号硅化花岗斑岩脉圈出两条矿化蚀变带, 即 I 号、II 号矿化蚀变带。

辉绿岩脉: 呈单脉产于地层中。长数百米至 1000 米, 厚一般 1m 左右, 个别达 10m。走向北东向。

2.3.1.4 围岩蚀变

该矿区的围岩蚀变有硅化、黄(褐)铁矿化、绢(云)英岩化、绢云母化、绿泥石化等。其中硅化、黄铁矿化、绢(云)英岩化与金矿化关系比较密切。

2.3.2 水文地质条件

2.3.2.1 矿床水文地质条件概述

本矿区为裂隙水充水矿床, 水文地质勘查类型划分为第二类第二型(水文地质条件中等)。矿区地处北温带大陆性干旱气候区, 年降水量 36.2-36.9mm, 蒸发强烈, 无常年地表水体, 仅发育季节性间歇水流, 最低侵蚀基准面标高 1080m, 大部分矿体赋存于侵蚀基准面以下, 第四系覆盖范围小、厚度薄。

2.3.2.2 地下水类型及含水层特征

矿区地下水主要为基岩裂隙水, 局部第四系发育地段赋存少量孔隙潜水, 整体富水性弱, 划分为 4 类含水岩组:

1. 第四系松散岩类含水岩组: 多为透水不含水层; 仅矿区北部局部存在弱孔隙潜水, 埋深 0.4-1.0m, 接受大气降水短暂补给, 水化学类型 $\text{HCO}_3\cdot\text{SO}_4\cdot\text{Ca}\cdot\text{Mg}$ 型。

2. 石炭系碎屑岩类含水岩组(直接、间接含水层): 岩性为绢云母千枚岩、绢云母绿泥石片岩、砂屑灰岩等, 为矿体顶底板主要围岩, 地下水赋存于风化、构造裂隙中; 抽水试验得单位涌水量 $0.0013\text{L}/(\text{s}\cdot\text{m})$, 渗透系数 $0.00519\text{m}/\text{d}$, 属弱富水。

3.华力西期结晶岩类含水岩组：花岗斑岩、辉绿岩等脉岩，与矿体关系密切，单位涌水量 $0.0010\text{L}/(\text{s}\cdot\text{m})$ ，渗透系数 $0.00064\text{m}/\text{d}$ ，弱富水。

4.构造破碎带含水岩组：以 F1 等苦水大断裂次级断裂为主，断裂多被花岗斑岩脉充填，局部碎裂岩发育；SHK003 孔试验单位涌水量 $0.0016\text{L}/(\text{s}\cdot\text{m})$ ，渗透系数 $0.00477\text{m}/\text{d}$ ，整体富水性弱，局部裂隙发育地段富水性中等；断裂兼具导水、阻水双重属性，是裂隙水主要运移、赋存空间。

勘探深度范围内未发现连续稳定隔水岩层。

2.3.2.3 矿区含水及隔水层特征

1.含水岩组与相对隔水层的划分原则

矿区内地下水主要赋存于基岩裂隙及第四系残坡积物、冲洪积物孔隙中，具有独特的水文地质特征。本次报告根据地下水的赋存条件、水力性质及水力特征，划分含水岩组和相对隔水层。

2.含水岩组具体划分

依照矿区地层时代及其成因的不同，将矿区含水岩组细分为四个含水岩组（见表 2-1），分述如下：

表 2-1 白干湖金矿矿区含水岩组划分一览表

含水岩组	岩性	地下水类型	富水性
第四系松散岩类透水不含水层	由砂、砾、砂土、少量粘土组成，局部分布有盐碱砂质粘土。	孔隙水	--
石炭系碎屑岩类含水层含水岩组	主要石炭系下统白鱼山组绢云母千枚岩、石炭系下统白鱼山组砾岩、石炭系下统白鱼山组砂屑灰岩、石炭系下统稚满组上亚组第三岩性段绢云母千枚岩、石炭系下统稚满组上亚组第二岩性段绢云母绿泥石片岩、石炭系下统稚满组上亚组第一岩性段砂屑灰岩。	裂隙水	弱
华力西期结晶岩类含水层	华力西中期斜长花岗斑岩、石英钠长斑岩、华力西中期硅化花岗斑岩、华力西中期辉绿岩。	裂隙水	弱
构造破碎带含水岩组	主要为花岗斑岩脉、碎裂岩。	裂隙水	弱

3.地下水与地表水之间的水力联系

矿区内未见有地表径流及泉点，只是在雨季、暴雨形成的积水构成短暂性地表流水。在顺地形坡度向低凹处汇集运移时，可通过地表风化、构造裂隙、岩石孔隙等缓慢渗透

补给地下，但由于暂时性地表水通过时，时间短、速度快，区内地形相对平缓，对地下水的补给主要表现在临时性补给，不利于地下水的长期补给。但是降水是区域内唯一的补给来源，所以，地下水与大气降水间存在一定的水力联系。

4.深部含水层之间的水力联系

由于区内组成含水层的岩性单一，深部的含水层之间存在着节理、裂隙发育的地段且相互连通，从而引起地下水沿总体地下径流方向补给相邻含水层，基本能形成相互连通的统一的地下水系统。可以说明矿区深部含水层之间的联系主要以深部岩石节理、裂隙发育程度所影响。

5.构造破碎带的水文地质特征

通过本次工作区内未发现大的褶皱及断裂产出，构造整体不发育，但风化破碎带在矿区内局部发育，形成了良好的导水通道，与矿床连通，在进行开采生产时，生产用水会经过破碎通道进入矿坑内，形成矿坑的充水通道。但当矿体开采至地下水位之下后，地表水以及浅部的地下水可通过下渗沿井巷上部的裂隙或者导水裂隙带渗入井巷，补给地下水，成为矿坑充水水源。

2.3.2.4 地下水的补给、径流、排泄条件

地下水唯一补给来源为大气降水（含短时暴雨、融雪）入渗，无大型地表水体补给；降水形成暂时性洪流沿裂隙、破碎带下渗补给基岩裂隙水。地下水总体自东向西径流；区内无天然泉点，主要以蒸发蒸腾方式排泄，地下水补给条件差。含水层之间通过裂隙带存在一定水力联系。地下水水化学类型以 $\text{SO}_4\cdot\text{Cl}\cdot\text{Na}$ 型咸水为主，矿化度高，对混凝土存在硫酸盐型强腐蚀，对钢筋有弱-强腐蚀性，矿区附近无可直接利用的地下水源，生产生活用水需外部远距离调运。

1.主要充水水源：①基岩构造裂隙水，为本矿直接充水水源；②大气降水，为间接外源充水水源，暴雨可经地表塌陷、裂缝、老采空区快速下渗，造成矿坑涌水量短期骤增；③历史遗留采空区积水：II号矿体上部老采空区估算积水量约 300m^3 ，位置范围清楚，是重要老空水隐患；矿区周边无大型地表水体，地表水对矿坑基本无充水威胁。

2.充水通道：断裂破碎带、风化裂隙网络、老采空区及地表塌陷裂缝，另外封孔不良的历史钻孔可成为潜在导水通道。

3.充水方式：顶板裂隙直接充水为主，地下水通过矿体顶底板裂隙、构造破碎带向采掘空间渗流入矿坑。

2.3.2.5 矿坑涌水量预测

I-3 号矿带 1000m（标高）用“大井法”计算得正常值为 $80.42\text{m}^3/\text{d}$ ，最大值为 $131.11\text{m}^3/\text{d}$ 。930m（标高）井巷的矿坑涌水量用“大井法”进行计算，得正常值为 $158.23\text{m}^3/\text{d}$ ，最大值为 $273.29\text{m}^3/\text{d}$ 。

II号矿带 1000m（标高）用“大井法”计算得正常值为 $117.03\text{m}^3/\text{d}$ ，最大值为 $185.42\text{m}^3/\text{d}$ 。900m（标高）井巷的矿坑涌水量用“大井法”进行计算，得正常值为 $212.78\text{m}^3/\text{d}$ ，最大值为 $356.75\text{m}^3/\text{d}$ 。760m（标高）井巷的矿坑涌水量用“大井法”进行计算，得正常值为 $670.23\text{m}^3/\text{d}$ ，最大值为 $1208.45\text{m}^3/\text{d}$ 。

计算结果的评价及修约：计算结果按照 GB/T8170-2008 数值修约规则，修约后，用“大井法”计算结果如下，I-3 号矿带 1000m（标高）正常值为 $80\text{m}^3/\text{d}$ ，最大值为 $130\text{m}^3/\text{d}$ 。930m（标高）井巷的矿坑涌水量正常值为 $160\text{m}^3/\text{d}$ ，最大值为 $270\text{m}^3/\text{d}$ 。II号矿带 1000m（标高）涌水量正常值为 $120\text{m}^3/\text{d}$ ，最大值为 $190\text{m}^3/\text{d}$ 。760m（标高）井巷得正常值为 $670\text{m}^3/\text{d}$ ，最大值为 $1210\text{m}^3/\text{d}$ 。

随开采疏干排水，后期矿坑涌水量会逐步衰减；但暴雨季节受降水入渗影响涌水量存在突增风险。

2.3.2.6 矿带划分与涌水量计算范围说明

本次设计开采矿体为矿区内的 I、I-2、I-3、II、II-1、II-2、II-3、II-4、II-5 共九个矿体。上述九个矿体在空间上分别归属于两条平行的矿化蚀变带，即I号矿化蚀变带和II号矿化蚀变带，各矿带与下属矿体的对应关系如下：

I号矿化蚀变带：包含 I、I-2、I-3 三个矿体，均赋存于同一硅化花岗斑岩矿化蚀变带内，矿体顶底板围岩、断裂构造及裂隙发育条件基本一致，属同一水文地质单元；

II号矿化蚀变带：包含II、II-1、II-2、II-3、II-4、II-5 六个矿体，均赋存于同一构造蚀变带内，地下水补给、径流及裂隙导水条件相近，属同一水文地质单元。

矿坑涌水量预测采用大井法。大井法的基本原理是将同一水文地质单元内空间上相近、水力联系密切的多个矿体等效换算为一口“大井”进行涌水量计算，无需对每条矿

体逐一计算。据此，本次涌水量计算按矿带划分计算单元：

I号矿化蚀变带选取I-3 号矿体作为代表矿体，其计算结果代表I矿带（含I、I-2、I-3 三个矿体）的矿坑涌水量；

II号矿化蚀变带选取II号主矿体作为代表矿体，其计算结果代表II矿带（含II、II-1～II-5 六个矿体）的矿坑涌水量。

因此，涌水量计算成果中虽仅列出I-3 号矿带和II号矿带的计算结果，但实质上已覆盖本次设计开采的全部九个矿体，不存在遗漏矿体未参与涌水量计算的情况。

2.3.2.7 矿区水文地质类型及其复杂程度

矿床整体含水层富水性弱，常态条件下突水危险性小；主要风险来自：①暴雨沿地表塌陷、裂缝灌入井下；②采掘揭露构造破碎带，局部裂隙集中段出现涌水；③老采空区积水突水；④不良封孔钻孔导通地下水。开采需严格执行“预测预报、有疑必探、先探后掘、先治后采”，落实超前探放水，重点防范老空水及雨季降水入渗充水危害。

水文地质类型判定依据：矿体大部分位于侵蚀基准面之下；第四系覆盖薄；充水含水层弱富水；存在老采空积水；无强导水大断裂直接贯通区域强水源；综合判定为**裂隙含水层充水为主，水文地质条件中等（第二类第二型）。

2.3.3 工程地质条件

在工程地质岩组的划分中，主要根据岩体的时代、岩性特征的不同。根据岩体结构控制岩体稳定的观点，以工作期间所取得的资料结合前期普查资料，将矿区的地层（岩石）的工程地质岩组划分及其工程地质特征叙述如下：

2.3.3.1 松散岩体（A 岩组）

第四系全新统残破积物（Q4ed1），分布于山坡坡面及坡脚，厚度一般在0.5-4.60m，平均值为2.40m；由岩石分化碎块，岩屑，角砾，粉砂，粘土等组成，干燥，松散-稍密实状态，磨圆度差，呈棱角状，无层理，无分选，粒度变化极大。

松散岩体工程地质性质差，稳定性也差，往往是工程地质失稳的起点。松散岩体的破坏机制表现为松动剪切破坏，变形过程时间一般较短，在工程和水流等作用下易发生滑动、垮塌。

2.3.3.2 碎屑岩类（B 岩组）

矿区广泛出露分布的层状岩类，以碎屑岩、沉积变质岩为主，岩体各向异性。各类岩体总的特征是表层风化破碎，结构面主要是风化裂隙面，局部为构造破碎带（构造结构面），岩体强度受组成岩体岩石的力学性质和风化强度控制；风化带以下，结构面以层理面、片理面、构造节理及裂隙面为主，岩体稳定性严格受各种结构面控制。

矿区内岩石整体较完整，顶板岩石较底板破碎；岩石中含炭绢云千枚岩为软弱夹层，遇水易软化，力学强度降低，岩石易沿层理面发生错动、位移；局部岩石中节理、裂隙较发育，工程地质稳定性降低，易产生工程地质隐患。

2.3.3.3 结晶岩类（C 岩组）

1. 侵入岩

侵入岩在全区均有分布，走向北东，倾向北西，倾角一般较陡，在 80-85 度之间，岩性为钾长石英斑岩、辉绿岩等。岩体与围岩呈侵入接触。从区域上看，这些小侵入体多沿深大断裂分布，断裂对岩体具有控制作用。

钾长石英斑岩：岩石颜色为灰白色，斑状结构，块状构造。岩石由斑晶和基质组成。斑晶为钾长石、石英，粒径 1~7mm。基质由小于 0.05mm 的微细粒长石、石英组成。岩石具有较强的绢云母化、轻微碎裂岩化。呈不规则小岩株状产出，分布于黑云母钾长花岗岩北东，二者呈正常侵入接触。与地层接触处形成硅化带，岩石呈块状。

辉绿岩：岩石颜色为灰绿色，辉长辉绿岩结构，块状构造。矿物成分：斜长石 40%、辉石 60%，极少量磁铁矿，微量钾长石、石英、方解石。具有较强的绿帘石化、绿泥石化、轻微碎裂岩化、青磐岩化。呈不规则小岩株状产出，其边部可见大量铁质碧玉岩捕虏体。侵入于下石炭统雅满苏组上亚组片岩中，与片岩呈互相交错状分布，界线不清。

2. 脉岩

矿区内脉岩发育，有酸性的花岗岩脉、花岗斑岩脉、石英脉，有基性的辉绿岩脉。岩脉走向以北东向、近东西向为主，个别为北西向、近南北向，倾角一般在 60°以上。长几十米至上千米，厚几十厘米至几十米，呈单脉或平行、雁行排列出现。

花岗岩脉：多呈单脉出现。长几十米至几百米，厚 1~2m。走向北东向，个别北西向、近南北向、近东西向。

花岗斑岩脉：地表为浅肉红色，向深部渐变为花岗细晶岩、硅化花岗斑岩。岩脉呈单脉或平行、雁行排列出现。规模较大，长数百米至 3000m，厚几十米。走向北东向，倾向北西，倾角 $60^{\circ}\sim 85^{\circ}$ 。经分析，金含量在 $10\sim 760\text{PPb}$ ，刻槽样最高品位 0.81×10^{-6} ，说明花岗斑岩脉为较好的含金地质体，而且，矿区中含金石英脉产于其后期断裂及其两侧围岩之中，为该区金矿的矿源层。

辉绿岩脉：呈单脉产于地层中。长数百米至 1000m，厚一般 1m 左右，个别达 10m。走向北东向。

2.3.3.4 构造破碎带（D 岩组）

F1：位于矿区北部，属区域性苦水大断裂的一部分。在矿区出露长约 900m，两端延伸出区。断裂走向 $33^{\circ}\sim 80^{\circ}$ ，倾向北西，倾角 $60^{\circ}\sim 80^{\circ}$ 。由 2 个平行排列的断裂组成，均被花岗斑岩脉充填，脉宽数十米不等。沿上、下盘断裂面附近，片理化、碎裂岩化、糜棱岩化、小揉皱发育、蚀变强烈。断裂面较平直。在断裂中部上盘附近又有一后期小断裂。长 430 米，走向 $45^{\circ}\sim 80^{\circ}$ ，北东段倾向南东，南西段倾向北西，倾角 $56^{\circ}\sim 90^{\circ}$ 。断裂面呈波状起伏，具分枝复合现象，充填有石英脉。见有断层泥、断层角砾。该断裂具张性特征。其次，上、下盘岩石具有碎裂-重结晶-再碎裂现象。

工程地质勘探工作阶段，通过对钻孔岩心的工程地质编录情况的统计，构造破碎带内岩石大部破碎，矿体主要为灰黑色片岩，RQD 值一般在 30-45 之间，局部变形程度较低的岩石较完整。

2.3.3.5 结构体的类型分级及其特征

以矿区结构面的分级为依据，可将结构体分为 I 和 III 级，I 级结构体主要切割区内小断层和褶皱等，是影响区内岩体及井巷围岩体稳定性的主要结构体。III 级结构体主要切割区内节理、裂隙等，是影响区内岩体稳定、岩体强度的次要结构体。

2.3.3.6 岩体质量评价

主要矿体顶底板围岩岩石质量分述如下：

I-3 和 II 号矿体顶板围岩及部分矿体岩体为层状结构，岩性为薄层状变质粉砂岩与含炭绢云千枚岩互层，质量系数 Z 为 0.27，岩体质量等级一般；岩体质量指标 M 为 0.014，岩体质量差；花岗斑岩矿体岩体质量系数 Z 为 3.12，岩体质量等级好的；岩体质量指标

M 为 0.120，岩体质量良。

总的说来，I-3 和 II 号矿体顶底板围岩的工程地质性质及其稳固性基本上是中等的，但不均一，视具体地段的岩性及岩体结构特征而定。岩石整体较破碎，岩体的破坏机制表现为岩石块体的开裂、垮塌和构造破碎带的垮塌；变形过程可与爆破同时发生，或因爆破逐次松动，突然塌方，特别是 F1 断层穿越的位置，同时也是花岗斑岩和千枚岩接触带上。

矿区岩性为变质砂岩和千枚岩的一套岩性组合，为中-软岩，岩体基本质量属 III 级，依据工程岩体分级标准（GB50218-94）附录 E，可知本矿区地下工程岩体自稳能力。

矿区为变质砂岩和千枚岩的一套岩性组合，为软岩，相关力学性质指标的经验数据见工程地质手册 2007 年第四版 P169-P170。

2.3.3.7 工程地质类型

矿区内广泛出露分布的层状岩类，以沉积变质岩为主，矿体顶板岩石为千枚岩，底板岩石为含炭绢云千枚岩夹薄层状变质细砂岩，均属软弱岩石；岩石整体中等完整-较完整。矿区构造发育，软弱夹层及局部构造破碎带影响岩体稳定，局部地段易发生矿山工程地质问题。矿区内分布有部分未回填的老旧采空区，大规模的地下采矿活动将产生地应力的重新分布和组合，爆破时产生的震动，可能会引发地面塌陷、坑道坍塌等工程地质问题。巷道施工过程中的主要问题是易产生掉块和垮塌，要加强顶底板管理。

依据 GB12719-2021 工程地质勘探类型的划分原则，结合矿体及围岩工程地质特征，矿区工程地质勘探类型属层状岩类中等型。

2.3.4 矿床地质特征

2.3.4.1 矿体地质特征

矿区内共圈出 10 条金矿体，编号为 I、I-1（未计算储量）、I-2、I-3、II、II-1、II-2、II-3、II-4、II-5，其中 II、II-1、I-3 号矿体资源量占矿区总资源量的 79.5%，为矿区主矿体。

1. II 号矿体

II 矿体位于 II 号矿化蚀变带中部，16 至 47 号勘查线之间，为隐伏矿体，深部由 2 个中段、2 条浅井及 24 个钻孔控制，实际形成的控制网度为走向×倾向（10~89）m×（18~

84m)。

1) 矿体规模、形态及产状

矿体平面形态呈舒缓波状、脉状展布，局部具尖灭再现、膨胀收缩现象。沿走向控制矿体长 558m，总体走向 $42^{\circ}\sim 63^{\circ}$ ，倾向在 $312^{\circ}\sim 333^{\circ}$ 之间。矿体倾角多在 $55^{\circ}\sim 76^{\circ}$ 之间，平均倾角为 68° 。

2) 矿体厚度

矿体单工程真厚度最大 4.97m (ZK804)，最小 0.45m (QJ01)，平均真厚度 1.43m，厚度变化系数 69.86%，属厚度稳定型矿体。

3) 矿体品位

矿体单样品位 $0.60\text{g/t}\sim 165.22\text{g/t}$ ，矿体平均品位 7.18g/t ，品位变化系数 313.15%，为有用组份分布不均匀型矿体。

4) 动用矿体特征

根据现场调查，II号矿体上部部分资源量，动用部分位于 7~0 号勘查线，矿体产状 $335^{\circ}\angle 86^{\circ}$ 。动用部分矿体平均厚度 1.00m，平均品位 8.60g/t 。

2.II-1 号矿体

II-1 矿体位于II号矿化蚀变带中部，II号矿体下盘的花岗斑岩脉与地层的外接触带，矿体分布在 16 至 15 号勘查线之间，为隐伏矿体，深部由 13 个钻孔控制，实际形成的控制网度为走向 $\times$ 倾向 (24~88) m $\times$ (28~87m)。

1) 矿体规模、形态及产状

矿体平面形态呈舒缓波状、脉状展布，整体呈透镜状产出。矿体沿走向控制最大长度 356m，总体走向 60° ，倾向 330° ，矿体倾角多在 $65^{\circ}\sim 86^{\circ}$ 之间，平均倾角为 78° 。

2) 矿体厚度

矿体单工程真厚度最大 2.70m (SZK701)，最小 0.78m (ZK001)，平均厚度 1.30m，厚度变化系数 42.57%，属厚度变化稳定型矿体。

3) 矿体品位

矿体单样品位 $0.75\text{g/t}\sim 37.49\text{g/t}$ ，矿体平均品位 1.91g/t ，品位变化系数 204.01%，属有用组份分布不均匀型矿体。

3.I-3 号矿体

I-3 矿体位于I号矿化蚀变带西部的花岗斑岩脉与地层的外接触带，矿体分布在 163 至 153 号勘查线之间，地表由 2 条探槽控制，深部由 8 个钻孔控制。实际形成的控制网度为走向×倾向（37~86）m×（46~87m）。

1) 矿体规模、形态及产状

矿体平面形态呈舒缓波状、脉状展布。矿体沿走向控制最大长度 270m，总体走向 76°，倾向 346°，矿体倾角多在 68-70°之间，平均倾角为 69°。矿体控制最大斜深为 232m，位于 155 号勘查线。矿体垂深在 0~204m 之间，赋存标高 930m~1134m。

2) 矿体厚度

矿体单工程真厚度最大 2.89m(ZK15901)，最小 0.98m(TC15701)，平均厚度 1.50m，厚度变化系数 35.93%，属厚度稳定型矿体。结合矿体厚度等值线图可以看出，该矿体厚度自西向东逐渐变薄。

3) 矿体品位

矿体单样品位 0.60g/t~3.61g/t，矿体平均品位 1.61g/t，品位变化系数 56.70%，属有用组份分布均匀型矿体。

4.其他矿体

1) I号矿体

I号矿体位于I号矿化蚀变带中部的花岗斑岩脉与地层的接触带，矿体分布在 79 至 131 号勘查线之间，地表由 5 条探槽控制，深部由 8 个钻孔控制。矿体主体位于勘查区中部鑫诚公司白干湖金矿采矿权内，根据收集的资料显示（白干湖金矿西矿带普查报告 2006），采矿权内矿体长 360m，厚 0.8~1.2m，中部最厚，向两侧变薄，厚度变化系数 49.42%。采矿权内已形成完整的开拓系统，施工有三个中段，段高 40m 左右，以上资源量已全部采空。

I号矿体总长 487m，厚 0.8~4.02m，金品位最高 5.36g/t，最低 0.53g/t，平均 2.22g/t。矿体产状 $322^{\circ}\sim 375^{\circ}\angle 60^{\circ}\sim 88^{\circ}$ 。

2) 其他矿体

矿区其他矿体特征见表 2-2。

表 2-2 矿区其他矿体特征一览表

矿体 编号	探矿工程		起止 标高 (m)	形态	矿体规模 (m)				产状 (°)		品位 (g/t)		品位 变化系 数 (%)
	探槽	钻孔			长度	厚度		控制 斜深	倾向	倾角	Au	平均	
						一般	平均						
I	3	5	977~ 1050	脉状	127	0.80~ 4.02	1.81	217	322- 360	60~ 72	0.53~ 5.36	2.22	76.51
I-1	1	2	910~ 1139	透镜状	80	0.88~ 1.63	1.25	235	321	76	1.53~ 11.83	4.32	193.56
I-2	0	3	850~ 930	透镜状	80	1.41~ 2.78	2.04	293	330	78	1.03~ 4.61	2.97	147.36
II-2	0	2	970~ 1000	透镜状	40	3.85~ 4.95	4.40	—	340	63~ 78	0.93~ 71.53	23.34	122.99
II-3	2	6	930~ 1125	透镜状	160	0.41~ 2.86	1.42	215	335	52~ 82	0.63~ 5.64	1.76	59.73
II-4	0	4	776~ 854	透镜状	80	0.80~ 3.61	1.75	380	340	62~ 82	0.63~ 3.04	2.59	120.52
II-5	0	4	845~ 985	透镜状	100	0.73~ 1.21	1.07	210	340	62~ 78	0.60~ 27.68	6.92	138.74

2.3.4.2 矿石质量特征

1. 矿石矿物成分

1) 金属矿物特征

银金矿、自然金：矿样中发现的所有金粒都含有一定量的银，主要是银金矿（Au，Ag），少数为含银自然金。银金矿主要与石英关系密切，以不规则粒状、它形粒状为主，脉状、圆粒状次之嵌于石英等脉石矿物中。其次与褐铁矿嵌生，少量银金矿与黄铁矿、毒砂、黄铜矿、碲银矿等嵌生。银金矿以粒间金、裂隙金为主，少量为包裹金。

银金矿的嵌布粒度较粗，个别可达 3mm，其他粒度范围主要在 0.01~0.05mm 之间。

黄铁矿：黄铁矿是矿石中主要的金属矿物，普遍发育但含量较低，黄铁矿粒度大小约 0.02~2.55mm，淡黄色，均质，呈半自形-自形粒状，主要呈团块、浸染状、星散状分布，部分呈带状分布。根据黄铁矿在矿石中的分布特征、晶体形态、破碎程度等特点，

黄铁矿主要有早、晚两期。在地表和浅部，黄铁矿具褐铁矿化。

黄铁矿是自然金的主要载体矿物之一。

褐铁矿：粒状，多保留黄铁矿立方体晶形或它形假象，为黄铁矿氧化产物，粒径 0.03~0.35mm，呈星点状、浸染状，局部团块状、脉状，沿岩石裂隙或石英分布。含量 1~3%。

黄铜矿：微量，他形不规则形态，树枝状，粒径 0.02~1.3mm，多分布于岩石微裂隙、透明矿物粒间间隙，少数包裹其中，与方铅矿、闪锌矿、黄铁矿共生，内部见包裹半自形-他形粒状细小黄铁矿、闪锌矿，部分颗粒边缘被褐铁矿、铜蓝等矿物交代。

方铅矿：他形不规则形态，粒径 0.02~0.9mm，多与黄铜矿共生，零星可见单晶粒，个别可见特征黑三角孔。

闪锌矿：他形不规则形态，粒径 0.02~0.6mm，与黄铜矿、闪锌矿共生，部分颗粒内部见黄铜矿乳滴状固溶体分离物。

毒砂：呈半自形-他形粒状，少数为自形晶粒，粒径 0.01~0.05mm，亮白色反射色，零星可见两三粒。

2) 脉石矿物特征

矿石中脉石矿物主要是石英，其次为少量方解石、白云石、长石、云母等。

石英：石英是矿石中主要非金属矿物，分两种情况：一种为细粒它形粒状，粒径介于 0.06~0.32mm 之间，晶体比较干净，包体较少，边缘平直，紧密镶嵌，集合体呈团块状或条带状，为静态重结晶形成的。另一种石英呈它形粒状、透镜状，粒径介于 0.15~5.50mm 之间，晶体表面相对浑浊，有包体存在，边缘常呈缝合线状，显微裂纹发育，大部分具亚晶体，具多个方向的消光带，显然后期有多期变形。

方解石：多呈细脉、网脉形式产于岩石裂隙中，脉宽 0.01~0.5cm，常且穿金属硫化物细脉，部分呈空隙充填—交代状存在，有的呈节状、皮壳状。

白云石：呈粒状、脉状集合体嵌于石英中。

长石：矿石中主要的脉石矿物之一，为围岩原岩残留矿物，主要为钠长石。多呈半自形~自形粒状，少量呈它形粒状。矿物边部常有绢云母化、绿泥石化。

绢云母：绢云母主要呈鳞片状，粒度大小约<0.05mm,鳞片状，呈条带状分布，是

形成黄铁矿绢英岩的主要成分，在石英脉中也有少量分布，部分均匀吗在其石英脉中形成白云母，与自然金有少量连生。

2. 矿石化学成分

1) 主要元素特征

矿石的主要化学成分硅的氧化物，其次是铝、铁的氧化物，其余成分含量较少，总体属酸性矿石。矿石中 SiO_2 含量最高，为 64.02~87.67%， Al_2O_3 次之，含量变化于 2.34~16.08% 之间， Fe_2O_3 含量 0.28~3.60%， CaO 含量变化较大，为 1.68~10.33%，为矿石类型不同所致。

2) 微量元素特征

矿石中主要有用物质成份为金，伴生有益组份银含量较高， Ag 含量为 0.18~>46.31g/t，达到《矿地质勘查规范·岩金》DZ / T0205-2020 规定的评价伴生组分工业指标的要求，平均含量为 8.16g/t。其他有益伴生组份 Cu 、 Zn 、 Pb 、 Mo 、 S 等含量均较低，达不到伴生组份的标准。 As 、 C 作为矿石选冶的有害物质，含量相对较低，经选矿实验研究证实，对金精矿质量影响较小。

3. 矿石结构

1) 矿石的结构

(1) 石英脉型矿石常见结构

自形-半自形结构：黄铁矿等边界平直，结晶程度高，早期生成的粗粒黄铁矿多呈此结构。

交代假象结构：黄铁矿被交代，完全形成褐铁矿，但仍保留有黄铁矿的假象。

交代残余结构：黄铁矿被交代，但在褐铁矿中仍保留有黄铁矿残晶。

交代结构：黄铁矿边缘有弱褐铁矿化。

(2) 蚀变岩型矿石常见结构

变晶结构：因受后期热液等因素影响，使原岩发生变质、重结晶而形成，仅蚀变岩型矿石中具有。除此，蚀变岩型矿石中还有半自形-自形粒状结构、交代环边结构、假晶结构等。

2) 矿石的构造

(1) 石英脉中常见构造

(稀疏-稠密) 浸染状构造：硫化物呈浸染状分布于脉石矿物中。

脉状构造：硫化物或方解石、石英呈细脉状分布于矿石中。

星点状构造：硫化物呈星点状分布于脉石矿物中。

团块状构造：热液直接结晶或交代围岩形成，矿物均匀分布。

(2) 蚀变岩型矿石常见构造

条带状构造：黄铁矿以不同晶形呈条带状分布，或者是网脉状石英与围岩间构成条带状构造。

团块状构造：热液直接结晶或交代围岩形成，矿物均匀分布。

角砾状构造：岩石破碎呈棱角状，又被胶结而成。

星点状构造：硫化物呈星点状分布于脉石矿物中。

4. 矿石类型

1) 矿石的自然类型

按结构构造矿区矿石的自然类型为星点状、团块状、浸染状矿石，其中Ⅱ号矿体以星点状、团块状矿石为主，其他矿体以浸染状矿石为主，星点状、团块状矿石次之。

按矿石的氧化程度，矿区矿石自然类型以混合矿为主。

2) 矿石工业类型

根据矿石岩性特征、矿物组成、矿物嵌布特征及结构构造等，将矿石工业类型分为两种：

(1) 含黄铁石英型金矿石；

(2) 蚀变岩型金矿石。

矿石工业类型分石英脉型矿石、蚀变岩型矿石两种。石英脉型矿石，石英脉多呈细脉状、透镜状，长轴与矿脉走向基本一致，沿石英脉裂隙发育有细粒黄铁矿。蚀变岩型矿石，矿石片理发育，受挤压作用较破碎，矿石为鳞片变晶结构，千枚状、条带状构造。这类矿石与硅化、绢云母化关系密切，品位稳定，局部地段具较强富集。脉石英型矿石分别最广，大约占 70%，金—蚀变岩型矿石约占 30%左右。

3) 矿石品级

II 矿体品位分级最大频率区间为 1.2~5.0g/t 区间, 占 53.33%, 其次为 0.6~1.2g/t 区间, 占 23.33%, $\leq 0.6\text{g/t}$ 和 $\geq 5\text{g/t}$ 的最少, 分别占 10% 和 13.33%。

II-1 矿体品位分级最大频率区间为 1.20~5.0g/t 区间, 占 54.05%, 其次为 0.6~1.2g/t 和 $\leq 0.6\text{g/t}$ 区间, 分别占 21.62%、16.22%, $\geq 5.0\text{g/t}$ 的品位较少, 占 8.11%。

I-3 矿体品位分级最大频率区间为 1.2~5.0g/t 区间, 占 57.69%, 其次为 0.6~1.2g/t, 占 38.46%, $\leq 0.60\text{g/t}$ 的品位较少, 仅占 3.85%, 无 $\geq 5.0\text{g/t}$ 的品位。

三条主要矿体矿石品位 $\geq 1.2\text{g/t}$ 的占 73.17%, 品位在 0.6~1.2g/t 区间占 26.02%, 因此本矿床矿石品级可划分为低品位矿 (0.6-1.2g/t) 和工业矿 ($\geq 1.2\text{g/t}$), 其中以工业矿为主。

2.3.4.3 矿体围岩和夹石

1. 矿体围岩

矿区金矿体产于硅化花岗斑岩及其两侧绢云母千枚岩或绢云母片岩中, 硅化花岗斑岩及其两侧围岩构成含金构造蚀变带。其中, 硅化花岗斑岩中的矿体为石英脉型矿体, 两侧围岩均为硅化花岗斑岩, 岩石整体具强烈硅化, 局部具绢云母化, 片理发育, 蚀变为片理化绿泥绢英岩; 位于硅化花岗斑岩两侧的矿体赋存于绢云母千枚岩或绢云母片岩中, 因此, 金矿体围岩为硅化花岗斑岩、绢云母千枚岩或绢云母片岩等。

1) 硅化花岗斑岩: 灰白色, 斑状结构, 块状构造, 主要由斜长石 (50~60%)、石英 (30~35%) 组成。斜长石有不同程度绢云母化和绿帘石化, 与石英共生, 岩石中普遍发育星点状黄铁矿, 局部可见团块状黄铁矿。

2) 片理化绿泥绢英岩: 岩石呈灰绿白色, 鳞片粒状变晶结构, 片状构造、条带状构造, 组成岩石的矿物主要为绢云母 (40~65%)、石英 (10~30%)、绿泥石 (20~40%) 等, 绿泥石、绢云母随岩石变质程度的深浅不同, 含量变化较大。绢 (白) 云母呈半自形片状和片状集合体, 长径定向分布, 与粒状变晶石英、定向分布的绿泥石共生。绿泥石半自形片状和片状集合体, 集合体呈带状、团状分布; 石英呈它形粒状, 与绢云母、绿泥石共生, 局部相对聚集分布; 岩石中黄 (褐) 铁矿化现象较普遍, 呈星点状。

3) 绢云母千枚岩: 灰-灰黑色, 局部地段略带绿色, 显微粒状鳞片变晶结构, 变余砂状结构, 千枚状、片状构造。主要矿物成分: 绢云母 15~60%, 呈细小鳞片状定向

排列；石英 15~30%，细粒-微晶，为重结晶产物；绿泥石少量至 35%，细小鳞片状定向排列；方解石少量至 15%，为泥晶、细晶、粗晶，部分为重结晶产物；局部地段含碳质达 5%，铁质含量可达 4%。岩石普遍有较多方解石脉，使岩石发生了碳酸盐化。片理发育，小揉皱也较发育。据野外及镜下观察原岩应为长石石英砂岩、泥质岩类。

2. 矿体中的夹石

根据工业指标规定，夹石剔除厚度为 2.0m。在圈定矿体时，在矿体中凡 Au 含量小于 0.6g/t、厚度 $\geq 2.0\text{m}$ 者，均做为夹石予以剔除。

本次圈定矿体时矿体中均无可剔除的夹石。

3. 矿岩物理力学性质

矿区主要岩性为绢云母千枚岩（矿体顶底板围岩）、花岗斑岩（矿体），通过水工环勘探开展岩石物理力学试验，取得主要力学指标如下：

1) 绢云母千枚岩（顶、底板围岩）

饱和单轴抗压强度：12.8~19.7MPa，平均值 15.2MPa；

抗拉强度：1.21~2.47MPa；

抗剪试验：内摩擦角 φ ：29.9°~31.3°；粘聚力 c ：1.60~2.36MPa。

千枚岩属于软岩，遇水易软化，岩体完整性差（RQD 平均值 35%-37%），巷道易发生片帮、掉块。

2) 花岗斑岩（矿体）

饱和单轴抗压强度：35.4~67.6MPa，平均值 46.30MPa；

抗拉强度：3.43~5.59MPa；

抗剪试验：内摩擦角 φ ：30.6°~41°；粘聚力 c ：2.55~5.59MPa。

花岗斑岩矿体岩石较坚硬，但受构造蚀变影响，局部岩体破碎。

说明：水工环勘探未取得岩石密度（体重）、弹性模量、泊松比室内试验实测成果，若报告必须使用该类参数，需参考同类矿区经验值，并注明为类比经验取值，非本矿区试验数据。同时由于岩石力学试验样品数量偏少，代表性有限，力学指标存在一定误差，矿山生产阶段建议补充采样测试。

2.3.4 环境地质条件

1.区域稳定性

根据《中国地震动参数区划图》（GB18306-2015）,白干湖金矿区位于地震动峰值加速度区划图的0.1g区（见图2-2），对应地震基本烈度为Ⅶ度，根据地壳结构、新生代地壳变形、现代构造应力场、地震震级、地震基本烈度、地震动峰值加速度等指标，进行地壳稳定性划分，将矿区地壳稳定性划分为稳定区，因此在开采过程中一定要做好地震的相关预防措施。

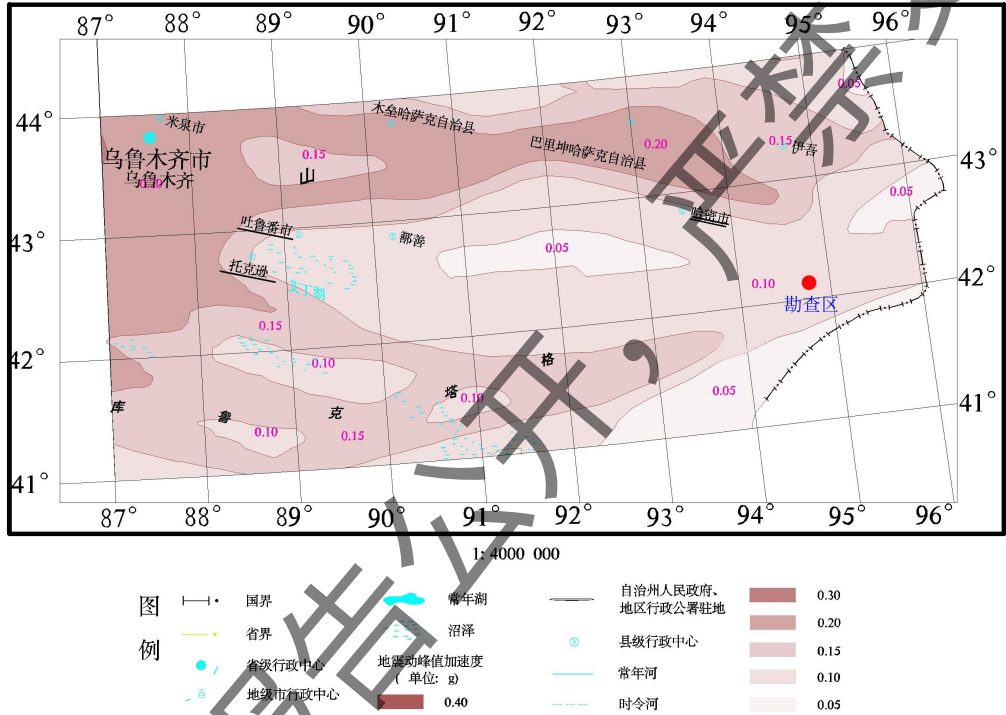


图2-2 地震动峰值加速度区划图

2.地质环境类型划分

白干湖金矿区属稳定区，地质灾害不发育，地下水质量一般；采矿活动会造成局部地表变形，粉尘会对人体和环境造成一定的影响。岩矿石化学成分基本稳定，矿石和废石不易分解有害组分。

依据GB12719-2021环境地质评价的划分原则，确定矿区地质环境类型属第二类，即矿区地质环境质量中等。

2.4 工程建设方案概况

2025 年 11 月企业委托新疆金拓工程设计有限公司编制完成了《哈密鑫恺矿业有限公司新疆哈密市白干湖金矿 6 万吨/年采矿工程可行性研究报告》，方案如下：

2.4.1 矿山开采现状

1. 矿山现状

1) 现有井巷工程

矿山为新建项目，目前处于设计阶段，但上世纪九十年代中期本区由个体进行了浅部小规模开采，2015 年左右，该矿又断续发生了民间盗采现象，形成竖井及斜井工程，盗采工程主要分布在Ⅱ号矿化带。

盗采留下 3 条浅竖井及一条斜井，井下形成 1090m、1058m 两个中段，其中 1090m 中段斜井与竖井贯通，1058m 中段为盲中段，各工程编号与参数如表 2-3。

表 2-3 已有工程参数

编号	井口标高 (m)	施工长度 (m)	施工断面 (m)	支护形式	保存情况	设计利用情况
斜井 (XJ01)	1118	70	1.8×2.0	裸巷	已塌陷	设计废弃
竖井 (SJ1)	1116	58	1.8×2.0	裸巷	已塌陷	设计废弃
浅井 (QJ01)	1120	30	1.8×2.0	裸巷	保存较好	设计废弃
浅井 (QJ02)	1118	50	1.8×2.0	裸巷	保存较好	设计废弃

盗采遗留 3 条浅竖井、1 条斜井，形成 1090m（与竖井贯通）、1058m 盲中段。受巷道垮塌无法入井实测制约，1058m 盲中段采空区边界、积水量仅能依据图纸推测，存在突水、围岩垮塌、通风漏风等安全隐患，不可复用。可研采取全部废弃旧井巷、采空区充填、留设永久保护矿柱、超前探测的处置方案总体可行。报告应补充明确 1058m 盲中段资料的不确定性，要求安全设施设计及施工阶段采用物探+超前钻探核实采空区与积水，落实地表井口封堵、探放水专项设计，强化现场监测管控，落实措施后可消减相关安全风险。

2) 露天采坑情况

本矿区无正规设计形成的露天采坑；矿区历史存在民间盗采活动，形成地表塌陷坑、探浅井、竖井、斜井等采矿遗迹，属于盗采遗留地表塌陷坑，不属于正规露天开采形成

露天采坑。

3) 井下采空区及规格

井下采空区主要分布于Ⅱ号矿体 1090m 中段以上, 0 线-7 线之间, 为历史盗采形成, 钻探已经验证采空区位置, 采空区内估算积水量约 300m³。

(1) SJ1 竖井: 井口已水泥封闭, 井深 65m, 设两个中段:

一中段(1090m 中段): 断面规格 2.0m×1.8m, 沿脉巷道长 72m, 东部已采空并且与地表连通; 采空区地表投影长 72m, 宽 1-3m, 深部采空区长 18m, 宽 1-1.5m, 采空区平均垂深 32m。

二中段(1058m 中段): 断面规格 2.0m×1.8m, 沿脉巷道长 20m, 本中段无大面积采空区。

(2) XJ01 斜井: 开口方位 245°, 上部至地表全部采空, 已经发生坍塌, 和 SJ1 竖井 090m 中段相互连通。

(3) XJ02 斜井: 开口方位 63°, 深部与 SJ1 竖井贯通。

(4) 浅井 QJ01-QJ04: 为盗采浅井, 深度 18-50m, 无井下沿脉采空坑道。

4) 已经采取的治理措施

(1) 竖井封闭: 探矿权范围内 SJ1 竖井井口于 2023 年 11 月采用水泥浇灌进行封闭处理。

(2) 部分浅井、斜井井口有简易围挡, 设置“此处危险, 禁止靠近”警示标识, 但未对地下采空区进行充填治理, 地下采空区、老空积水未处置。

(3) 周边其他已关停矿山: 哈密市鑫城矿业老矿山虽已充填治理, 但属于扣除矿权范围, 不在本项目矿区内; 惠成矿业矿井爆破关闭, 距离本矿区较远, 对本矿无影响。

5) 对本项目建设及开采的安全影响

(1) 老空水突水风险: Ⅱ号矿体 1090m 以上存在老采空区, 存有约 300m³ 积水; 未来采掘工程接近、揭露该采空区, 若未提前探放水, 存在老空积水突水风险; 大气降雨可以通过地表塌陷裂隙补给老空区, 雨季积水水量会增大, 进一步加剧突水隐患。

(2) 围岩垮塌、冒顶片帮风险: 老采空区顶板现状不稳定, 地表存在塌陷; 地下开采扰动后, 会活化原有采空区, 进一步诱发地面塌陷、地裂缝; 井下临近老空区巷道

易发生垮塌、掉块，威胁井下作业人员安全。

(3) 导水通道风险：老采空区和地表直接连通，形成降水入渗通道；暴雨天气，地表水、雨水沿塌陷裂隙直接灌入井下，增大矿坑涌水量。

(4) 巷道布置限制：报告明确提出严禁在未治理采空区下方布置主要巷道，采区掘进至 1060m 以上区域，必须实施超前探放水，否则会带来重大安全隐患。

6) 现有建构筑物

矿区探矿期间在 0 号勘探线北侧直线距离约 300m 处，建设有临时生活区，房屋 8 间，建筑结构为阻燃彩钢结构，建筑面积约 300m²，占地面积约 1000m²。

7) 现有道路

现有道路已由外部修建至探矿期间生活区，现有道路为碎石泥结路面，路面宽约 4.0m，道路坡度 6~15%。

2. 现有工程利用概况

1) 现有井巷工程

各井口均采用木头等临时支护，已施工 10 多年，缺少管理及维护，巷道片帮冒顶严重，部分井口已垮塌，人员不能进入，设计已有工程全部废弃。

2) 现有建构筑物

临时生活区位于矿体上盘，设计废弃。

3) 现有道路

现有道路为碎石泥结路面，路面宽约 4.0m，道路坡度 6~15%。现有道路坡度及宽度均不满足运输要求。

设计对现有道路局部不符合运输要求的地段进行坡度修整和拓宽，增加转弯处半径，道路最大纵坡降低至 8%，平均坡度为 6.0%，道路路基宽 6.5m，路面宽 4.5m；每隔 300m 增设缓坡段，缓坡段长度 60m，缓坡段坡度 3%，缓坡段设置错车道，错车道路基宽 9.0m，路面宽 7.0m。现有道路经降坡修整和拓宽后作为后续运输道路。

2.4.2 建设规模及工作制度

2.4.2.1 设计利用的资源量及可采储量

本矿山采矿许可证开采标高 1145m~756m，矿区面积 1.3826km²。评审备案保有资

源储量 67.50 万 t（控制+推断），设计利用资源量 65.90 万 t，设计采出矿石量 67.36 万 t，采矿回采率 92%，贫化率 10%，生产规模 6.0 万 t/a，总服务年限 11.23a。

本次设计开采矿体共 9 条：I、I-2、I-3、II、II-1、II-2、II-3、II-4、II-5；矿体分属两大矿化蚀变带，I号矿化蚀变带含I、I-2、I-3 矿体，II号矿化蚀变带含II、II-1~II-5 矿体。主矿体为II、II-1、I-3 号矿体，资源量占全矿区 79.5%。矿体呈脉状-透镜状产出，走向北东，倾向北西，倾角 $55^{\circ}\sim 86^{\circ}$ ，矿体平均厚度 0.8~1.43m，金平均品位 3.85g/t。矿山分两期开采，一期开采 930m 标高以上资源，二期开采 930~776m 标高资源。I-3 号矿体与I号矿体相距较远约 750m，I、I-2 与II、II-1、II-2、II-3、II-4、II-5 号矿体相距约 350m，设计全矿采用一个系统建设，系统中根据矿体埋藏条件进行分区作业。

依据《关于加强非煤矿山安全生产工作的指导意见》（矿安〔2022〕4号）“不同开采主体相邻金属非金属地下矿山之间应当留设不小于 50 米的保安矿（岩）柱”，

设计本矿权与《哈密市鑫城矿业有限公司白干湖金矿》相邻矿体开采之间留设 50m 保安矿柱，其中本矿权留设 25m 保安矿柱，哈密市鑫城矿业有限公司白干湖金矿留设 25m 保安矿柱，留设保安矿柱主要损失I、I-2 号矿体资源量，损失矿石量约 12998.56t。

设计原有盗采采空区周围留设 5m 保安矿柱，留设该部分保安矿柱主要损失II号矿体资源量，损失矿石量约 3000t。

本次设计利用矿石量，利用控制+推断矿石量 65.90 万 t，金金属量 2754.42kg，平均品位 4.18g/t；银金属量 5377kg，平均品位 8.16kg。

各中段矿石量如表 2-4。

表 2-4

各中段矿石量（万 t）

中段 标高	各矿体中段矿石量（吨）								中段矿石量 小计（吨）
	I-3	I、I-2	II	II-1	II-2	II-3	II-4	II-5	
1080	39218		15388			7037			61643
1030	51768	411	89642	1496		9148			152465
980	45493	2749	27582	34404	5904	10907			127039
930	20393		55165	52354	2184	8093		8292	146479
880		27875	34478	38891				10981	112225
830		3801	4597	22437			7036	3137	41009
776			18388				18093		18093
合计	156871	34835	229852	149582	8088	35185	25130	22410	658952

2.4.2.2 矿山工作制度

设计年工作 240 天，每天工作 3 班，每班 8 小时。

2.4.2.3 建设规模

设计生产规模为 6.0 万 t/a（250t/d），该矿总服务年限为 11.23 年。

第一期服务年限 8.31 年，第二期服务年限约 2.92 年。

若一次性建设深浅部全部开拓系统，基建工期将达 4.0a 以上，前期井巷工程量大、一次性投资高，项目投资风险大。

采用分期建设，一期基建工期仅 2.5a，优先完成浅部开拓、通风排水系统，快速实现 6 万 t/a 生产能力，尽早产生收益。二期工程不在建设期同步实施，待矿山开采推进至 980m 中段（生产第 7—8 年）再建设，复用一期地表及上部井下系统，二期建设资金依托一期生产利润解决。

分期建设可减小前期基建规模、缩短投产周期、分摊投资压力，保障矿山资源完整回收，满足开采接续，技术经济合理。

2.4.3 总图运输

2.4.3.1 总图布置

矿区总图布置包括：采矿工业场地、辅助工业场地、生活区等，为防止雨水冲刷矿石堆造成滑坡、泥石流等地质灾害，在采矿工业场、辅助工业场地和生活区上游 10~20m 侧设置截（排）水沟。

1. 采矿工业场地

矿区工业场地依据现场地形条件布置，尽量减少地表的挖土和回填。矿山总体布置有斜井口工业场地、辅助设施工业场地，井口值班室、机修房、材料库房；总变电站、配电室、空压机房、充填站、爆破器材库、尾矿库等设施。

所有工业场地均位于矿区地表移动范围之外。整个矿区场地依地形而建，位于地势平坦位置。

2. 工业场地平面布置

1) 空压机房、机修间、材料库房布置

设计东西提升斜井口各布置 1 套工业场地，东斜井口工业场地以提升斜井口为基

点，布置提升机房、空压机房、机修间、材料库房，采矿工业场地位于东斜井口南侧约 10~60m 处，场地标高 1120m，建筑面积约 400m²，占地面积约 1600m²；建筑结构为阻燃彩钢结构。

副油储油室设置在斜井井口附近，建筑结构为砖混结构，储油室内设消防沙池、消防桶、消防铲及灭火器。

在机修房西北侧直线距离约 50m 处设置加油点，矿山用油车辆集中在此点进行加油，加油车加注点划明显位置标识，设置禁火标志和相应灭火器材。

西斜井口工业场地以提升斜井口为基点，布置一套相同的工业场地。

2) 充填站

充填站布置在中部回风斜井南侧约 160m 处，场地标高 1138~1140m，建筑面积约 6400m²，建筑结构为钢构结构，占地面积约 45000m²。

3) 生活办公区

矿部：矿部位于选矿厂西侧，场地标高 1146m，设置有办公室、职工宿舍、食堂、洗浴房、卫生间，材料库房等，建筑材料为阻燃彩钢结构，建筑面积约 4576m²，占地面积约 8100m²。

职工生活区：设计东西斜井口各布置一套职工宿舍，设置有职工宿舍、食堂、洗浴房、卫生间，材料库房等，建筑材料为阻燃彩钢结构，建筑面积约 1456m²，占地面积约 3200m²。

4) 爆破器材库

矿山拟建炸药库位于矿区北部距离西斜井口约 750m，位于矿部北侧直线距离约 520m，位于尾矿库西南约 540m，建筑结构为砖混结构，建筑面积约 150m²，包含炸药库、雷管库、值班室，占地面积约 800m²，爆破器材库安全设施以专项设计为准，本次设计只建议建设地点。

5) 尾矿库

尾矿库位于矿区北侧沟谷地段，尾矿库位于东斜井西北侧约 900m，位于中部回风井口约 750m，位于爆破器材库北侧约 540m。

尾矿库场地标高 1090~1110m，尾矿坝最终标高 1112m，总坝高 20m，坝体轴线长

528.5m，占地面积 101.94 亩，总库容 $43.34 \times 10^4 \text{m}^3$ ，有效库容 $34.74 \times 10^4 \text{m}^3$ ，属于五等库。

2.4.3.2 运输

1. 外部运输

矿区外部交通较为便利，G30 高速公路位于矿区南侧约 10km，有简易道路与之相接；兰新铁路尾亚车站位于矿区西南直距 40km，运距 70km。矿区物资、设备、药剂、生活用品等主要从哈密市供应；人员救护、医疗救援依托哈密市。矿区至哈密市区运距约 170km，外部货物主要采用公路汽车运输。

2. 矿山内部运输

1) 地表运输

现有道路为碎石泥结路面，路面宽约 4.0m，原道路坡度、宽度不满足矿山运输要求。设计对现有道路进行降坡、拓宽修整，修整后矿山道路按三级道路、单车道标准建设：路基宽 6.5m，路面宽 4.5m，最大纵坡 8.0%，平均坡度 6.5%，最小转弯半径 15m；每隔 300m 设置长度 50m 缓坡兼错车道，缓坡段坡度 3%。道路转弯、填方边坡处设置挡车墙、安全警示标识。

矿石地表运输选用 4 台 10t 矿用自卸汽车，将各斜井口产出矿石转运至选矿厂；地表人员运输采用皮卡车、19 座依维柯中巴车。

2) 井下运输

井下采用有轨运输，选用 CTY5/4G 型蓄电池电机车牵引 YFC0.75-6 翻转式矿车，承担井下矿石、废石、材料设备运输。各中段运输巷道净宽 3.0m、净高 3.0m，设置 3‰下坡，巷道一侧设置倒梯形排水沟；中段巷道每隔 200~400m 设置错车道。井下各中段长度小于 1500m，不设置井下人员通勤车辆，作业人员步行进出作业地点。

2.4.4 开采范围

2.4.4.1 采矿许可证确定矿区范围

矿山于 2026 年 01 月 08 日取得《采矿许可证》，开采矿种：金矿，开采方式：地下，证号：XC6500002025114100000074，有效期限 2026 年 01 月 08 日—2035 年 11 月 06 日，矿区范围由 12 个拐点圈定，拐点坐标涉密。

矿区面积 1.3826km², 开采深度 1145—756m。设计开采标高 1145m~776m; 776-756m 标高段未经评审备案的工业矿体, 勘查工程对该段控制程度不足。

2.4.4.2 设计开采范围

矿区内 I、I-2、I-3、II、II-1、II-2、II-3、II-4、II-5 九个矿体。

设计为地下开采, 开采范围即为采矿许可证平面范围内、开采标高 1145m 至 776m 标高。

2.4.4.3 矿区开采顺序

I-3 号矿体与 I 号矿体相距约 740m, I-3 号矿体与 II 号矿群之间相距约 1400m, I-3 号矿体底部标高 930m, I 号矿体底部标高约 980m, 为了统一开发、简化运输、通风、排水系统, 缩短基建时间, 设计分两期建设, 930m 标高以上作为一期工程, 930m 标高以下作为二期工程。

总体规划: I、II 号矿群同时基建, 同时开采, 先建设一期工程, 待一期工程开采至 980m 中段时开始建设二期工程。

矿体开采顺序垂直面为自上而下开采, 中段水平内采用后退式开采顺序, 即由矿体走向的远端逐步向斜井后退式回采; 中段内有多层矿体分布时, 先开采上盘矿体, 后集中开采下盘矿体。

2.4.5 开拓运输

2.4.5.1 开拓运输方式

设计各矿群采用一个系统开拓, 整体设计分两期建设, 930m 标高以上为第一期工程, 930m 标高以下为第二期工程, 第一期、二期工程均采用斜井开拓方案。

1. 第一期工程

1) 西斜井工程

西斜井井口布置在矿体下盘 163 线与 159 线之间, 井口距离地表岩体移动线约 60m, 井口中心坐标 X=32392459.250, Y=4659192.677, 井口标高 1140m, 井底标高 930m, 垂深 210m, 坡度 24°, 斜深 516.3m, 斜井断面 3.0m×2.6m 的 1/3 三心拱, 掘进方位角 74°, 井下设 1080、1030、980、930m 四个中段, 井下采用平车场连接。斜井内设人行踏步及扶手, 作为矿岩、人员、设备、材料的提升井, 同时作为进风井及安全出口。

2) 东斜井工程

东斜井井口布置在矿体下盘 0 线附近,井口距离地表岩体移动线约 35m,井口中心坐标 $X=32394054.89, Y=4660242.60, Z=1119.00$,井口标高 1119m,井底标高 930m,垂深 189m,坡度 24° ,斜深 464.67m,斜井断面 $3.0\text{m}\times 2.6\text{m}$ 的 1/3 三心拱,掘进方位角 240° ,井下设 1080、1030、980、930m 四个中段,井下采用平车场连接。斜井内设人行踏步及扶手,作为矿岩、人员、设备、材料的提升井,同时作为进风井及安全出口。

斜井口 15m 采用 C25 钢筋混凝土浇筑(具体长度根据开挖岩性而定),井口抬高 1.0m。斜井井筒内直线段每隔 40m、曲线段每隔 15m 设置 1 个 $1.0\text{m}\times 1.0\text{m}\times 2.0\text{m}$ 的躲避硐室,躲避硐室设明显标志,并保持干净、无障碍物。

3) 东回风井

东回风井采用明竖井,布置在矿体下盘 0 线附近,井口距离地表岩体移动线约 20m,井口中心坐标 $X=32394270.14, Y=4660377.54,$

$Z=1123.00$,井口标高 1123m,井底标高 1080m,垂深 43m,净断面 $\phi 2.5\text{m}$,井下与 1080m 中段贯通,井筒内安装梯子间、照明设施,作为回风井及安全出口。

4) 西回风井

西回风井采用明竖井,布置在矿体下盘 163 线附近,井口距离地表岩体移动线约 20m,井口中心坐标 $X=32392395.89, Y=4659156.14,$

$Z=1140.00$,井口标高 1140m,井底标高 1080m,垂深 60m,净断面 $\phi 2.5\text{m}$,井下与 1080m 中段贯通,井筒内安装梯子间、照明设施,作为回风井及安全出口。

5) 中部回风井

中部回风井采用明斜井回风,布置在矿体下盘 85 线附近,井口距离地表岩体移动线约 200m,井口中心坐标 $X=32394025.90,$

$Y=4659156.38, Z=1136$,井口标高 1136m,井底标高 980m,垂深 156m,坡度 30° ,斜深 312.0m,斜井断面 $2.4\text{m}\times 2.4\text{m}$ 的 1/3 三心拱,掘进方位角 349° ,井下与 1030m、980m 两个中段贯通。斜井内设人行踏步及扶手,作为回风井及安全出口。

回风井下部采用倒段回风井与各中段贯通,倒段回风井参数与东回风井一致。

设计井巷围岩质量等级为 I 级地段,采用裸巷;井巷围岩质量等级为 II 级地段,采用

C25 混凝土喷浆支护 50mm；井巷围岩质量等级为Ⅲ级地段，采用锚网+C25 混凝土喷浆支护 70mm；井巷围岩质量等级为Ⅲ级以下地段，采用锚网+C25 混凝土喷浆支护 100mm 或采用钢筋+混凝土浇筑支护厚度 200mm。

2. 第二期工程

1) 盲斜井工程

二期井巷工程除利用第一期两条提升斜井和三条回风井外，新增一条盲斜井。

盲斜井井口布置在矿体下盘 63 线附近，井口距离岩体移动线约 35m，井口中心坐标 $X=32393498.84$, $Y=4659918.53$, $Z=930.00$ ，井口标高 930m,井底标高 776m，垂深 154m，坡度 24° ，斜深 378.62m，斜井断面 $3.0m \times 2.6m$ 的 1/3 三心拱，掘进方位角 50° ，井下设 880、830、776m 三个中段，井下采用平车场连接。斜井内设人行踏步及扶手，作为矿岩、人员、设备、材料的提升井，同时作为进风井及安全出口。

斜井井筒内直线段每隔 40m、曲线段每隔 15m 设置 1 个 $1.0m \times 1.0m \times 2.0m$ 的躲避硐室，躲避硐室设明显标志，并保持干净、无障碍物。

2) 倒段回风井

二期井巷工程东、西端部各设置 1 条倒段回风井，倒段回风井布置在矿体下盘围岩中，净断面 $\phi 2.5m$ ，井下与各中段贯通，井筒内安装梯子间、照明设施，作为回风井及安全出口。

3. 井下运输

1) 运输巷道参数

设井下布置七个中段，第一期布置四个中段，中段标高分别为 1080m、1030m、980m、930m，中段高度 50m；第二期布置三个中段，中段标高分别为 880m、830m、776m，中段高度 50m~54m。

各中段运输巷道为 1/3 三心拱断面，巷道为宽 3.0m，净高 3.0m，断面面积为 $8.34m^2$ 。运输巷道向斜井井底车场设 3‰的纵下坡，运输巷道一侧设排水沟，排水沟为倒梯形断面，上宽 300mm，下宽 200mm，深 150mm，排水沟底部坡度与运输巷道坡度一致。中段内每隔离 200m~400m 之间设置一个错车道，错车道长 25m，1/3 三心拱断面，巷道为宽 3.6m，净高 3.2m。

2) 井下运输设备

生产运输：井下采用有轨运输，采用 CTY5/4G 型蓄电池电机车牵引 YCF0.75-6 型翻转式矿车运输矿石及废石。

人员通勤：井下各中段长度均未超过 1500m，井下中段不设人员通勤车辆。

2.4.5.2 安全出口

西斜井、东斜井、东回风井、西回风井、中部回风井、盲斜井（斜井内设人行踏步及扶手，井筒内安装梯子间、照明设施），均作为安全出口。

2.4.5.3 岩体移动范围

矿体倾角 $41^{\circ}\sim 88^{\circ}$ 、可采真厚度 $0.8\sim 4.97\text{m}$ ，设计推荐采矿方法为充填采矿法，充填后不存在空区，岩石移动监测范围倾角上、下盘为 75° （当矿体倾角小于 75° 时，按矿体倾角进行岩石移动监测范围圈定），端部为 80° 。岩体移动监测范围圈定结果见总平面布置图。

2.4.5.4 主要开拓工程及支护

1. 主要开拓工程

1) 主要开拓井筒工程包括：西斜井（主提升）、东斜井（主提升）、东回风井（明竖井）、西回风井（明竖井）、中部回风斜井、盲斜井（二期）、倒段回风井（二期）。

2) 主要开拓工程（巷道/中段/车场）

一期中段：1080m、1030m、980m、930m；二期中段：880m、830m、776m；躲避硐室、错车道。

2. 支护

按围岩分 4 级支护，以喷浆、锚网喷、混凝土浇筑为主，关键部位加厚加固。关键部位专项支护如下：

1) 斜井井口段

井口 15m：C25 钢筋混凝土浇筑（长度依岩性调整），井口抬高：1.0m。

2) 回风井

井口 20m+马头门：C25 混凝土 300mm，其余：C20 喷锚网 100mm。

3) 顺路溜井

溜矿段：不支护，贮矿段：C25 钢筋混凝土 500mm，破碎段：先锚网喷 100mm，再浇筑 300mm+锰钢板加固。

2.4.5.5 中段布置

全矿共 7 个中段：1080、1030、980、930、880、830、776m，段高 50m，统一巷道规格为 3×3m，3‰下坡，带排水沟，每 200—400m 设错车道，各中段联通斜井与回风井，930m、776m 设主水泵房与水仓。

2.4.5.6 提升和运输设备设施

1. 系统概况

开拓方式：斜井开拓（一期 2 条明斜井+二期 1 条盲斜井）

提升方式：单绳缠绕式绞车+串车提升（矿石/废石/人员/材料）

井下运输：有轨运输（蓄电池电机车+翻转式矿车）

地表运输：汽车运输（自卸车+通勤车辆）

生产规模：6.0 万 t/a（250t/d）

工作制度：年工作 240d，每日 3 班，每班 8h

2. 井筒提升系统

1) 西斜井（一期主提升）

井口标高：1140m，井底标高：930m

垂深：210m，坡度：24°，斜长：516.3m

服务中段：1080、1030、980、930m

提升任务：矿石 1.84 万 t/a、废石 4000t/a、人员、材料

提升绞车：JTP-1.6×1.2P 单绳缠绕式

驱动电机：YTS-315M1-6 变频异步电机 132kW

提升钢丝绳：18×6×19S-FC Φ18mm，1570MPa

提升容器：

矿车：YFC0.75-6 翻转式（每次 2 辆）

人车：XRB8-6/4 抱轨式斜井人车（每次 1 辆）

天轮：TDG-800/11/700 游动天轮

车场形式：上部甩车场，下部平车场

2) 东斜井（一期主提升）

井口标高：1119m，井底标高：930m

垂深：189m，坡度：24°，斜长：464.67m

服务中段：1080、1030、980、930m

提升任务：矿石 6.0 万 t/a、废石 1.4 万 t/a、人员、材料

提升绞车：JK-2.0 单滚筒

驱动电机：变频调速电机

提升钢丝绳：6×19S+FC—Φ24—1570ZS

提升容器：

矿车：YFC0.75-6 翻转式（每次 5 辆）

人车：XRB8-6/4 抱轨式斜井人车

车场形式：平车场

3) 盲斜井（二期主提升）

井口标高：930m，井底标高：776m

垂深：154m，坡度：24°，斜长：378.62m

服务中段：880、830、776m

提升任务：矿石 6.0 万 t/a、废石 1.4 万 t/a、人员、材料

提升绞车：JTP-1.6 单滚筒

提升容器：YFC0.75-6 翻转式矿车

3.井下运输系统

1) 运输巷道统一参数

断面：1/3 三心拱，净宽 3.0m、净高 3.0m，净断面 8.34 m²

坡度：3‰下坡（向井底车场）

水沟：倒梯形，上宽 300mm、下宽 200mm、深 150mm

错车道：每 200~400m 处，长 25m、宽 3.6m、高 3.2m

支护：按围岩等级采用喷浆、锚网喷、混凝土浇筑

2) 井下运输设备

牵引机车：CTY5/4G 蓄电池电机车（有轨运输）

矿车：YFC0.75-6 翻转式矿车

采场出矿：1.0m³柴油铲运机

运输方式：中段有轨运输，采场无轨出矿

人员运输：井下步行，不设人车

4.地表运输系统

1) 地表运输道路

等级：单车道三级道路

路基宽：6.5m，路面宽：4.5m

最大纵坡：8%，最小转弯半径：15m

错车道：每 300m 设 50m 缓坡段

防护：转弯及填方侧设废石挡车墙

2) 地表运输车辆

矿石运输：10t 矿用自卸汽车 4 台（斜井口→选矿厂）

人员运输：皮卡 2 台、19 座中巴 1 台

尾矿运输：BZK D32 自卸车 6 台（干排尾矿）

5.提升运输安全设施

斜井防跑车装置：常闭式，全线设防

车场安全设施：阻车器、挡车栏、躲避硐室

行人设施：人行踏步、扶手、防滑措施

提升保护：过载、限速、松绳、限位、深度指示

人车安全：可靠制动、防坠、断绳保护

信号通讯：声光信号、直通电话、视频监控

躲避硐室：斜井直线段 40m1 个，曲线段 15m1 个

6.提升能力验算结论

西斜井、东斜井、盲斜井提升能力均满足 6 万 t/a 需求

钢丝绳安全系数：提矿均 >7.5 ，提人 >9 ，满足规范要求

绞车卷筒直径/钢丝绳直径 $\approx 89 > 60$ 满足规范要求

日提升时间 $16.472\text{h} < 16.5\text{h}$ ，符合《有色金属采矿设计规范》规定。

本矿采用三斜井串车提升系统，一期布置西、东两条明斜井，二期增设盲斜井；提升设备选用 JTP/JK 型单绳缠绕式变频绞车，配套专用矿车与人车，提升能力、钢丝绳安全系数、绞车参数均满足《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）要求。井下采用 CTY5/4G 蓄电池电机车有轨运输，中段巷道净断面 $3.0\text{m} \times 3.0\text{m}$ 、设 3‰下坡及排水沟，每 200–400m 设置错车道。地表采用 10t 自卸汽车运输矿石，道路等级为单车道三级路，路面宽 4.0m、纵坡 $\leq 8\%$ 。全系统配置常闭式防跑车、阻车器、声光信号、行人防护、视频监控等安全设施，提升运输系统安全可靠、符合规范。

2.4.5.7 基建工程量及三级矿量

1.基建工程量

基建范围主要包括运输、行人、通风、排水等系统所需的工程，同时采切工程满足三级矿量等。

1) 基建工程量

设计矿山分两期基建，第一期为 930m 标高以上采矿工程；第二期为 776m 至 930m 之间采矿工程。

（1）第一期基建工程

基建工程主要包括东、西两条提升斜井，三条回风井，1080m、1030m 中段全部开

拓工程, 930m 中段部分开拓工程, 1080m 中段部分采切工程, 930m 中段水泵房及水仓。

基建结束后形成 7 个矿块, 2 个采准矿块, 2 个备采矿块, 3 个回采矿块。

矿山基建工程量为总掘进量 12457.29m, 折合 54414.91m³, 支护 1697.30m³。

基建施工过程中优先 1080m、1030m 中段与对应回风井贯通; 其次贯通 930m 中段; 待以上工程全部结束, 施工各中段穿脉、供水、排水、供电等辅助设施, 辅助设施均已形成后, 最后施工采切工程。

(2) 第二期基建工程

第二期基建工程主要包括盲斜井、880m、830m、776m 运输巷道, 倒段回风井, 776m 水泵房及水仓; 880m 中段部分采切工程。

基建结束后形成 5 个矿块, 1 个采准矿块, 1 个备采矿块, 3 个回采矿块。

第二期基建工程量为总掘进量 8401.56m, 折合 38389.89m³, 支护 1087.29m³。

按上述要求, 矿山基建工作根据三级矿量考虑, 设计基建工程量见表 2-6、表 2-7。

2. 基建进度

1) 井巷工程掘进指标

参照《新编矿山采矿设计手册》国内成井(巷)实例指标, 并考虑该矿山装备水平及施工技术水平, 确定井巷掘进进度指标如下:

斜井及平巷	120m/月
回风井及倒段回风井	150m/月
采切工程	600m ³ /月

2) 基建进度计划

按上述安排, 第一期基建工程量共需 2.5 年; 第二期基建工程量共需 2.0 年。

3) 基建时间和三级矿量

完成上述基建工程后, 获得三级矿量和保有期限如下: 开拓矿量 21.41 万 t, 保有期 3.56a; 采准矿量 6.16 万 t, 保有期 1.03a; 备采矿量 3.82 万 t, 保有期 0.64a。

表 2-6

第一期基建工程量表

序号	工程名称	断面类型	支护形式	净宽/m	净断面	掘进断面	长度	掘进工程量	支护工程量	备注
			/mm		/m ²	/m ²	/m	/m ³	/m ³	
I	提升斜井工程									
1	东斜井									
1.1	东斜井锁口段	1/3 三心拱	混凝土 200	3.00	7.14	8.45	15.00	126.68	19.58	
1.2	斜井井筒	1/3 三心拱	喷砼 50	3.00	7.14	7.46	449.67	3353.91	143.26	全支护
1.3	躲避硐室	矩形	喷砼 50		2.00	2.26	13.00	29.38	3.38	13 个
1.4	踏步浇筑工程			1.20	0.05	0.05	942.00		50.87	942 步
2	西斜井									
2.1	东斜井锁口段	1/3 三心拱	混凝土 200	3.00	7.14	8.45	15.00	126.68	19.58	
2.2	斜井井筒	1/3 三心拱	喷砼 50	3.00	7.14	7.46	479.18	3574.01	152.67	全支护
2.3	躲避硐室	矩形	喷砼 50		2.00	2.26	14.00	31.64	3.64	13 个
2.4	踏步浇筑工程			1.20	0.05	0.05	1052.00		56.81	1052 步
	小计						2979.85	7242.31	449.80	
II	中段工程									
1	1080m 中段									
1.1	井底车场	1/3 三心拱	喷砼 100	4.30	13.41	14.27	60.00	855.90	51.46	
1.2	运输巷道	1/3 三心拱	喷砼 50	3.00	8.34	8.70	711.00	6185.70	127.98	
1.3	错车道	1/3 三心拱	喷砼 100	3.60	10.57	11.35	60.00	681.26	47.09	
1.4	排水沟	梯形			0.04	0.04	835.00	33.40	0.00	
1.5	配电硐室	1/3 三心拱	喷砼 50	3.00	8.34	8.70	3.00	26.10	1.08	
2	1030m 中段									
2.1	井底车场	1/3 三心拱	喷砼 100	4.30	13.41	14.27	60.00	855.90	51.46	
2.2	运输巷道	1/3 三心拱	喷砼 50	3.00	8.34	8.70	1021.00	8882.70	183.78	
2.3	错车道	1/3 三心拱	喷砼 100	3.60	10.57	11.35	60.00	681.26	47.09	

2.4	排水沟	梯形			0.04	0.04	1141.00	45.64	0.00	
2.5	配电硐室	1/3 三心拱	喷砼 50	3.00	8.34	8.70	3.00	26.10	1.08	
3	930m 中段									
3.1	井底车场	1/3 三心拱	喷砼 100	4.30	13.41	14.27	60.00	855.90	51.46	
3.2	运输巷道	1/3 三心拱	喷砼 50	3.00	8.34	8.70	1384.00	12040.80	249.12	
3.3	错车道	1/3 三心拱	喷砼 100	3.60	10.57	11.35	60.00	681.26	47.09	
3.4	排水沟	梯形			0.04	0.04	1504.00	60.16	0.00	
3.5	配电硐室	1/3 三心拱	喷砼 50	3.00	8.34	8.70	3.00	26.10	1.08	
	小计						6965.00	31938.19	859.75	
III	回风井工程									
1	东回风井									
1.1	回风井锁口	圆形	混凝土 200	φ2.5	4.91	6.60	5.00	33.01	8.46	
1.2	回风井及倒段回风井	圆形	喷砼 100	φ2.5	4.91	5.72	88.00	503.59	71.51	
2	西回风井									
2.1	回风井锁口	圆形	混凝土 200	φ2.5	4.91	6.60	5.00	33.01	8.46	
2.2	回风井及倒段回风井	圆形	喷砼 100	φ2.5	4.91	5.72	105.00	600.88	85.33	
3	中部回风斜井									
3.1	回风斜井锁口	1/3 三心拱	混凝土 200	2.4	5.34	6.52	15.00	97.78	17.71	
3.2	井筒	1/3 三心拱	喷砼 50	2.4	5.34	5.63	313.00	1760.63	89.96	
3.3	980m~930m 倒段回风井	圆形	喷砼 100	φ2.5	4.91	5.72	50.00	286.13	40.63	
	小计						581.00	3315.02	322.06	
IV	硐室及其他									
1	水泵硐室	1/3 三心拱	喷砼 100	4.00	12.16	12.99	25.00	324.66	20.66	
2	配电硐室	1/3 三心拱	喷砼 100	4.00	12.16	12.99	15.00	194.80	12.40	

3	安全联络道	1/3 三心拱	喷砼 100	2.00	4.84	5.44	45.00	244.73	26.93	
4	主副水仓	1/3 三心拱		2.00	4.44		105.00	466.20		
5	吸水井	矩形	混凝土 200	1.00			3.00	12.00	5.71	
	小计						193.00	1242.38	65.70	
VII	采切工程									
1	7 个矿块, 2 个 采准矿块, 2 个备采矿块, 3 个回采矿块						1738.44	10677		
	小计						1738.44	10677		
	总计						12457.29	54414.91	1697.30	

表 2-7 第二期基建工程量表

序号	工程名称	断面类型	支护形式	净宽/m	净断面 /m ²	掘进断面 /m ²	长度 /m	掘进工程量 / m ³	支护工程量 / m ³	备注
			/mm							
I	提升盲斜井工程									
1	斜井井筒	1/3 三心拱	喷砼 50	3.00	7.14	7.46	378.73	2824.80	120.66	全支护
2	躲避硐室	矩形	喷砼 50		2.00	2.26	10.00	22.60	2.60	10 个
3	踏步浇筑工程			1.20	0.05	0.05	770.00		41.58	770 步
	小计						1158.73	2847.40	164.84	
II	中段工程									
1	880m 中段									
1.1	井底车场	1/3 三心拱	喷砼 100	4.30	13.41	14.27	30.00	427.95	25.73	
1.2	运输巷道	1/3 三心拱	喷砼 50	3.00	8.34	8.70	1201.00	10448.70	216.18	支护率 50%
1.3	错车道	1/3 三心拱	喷砼 100	3.60	10.57	11.35	30.00	340.63	23.54	
1.4	排水沟	梯形			0.04	0.04	1261.00	50.44	0.00	

1.5	配电硐室	1/3 三心拱	喷砼 50	3.00	8.34	8.70	3.00	26.10	1.08	
2	830m 中段									
2.1	井底车场	1/3 三心拱	喷砼 100	4.30	13.41	14.27	30.00	427.95	25.73	
2.2	运输巷道	1/3 三心拱	喷砼 50	3.00	8.34	8.70	1149.00	9996.30	206.82	支护率 50%
2.3	错车道	1/3 三心拱	喷砼 100	3.60	10.57	11.35	30.00	340.63	23.54	
2.4	排水沟	梯形			0.04	0.04	1209.00	48.36	0.00	
2.5	配电硐室	1/3 三心拱	喷砼 50	3.00	8.34	8.70	3.00	26.10	1.08	
3	776m 中段									
3.1	井底车场	1/3 三心拱	喷砼 100	4.30	13.41	14.27	30.00	427.95	25.73	
3.2	运输巷道	1/3 三心拱	喷砼 50	3.00	8.34	8.70	186.00	1618.20	33.48	支护率 50%
3.3	错车道	1/3 三心拱	喷砼 100	3.60	10.57	11.35	30.00	340.63	23.54	
3.4	排水沟	梯形			0.04	0.04	246.00	9.84	0.00	
	小计						5438.00	24529.79	606.46	
III	回风井工程									
1	东倒段回风井									
1.1	回风井及倒段回风井	圆形	喷砼 100	φ2.5	4.91	5.72	154.00	881.29	125.15	
1.2										
2	中部倒段回风井									
2.1	回风井及倒段回风井	圆形	喷砼 100	φ2.5	4.91	5.72	154.00	881.29	125.15	
	小计						308.00	1762.58	250.30	
IV	硐室及其他									
1	水泵硐室	1/3 三心拱	喷砼 100	4.00	12.16	12.99	25.00	324.66	20.66	
2	配电硐室	1/3 三心拱	喷砼 100	4.00	12.16	12.99	15.00	194.80	12.40	
3	安全联络道	1/3 三心拱	喷砼 100	2.00	4.84	5.44	45.00	244.73	26.93	
4	主副水仓	1/3 三心拱		2.00	4.44		105.00	466.20		
5	吸水井	矩形	混凝土 200	1.00			3.00	12.00	5.71	
	小计						193.00	1242.38	65.70	

II	采切工程								
1	5 个矿块，1 个采准矿块，						1303.83	8007.75	
	1 个备采矿块，3 个回采矿块								
	小计						1303.83	8007.75	
	总计						8401.56	38389.89	1087.29

2.4.6 采矿方法

设计推荐主要采用充填采矿法回采，如：上向分层胶结充填采矿法。

上向分层充填采矿法：该方法适应性强，受倾角、围岩影响较小，回采率高，贫化率相对较小；但生产工艺复杂，辅助井巷多采掘比较高，结合本矿矿体特征，本矿山矿体厚度基本均小于 2.0m，如采用分层胶结充填采矿法，部分采场空间不足需削壁以保证采场作业空间，生产工艺复杂，但是回采率高、人员作业空间安全性较好。

2.4.6.1 开采工艺

1. 矿块结构

矿块沿矿体走向布置，中段高 40~54m，采场沿走向长 40m~60m，宽为矿体厚度，间柱 6.0m，不设底柱，顶柱 3.0m，中段首层开采时采用高强度充填料充填。

回采时，可根据矿岩稳固情况在采场中灵活留设一定的低品位矿石或夹石作为点柱支撑顶板和上下盘围岩。

2. 采准切割

采场采准工程有：溜井联络巷、滤水井联络巷、切割平巷、滤水井、矿房天井。滤水井和溜井可在拉底层以上为顺路架设，溜井倾角不小于 50°。

单个矿块矿石量地质储量为：15301t（矿块长 50m；宽按矿体平均厚度 2.0m；斜高 57.74m 计算）；

采出矿石量为 15.64 千 t，采矿回采率 92%，采矿贫化率 10%；

采掘比：50.33m³/kt（折合 370.87m³/kt）；

采切比：47.14m³/kt（折合 343.06m³/kt）；

千吨副产矿石：73.16t/kt；

千吨废石：909.66t/kt。

3. 回采工艺

采场内自下而上分层回采，随工作面的推进，逐层充填采空区，并留出继续回采的工作空间。采场内第一分层回采高度为 3m，充填高度 2m，余下 1m 作为上一分层回采时的爆破补偿空间，以上分层回采时每次回采高度 2m（如采用凿岩台车回采凿岩，可根据台车型号适当放大分层回采高度），充填高度 2m。即采场最大控顶高度 4m，最小

控顶高度 2m。采场作业循环为“一采一充”，即回采完一个分层，待此分层崩落的矿石全部运出采场后，立即进行充填。采用分层联络道压顶的方式实现转层，转入新分层进路的回采。

凿岩：采场凿岩采用 YT-28 气腿式凿岩机凿岩，炮孔直径 42mm~45mm，孔深 2.0m~2.5m，炮孔排距 0.6m~0.7m，孔距 0.9m~1.0m，炮孔装药系数为 0.7~0.75。最上一排炮孔，为减少爆破对顶板的损伤，采用光面爆破，炮孔孔距加密至 0.6~0.7m，装药系数调整为 0.4~0.5。

爆破：凿岩结束后，验收炮孔，采用人工装药，炸药采用岩石乳化炸药，数码电子雷管引爆炸药。

顶板支护：落矿后，对于爆破作业面区域顶板和两帮松石进行撬毛处理。视顶板稳固情况，对采场中不稳固区域采用锚杆-钢筋网-素喷混凝土以及长锚索等组合支护方式，在确认安全后方可进行下一步骤作业。

出矿：采场崩落矿石由 2JPB-15 型电耙耙至矿房顺路溜井，矿石经顺路溜井下放至中段脉外运输巷道受矿口，在中段运输巷道内采用耙渣装岩机将矿石装入矿车，由电机车牵引矿车运输至井底车场。

4.采场通风

新鲜风流由中段运输巷→天井联络道→矿房天井→工作面，同时也由分层联络道→工作面。污风自采场→矿房天井。

5.充填

采场分层落矿结束、出矿完成后，按设计要求架设充填管，砌筑隔离墙。充填管道充填井布置到采场作业面。

充填挡墙：上部充填挡墙采用砂浆砌砖封闭严实，下部充填挡墙约 1.5~2.0m 高采用 C20 混凝土，充填挡墙厚 20cm。在岩帮的接触处密封严实，以防漏浆。在挡墙上部最高位置，留观察口，以利于充填时观察和排水、排气。

采场充填：本矿山矿体厚度较薄，设计分层充填高度为 2m，最底部三个分层（高度 6m）采用灰砂比 1:4 高强度胶结充填体充填，要求充填体达到养护时间，强度大于 3.0MPa；6m 以上其他分层采用灰砂比 1:10 胶结充填体，上部 0.3m 浇面层采用 1:4 高

强度（要求 3 天强度 $>0.5\text{MPa}$ ）的充填体充填，以作为上一分层回采时的作业平台。采场充填完毕后预留 1m 的爆破补偿空间作为自由面。

充填料：胶结材料为水泥、尾砂、少量掘进废石，为了尽量减少充填成本，胶结充填料灰砂比可根据采场中不同充填位置调整，采场下部 6.0m 充填采用灰砂比 1:4 尾砂胶结充填，6.0m 以上各分层采用灰砂比 1:10 尾砂胶结充填，单个分层上部 0.5m 采用灰砂比 1:4 的尾砂胶结料浆浇面。

2.4.6.2 采矿回采率、贫化率的确定

设计推荐上向水平分层充填采矿法，参考类似矿山及周边矿山生产经验，该采矿方法采矿损失及回采率如下：

设计全矿回采率为 92.0%，贫化率 10.0%。

2.4.6.3 采矿材料消耗量

采矿材料消耗量见下表。

表 2-8 采矿材料消耗量表

序号	材料名称	单位	掘进 (29.75m ³ /d)		采矿单耗 (250t/d)		综合	
			单耗	日耗	单耗	日耗	单耗	年耗
1	乳化炸药	kg	2.8	83.30	0.45	112.50	0.7832	46992.00
2	数码雷管	个	0.36	10.71	0.36	90.00	0.4028	24170.40
3	钎子钢	kg	0.06	1.79	0.046	11.50	0.0531	3188.40
4	钎头 (φ28)	个	0.0002	0.01	0.003	0.75	0.0030	181.43
5	机油	kg	0.02	0.60	0.01	2.50	0.0124	742.80
6	铲运机轮胎	条	0.001	0.03	0.00012	0.03	0.0002	14.34
7	柴油	kg	0.001	0.03	0.04	10.00	0.0401	2407.14
8	润滑	kg	0.02	0.60	0.05	12.50	0.0524	3142.80
9	水泥	t	0.051	1.52			0.0061	364.14
10	钢材	t	0.02	0.60			0.0024	142.80

2.4.6.4 采矿设备

设计矿山生产能力为 6.0 万 t/a，设计推荐上向水平分层充填采矿法，回采凿岩采用 YT28 凿岩机浅孔回采。

1. 回采凿岩

设计按 6.0 万 t/a（折合 250t/d）生产规模回采进行设备选型，回采凿岩选用 YT28 型凿岩机凿岩，钻机效率 50m/台班，爆破参数按 $0.9\times 0.7\text{m}^2$ 三角形布孔，每米爆破矿石

量约 1.60t/m，共需 3.13 个台班。凿岩两班作业，同时工作台班数 2.0 个。根据同时工作台班数，设计选用 4 台 YT28 型凿岩机，其中 2 台工作，2 台备用。

2. 二次破碎设备

采场大块率约 10%，回采产生大块量 25t/d，大于 350mm 为大块。

3. 掘进设备

1) 平巷掘进

设计全矿综合采掘进比约为 118.98m³/kt（折合 18.36m/kt），日掘进量约 29.75m³/d（折合 4.59m/d）。

设计共布置 2 个平巷掘进工作面，每天 2 个班凿岩作业，设计选择 4 台 YT28 型凿岩机，其中 2 台工作，2 台备用。

矿山地下掘进采用 1 台 HT82 型凿岩台车。

2) 天井及倒段回风井掘进

天井及倒段回风井掘进采用 ZFY2.5/70/200 型反井钻机 1 台进行掘进，详细参数见表 2-7。

表 2-9 ZFY2.5/70/200 型反井钻机主要参数

参数	ZFY2.5/70/200
导孔直径(mm)	270
扩孔直径(m)	2.5
钻孔深度(m)	200
钻孔倾角(°)	60~90
主机运搬尺寸(长宽高) (mm)	3000*1450*1650
主机工作尺寸(长宽高) (mm)	3350*1720*3950
钻杆直径长度 (mm)	φ230
钻孔偏斜率 (%)	≤1
电机功率 (kW)	129

4. 出矿、出渣设备

充填采矿法出矿选用 PD-60 耙渣机在矿房溜井底部进行出矿，设计选用 3 台 ZWY-60 耙渣机用于掘进出渣，其中 2 台工作，1 台备用。

掘进出渣选用 1 台 PD-60 耙渣机进行出渣，日掘进量约 29.74m³（折合 78.83t/d），掘进不再单独备用设备，利用采场备用设备作为备用。

表 2-8 PD-60 耙渣装岩机主要参数

项目	单位	技术参数值
产品型号		PD-60
装载能力	m ³ /h	70~100
轨距	mm	600
总功率	kW	30
操纵方式		液控
外形尺寸(工作状态)	长	mm 6750
	宽	mm 1850
	高	mm 2350

5.局部通风

回采作业面和巷道掘进作业面通风困难, 选用 3 台 FBYN_{5.0/11} 矿用隔爆型压入式对旋轴流局部通风机, 其中工作 2 台, 备用 1 台, 单机功率 11kW, 配套Φ500mm 阻燃风筒供风, 电压 380V, 风量 3.2~5.3m³/s、全压 850~3500Pa, 安标编号 KDA240213。

设计另选用 FBYN_{4.0/5.5} 型(5.5kW) 局扇 3 台, 其中工作 2 台, 备用 1 台, 单台风机风量 2.2~3.5m³/s、全压 1648~1020Pa, 配 5.5kW 电机, 单级送风距离 200m, 配套Φ400mm 阻燃风筒供风, 安标编号 KDA240214。

6.辅助作业设备

矿山井巷支护面较多, 设计配备 2 台 KSP-5 型混凝土喷射机, 单台设备水平输送距离 200m, 耗风量 7~8m³/min, 电动机功率 5.5kW, 工作风压 0.2~0.4Mp, 外形尺寸(长×宽×高) 2100*900*1280(mm)。

矿山支护工程较多, 设计配备 1 台 JKA-90L 型锚杆台车用于锚网支护。

设计配备 1 台 HT65 型撬毛台车, 撬毛台车主要技术参数详见表 2-9。

表 2-10 撬毛台车技术参数表

整机性能	HT65 (XMPYT-73.6/325)
运输外形尺寸	6250×1600×2015mm
轴距	2056mm
最小离地间隙	≥290mm
车架摆动角	±8°
车体最大转向角	±35°
整机重量	6800Kg
行走速度	0-7km/h

顶棚（升降高度）	420mm
（俯仰角度）	20°
冲击能	325J
钎杆直径	Φ53
冲击频率	8-15Hz
最大伸出长度	6000mm
最大撬毛高度	6500mm
液压锤摆动角度	±90°
工作臂摆动角度	±30°
爬坡能力	14°
转弯半径	2025（内）4300（外）mm
额定功率	73.6/2400kW/r/min
尾气排放	国四

7. 采矿主要设备

表 2-11 全矿采矿主要设备表

序号	设备名称	型 号	单位	数量	功率/kW	动力类型	备注
1	局 扇	FBYN _{5.0/11}	台	3	11	电 动	工作 2 台；备用 1 台
		FBYN _{4.0/5.5}	台	3	5.5	电 动	工作 2 台；备用 1 台
2	凿岩机	YT-28	台	8		风 动	工作 4 台；备用 4 台
		ZFY2.5 反井钻	台	1	129	电 动	工作 1 台
		HT82 凿岩台车	台	1	68	电 动	工作 1 台
3	撬毛台车	HT65	台	1	74	柴动	工作 1 台
4	锚杆台车	JKA-90L	台	1		柴动	工作 1 台
5	耙渣装岩机	PD-60	台	4	30	电动	工作 3 台；备用 1 台
6	混凝土喷射机	KSP-5	台	2	5.5	电 动	工作 1 台；备用 1 台
7	矿车	YFC0.75-6	辆	20			工作 15 辆；备用 5 辆
8	电机车	CTY5/4G	辆	3			工作 2 辆；备用 1 辆

2.4.7 充填系统

1. 充填材料选择

1) 充填骨料

废弃尾矿库干尾砂物理力学性质满足作为充填骨料的要求，尾砂中不含放射性矿物或氰化物等有毒有害物，尾砂中硫含量不超过 8%。因此，本设计推荐尾砂作为充填骨

料。

2) 胶凝材料

充填胶凝材料采用 P.O42.5 级普通硅酸盐水泥, 周边水泥供应可满足矿山充填需求。

3) 充填用水

充填用水主要来源于矿区及尾砂沉缩的溢流回水。

2. 充填系统能力确定

1) 尾砂原料

充填站工作制度与选矿厂匹配 150d/a、1 班/d, 8h/每班 (纯充填时间为 7h/班)。

选矿厂生产规模: 400t/d;

选矿厂工作制度: 150d/a, 3 班/d, 8h/班;

尾矿产率: 95.30~99.99971% ;

尾矿比重: 2.70t/m³;

尾矿堆积干容重: 1.3t/m³;

排尾量: 394t/d, 5.92 万 t/a (4.42 万 m³/a);

尾矿含水: 23%。

2) 年产生采空区体积

$$Q_a = Q_k / \gamma_k = 60000 / 2.65 = 22642 \text{ (m}^3/\text{a)}$$

式中: Q_a --年产生新空区体积, m³/a;

Q_k --年采矿生产能力, 60000t/a;

k --矿石体重, $k=2.65\text{t/m}^3$;

3) 年充填采空区需充填料浆量

$$Q_d = Q_a K_1 K_2 Z = 22642 \times 1.1 \times 1.05 \times 1.0 = 26252 \text{ (m}^3/\text{a)}$$

式中: Q_d --年全尾砂充填体积, m³/a;

K_1 --沉缩比, 取 $K_1=1.1$;

K_2 --流失率, 取 $K_2=1.05$;

Z --采充比, 取 $Z=1.0$ 。

4) 矿山日平均充填料浆需用量

$$Q_{kmax} = Q_d / T = 26252 / 150 = 174.34 \text{ (m}^3/\text{d)}$$

式中： Q_{kmax} --日平均充填料浆需用量， m^3/d ；

T --充填工作制度， d/a 。

5) 小时平均充填料浆需用量

$$Q_h = Q_{kmax} / (n_1 \times h) = 174.34 / 7 = 24.91 \text{ (m}^3/\text{h)}$$

式中： Q_h --小时平均充填料浆需用量， m^3/h ；

n_1 --日工作班数，取 $n_1=1$ ；

h --每班充填下料时间（不包括准备和清洗时间）， $h=7.0\text{h}$ 。

根据以上计算结果，小时均充填料浆需用量为 $24.91\text{m}^3/\text{h}$ ，考虑充填作业不均衡系数 1.2，小时充填料浆最大需用量为 $29.88\text{m}^3/\text{h}$ ，设计配置 1 套充填能力为 $30\sim 50\text{m}^3/\text{h}$ 的充填系统，可以满足充填要求。

3. 充填站系统

1) 尾砂输送、浓密、储备、造浆、放砂系统

主要设备设施：深锥膏体浓密机、压气造浆装置、流量自动控制箱、溢流回水池、渣浆泵等。

深锥膏体浓密机，砂仓最低点为放砂口，砂浆进料点布置于放砂口正上方。溢流点布置于进料点的斜对角，紧贴仓壁布置。放砂口相对标高为 $+2.5\text{m}$ ，溢流口的相对标高为 $+10.2$ ，最高点阶梯阀排水孔相对标高为 $+9.0\text{m}$ ，最低点阶梯阀排水孔相对标高为 $+7.0\text{m}$ 。砂仓尺寸为 $6 \times 6\text{m}^2$ ，仓体最深处高度为 5.4m ，最浅处高度为 3.3m ，单砂仓有效容积 180m^3 。

放砂管上布置流量自动控制箱，用于自动调节放砂流量同时起到流量异常波动时的报警功能。放砂管端部即放砂口位置，布置反冲水管用于反冲放砂口初始放砂时的堵管。

充填系统的工艺流程：选厂尾砂浆经选厂浓密机浓密后通过渣浆泵泵送至尾砂高效浓密稳定放砂砂仓。经消能箱进入砂仓内。

2) 水泥输送、储备、给料系统

散装水泥罐车将散装水泥运来后通过风力打入水泥仓，水泥仓中水泥通过双管螺旋给料装置再经过单管螺旋秤计量放入双轴搅拌机，双管螺旋通过调节螺旋变速器，从而

控制水泥添量。

3) 两段式搅拌制备系统

高浓度的尾砂浆自主放砂管进入尾砂进料斗，再进入双轴搅拌机，同时水泥直接进入双轴搅拌机，双轴搅拌机浆尾砂浆及水泥充分混合形成尾砂胶结充填料浆，即第一段搅拌。为避免尾砂浆浓度过高，尾砂进料斗布置调浓水管。经第一段搅拌的胶结充填料浆未能将尾砂和水泥充分混合，进入活化搅拌装置进行第二段搅拌，以强化水泥水化过程，使水泥在充填体形成过程中发挥最大效应。

4) 计量控制系统

主要实现功能为计量水泥仓仓位、水泥下料量、砂仓放砂浓度，反馈控制充填的灰砂比、放砂浓度、充填浓度，监视充填站各部分的运行情况等功能。

4. 充填料浆浓度及配比

设计充填料浆浓度、灰砂比指标参考类似矿山参数提出，充填料浆浓度按 70%~74%，灰砂比 1: 4~1: 20 可调。采矿生产能力为 $6.0 \times 10^4 \text{t/a}$ ，采用空场嗣后充填采矿法开采。根据选用的采矿方法及不同采场位置充填体强度的要求，采用不同的充填体强度，设计充填料浆灰砂比分别为 1: 4、1: 10 两种配比，其中，采场的底部高 5m 和顶板接顶 3m 采用灰砂比 1:4 的充填体，在采场中间段采用灰砂比 1: 10 充填料浆充填。本次设计按充填料浆制备能力 $40 \text{m}^3/\text{h}$ ，料浆浓度按 72%，养护时间 28d，养护结束后充填体强度，1:4 配比 3.676Mpa，1:10 配比 1.256Mpa。

5. 充填工艺

充填系统输送工艺采用大流量高浓度自流输送艺，该工艺的特点是采用了新研发的浓度超限报警处理装置、耐磨弯管、管道泄压装置等配套装备。该制备工艺分为 3 个子系统，分别为：浓度超限报警处理系统，自流输送系统，管道卸压系统。

1) 浓度超限报警处理系统

本系统的主要设备设施：浓度超限报警处理装置，利用 L 管竖直段料位超高来判断充填料浆浓度过高，采用音叉开关来监测 L 管竖直段料位超限，料位过高时音叉开关被触发，接通喇叭进行报警同时开启冲洗水。

制备完后的料浆流入浓度超限报警处理装置的料斗内，再从装置 L 型管的末端流出

进入充填钻孔料斗内。

2) 自流输送系统

本系统的主要设备设施：充填钻孔料斗、钻孔、各中段天井、低压充填主管、高压充填主管、采场充填管、新型耐磨弯管。

主要工艺流程：充填料浆由浓度超限报警处理装置进入充填钻孔料斗后，进入钻孔内充填管，充填钻孔底部于水平管道连接处采用耐磨弯管，各中段管道连接通过天井进行铺设。充填主管布置于钻孔、运输巷、天井内，用于具体采场充填的充填管采用采场充填管。管道采用普通无缝钢管作为高压充主管，所有弯管采用新型耐磨弯管。

3) 管道卸压系统

本系统用于堵管故障时管道泄压，以便安全处理堵管故障。主要设备设施：三通、泄压阀、引出管、事故池。

在竖直段管道底部的弯管处安装三通和泄压阀，泄压阀接引出管至事故池。当发生堵管时，打开泄压阀，排出竖直管段的料浆，以确保水平管道处于低压状态，同时避免竖直管道堵管。由于泄压阀安装于管道上部，不影响正常输送，充填正常洗管后三通内无残留。

6. 输送工艺参数

1) 流速

充填料浆制备输送能力为 $30 \sim 50 \text{ m}^3/\text{h}$

输送流速为 $1.5 \sim 2.5 \text{ m/s}$ 。

2) 临界浓度

矿山最远输送距离约 1260m，充填站标高 1140m，最高充填标高 1138m，最大充填倍线为 530。

根据矿山生产实践通常输送浓度控制在 70%~74% 范围内，本次设计浓度 72%。

3) 管径

当流量在 $50 \text{ m}^3/\text{h}$ 时，流速控制在 $1.5 \sim 2.5 \text{ m/s}$ 范围内，则管径在 90~110mm；考虑到主管耐磨性要求较高，因此采用 100mm 内径耐磨无缝钢管，分支管采用 90mm。

4) 增压输送

设计按料浆最远输送距离 1.26km，采用加压泵送方式，参考国内外充填矿山经验，尾砂充填料浆的单位沿程阻力损失一般为 2~4MPa/km，取 3MPa/km，考虑到未知因素对管道输送阻力的不利影响，设备选型时应留有一定的富余，则充填工业泵提供压力应不小于 4.54MPa（富余系数 1.2）。

设计采用充填工业泵 2 台（1 用 1 备），型号为 HGBS50/09/160 型，输送流量 50m³/h，输送压力 16MPa，功率 160kW。

5) 充填用水供给

充填站用水主要是调浓水、管道清洗水、厂房洒扫、事故处理等。生产用水来源主要为高位水池及溢流回水，日用水量约 60m³/d，设计由选矿厂高位水池管网自流供给。

7. 充填接顶技术措施

为保证充填接顶，设计采取如下措施：

- 1) 分次充填，在接近采场顶部时可采取多次下放充填料的方法，即第一次充填接近顶部时停止充填，待充填料沉降固结稳定后再次充填。
- 2) 选择合适的充填料浆与充填浓度，并提高脱水质量。
- 3) 回采过程中控制好顶板坡度，使顶板尽量平整；底板保持一定的坡度由入口坡向内侧。充填管从入口充入充填料，利用充填料自流性能逐渐充填接顶。
- 4) 加强充填时间、管理水平，使工人熟练、灵活运用充填接顶控制技术。
- 5) 管道多点下料，均匀充填采空区。
- 6) 做好充填接顶监测工作。

2.4.8 通风系统

1. 通风方式

设计矿山采用对角式、机械抽出式通风方式。

2. 通风系统

本矿山矿体多，各矿群之间分布较为分散，全矿进行整体设计，同一系统开拓，为了便于通风管理，设计依据不同的生产时期进行分区通风，各区同时开采分区通风，第一期开采分为两个采区，其中西斜井为一个区（西区），东斜井及中部回风斜井为第二区（即东区）；第二期开采两区通风系统合并为一个区。

1) 第一期开采通风系统

(1) 第一期开采东区通风容易时期通风网络

新鲜风流由东斜井进风(西斜井进入该系统少量风量),经过 1030m 中段井底车场、中段平巷,矿房天井联络道、矿房一侧天井、清洗采场作业区域、矿房另一侧天井回风至回风巷,再经东、中两条回风井口主风机抽出矿井。

(2) 第一期开采西区通风容易时期通风网络

新鲜风流由西斜井进风,经过 1030m 中段井底车场、中段平巷,矿房天井联络道、矿房一侧天井、清洗采场作业区域、矿房另一侧天井回风至回风巷,再经西回风井口主风机抽出矿井。

(3) 第一期开采东区通风困难时期通风网络

新鲜风流由东斜井进风,经 930m 中段井底车场、中段平巷,矿房天井联络道、矿房一侧天井、清洗采场作业区域、矿房另一侧天井回风至回风巷,再经倒段回风井及中、西两条回风井口主风机抽出矿井。

(4) 第一期开采西区通风困难时期通风网络

新鲜风流由西斜井进风,经过 930m 中段井底车场、中段平巷,矿房天井联络道、矿房一侧天井、清洗采场作业区域、矿房另一侧天井回风至回风巷,再经倒段回风井及西回风井口主风机抽出矿井。

2) 第二期开采通风系统

(1) 第二期开采通风容易时期通风网络

新鲜风流由东、西斜井进风,经过 930m 中段井底车场、中段平巷,再经盲斜井进入 880m 中段平巷,矿房天井联络道、矿房一侧天井、清洗采场作业区域、矿房另一侧天井回风至回风巷,再经倒段回风井及东、中两条回风井口主风机抽出矿井。

(2) 第二期开采通风困难时期通风网络

新鲜风流由东、西斜井进风,经过 930m 中段井底车场、中段平巷,再经盲斜井进入 830m、776m 中段平巷,矿房天井联络道、矿房一侧天井、清洗采场作业区域、矿房另一侧天井回风至回风巷,再经倒段回风井及东、中两条回风井口主风机抽出矿井。

矿井第一个中段采场均与地表直接相通,难以形成闭合回路,设计第一个中段开采

采用局扇对采场进行压入式通风，每个采场配备一台 11kW 局扇，其他通风困难作业面及独头巷道掘进采用局扇进行辅助通风。

3.风量计算

矿井风量按各采掘工作面、需独立通风的硐室与其它需风量及矿井漏风量之总和，设计按照井下最大需风量计算风量。

矿山工作面为：矿房均为 3 个巷道型采场、1 个备用采场；2 个掘进工作面。

1) 按井下同时工作最多人数

$$Q=4NK$$

$$Q=240\text{m}^3/\text{min}=4.0\text{m}^3/\text{s}$$

式中：N—井下同时工作最多人数，48 人；

K—矿井通风系数， $K=1.2\sim 1.25$ ，取 1.25；

2) 按回采、掘进工作面需风量计算

第一期开采通风系统

第一期开采时，回采、掘进工作面风量计算见表 2-12。

表 2-11 回采、掘进工作面风量计算表

序号	用风地点	数量	单工作风量 m^3/s	总风量 m^3/s	备注
1	掘进凿岩	3.00	3.00	9.00	
2	浅孔回采矿房	3.00	3.00	9.00	
3	浅孔备用矿房	2.00	1.5	3.00	
4	充填作业	1.00	3.00	3.00	
5	水泵、配电硐室	2.00	2.00	4.00	
	共计			28.00	
	考虑外部漏风系数 1.13 计后			31.64	
	考虑内部漏风系数 1.10 后			34.80	设计取 35

第二期开采通风系统

第二期开采时，回采、掘进工作面风量计算见表 2-13。

表 2-12 回采、掘进工作面风量计算表

序号	用风地点	数量	单工作风量 m^3/s	总风量 m^3/s	备注
1	掘进凿岩	1.00	3.00	3.00	
2	浅孔回采矿房	3.00	3.00	9.00	
3	浅孔备用矿房	1.00	1.50	1.50	

4	充填作业	1.00	3.00	3.00	
5	水泵、配电硐室	2.00	2.00	4.00	
6	盲斜井提升硐室	1.00	2.00	2.00	
	共计			22.50	
	考虑外部漏风系数 1.13 计后			25.43	
	考虑内部漏风系数 1.12 后			28.48	设计取 29

3) 按照井下同时工作柴油设备风量计算

依据公式:

$$Q_{\text{柴}} = 4NK$$

井下同时工作柴油设备台数及功率详见下表 2-14。

表 2-13 按照井下同时工作柴油设备风量验算

序号	设备名称	数量	单台功率 (kW)	作业率 (%)	使用功率 (kW)
1	破碎台车	1	58	1152	29.00
2	铲运机	1	48	960	33.60
3	撬毛台车	1	54	1728	21.60
	合计				84.20
	需风量	m ³ /min			336.80
	备用系数				1.25
	总风量	m ³ /S			7.02

按照柴油设备验算风量，矿井柴油设备主运输巷通风量为 $7.02\text{m}^3/\text{s} < 32\text{m}^3/\text{s}$ ，用风作业点风量可以满足柴油设备生产需要。

4. 通风风量及风阻

本矿山矿体多，各矿群之间分布较为分散，全矿进行整体设计，同一系统开拓，为了便于通风管理，设计依据不同的生产时期进行分区通风，各区同时开采同时通风，第一期开采分为两个通风区，其中西斜井为一个区（西区），东斜井及中部回风斜井为第二区（即东区）；第二期开采两区通风系统合并为一个区。

1) 第一期开采各区通风

第一期东区（东回风井）通风系统，风量 $17\text{m}^3/\text{S}$ ，容易时期风阻 238Pa ；困难时期风阻 349Pa 。

第一期东区（中部回风井）通风系统，风量 $7\text{m}^3/\text{S}$ ，容易时期风阻 116Pa ；困难时期风阻 185Pa 。

第一期西区（西回风井）通风系统，风量 $11\text{m}^3/\text{S}$ ，容易时期风阻 79Pa ；困难时期风阻 150Pa 。

2) 第二期开采各区通风

第二期东区（东回风井）通风系统，风量 $19\text{m}^3/\text{S}$ ，容易时期风阻 557Pa ；困难时期风阻 698Pa 。

第二期东区（中部回风井）通风系统，风量 $10\text{m}^3/\text{S}$ ，容易时期风阻 453Pa ；困难时期风阻 480Pa 。

5. 局部通风

回采作业面和巷道掘进作业面通风困难，选用 3 台 FBYN ϕ 5.0/11 矿用隔爆型压入式对旋轴流局部通风机，其中工作 2 台，备用 1 台，单机功率 11kW ，配套 $\phi 500\text{mm}$ 阻燃风筒供风，电压 380V ，风量 $3.2\sim 5.3\text{m}^3/\text{s}$ 、全压 $850\sim 3500\text{Pa}$ ，安标编号 KDA240213。

设计另选用 FBYN ϕ 4.0/5.5 型(5.5kW)局扇 3 台，其中工作 2 台，备用 1 台，单台风机风量 $2.2\sim 3.5\text{m}^3/\text{s}$ 、全压 $1648\sim 1020\text{Pa}$ ，配 5.5kW 电机，单级送风距离 200m ，配套 $\phi 400\text{mm}$ 阻燃风筒供风，安标编号 KDA240214。

6. 通风构筑物 and 通风管理

1) 通风构筑物

在保证回采、掘进、出矿及各硐室需风的条件下，回风网路风量按自然分风，进风网路在斜井、盲斜井及进风井联络道内设置风门强制分风。为避免漏风及串风现象，在各生产中段回风井石门内安装风门，采场及掘进工作面安设局扇进行辅助通风。

2) 通风管理

全矿通风确保全天 24 小时工作期间不间断，派专人看管，通风工作人员实行建立工作制；矿井局部通风机根据具体情况调用。尽量做到“定人、定量、定时”，充分调动工作人员的积极性，实行岗位绩效制度，工作的成效直接与工资水平和奖励挂钩。设计矿山通风防尘业务由安全部门负责，另外开设通风防尘化验室，坑口设有通风防尘工区，矿山配备通风防尘专职人员。矿山除必须执行《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》（KA30-2026）外，还应建立如下各项制度：

(1) 计划和设计审核制度：无论长远规划或近期生产计划，都必须包括改善矿井通风防尘条件的内容。计划和设计的审核都应邀请安全防尘部门参加，在取得他们同意的情况下才能交付实施。

(2) 通风防尘检查测定制度：经常对通风系统状况、通风防尘设备状况、通风构筑物使用情况、工作面通风防尘条件等进行检查，并定期检查通风防尘措施的执行情况。通风系统改变前后，应进行矿井通风阻力的测量。

(3) 通风防尘设备管理制度：通风防尘设备应由通风部门管理，经常维护，保持设备完好。通风设备应按规定时间运转，不得随意停开或拆除。通风防尘设备应根据设备折旧年限及生产发展及时补充和更新。

(4) 井下作业人员通风防尘守则：凡矿山作业人员都有爱护通风防尘设备，保持良好作业环境的义务；要自觉遵守安全规程和岗位操作规程的有关规定，配带好个人防护用品。坚决制止和拒绝违章作业。

6.通风机的选择

1) 一期主通风机选型及校核

(1) 东回风井主通风机选型及校核

设计选用 FKZ (K40) —4—№11 型通风机 1 台 (配 30kW 的同型号电动机 2 台，1 用 1 备)，作为主通风机安装在风井旁的风机房内。FKZ (K40) —4—№11 型通风机的性能如下：风量 $Q=11.3\sim24.7\text{m}^3/\text{s}$ ；风压 $H=203\sim939\text{Pa}$ ；功率 $N=30\text{kW}$ ；转速 $n=1450\text{r}/\text{min}$ 。

K 型轴流风机采用反转反风，不设反风道，反风量能达到正常运转风量的 60%以上。在主通风机房值班室设置有测量风压、风量、电流、电压和轴承温度等的仪表，以保证风机的可靠运转，并安装可以快速更换备用电机的设施。

(2) 中部回风井主通风机选型及校核

设计选用 FKZ (K40) —4—№8 型通风机 1 台 (配 5.5kW 的同型号电动机 2 台，1 用 1 备)，作为主通风机安装在风井旁的风机房内。FKZ (K40) —4—№8 型通风机的性能如下：风量 $Q=4.4\sim9.5\text{m}^3/\text{s}$ ；风压 $H=108\sim497\text{Pa}$ ；功率 $N=5.5\text{kW}$ ；转速 $n=1450\text{r}/\text{min}$ 。

(3) 西回风井主通风机选型及校核

设计选用 FKZ (K40) -4-№9 型通风机 1 台 (配 11kW 的同型号电动机 2 台, 1 用 1 备), 作为主通风机安装在风井旁的风机房内。FKZ (K40) -4-№9 型通风机的性能如下: 风量 $Q=6.2\sim13.5\text{m}^3/\text{s}$; 风压 $H=136\sim629\text{Pa}$; 功率 $N=11\text{kW}$; 转速 $n=1450\text{r}/\text{min}$ 。

2) 二期主通风机选型及校核

(1) 东回风井主通风机选型及校核

设计选用 FKZ (K40) -4-№11 型通风机 1 台 (配 30kW 的同型号电动机 2 台, 1 用 1 备), 作为主通风机安装在风井旁的风机房内。FKZ (K40) -4-№11 型通风机的性能如下: 风量 $Q=11.3\sim24.7\text{m}^3/\text{s}$; 风压 $H=203\sim939\text{Pa}$; 功率 $N=30\text{kW}$; 转速 $n=1450\text{r}/\text{min}$ 。

(2) 中部回风井主通风机选型及校核

设计选用 FKZ (K40) -4-№9 型通风机 1 台 (配 11kW 的同型号电动机 2 台, 1 用 1 备), 作为主通风机安装在风井旁的风机房内。FKZ (K40) -4-№9 型通风机的性能如下: 风量 $Q=6.2\sim13.5\text{m}^3/\text{s}$; 风压 $H=136\sim629\text{Pa}$; 功率 $N=11\text{kW}$; 转速 $n=1450\text{r}/\text{min}$ 。

3) 风机房

生产时期风机房分别布置在东、西、中部三个回风井口风机房内, 主风机设有测量风压、风量、电流、电压和轴承温度等的仪表, 主风机各安装 1 台 GKT5L 型设备开停传感器监测风机运行情况, 每班都对扇风机运转情况进行检查, 并填写运转记录。风机房内起吊横梁, 配 5t 手动葫芦, 以便快速更换备用电机。

GKT5L 型开停传感器参数:

测量范围: $5\sim30\text{A}$;

显示方式: LED 发光二极管;

响应时间: $<1\text{s}$;

工作方式: 测量电磁场感应电流;

输出信号开: $\text{DC } 5\text{mA}$, 停: $\text{DC } 1\text{mA}$;

输入电源： 9V~24V（本安电源）；

传输距离：2km。

2.4.9 矿山供配电

1. 供电电源

设计本项目采用电网供电，在选矿厂磨选主厂房附近接近负荷中心的合适位置建设采选工程 10kV 总配电所，10kV 电源引自变电所，10kV 架空线路已架设至矿区，供电距离约 17km。

本项目斜井承担人员升降作业，按照《矿山电力设计标准》（GB50070-2020），经常升降人员的斜井提升机属于一级负荷，中断供电会造成人员伤亡风险。考虑一级负荷双重电源供电要求，在西斜井口设备用柴油电站一座，容量 160kW，作为西斜井提升机（一级负荷）的备用电源。在东斜井口设备用柴油电站一座，容量 800kW，作为 930m 中段主排水泵及东斜井提升机（一级负荷）的备用电源。二期时，原东斜井备用柴油电站作为 930m 中段主排水泵及 776m 中段主排水泵（一级负荷）的备用电源，另增设 350kW 柴油发电机组一台，作为东斜井提升机的备用电源。

以上配置可满足本工程一级负荷双重电源配置要求。

2. 供配电

1) 采矿一期用电负荷

根据各专业提供的用电条件，经计算在 6 万 t/a 规模时，一期采矿工程总设备安装容量 2124.9kW，工作容量 1581.9kW，计算用电负荷为：有功功率 1020.3kW，无功功率 373.8kvar，视在功率 1086.7kVA，一期采矿工程年耗电量约 326.5 万 kWh。

2) 采矿二期用电负荷

根据各专业提供的用电条件，经计算在 6 万 t/a 规模时，二期采矿工程总设备安装容量 2421.9kW，工作容量 1788.9kW，计算用电负荷为：有功功率 1150.1kW，无功功率 431.6kvar，视在功率 1228.4kVA，二期采矿工程年耗电量约 368 万 kWh。

3) 总用电负荷

一期时，采选工程总安装容量 3868KW，工作容量 2857.5KW，计算用电负荷为：1868.7kW，无功功率 680.8kvar，视在功率 1988.9kVA。一期采选工程年耗电量约 530.1

万 kWh。

二期时，采选工程总安装容量 4165KW，工作容量 3064.5KW，计算用电负荷为：1998.6kW，无功功率 738.5kvar，视在功率 2130.7kVA。二期采选工程年耗电量约 571.6 万 kWh。

4) 负荷性质

矿山井下主排水泵、斜井提升机为一级负荷。一期最大排水时，一级负荷总功率 682kW；二期最大排水时，一级负荷总功率 945kW。视频监控系统用电、矿井通信和安全监控装置的设备电源为二级负荷，其余均为三级用电负荷。对一级负荷采用双重电源供电。

3. 供配电系统

1) 供配电电压的选择

根据全矿用电设备容量分布及内外部供配电情况，全矿供配电电压选择如下表 2-15。

表 2-14 全矿供配电电压选择表

应用范围	电压	应用范围	电压
外部电源系统	~10kV	低压配电系统	~380V/220V
矿区配电系统	~10kV	井下低压动力配电系统	~380V
井下配电系统	~10kV	井下照明系统	~220V, ~36V
变配电所控制、保护	DC220V		

2) 矿区供配电系统

根据矿区用电负荷大小、分布范围、位置等，设计在选矿厂磨选主厂房附近靠近负荷中心的合适位置设采选工程 10kV 总配电所，由该变电所以 10kV 为全矿供电。

采选工程 10kV 总配电所 10kV 侧采用单母线接线，放射式向西北斜井变电所，东斜井变电所、充填站及矿部生活区供电。

在西斜井口工业场地的合适位置设西斜井变电所，380V 侧单母线分段接线，放射式向西斜井提升机、西回风井主扇及井下供电，井下供电利用隔离变压器，采用 IT 中性点不接地系统，所内主变容量 400kVA，隔离变压器容量 200kVA。380V 备用电源引自西斜井备用柴油电站。

西斜井备用柴油电站设置在西斜井口附近工业场地靠近西斜井变电所的合适位置，

站内设 160KW 柴油发电机组一台，额定电压 380V。

在 1030m 中段，靠近西斜井的合适位置，设 1030m 中段井下主变电所，10kV 侧单母线接线，所内主变容量 315kVA。

在东斜井口工业场地靠近空压机站的合适位置设东斜井变电所，10kV 侧单母线分段接线，放射式向所内主变、930 中段井下主变电所供电，所内 2 台主变容量分别为 800kVA、400kVA，双回 10kV 电源分别引自采选工程 10kV 总配电所及东斜井备用柴油电站。380V 侧单母线分段接线，380V 放射式向东斜井提升机、东主扇风机及空压机供电。

东斜井备用柴油电站设置在东斜井口工业场地靠近西斜井变电所的合适位置，站内设 800KW 柴油发电机组一台，额定电压 10KV。二期时增设 350kW 柴油发电机组一台（额定电压 380V）。

在 930m 中段，毗邻水泵硐室设置 930 中段井下主变电所，10kV 侧单母线分段接线，放射式向所内 1#、2#主变供电，并预留容量及位置（预留二期供电），所内主变容量 $2 \times 500\text{kVA}$ ，双回 10kV 电源分别引自东斜井变电所不同母线段。380V 侧单母线分段接线，放射式向 930 中段主排水泵及生产工段供电。

二期时，在 776m 中段，毗邻水泵硐室设置 776m 中段变电所，10kV 侧单母线分段接线，放射式向所内 1#、2#主变供电，并预留二期供电容量及位置，所内主变容量 $2 \times 400\text{kVA}$ ，双回 10kV 电源分别引自 930 中段井下主变电所不同母线段。380V 侧单母线分段接线，放射式向 776m 中段主排水泵及生产工段供电。

充填站变电所与充填站合建，380V 侧单母线接线，放射式向充填站用电负荷供电，所内主变容量 500kVA。

矿部生活区供电可采用箱式变电站，矿部生活区接近负荷中心的合适位置设箱式变电站一台，容量 250kVA。

3) 短路电流计算主要设备选择校验

外部电源未最终落实，无相关的系统短路数据，暂时不具备短路电流计算的条件，待获取相关的系统短路参数后，补充矿区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。4) 主要电气设备选择

按技术先进可靠、经济合理、节省能源和环境条件进行选择。

10kV 高压开关柜：地面变电所采用 GKYN28 手车式真空开关柜。井下变电所采用 GKG 型矿用一般型手车式高压真空开关柜；继电保护装置采用分散式数字式保护装置。

变压器：地表变压器采用 S13 型油浸式电力变压器和 SCB12 型干式电力变压器；井下电力变压器选用矿用型干式变压器；

低压配电柜：地表低压配电柜选用 GGD 型固定式交流低压配电柜，井下低压配电屏选用矿用一般型。

直流电源屏：选用智能高频开关直流电源屏，220V，50AH。

根据《国家矿山安全监察局关于印发执行安全标志管理的矿用产品目录的通知》矿安〔2022〕123 号相关规定，井下使用的变压器、整流器、高低压开关柜（箱）、软启动柜、变频柜必须具有矿用产品安全标志。

4) 配电线路材料选择及敷设

根据《矿山电力设计标准》（GB50070-2020）的相关规定。在立井或倾角 45°及以上的井巷内固定敷设的高压电缆采用阻燃型交联聚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固定高压电缆采用阻燃型交联聚乙烯绝缘钢带铠装聚氯乙烯护套电力电缆；固定敷设的低压电缆采用交联聚乙烯绝缘电缆；控制电缆采用阻燃型铜芯（屏蔽）硅橡胶绝缘及护套控制软电缆，网络线采用专用屏蔽线和同轴电缆。

井下应采用低烟、低卤或无卤的阻燃电缆，并应具有矿用产品安全标志。

水平或倾斜巷道内的电缆悬挂点的间距，不得大于 3m；立井电缆悬挂点的间距，不得大于 6m。

电缆与水管、风管平行敷设时，电缆与水管、风管平行敷设时，电缆应在管道的上方且净距大于 0.3m。高、低压电力电缆敷设在同一侧时，高、低压电力电缆相互净距不小于 0.1m。电缆敷设高度应不低于 1.2 米。

车间吊车配电采用安全型滑触线，电动葫芦配电采用橡套软电缆。

5) 继电保护及电测量仪表

(1) 高压设备的保护

10kV 设备的主要继电保护及自动装置配置见表。

表 2-15 继电保护及自动装置配置表

序号	电力设备	保护及自动装置											
		延 时 速断	速断	过 电 流	过 负 荷	单相 接地 (一 次)	瓦 斯	温 度	备 用 自投	低压二 次侧 单相 接地	过 电 压	低 电 压	纵联 差动
1	进线	√		√									
2	变 压 器		√		√	√		√		√			
3	异 步 电 机		√		√							√	

(2) 低压设备的保护

低压电动机装设短路、过负荷、断相、接地故障保护。

低压馈电回路装设短路、过电流保护、接地故障保护。

(3) 电测量仪表

电量的测量将根据被测量及显示要求分别采用数显表计、微机保护装置及专用电量测量装置。

主要电气设备的电测量仪表配置见表。

表 2-16 电测量仪表配置表

序号	电力设备	电测量仪表								备注
		Wh	Varh	w	var	A	V	cosφ	f	
1	10kV 进线	√	√	√	√	√	√	√	√	Wh 表精度 为 0.5 级； Varh 表精度 为 2.0 级
2	配电变压器	√	√			√				
3	电压互感器						√			
4	高压电动机	√				√	√			
5	低压主进线	√				√	√			
6	功率大于 55kW 的电动机或工艺要求需装设的电动机					√				
7	低压主馈电线路					√				

6) 电力传动及控制

空压机控制部分由厂家成套；

斜井提升机控制部分由厂家成套，采用变频控制；

主扇风机采用变频控制启动及调整风量。

破碎机、主排水泵采用软启动控制启停。

其余电气设备功率较小，无特殊控制要求，一般由接触器--按钮进行手动控制。

7) 电气照明

在炸药库、油库等重要场所的照明配电线路中，相线及中性线均装设短路保护，并使用双级开关同时切断相线及中性线，沿外墙高处敷设照明线，地表生产厂房采用一般型工厂灯集中控制，办公室、住宅等采用荧光灯分散控制；地表室外照明采用高压钠灯，沿道路、运输轨道水泥杆架设。

井下照明采用矿用防潮灯，集中控制，电源取自照明变压器；井底车场、错车道、硐室内灯具的间距为 4m，运输巷为 10m，采场 4m。移动式照明电压 36V，采掘工作面、梯子间、天井以及天井到回采工作面之间照明电压为 36V，井下其它固定式照明电压 220V。

本工程的照度按下列标准进行设计：

生产厂房	$\geq 200lx$
配电室	$\geq 200lx$
办公室、控制室、仪表室等	$\geq 300lx$
地表调车场、会让站	$\geq 0.5lx$
矿石场卸车线	$\geq 0.5lx$
井下装矿点	$\geq 200lx$
井底车场、运输巷道	40w/15m
机电硐室	40w/2m

光源及灯具选择：

(1) 主要厂房选用高效光源系列。例如金属卤化物光源等，根据场房环境选用 IP 类灯具。

(2) 采区选用高效防水、防尘灯具。

(3) 配电室、办公室、控制室、仪表室等选用高效节能荧光灯。

(4) 顶棚较低的厂房将考虑采用紧凑型节能光源。

(5) 凡灯具与就地补偿装置可实施一体化时，均要求带补偿电容。

(6) 应急照明及疏散标志灯采用自带蓄电池的应急照明器。

(7) 井下选用 LED 防水、防尘灯具。

8) 电气安全保护措施

(1) 防雷

炸药库为一类防雷建筑物，其余按建筑物预计雷击次数确定建筑物的防雷分类。分别按不同的要求设置避雷针及避雷带。

防雷电波入侵采用在 10kV 进线上设置氧化锌避雷器。架空线路采用电缆进出线。

进出配电室、控制室的电力电缆金属外皮、或非铠装电缆金属保护管做接地。电气装置外露导电部分和装置外导电部分（如电气装置的金属外壳、电缆桥架、金属管道、金属构件、屏蔽电缆等）均做保护性接地。

敷设在厂区的电缆、桥架及支架每隔 50M 做重复接地，接地电阻不大于 30 欧姆。

进入工艺车间工艺管道、供水、供气、管道、在进入车间处进行重复接地，防止雷击感应过电压引入车间。

(2) 接地

①地表部分

10kV 系统均采用 IT 系统。

地表 0.4kV 系统采用 TN-S 系统。

地表变电所设主接地极，接地电阻 $\leq 4\Omega$ 。接地电阻不满足要求时增加人工接地装置。人工接地极做法：埋深 0.8m， $\angle 50 \times 5 \times 2500$ 热浸镀锌角钢 5 根，间隔 $\geq 5\text{m}$ 垂直打入地下， $\angle 40 \times 4$ 热浸镀锌角钢焊接连通引至配电系统接地母排。

②井下部分

井下供电采用 IT 系统，设置接地检测装置。

在 930m 中段水仓设主接地极。井下主接地极不少于两块，主接地极采用 2 块面积不小于 0.75m^2 ，厚为 6mm 的镀锌钢板。在各配电点设局部接地极，局部接地极通过电缆专用接地芯线与主接地极可靠连接，形成不间断的井下接地网，从井下接地网任意一点测得的接地电阻不大于 2Ω 。

3) 等电位联接

建筑物的低压电气装置应采用等电位联结,以降低建筑物内间接接触电压和不同金属物体间的电位差,避免自建筑物外经电气线路和金属管道引入的故障电压的危害,减少保护电器动作不可靠带来的危险和有利于避免外界电磁场引起的干扰、改善装置的电磁兼容性。

一般在进线处或进线配电箱近旁设接地母排(端子板),将上述联结线汇接于此母排上,直接从地面接受电源的井下变电所的接地母线应与其附近的下列井下外界可导电部分做等电位联接:

排水、压缩空气、洒水等金属管路;

沿井巷装设的金属结构;

非直接从地面接受电源的井下变电所和移动变电站,可在局部范围内将其接地母线与上述外界可导电部分就近做局部等电位联结。

4) 裸带电体基本防护设施

- (1) 将裸露带电体包以合适的绝缘,以防止人员与裸露带电部分接触;
- (2) 设置遮拦与外护物以防止人员与裸露带电部分接触;
- (3) 设置阻挡物防止人员无意识地触及裸露带电部分;
- (4) 将裸带电部分置于人的伸臂范围以外。

5) 电气设备抗震

- (1) 各类电气设备应可靠固定在基础或支座上,采取减震与隔震措施;
- (2) 配电箱内部元件之间采用软连接,接线处应做防震处理;
- (3) 接地线应采取防止地震时被切断的措施;线缆穿管敷设时采用弹性和延性较好的管材;电缆进户处穿管采用挠性管材或采取抗震措施;采用金属导管,刚性塑料管敷设时,直线段部分每隔 30m 应设置伸缩节;配电装置至用电设备之间的连线采用软导线,采用金属导管、刚性塑料导管敷设时,进口处应转为挠性线管过渡。

9) 谐波治理、无功补偿

企业内部谐波源主要来自于高低压变频调速设备、电力软起动及整流设备,以 5 次和 7 次谐波为主,具体治理措施为:在各 10kV 变配电所的 380V 侧选用具有动态滤波功能的低压无功补偿装置。

为抑制高次谐波，除井下 10kV 变电所电力变压器为 Y，d11 接线组别以外，其余 10kV 电力变压器均采用 D，yn11 接线级组别。

为减低线损和系统无功损耗，在各变电所低压侧分别设电容集中补偿，高压侧尽量利用同步电动机过励磁超前运行，以补偿系统无功，使系统功率因数提高到 0.9 以上，符合节能技术要求，并满足电压降要求。

10) 电能计量

企业电费计量点设在矿区 35/10kV 总降变电所内，各变电所均设内部计量。

采选工程年总耗电量约：571.6 万 kWh，吨矿耗电约 95.3kWh。

11) 节能措施

电力专业采取以下节能措施：

电力变压器均选用节能型产品，符合《三相配电变压器能效限定值及节能评价值》（GB20052-2024）规定的三级以上能耗标准；

采取无功功率补偿，使功率因数达 0.90 以上；

采用高效节能光源及灯具；

主扇与空压机可选用变频调速，降低能耗；

各配、变电所布置在车间负荷中心，减少线路电耗。

对于长期稳定运行、负荷较大的馈电回路，电缆截面宜按经济电流密度选择；线路的敷设路径应按最短长度的原则设计。

2.4.10 防排水与防灭火系统

2.4.10.1 供水

矿井下生产用水量为 63m³/d，井下生产用水由矿山高位水池供给，在东斜井井口附近建设 250m³ 的高位水池。

考虑消防用水，一期供水主管选用φ108×5mm 无缝钢管经东、西斜井敷设至一期各生产中段；二期供水主管选用φ108×5mm 无缝钢管经东斜井沿盲斜井敷设至二期各生产中段。在各中段（分段）处通过减压阀减压至 0.5MPa 后向井下供水。支管选用φ89×5 无缝钢管沿中段（分段）平巷敷设，各用水设备用橡胶软管与之相接。

2.4.10.2 排水

1. 地表排水

1) 生活用水排放

生活区洗手、冲厕、淋浴等生活排水量 $20.0\text{m}^3/\text{d}$ 。生活污水经化粪池处理后和其它生活排水一并就近外排放，作为绿化用水。

2) 地表防排水

所有采矿工业场地均布置于地下开采岩石移动范围之外。为防止雨水冲刷矿石堆造成滑坡、泥石流等地质灾害，在采矿工业场、辅助工业场和生活区上游 $10\sim 20\text{m}$ 侧设置截（排）水沟。

(1) 生活区防排水

为了将生活区场地内的雨水及时排出场外，设计生活区周围设排水明沟，雨水通过排水明沟排至场外，雨水明沟采用倒置梯形断面，上宽 600mm ，下宽 300mm ，高 300mm ，断面积 0.08m^2 ，雨水明沟基岩处开挖采用裸沟形式，其他地段采用浆砌片石护坡。

(2) 工业场地防排水

工业场地周围设排水明沟，排水明沟采用倒置梯形断面，上宽 600mm ，下宽 300mm ，高 300mm ，断面积 0.08m^2 ，雨水明沟基岩处开挖采用裸沟形式，其他地段采用浆砌片石护坡。

3) 污水处理

在生活区南侧，地势较低位置，布置集中水池及地埋式污水处理设施，主要是由沉淀池、污泥池、设备间、电控部分组成的一体化设备。

沉淀池是由中心布水器、气体泵等部件组成，主要作用是利用竖流沉淀原理将污泥沉淀于池子底部。

2. 井下排水

井下排水主要包括 3 个部分，地下涌水、生产回水、充填回水。

1) 井下涌水

依据《新疆哈密市伊州区白干湖金矿详查报告》，预测地下水正常涌水量，计算结果为 930m 标高 I 号矿群正常涌水 $158.23\text{m}^3/\text{d}$ ，最大涌水 $273.29\text{m}^3/\text{d}$ ；900m 标高 II 号矿群

正常涌水 $212.78\text{m}^3/\text{d}$ ，最大涌水 $356.75\text{m}^3/\text{d}$ 。

776m 标高I号矿正常涌水 $501.64\text{m}^3/\text{d}$ ，最大涌水 $890.11\text{m}^3/\text{d}$ ；776m 标高II号矿群正常涌水 $832.45\text{m}^3/\text{d}$ ，最大涌水 $1335.02\text{m}^3/\text{d}$ 。

2) 生产回水

矿山采矿生产规模为 $250\text{t}/\text{d}$ ，采矿生产用水约 $0.25\text{m}^3/\text{t}$ ，采矿日需用水量 $63\text{m}^3/\text{d}$ ，生产回水约为 $19\text{m}^3/\text{d}$ 。

3) 充填回水

井下开采日平均充填量为 $174.34\text{m}^3/\text{d}$ ，充填浆料含水量 28%，充填系统日回水量约 $50\text{m}^3/\text{d}$ 。

4) 井下排水量

井下开采日平均充填量为 $174.34\text{m}^3/\text{d}$ ，充填浆料含水量 28%，充填系统日回水量约 $50\text{m}^3/\text{d}$ 。

5) 排水系统选择

(1) 第一期排水系统

设计两个采区统一布置排水系统，一段集中排水，水仓、水泵房布置在东斜井井底车场附近，中段内采用自流排水，运输巷道一侧修建排水沟，排水沟断面为上宽 0.3m ，下宽 0.15m ，深 0.15m 的倒梯形断面，排水沟坡度与运输巷道坡度一致，向水仓设 0.5% 的纵向下坡。

(2) 第二期排水系统

设计两个采区统一布置排水系统，两段接力排水，776m 水仓、水泵房布置在盲斜井井底车场附近，中段内采用自流排水，运输巷道一侧修建排水沟，排水沟断面为上宽 0.3m ，下宽 0.15m ，深 0.15m 的倒梯形断面，排水沟坡度与运输巷道坡度一致，向水仓设 0.5% 的纵向下坡。

776m 井下涌水通过一段排至 930m 水仓，再由 930m 水仓排至地表高位水池。

6) 排水设施建设

(1) 水泵房及变配电硐室

①第一期水仓、水泵房及变配电硐室

设计第一期在东斜井 930m 井底车场附近设水泵房、水仓、变配电硐室等排水设施，各中段的涌水通过泄水孔排至 930m 中段水仓。

水泵硐室与配电硐室毗邻，水泵硐室长×宽×高=20m×3.6m×3.6m，中央变电硐室长×宽×高=9.0m×3.6m×3.6m，硐室采用锚喷支护，强度 C25，支护厚度 100mm。

水泵硐室与配电硐室各设一个出口通往中段运输巷道；水泵硐室另一出口通过斜道与东斜井联通，斜巷内设施人行踏步、照明设施，斜巷上口高出该处巷道 7.5m，作为水泵硐室应急安全出口。在通往中段运输巷道的两个联络道内安装阻燃栅栏门、MMB1.8m×2.0m 型矿用防水、防火门，水泵与变配电硐室之间设置 MFHSL1.8*2.0 型矿用防火门。水泵硐室底板高出该处中段运输巷道底板 500mm，配电硐室底板高于水泵硐室底板 300mm。

②第二期水仓、水泵房及变配电硐室

设计第二期在盲斜井 776m 井底车场附近设水泵房、水仓、变配电硐室等排水设施，各中段的涌水通过泄水孔排至 776m 中段水仓。

水仓、水泵硐室、中央配电硐室设置参数与 930m 中段一致。

设计主水仓断面为 1/3 三心拱断面 2.0m×2.4m，净断面 4.64m²，主水仓长 50m，有效容积 200m³，满足矿井 3.4 小时正常排水需求；副水仓断面为 2.0m×2.4m，净断面 4.64m²，副水仓长 35m，有效容积 150m³，满足矿井 2.5 小时正常排水需求。

(2) 排泥

在连通水仓与中段运输巷道的的各斜巷内设置沉淀池，水仓清泥方式为铲运机清理，矿用自卸汽车运输至地表。

2.4.10.3 防灭火

矿山井下生产、消防、灭尘用水量为 80t/d，要求供水压力为 0.3~0.5MPa。

副油储油室设置在斜井井口附近，建筑结构为砖混结构，储油室内设消防沙池、消防桶、消防铲及灭火器。副油储油室悬挂消防警示牌，配备 6 个 5kg 干粉灭火器和 1 个 35kg 手推式干粉灭火器，同时配备铁锹，沙池等消防设施。

设计在机修房西北侧直线距离约 50m 处设置加油点，矿山用油车辆集中在此点进行加油，加油车加注点划明显位置标识，设置禁火标志和相应灭火器材；加油车周围

10m 距离内严禁烟火；加油点设置灭火器、消防砂池、消防桶、消防铲。

2.4.11 排土场

根据《哈密鑫恺矿业有限公司新疆哈密市白干湖金矿 6 万吨/年采选工程可行性研究报告》，本项目不设置永久外部排土场。项目采用地下开采方式，采矿生产过程中产生的废石（含掘进废石、剥离岩土等）均通过场内综合利用如尾矿库筑坝、道路建设与维护、采空区充填等方式处置，后期生产废石不出井，不外排、不设永久堆存场地，符合《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）及矿产资源综合利用相关政策要求。

2.4.12 安全避险“六大系统”和数字化

2.4.12.1 井下人员定位系统

设计在矿山安装一套 KJ236(A)型人员管理系统，可对井下人员情况进行全面监测。该系统采用先进的短距离无线传输技术，能够有效地实现对井下人员和移动目标的跟踪和监测。通过人员当前位置的跟踪记录，便于在紧急情况下就近搜索被困人员，实施及时的救护，有利于矿山企业加强井下人员管理和安全管理。跟踪数据还可以通过 WEB 发布，远程计算机通过浏览器即可查询和浏览相关信息。

在井下需要的位置安装具有唯一地址的读卡器，井下工作人员或移动目标携带唯一编码的识别卡。识别卡可进行报警求救，系统及时地收到该求救信号，并显示在巷道分布图上。同时中心站主机也可以产生报警信号，通知井下工作人员某个区域存在危险，要求及时撤离。

1.矿用传输分站：分站一般安装在矿井巷道的进出口、交叉道口、矿井内各个关键位置，合计 6 台，随着矿体开采深度的下降、中段增多再进行新增。

2.识别卡：下井人员或移动目标每人(台)一个编码识别卡，型号 KJ236-K1，共 200 个。

3.读卡器：每个矿用传输分站按产品要求接入接入读卡器。

4.双机切换功能：系统具有自动双机切换功能。系统主机发生故障时，备用机自动投入工作。

5.备用电源功能：中心站配备 UPS 电源，井下分站配备备用电池，当无交流电源输入时，UPS 电源保证中心站监控设备工作不小于 2 小时，分站的备用电池保证分站和读

卡器工作不小于 2 小时。

6.人员登记

设计矿山另外需建立人员出入井信息管理系统，每个工作人员下井前均需要有详细的下井登记记录。

2.4.12.2 通信联络系统

1. 地表通信电话安装

联络主机：通讯联络主机设置在调度室内，主机与人员定位和监测监控系统共用 ZYY-ID01 型主机，调度室设置在生活区内。

调度台：调度台设置在调度室内，采用 ZYY-DD0 型主机，双手柄触摸调度台，含软件，可统一调度有线、广播。

有线电话：地表设置有线电话，其中调度室 1 部、井口值班室 1 部、矿长级安全管理人员办公室 4 部，职工宿舍 2 部、爆破器材库设置 1 部、配电室 1 部、空压机房 1 部、充填站 1 部，全矿地表合计安装 KTH-116 型有线电话，合计 12 部。

2. 井下通信电话

井下共安装 KTH-116 型矿用三防电话 12 部，其中采场作业点安装 2 部，掘进作业面安装 2 部，每个中段运输巷道内各 1 部。

3. 应急广播

井下各中段距离较短，均不超过 400m，设计每个中段运输巷道内安装 1 台应急广播，应急广播安装在中段中部，覆盖两端。

4.通信电缆

电话线缆入井：设计矿山选用 2 条同型号的电缆，独立敷设入井下，其中一条由调度室→东斜井→各作业点；

另外一条由调度室→西斜井→各中段巷道→各作业点。两条同型号通信线缆从不同的井巷进入井下形成闭环，其中任何一条通信线缆发生故障时，另外一条线缆的容量能担负井下各通信终端的通信能力。

地表采用 MHYV 1*2*0.8 聚乙烯绝缘聚氯乙烯护套矿用信号电缆；井下采用 MHY32（PUYV39—1）聚乙烯绝缘钢丝铠装聚氯乙烯护套矿用信号电缆。通讯电缆终

端做好防水、防腐、防尘处理。

2.4.12.3 监控监测系统

考虑本项目矿体和围岩都较为稳固，采用充填采矿法回采，不设地压监测，设计监测监控系统包括：有毒有害气体监测，通风系统监测和视频监控。

监测监控系统由主机、传输接口、传输线缆、分站、传感器等设备及管理软件组成，具有信息采集、传输、存储、处理、显示、打印和声光报警功能，用于监测地下矿山井下风速、风压、温度、通风机开停状态等。

主要设备包括：主机、监控分站、便携式气体检测仪、风速传感器、开停传感器、风压传感器、摄像头、通信线缆。

1. 视频监控系统

1) 安装位置

摄像头设计选用 DS-2CD892P 型高清摄像头，主要安装地点为各斜井口、地表提升机房、地表风机房、空压机房、配电室、充填站，以上区域各设置 1 组 DS-2CD892P 型摄像头。

全矿安装 DS-2CD864-EI3 型摄像头 8 组。

2) 传输方式

(1) 生产调度中心(地表值班室)设视频监控显示终端。

(2) 视频监控系统的功能与性能设计、设备选型与设置、传输方式、供电应符合 GB50395 的相关规定。

视频设备安装：在巷道壁面钻孔固定设备，设备距离巷道顶板约 40cm，同时接通电源到各个视频点。

视频电缆连接方式如下：视频头—视频同轴电缆—中继器(或视频分配器)—硬盘录象机—地表显示屏。

视频监控终端设置在地表总调度室，用于显示整个矿山所有视频监控点的图像，以便安全管理。

为保证井下灾变发生时，视频监控能继续工作，每个视频监控设备设备用电源，能保证设备在紧急情况下连续工作 2h 以上。

2.通风系统及有毒有害气体监（检）测

矿山采用机械抽出式的通风方式，主扇安装在地表风机房内；独头巷道掘进和采矿进路内的辅助通风，采用局扇辅助通风。

监测信号通过与通信联络集成的传输系统，传输到矿中心调度室的监控器上。

1) 一氧化碳传感器设置

(1) 采用压入式通风的独头掘进巷道，在距离掘进工作面 5~10m 混合风流处和距离巷道出口 10~15m 回风流中各设置 1 个 GTH500 矿用一氧化碳传感器；采用抽出式通风的独头掘进巷道，在风筒口与工作面的混合风流处设置 1 个 GTH500 矿用一氧化碳传感器；采用混合式通风的独头掘进巷道，在距离掘进工作面 5~10m 混合风流处设置 1 个 GTH500 矿用一氧化碳传感器。一氧化碳传感器垂直悬挂，距顶板 0.25m，距巷壁 0.3m。混合风流处的一氧化碳传感器有防止爆破冲击的防护设施；

(2) 每个采场入口处设置 1 个 GTH500 矿用一氧化碳传感器；

(3) 掘进天井时，按独头掘进巷道的要求设置 GTH500 矿用一氧化碳传感器；

(4) GTH500 矿用一氧化碳传感器报警浓度设定为 0.0024%；

(5) GTH500 矿用一氧化碳传感器的安装，做到维护方便和不影响行人行车。

1080m 中段：设计 1080m 中段距离回风井约 20m 处安装 GTH1000 型 CO 传感器 1 台。

GTH1000 型 CO 传感器参数：

量程：标准 0~1000ppm；

静态工作参数：3mA 10.5~45VDC ；

工作电压：24VDC(10.5~45VDC) ；

模拟信号输出：4~20mA 线性电流输出；

T90 响应时间：小于 15 秒 ； 恢复时间：小于 30 秒 ；

分辨率：1ppm；精度：±3%FS；1%FS（定制）；

显示模式：带背光 LCD ；

配备声光报警器，有声、光报警功能。

设计 GTH1000 型 CO 传感器现场设置 CO 报警浓度 20ppm。

1030m 中段：设计 1030m 中段作为运输巷道，在距离井底车场约 50m 安装 1 台。

980m 中段：在距离井底车场约 50m 安装 1 台 GTH1000 型 CO 传感器。

2 个掘进作业面各安装 1 台 GTH1000 型 CO 传感器。

设计总计安装 GTH1000 型 CO 传感器 6 台。

2) 便携式气体检测报警仪

全矿井下作业人员下井时，各班组长、下井安全员及其他管理人员均携带便携式气体检测报警仪，全矿配备 5 台三合一型便携式检测仪（一氧化碳、氧气、二氧化氮）。

掘进和采场工作面，作业人员配备手持式风速检测表、氧含量及二氧化碳检测表、便携式气体监测报警仪，对井下工作面与巷道的一氧化碳、二氧化氮、二氧化硫、硫化氢等有毒气体浓度进行检测，该检测仪具有报警参数设置和声光报警功能，确保每个井下工作面至少配备一台。配备监测仪器监测后，可以掌控各作业面风质、风量，粉尘浓度，有毒有害气体浓度。

人员进入爆破后已进行通风的采掘工作面，有安全员、值班长携带便携式气体监测报警仪从进风侧进入，一旦报警应立即撤离，显示安全才允许工作人员进入工作面进行作业。

3) 风速传感器设置

设计 1030m、980m 中段距离井底车场约 30m 处各安装 GFW15 型风速传感器 1 台；设计 1080m 回风井向东约 30m 处安装 GFW15 型风速传感器 1 台；矿井主通风机安装 1 台 GFW15 型风速传感器。

GFW15 型风速传感器参数：

工作电压：DC 12V~18V；

工作电流： $\leq 100\text{mA}$ ；

输出信号：200Hz~1000Hz；

测量范围：风速 $0.3\text{m/s} \sim 15\text{m/s}$ ，风量 $0.0 \sim 600\text{m}^3$ ；

显示：风速、风量及设置状态四位 LED 就地显示，第一位显示功能，后三位显示风速；

报警方式：红色灯光闪烁，蜂鸣器鸣叫。

设计总计安装 GFW15 型风速传感器 6 台。

4) 风压传感器

矿井主通风机安装 3 台 KGY5 型微差压压力传感器，实现对主风机风量、风压的动态监测。

5) 开停传感器的设置

(1) 局部风机

矿山局扇 6 台，工作 4 台，备用 2 台；每台工作局部风机安装 1 台 GKT5L 型开停传感器，全矿局部风机共安装 GKT5L 型 4 台。

GKT5L 型开停传感器参数：

测量范围：5~30A；

显示方式：LED 发光二极管；

响应时间：<1s；

工作方式：测量电磁场感应电流；

输出信号开：DC 5mA，停：DC 1mA；

输入电源：9V~24V（本安电源）。

(2) 主风机

主风机房布置在回风井口，主风机安装 3 台 GKT5L 型设备开停传感器，设计风机房采用无人值守。

(3) 排水泵

为了减轻值班人员受水泵噪声影响，设计水泵房采用无人值守，每台水泵安装 1 台 GKT5L 型开停传感器。

设计总安装 GKT5L 型开停传感器 11 台。

2.4.12.4 供水施救系统

1 供水水源

供水水源设计在矿山高位水池附近约 10m，设置一个 20m³ 水罐专为井下施救系统供水。水罐与井下生产用水管网采用闸阀连接，正常时期处于关闭状态，一旦井下发生灾变，关闭生产用水阀门，打开供水施救系统水罐阀门。水罐内水质为饮用水标准。

2.供水施救系统用水量计算

按照相关标准每人每天所需的水量为 6L，备用系数选择 1.2。计算井下施救时，一天最大的需水量为：

$$Q_{\max} = KNq = 1.2 \times 6 \times 48 = 345.6L。$$

式中：K-备用系数，取 1.2；

N-井下作业当班最大人数，48 人；

q-单人每天所需水量，6L/d。

按照上述计算井下应急救援时每天最大需水量约为 345.6L。

供水水源设计在矿山高位水池附近约 10m，设置一个 20m³ 水罐专为井下施救系统供水。（《金属非金属地下矿山供水施救系统建设规范 KA/T2035-2023》第 4.5 条：生产用水不符合生活饮用水要求时，供水施救系统中还应建设辅助水池用于储备生活饮用水，容量应不小于 20 m³）

矿山供水管为Φ108×4mm 的无缝钢管，供水压力 0.8Mpa，供水能力流速 0.5m/s，可以满足避险用水需要，并有很大富余量。

3.供水管网及供水方式

- 1) 主要生产中段运输巷的供水管道上每隔 100～200m 安设一组三通及阀门；
- 2) 独头掘进巷道距掘进工作面不大于 100m 处的供水管道上安设一组三通及阀门，向外每隔 100～200m 安设一组三通及阀门；

3) 爆破时撤离人员集中地点的供水管道上设一组三通及阀门；

4) 三通及阀门安装点应宽敞、稳固，安装位置便于避灾人员使用；

4.压风（供水）自救装置

设计 1080m、1030m、930m 中段各安装 2 台，全矿安装 6 台 YSJ-A 型压风供水自救装置。

YSJ-A 型压风供水自救装置合压风自救装置和供水自救装置于一体。

表 2-17

ZYJ（A）型压风（供水）自救装置技术参数

名称	规格
系统供气压力	0.3～0.7MPa
呼吸器调节方式	手动式调压
呼吸器供气量范围	30～55L/min

供气方式	地面系统供气或单能泵站供气
消音方式	<85dB(A)
操作方式	手动
防护方法	自吸过滤式口罩
输出压力	压力表显示
结构	挂钩式

2.4.12.5 压风自救系统

压风自救系统与生产压气系统共用。

设计选用 UD110—8 型空压机 4 台（排气量 20m³/min；额定/最大排气压力 0.8/0.85MPa；单台电机功率 110kW），2 用 2 备。

压气管选择Φ133×4mm 无缝钢管，沿斜井壁敷设至各中段，然后沿中段运输巷道中敷设至工作面。

1.主压风管道中应安装油水分离器。

矿山采用地面集中供气，空压机站设置在东斜井口附近。

主管道安设 1 组油水分离器。

2.三通阀门

设计井下压风自救系统供气设备利用地表生产空压机站，管路与生产供气管路共用。

压风自救系统主要设施设置及要求：

- 1) 生产中段巷道压风管道上每隔 100~200m 安设一组三通及阀门；
- 2) 独头掘进巷道距掘进工作面不大于 100m 处的压风管道上安设一组三通及阀门，向外每隔 100~200m 安设一组三通及阀门；
- 3) 爆破时撤离人员集中地点的压风管道上安设一组三通及阀门；
- 4) 压风自救装置、三通及阀门安装地点要求宽敞、稳固，安装位置便于避灾人员使用；
- 5) 主压风管道中安装油水分离器；
- 6) 压风自救系统安装完毕，经验收合格后方可投入使用。

2.4.12.6 紧急避险系统

依据《金属非金属地下矿山紧急避险系统建设规范》（KA/T 2033-2023）：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，应在最低生产中段设置紧急避险设施；距中段安全出口实际距离超过 2000m 的生产中段，应设置紧急避险设施。

本矿采用斜井开拓，中段安全出口最大距离约 1200m，最低安全出口与最低开采标垂直高差 343m，设计井下不设避灾硐室。本矿紧急避险系统主要包括：安全出口，事故应急预案，避灾路线，安全出口路标，自救器。

1.安全出口

设计斜井开拓，每条斜井均直接或间接与地表贯通，每个中段均与倒段回风井、斜井与地表贯通，每个中段均有两个安全出口直通地表或与通地表井巷贯通。

2.避灾路线

设计要求矿山应制定有关灾害的避灾路线，绘制井下避灾线路图，并按照 GB14161—2008 的规定，做好井下避灾路线的标识。井下各避灾路线均设照明，井巷的所有分道口要有醒目的路标，注明其所在地点及通往地面出口的方向，并定期检查维护避灾路线，保持其通畅。

3.事故应急预案

矿山根据本矿的危险有害因素分布，制定有针对性的事故应急预案，预案编制完成后经评审备案后方可实施。

培训：公司应急救援总指挥部成员及各单位、各部门都必须认真贯彻学习公司事故灾难应急救援预案，知道应急指挥和常规应急救援常识，知道自己的应急职责和在紧急情况下应采取的措施。安全生产管理部要把应急救援知识的培训作为职工安全技能培训的主要内容之一，采用模拟演示、放录像、讲事故案例等多种形式对职工进行应急知识培训，特别是要加强对职工自救互救知识的培训，使职工知道各种灾害发生的预兆、避灾方法、逃生路线，尤其是佩戴自救器的方法和常识。

演练：矿需每年编制年度演练计划，规定演练的规模、方式、频次、范围、内容等，组织或协调应急演练，每半年至少要演练一次。公司应急预案的演练和实施工作由应急救援指挥部办公室总负责，各部室具体负责分管专业预案的演练工作。演练可采用全面演练的方法，也可采用桌面演练的方法，但必须保证演练质量，让所有职工知道在紧急情况下应当采取的应急措施和逃生路线、方法。

总结：内容应包括演练项目和内容；参加演练的单位、部门、人员和演练的地点；起止时间；演练过程中的环境条件；演练动用的设备、物资；演练效果；改进的建议；演练过程记录（文字、音像资料等）。

4.自救器

根据《金属非金属地下矿山紧急避险系统建设规范》的要求：入井人员需配备额定防护时间不少于 30min 的自救器。

根据规范要求，除为入井人员配备自救器外，还应按入井总人数的 10% 配备备用自救器，选择矿用隔绝式压缩氧自救器 ZYX45，共 120 台。

2.4.12.7 数字化方案

按照相关的设计规范，根据工艺专业设计内容，结合信息化在矿山的发展及应用现状，本工程在井下生产设备、井下通风、井下排水、井下安全监测监控系统等均设置仪表自动化设备进行监控。将矿山监测监控系统，通讯系统同工业电视系统、语音调度通讯系统融为一体。在地表监控中心实现对全矿安全生产过程及设备状态监测，并可对出现的问题及时推送至相关部门，为矿山安全生产、调度和决策指挥提供直观、可靠的手段。

1.地表监控中心

总调度室设在生活办公区，建筑面积约 80m²，内设操作台，监控主机、视频存储服务器、视频工作站等等，负责井下采矿、选矿工艺的监控。机柜室设置有不间断电源，能在停电的情况下，仍可工作 2 小时以上。监控中心设备与电气等电位接地系统连接，接地电阻不大于 4Ω，确保满足设备工作接地、屏蔽接地和保护接地要求。

2.控制系统划分

矿区采矿生产控制系统划分为：供电监控系统、通风监控系统、排水系统、压气系统等。

3.系统构成

控制系统主干网络采用标准的以太环网结构，由基础自动化和过程自动化构成二级控制系统网络。基础自动化级控制网络属于底层控制网，硬件配置上分为控制层和监控管理层两部分，控制层完成数据采集、智能设备接入和过程控制等工作，监控管理层完

成人机界面、协调控制等工作。采集和处理的数据通过网络进行通信，由操作站（OS）对全厂生产系统的控制设备及工艺流程进行集中控制、操作和监视。网络通信协议采用标准工业以太网（ETHERNET）。通信方式采用服务器/客户端（SERVER/CLIENT）结构。

基础自动化构建独立的控制环网（局域网），包括硬件、软件和线路。预留通讯接口统一采用单模光纤接口和以太网协议。

为实现高效管理并为将来发展预留，将基础自动化级网络规划分层配置，将网络规划为四层：控制网、视频监控网、安保/人员定位网和管理网。控制网用于基础自动化系统连接 PLC、SCADA 和智能设备等。安保网和管理网预留光纤路由，以便未来厂区内上级设备和系统接入。环网网络采用单模光纤（光缆）和万兆交换机组建万兆数据基础网络，为数据访问和未来发展建立网络基础。

过程自动化控制网络属于二级控制网，采用星型网络连接，通过服务器与底层智能设备进行连接。过程自动化由服务器（L2SERVER）、数据服务器（DATASERVER）及相应的客户端等设备组成。服务器选择具有硬件冗余功能的硬件容错级服务器，配置工业级交换机。

控制网络配置专用的网络监控软件，能对网络通信和端口情况进行有效的管理和实时监控，并能生成实时拓扑，能对网络设备的丢失、通信线路的故障和网络拥堵进行报警，能实时监控网络带宽占用情况和接入设备的详细信息，生成的故障和信息能够接入上位机监控系统，并进行归档和报警显示。根据不同的网络用途，能对网络进行远程管理，如 VLAN 规划、端口屏蔽、流量限定等，以便于网络管理。

4.控制室设置

在矿区工业场地办公楼内设矿区中控室。在厂区工业场地办公楼设厂区中控室，中控室主要对采选主工艺流程的设备和数据进行监测及控制，并在中控室内设操作台及操作站（OS）、电视墙（含视频控制设备）、消防控制台、A3 网络激光打印机、监控云台等设备，中控室装潢的设计满足美观、明亮、舒适的要求，并设置参观通道。

依据操作一律机器人化的工厂建设原则，生产现场不设置岗位操作人员，通过自动采集、视频监控的方法实现主控室的生产过程全掌握和全厂无死角的监控目标，使操作

室集中率达到 100%。

5.运维中心设置

在中控室内设置运维中心，主要负责对整个控制系统进行日常的网络、硬件、生产数据和管理数据、功能方面的维护。

运维中心从功能上分 3 部分。第一部分是服务器和操作系统、交换机系统、通信系统的主机柜，机柜均采用专用机柜，统一规格和涂装；第二部分是工程师操作站。内设 2 套工程师操作站、A3 激光打印机等设备；第三部分是过程控制操作站。过程控制操作站主要对整个采选等工序的过程生产数据进行管理。内设 2 套 L2 操作站和 A3 网络激光打印机等设备。

运维中心内采用独立的空调系统，并采用玻璃隔断、吸音材料等降噪措施以满足设备工作需要，并给操作维护人员一个舒适、明亮的工作环境。

2.4.13 压风及供水系统

2.4.13.1 压风系统及设备

设计在地面空压机站，向井下供应压缩气体。根据矿山用气设备的最大耗气量 $48.47\text{m}^3/\text{min}$ ，设计选用 4 台 UD110—8 型螺杆式空压机工作（排气量： $20\text{m}^3/\text{min}$ ；排气压力： 0.8MPa ；电机功率： 110kW ），3 用 1 备。

站内安装 4 台 UD110—8 型螺杆式空压机（外形尺寸： $3050\times 1850\times 2120\text{mm}$ ）。

各配一套 C—4.0 储气罐。（内径 1500mm ，质量 811kg ）；为保证供气质量，设计在西斜井井口附近加装一台 C—4.0 储气罐。压气站内设一台起重梁。

空压机房应设废油水分离装置，以防止污染环境和回收利用废油。机房高度应便于设备的拆卸、起吊和通风采光等的要求；

压气管内径 $d=20=139\text{mm}$ ；

经计算，压气主管可利用矿山已有的 $\Phi 159\times 6$ 无缝钢管，分别沿东、西斜井及盲斜井敷设至中段马头门，中段巷道采用 $\Phi 108\times 4$ 的无缝钢管。然后沿中段运输巷道中敷设至工作面，改为内径 $\Phi 25\text{mm}$ 输气胶管送至各工作面用气设备。

2.4.13.2 供水系统及设备

1.水源

矿区的生活用水来源为距离矿区 10.0km 处的尾亚供水站，供水站为管网供水，水质良好，作为矿山生产、生活的主要供水源地。

矿井内第一期正常排水量 $440.01\text{m}^3/\text{d}$ ，最大排水量 $699.04\text{m}^3/\text{d}$ ；矿井内第二期正常排水量 $1403.09\text{m}^3/\text{d}$ ，最大排水量 $2294.13\text{m}^3/\text{d}$ ，设计矿山生产用水为井下涌水经沉淀后循环使用。

2.用水量

- 1) 采矿生产用水量: $0.25 \times 250 = 62.5\text{m}^3/\text{d}$
- 2) 生活用水: $0.15 \times 136 = 20.4\text{m}^3/\text{d}$
- 3) 充填站耗水: 最高日冲洗耗水量 $Q = 60\text{m}^3/\text{d}$
- 4) 其他用水: $10\text{m}^3/\text{d}$
- 5) 道路喷雾洒水用水: $15\text{m}^3/\text{d}$

矿山总用水量: $167.9\text{m}^3/\text{d}$ ，其中饮用水标准新水 $20.4\text{m}^3/\text{d}$ ，其他 $147.5\text{m}^3/\text{d}$ 为工业用水标准。

3.生活给水系统

矿山生活用及其他用水量约 $30.4\text{m}^3/\text{d}$ ，生活区设 100m^3 生活用水水池，生活区内采用管网供水，生活水池引出 DN100 焊接钢管敷设至办公生活区。

4.坑内供水设施

矿山井下生产、消防、灰尘用水量为 $80\text{t}/\text{d}$ ，要求供水压力为 $0.3 \sim 0.5\text{MPa}$ 。

坑内供水采用 250m^3 的生产高位水池作为水源，供水主管采用 $\Phi 108 \times 4$ 的无缝钢管，沿斜井敷设至井下各中段。

2.4.14 安全管理及其他

2.4.14.1 安全管理

1.组织机构

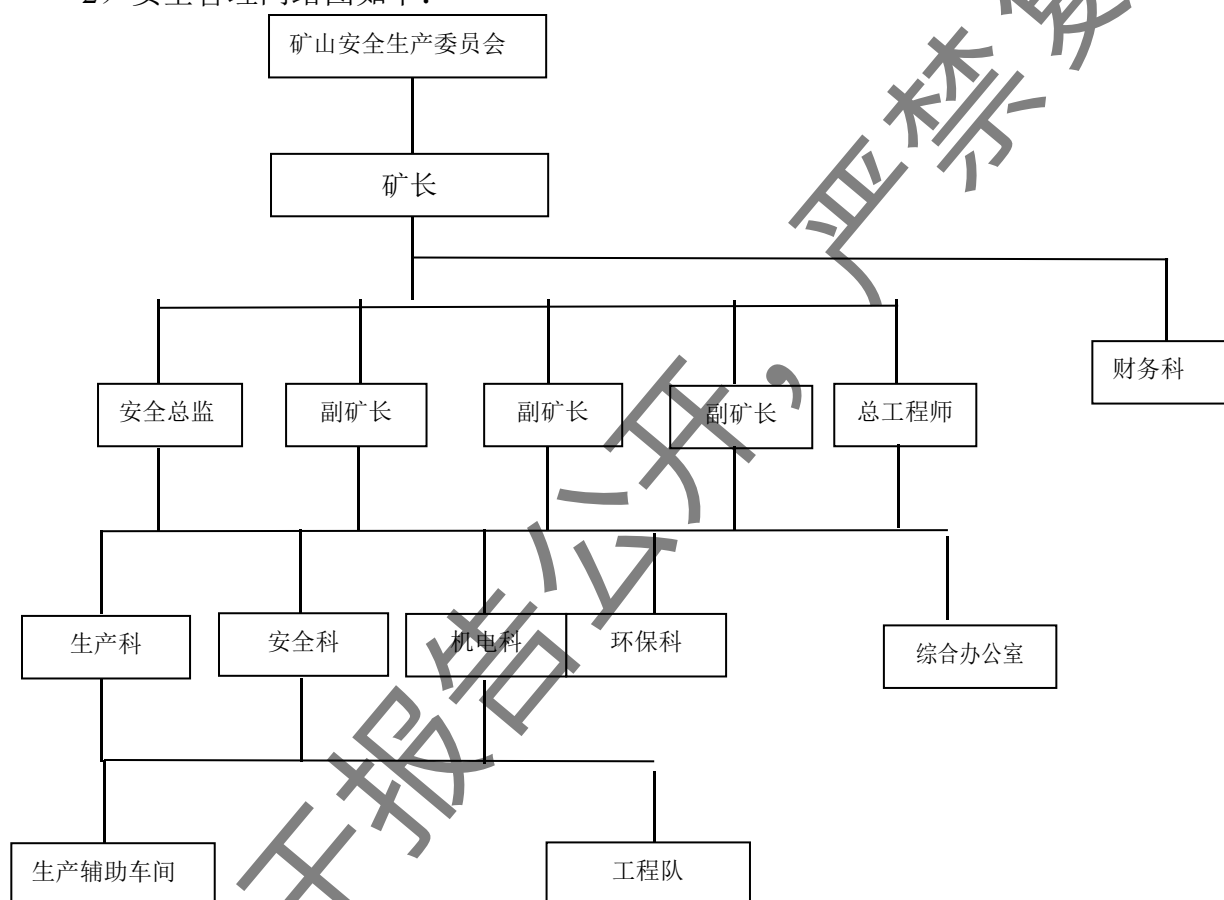
1) 安全管理机构及人员配置

该地下采矿工程设置安全生产委员会，矿长为安全生产第一责任人，对矿山安全生产负全面责任，下设安全科、机电科等，配备有 3 名副矿长，安全总监 1 名，总工程师 1 名，专职安全管理人员 4 名，5 名专职技术人员，所有安全管理人员中含至少 2 名注

册安全工程师。

各生产部门、车间均设一名副职领导主管安全生产，各生产班组由班组长直接负责本班组安全生产工作。安全科在安全工作方面主要负责制定全矿的安全生产管理制度和规定等，制定各生产环节，尤其是特种岗位的安全操作规程，负责对职工、特种作业人员的培训、教育工作。监督全矿的安全生产和工业卫生工作，并检查、督促本企业执行国家有关安全环保的方针、政策、法律、法令及上级有关规定。

2) 安全管理网络图如下：



2.劳动定员

1) 工作制度

矿山工作制度：年工作 240d，每天工作 3 班，每班 8h。

2) 劳动定员

项目设计劳动定员 137 人，其中生产人员 120 人，管理及服务人员 17 人。劳动定员编制详见《岗位劳动定员编制表》表 2-18。

表 2-18

采矿工程岗位劳动定员编制表

序号	指标名称	出勤定员				补缺勤	在册定员	备注
		一班	二班	三班	合计	人员		
一	生产及辅助生产人员							
1	采矿车间							
1.1	地质工段							
1.1.1	地质工程师		1		1		1	
1.1.2	测量工程师		2		2		2	
1.1.3	取样工		2		2		2	
	小计		5		5		5	
1.2	掘进工段							
1.2.1	凿岩工	2	2		4	1	5	
1.2.2	支护工	2			2		2	
	小计	4	2	0	6	1	7	
1.3	回采工段							
1.3.1	浅孔凿岩工	4	4		8	1	9	
1.3.2	出矿铲运机司机	1	1	1	3	1	4	
1.3.3	破碎台车司机	0	1		1		1	
1.3.4	ZWY-60 耙渣机司机	3	3	3	9	1	10	
1.3.5	采矿工程师	1			1		1	
1.3.6	安全工程师	1			1		1	可兼通风工程师
	小计	10	9	4	23	3	26	
1.4	提升运输工段							
1.4.1	电机车司机	3	3	3	9	1	10	
1.4.2	绞车司机	6	6	6	18	2	20	
1.4.3	摘挂钩工	4	4	4	12	2	14	
1.4.4	机电工程师	1			1		1	
	小计	14	13	13	40	5	45	
1.5	供气工段							
1.5.1	空压机房压气工	1			1		1	
	小计	1	0	0	1		1	
1.6	通风工段							
1.6.1	通风工	1	1	1	3	1	4	
	小计	1	1	1	3	1	4	
1.7	排水工段							
1.7.1	水泵工	2			2		2	无人值守
	小计	2	0	0	2	0	2	
1.8	供电工段							

1.8.1	高压电工	2			2		2	
1.8.2	低压电工	2	2	2	6	1	7	
	小计	4	2	2	8	1	9	
1.9	充填工段							
1.9.1	充填工		2		2		2	
1.9.2	地表充填站		2		2		2	
1.9.3	工段长		1		1		1	
	小计		5	0	5	0	5	
1.1	机修及辅助工段							
1.10.2	炸药库工	2	2	2	6		6	
1.10.3	机修人员		3		3		3	
1.10.4	仓库管理员		1		1		1	
1.10.5	井口安检人员	2	2	2	6	0	6	
	小计	4	8	4	16		16	
二	管理人员							
2.1	主要负责人（矿长）	1			1		1	
2.2	副矿长	3			3		3	
2.3	总工程师		1		1		1	
2.4	安全总监		1		1		1	注安
2.5	安全管理人员	1	1	1	3	1	4	注安 2 人
2.6	财务		2		2		2	
	小计	4	5	2	11	1	12	
三	服务人员							
3.1	小车司机		2		2		2	
3.2	后勤服务		3		3		3	
	小计		5		5		5	
五	合计	43	55	26	124	12	137	

3.安全管理制度

1) 建立健全各项安全管理制度

如：安全生产方针管理制度、安全生产目标管理制度、安全生产法律法规与其他要求的需求与获取制度等。

2) 建立健全全员安全责任制

如：公司领导及安全生产委员会责任制、矿山安全生产委员会安全生产责任制、财务人员安全生产责任制、后勤及其他人员安全生产责任制、生产作业人员安全生产责任制等。

3) 建立和健全各工种技术操作、作业规程

按矿山运输方式、采矿工艺、工种配备需建立各工种的操作、作业规程，并认真贯彻执行。

4. 矿山安全教育培训

矿山对新录用的地下矿山作业人员，应进行不少于 72 学时安全教育和培训，考核合格并在有经验的职工带领下实习满 4 个月后方可独立上岗作业；所有生产作业人员，每年接受教育培训的时间不少于 20 学时。矿山主要负责人、安全管理人员和特种作业人员必须经相关机构培训合格、取得相应资格证后方可上岗工作，主要负责人、安全管理人员每年再培训时间不得少于 16 学时；建立包括外包施工单位从业人员在内的安全培训档案实行“一人一档”。

在公司设立安全教育室（隶属于公司安全科），由一名专职人员和若干名人事部门与安全科的兼职人员组成。培训方式多样灵活，如：请专家来矿讲课，职工到其它企业进行岗位培训，脱产参加专门培训班学习；业余学习等。

5. 安全设备设施安全检测检验及矿用产品安全标志（KA）

1) 在用设备设施安全检测检验目录

依据《金属非金属矿山在用设备设施安全检测检验目录》对在用设备设施进行定期检测。

2) 非煤地下矿山矿用产品目录

依据《国家矿山安全监察局关于印发执行安全标志管理的矿用产品目录的通知》（矿安〔2022〕123 号），结合本矿所设计选用设备，矿山需采用矿用安全标志设备。

6. 矿山救护

1) 矿山救护队人员及设备配置

矿山拟成立兼职救护队，兼职救护队设 2 个救护小队，每个小队为 9 人。

应急救援人员主要由矿山生产一线班组长、业务骨干、工程技术人员和管理人员等兼职担任；设正、副队长和装备仪器管理人员，确保救援装备处于完好和备用状态；队伍直属矿长领导，业务上接受技术负责人和专职矿山救援队的指导。

2) 矿山救护

矿山与就近救护队签订救护协议，矿山设置医务室，矿山配备完备的救护设施、器

材和药物，有兼职的医疗急救队伍，能治疗常见疾病及担任抢险救护任务，满足矿山救护需要。

矿山应制定完善的矿山救护制度，编制事故应急救援预案并定期演练，每年对职工进行自救互救训练，以达到出现险情时，救护及时到位。

矿山企业发生伤亡或其他重大事故时，法人或其代理人必须立即到现场指挥组织抢救，采取有效措施，防止事故扩大。对伤亡事故，必须按规定如实上报劳动行政主管部门和管理矿山企业的主管部门。

7.投资估算

1) 建设投资

本次设计基建建设投资 20374.88 万元，其中井巷工程 4952.81 万元，土建工程 4798.09 万元，设备购置 4807.65 万元，安装工程 1231.03 万元，工程建设其他费 2448.59 万元，预备费 2136.70 万元；

生产年的第七、八年投入二期建设投资 4463.73 万元，其中井巷工程 3419.34 万元，设备购置 52.71 万元，安装工程 109.11 万元，工程建设其他费 288.32 万元，预备费 478.26 万元；

总建设投资 24838.61 万元。

2) 流动资金

项目流动资金采用分项详细概算法概算，正常年份第 1 年需要流动资金为 670.72 万元，第 9 年增加流动资金 5.18 万元。

3) 资金筹措方式

项目所需建设投资及流动资金全部由企业自筹，为自有资金。

4) 本工程项目总投资

项目总投资包括投资建设和流动资金；项目总投资为 25514.51 万元。

5) 专用安全设施投资

根据《金属非金属矿山建设项目安全设施目录（试行）》（安监总局令〔2015〕75 号）的规定，设计本工程专用安全设施投资见表 2-20。

表 2-19 专用安全设施投资表

序号	名称	主要安全设施描述	投资 (万元)	说明
1	安全出口	各井口安全设施, 提升系统保护设施, 提升机房安全设施, 防护栏, 栅栏门等。	30	
2	斜井提升	斜井井筒内躲避硐室及防跑车装置等。	30	
3	运输系统	人行道侧水沟的水泥盖板、扶手等。	8	
4	采场	通往采空区的密闭, 警示牌、警示旗、报警器、警戒带等, 通风行人天井梯子间、安全护栏、警示标志。	5	
5	供、配电设施	供井下负荷变压器采用隔离变压器, 中性点禁止直接接地; 地表入井下供电电缆线路采用氧化锌避雷器进行防雷, 下井电缆选用矿用阻燃铠装电缆; 低压供电线路安装漏电保护器、过流保护继电器, 井下带电设备均采用保护接地, 且各电气设备间采用镀锌扁钢, 钢轨等进行等电位联接。	50	
6	通风	回风井, 局部通风机, 风井口栅栏门及防护网, 风门、调节风门, 阻燃风筒, 回风井内设梯子。	40	
7	排水系统	防水门、防火栅栏门、电缆沟盖板、配电硐室防护栏。	30	
8	安全避险“六大系统”	监测监控系统、人员定位系统、紧急避险系统、压风自救系统、供水施救系统和通讯联络系统专用设施建设。	50	
9	消防系统	灭火器等。	2	
10	地表塌陷或移动范围保护措施	围栏及警示牌、监测设备等。	10	
11	矿山应急救援设备及器材	救援设备及救援车辆等。	30	
12	个人安全防护用品	安全帽、防尘口罩、工作服、绝缘防护靴等。	12	
13	矿山、交通、电气安全标志	要害岗位、重要设施、危险区域及需指引位置的区域设置。	8	
14	地表防排水	截(排)水沟等。	5	
15	其他设施		10	
16	总计		320	

经计算, 本工程各类专用安全设施投资合计为 320 万元。

6) 主要技术经济指标

表 2-20 主要技术经济指标表

序号	项 目	单位	数值	备注
1	评审通过保有资源储量	万 t	67.50	控制+推断
2	设计利用资源量	万 t	65.9	控制+推断
3	矿山生产规模	万 t/a	6.00	

序号	项 目	单位	数值	备注
4	服务年限	a	11.23	
5	基建期	一期	a	2.5
		二期	a	2.0
6	劳动定员	采矿	人	137
		选矿尾矿	人	69
7	总投资	一期	万元	25514.51
		二期	万元	
7.1	建设投资	一期	万元	20374.88
		二期	万元	4463.73
7.2	流动资金	一期	万元	670.72
		二期	万元	5.18
8	制造成本	一期采矿	元/t	500.86
		二期采矿	元/t	681.04
	选尾	元/t	241.16	
9	销售收入、税金与利润			
9.1	年销售收入	万元/a	11236.86	正常生产年份
9.2	上缴增值税			
9.3	增值税附加	万元/a		
9.4	其他税费	万元/a	561.84	
9.5	利润总额	万元/a	3983.50	
9.6	所得税	万元/a	1030.09	
9.7	净利润	万元/a	2953.41	
10	综合经济效益指标			
10.1	投资净利润率	%	14.03	生产年份平均
10.2	总投资收益率	%	18.93	
10.3	财务内部收益率	%	15.87	所得税后
10.4	财务净现值	万元	6684.61	所得税后
10.5	投资回收期（含建设期）	年	7.16	所得税后
11	累计盈余资金	万元	57092.83	
12	盈亏平衡点	%	57.58	

2.4.14.2.其他

1.供暖设备

矿山每年 12 月中旬开始下雪，次年 3 月初为雪融期。设计矿山年工作制度 240d，每天 3 班，每班 8h，矿山工作时间为每年 4 月至 11 月，矿山井下不设供暖设施。

生活区主要为浴室和开水房供热，设计生活区设置 2 台 0.35MW-5.6MW 型常压热水锅炉为浴室和生活用热水供热。

2.机修设备

矿山建设规模 6.0 万 t/年，采矿设备及运输设备较少。为维持矿山的正常生产，需

对矿山的生产设备及辅助设备、运输设备进行维护、修理，以满足矿山生产的需要。

矿山设备均为标准化产品，机械加工件很少。在矿区工业场地建机汽修间，承担矿山生产设备的简单维修和小修，矿山机械设备的大中修委托专业检修机构或协作单位承担。

修理车间负责矿山生产设备及辅助生产设备的检修任务，主要更换设备易损零、配件，修复少量机械零件、配件。设备修理所需的零、配件外购或委托加工。

机修设施由铆焊间、锻钎、汽车修理、砂轮机、交直流焊机等组成。

表 2-21 采矿、矿机设备机械修理间设备配置表

序号	名称	型号	数量	功率(kw)
1	立式钻床	Z5140	1	3.0
2	普通车床	C620-1	1	7.5
3	手提式三相电钻	J3Z-19	2	0.4
4	电焊机	BX6-140-2	1	8.3/6.5
5	砂轮机	M3035	2	1.75
6	台式钻床	Z515	1	0.6
7	手动单梁起重机	LD	1	行走小车: 3; 电动葫芦: 7.5
8	锻钎机	GK-50	1	7.5
9	离心式风机	4-62-II	2	2

3.供油

设计本矿不设集中储油装置，矿山设备用油主要为柴油，设计由附近加油站不定期向矿山配送。设计本矿区范围内地表及井下均不设柴油、汽油储存设施，矿山生产用油当日采用 5 个 180L 油桶现场供给，为设备加完油后空油桶撤离矿区；机油、润滑油等副油储存在储油室内，副油储油室设置在斜井井口附近，建筑结构为砖混结构，储油室内设消防沙池、消防桶、消防铲及灭火器。

各种机械设备用的润滑油等副油，设桶装油库房 2 间，单间建筑面积 3m×5m，两间总建筑面积 30m²。

副油储油室悬挂消防警示牌，配备 6 个 5kg 干粉灭火器和 1 个 35kg 手推式干粉灭火器，同时配备铁锹，沙池等消防设施。

设计在机修房西北侧直线距离约 50m 处设置加油点，矿山用油车辆集中在此点进行加油，加油车加注点划明显位置标识，设置禁火标志和相应灭火器材；加油车上路行驶，要保持安全车速，注意避让其他车辆，选择行车路线，避开有明火作业的施工地点，

远离高压线、变压器等容易产生火花的电器设备；加油车加油完毕，要检查各部阀门、接口，避免跑、冒、滴、漏。要锁好加油机，做好安全防范工作；加油车周围 10m 距离内严禁烟火；加油点设置灭火器、消防砂池、消防桶、消防铲。

仅用于报告公开，
严禁复制

3. 定性定量评价

本次预评价根据地下矿山开采过程中特有的系统特点，并结合矿山具体情况对矿山基建和开采过程中所涉及到的危险、有害因素进行辨识；分析可能发生的事故类型，预测事故后果严重等级；采用定性定量的方法分析评价其安全性及其发生事故后的后果。评价项目建设方案与相关安全生产法律法规、技术规范及可行性研究的符合性。

评价单元划分为：总平面布置、开拓、提升和运输、采掘、通风、供配电设施、防排水与防灭火、排土场、安全避险“六大系统”、安全管理和重大危险源辨识等。

鉴于矿山开采是一个复杂的系统，存在各种危险、有害因素，其评价方法也是多种多样的，评价方法具有普遍实用性，关键在于是否找到适合矿山的方法，根据本矿山评价对象的特点，经过反复对比，我们在本次安全预评价中拟采用预先危险性分析法、作业条件危险性评价法。

3.1 总平面布置单元

3.1.1 主要危险、有害因素辨识与分析

1. 矿区总平面布置不当可能存在的危险、有害因素

- 1) 工业场地、生活区等其它辅助设施设计位于滑坡体下方，受洪水、山体滑坡危害。
- 2) 工业场地、生活区等其它辅助设施位置设计不当，可能受地下开采岩层移动的影响。
- 3) 炸药库、加油点与生活区、生产区距离过近，一旦发生爆炸、火灾等事故，将对人员和设施造成巨大危害。
- 4) 矿井井口的标高低于当地历史最高洪水位，造成淹井事故。
- 5) 生活区与周边的工业设施、生产生活场所距离过近，受到其生产活动的影响，如噪声、粉尘污染等；同时，矿山事故也可能殃及周边设施。
- 6) 建筑物只设置有一个安全通道，出口因火灾、塌陷等事故导致其不能使用，则发生火灾时人员不能安全撤出。
- 7) 建筑物未按照有关设计规范设置防雷、防火、抗震设施，可能造成雷击、火灾、

地震时倒塌等事故。

2. 可行性研究报告

矿区总图布置包括：采矿工业场地、爆破器材库、生活区等。

1. 采矿工业场地

所有工业场地均位于矿区地表移动范围之外。整个矿区场地依地形而建，位于地势平坦位置。

1) 空压机房、机修间、材料库房布置

设计东西提升斜井口各布置 1 套工业场地，东斜井口工业场地以提升斜井口为基点，布置提升机房、空压机房、机修间、材料库房，采矿工业场地位于东斜井口南侧约 10~60m 处，建筑结构为阻燃彩钢结构。

副油储油室设置在斜井井口附近，建筑结构为砖混结构，储油室内设消防沙池、消防桶、消防铲及灭火器。

在机修房西北侧直线距离约 50m 处设置加油点，矿山用油车辆集中在此点进行加油，加油车加注点划明显位置标识，设置禁火标志和相应灭火器材。

西斜井口工业场地以提升斜井口为基点，布置一套相同的工业场地。

2) 充填站

充填站布置在中部回风斜井南侧约 160m 处，建筑结构为钢构结构。

3) 生活办公区

矿部：矿部位于充填站西侧，场地标高 1146m，设置有办公室、职工宿舍、食堂、洗浴房、卫生间，材料库房等，建筑材料为阻燃彩钢结构。

职工生活区：设计东西斜井口各布置一套职工宿舍，设置有职工宿舍、食堂、洗浴房、卫生间，材料库房等，建筑材料为阻燃彩钢结构。

4) 爆破器材库

矿山拟建炸药库位于矿区北部距离西斜井口约 750m，位于矿部北侧直线距离约 520m，位于尾矿库西南约 540m，建筑结构为砖混结构，爆破器材库安全设施以专项设计为准，本次设计只建议建设地点。

5) 尾矿库

尾矿库位于矿区北侧沟谷地段，尾矿库位于东斜井西北侧约 900m，位于中部回风井口约 750m，位于爆破器材库北侧约 540m。

3.安全可靠性分析

1) 工业场地、生活区等建构筑物均布置在地表岩体移动范围之外，受地下开采影响小，场地布局安全可靠。

2) 办公生活区位于主导风向上风侧，远离粉尘、噪声及污风影响区域，作业环境安全可靠。

3) 爆破器材库、尾矿库等危险设施与生产区、生活区保持足够安全距离，平面隔离防护可靠。

4) 可研已给出新建东、西斜井、回风井井口及各工业场地设计标高，但未开展矿区历史最高洪水位调查工作，未提供历史最高洪水位或设计重现期山洪水位成果，缺少历史最高洪水位与井口、工业场地标高的对比分析及安全超高复核内容。仅提出设置截排水沟工程措施，不能替代洪水位与场地标高的符合性论证。

5) 可研仅明确备用柴油电站设置在东、西斜井口工业场地范围内，未明确柴油电站建筑物（机房）与斜井井口之间的平面距离，未核算、明确二者之间的防火安全间距；也未明确柴油电站储油设施与斜井井口、井下安全出口的安全防护距离。

6) 泛亚（新疆）地质勘探有限责任公司 2026 年 3 月编写了《<新疆哈密市伊州区白干湖金矿水文地质工程地质勘探报告》，其结论为：本次矿区水文地质工程地质勘查程度达到勘探程度。确定矿区水文地质类型为裂隙水充水的水文地质条件中等的矿床，即第二类第二型。矿区工程地质勘探类型属层状岩类中等型，矿区地质环境质量中等。

3.1.2 预先危险性分析及符合性评价

总平面布置存在主要的危险、有害因素为地面塌陷、火灾、噪声、粉尘、防排水、有毒有害气体、洪水泥石流以及安全通道设施不全等，针对以上危险、有害因素评价选用的主要评价方法为预先危险性评价法。

表 3-1

总平面布置单元

序号	单元	主要危险、有害因素	触发条件	危险等级	《可行性研究报告》是否采取措施	符合性评价
1	工业场地及建(构)筑物	工业场地及建(构)筑物布局不合理	布局、设计不合理,位于地下开采地表岩石移动范围内。	II	建构筑物均在地下开采地表岩石移动范围外。生活区位于主导风向上风侧。	符合
2		建(构)筑物本身有缺陷	建(构)筑物地基处理不当;材料质量、施工质量低劣。	II	建筑材料、结构为彩钢或砖混结构。	符合
3		工业场地及建(构)筑物受外部不良条件威胁	工业场地及建(构)筑物受洪水、泥石流、周围环境等威胁;周边设施长期漏水渗入地基;建(构)筑物载荷与持力层承载力不相符等。	II	工业场地采取挖方及填方处理,矿部位于选矿厂西侧,场地标高 1146m,不受洪水、泥石流、周围环境等威胁。	符合
4		工业场地建(构)筑物雷击危害	建(构)筑物未安装避雷装置或避雷装置失效。	I	分别按不同的要求设置避雷针及避雷带。	符合
5	排土场	影响生产;泥石流、滑坡	未设防洪沟;排土场滑塌、水毁。	II	本项目不设置永久外部排土场。	符合
6	储油/副油设施	火灾、爆炸、中毒	副油库距井口<50m;防火间距不足;无消防距离	II	可研副油储油室仅配备消防器材,未明确与进风井口、建构筑物之间的防火间距,未按规定进行消防距离校核。	不符合
7	储气罐	爆炸	缺压力表等辅助设施。	II	设备安全设施齐全。	符合
8	建筑安全距离	粉尘、火灾、爆炸	总平面布置不合理;爆破器材爆炸影响范围内有建筑。	II	爆破器材库、尾矿库等危险设施与生产区、生活区保持足够安全距离。	符合
9	地震	地震	矿区地震动峰值加速度为 0.1g,地震基本烈度为VII度。	I	设计中建筑物抗震按 VII度设防。	符合

通过本节的预先危险性分析,我们共找出该矿《可行性研究报告》总平面布置中,危险等级为IV级(灾难性的)的危险、有害因素有 0 类;危险等级为III级(危险的)的危险、有害因素有 0 类;危险等级为II级(临界的)的危险、有害因素有 7 类;危险等级为I级(基本安全的)的危险、有害因素有 2 类。

依照分析评价结果,本评价认为《可行性研究报告》中对总平面布置中的绝大部分

危险、有害因素均采取了安全技术对策措施，安全性较好。但还存在以下问题：

可研副油储油室仅配备消防器材，未明确与进风井口、建构筑物之间的防火间距，未按规定进行消防距离校核。

3.1.3 安全分析及符合性评价

表 3-2

符合性评价安全检查

序号	检查项目及检查内容	依据标准、规范	可行性研究设计情况	检查结果
1	矿山企业的办公区、生活区、工业场地、地面建筑等，不应设在危崖、塌陷区、崩落区，不应设在受尘毒、污风影响区域内，不应受洪水、泥石流、爆破威胁。	GB16423-2020 4.6.1	矿山企业的办公区、生活区、工业场地、地面建筑等，未设在危崖、塌陷区、崩落区，未受到洪水、泥石流、爆破威胁。	符合
2	地下开采时，应圈定岩体移动范围或岩体移动监测范围；地表主要建构筑物、主要井筒应布置在地表岩体移动范围之外，或者留保安矿柱消除其影响。	GB16423-2020 6.3.1.2	地表主要建构筑物、主要井筒布置在地表岩体移动范围之外。	符合
3	地表主要建构筑物、主要开拓工程入口应布置在不受地表滑坡、滚石、泥石流、雪崩等危险因素影响的的安全地带，无法避开时，应采取可靠的安全措施。	GB16423-2020 6.3.1.3	地表主要建构筑物等主要开拓工程入口布置在不受地表滑坡、滚石、地表汇水等危险因素影响的的安全地带。	符合
4	工业企业和居住区之间必须设置足够宽度的卫生防护距离，按 GB11654～GB11666、GB18053～GB18083 及其它相关国家标准执行。	GBZ1-2010 4.1.7	爆破器材库、尾矿库等危险设施与生产区、生活区保持足够安全距离。	符合
5	储油罐、储油桶距工业、民用设施安全距离应符合防火、防爆与消防要求。矿山储油罐与相邻建筑物最小距离：1-50t 甲、乙类液体（汽、柴油）对不同耐火等级建筑物最小距离≥12、15、20m。	《消防法》第 17 条 GB50016-2014 (2018 版) 4.4.2	设计由附近加油站不定期向矿山配送。	符合
6	排土场不应受洪水威胁或者由于上游汇水造成滑坡、塌方、泥石流等灾害。	GB16423-2020 5.5.1.1	本项目不设置永久外部排土场。	符合

序号	检查项目及检查内容	依据标准、规范	可行性研究设计情况	检查结果
7	副油储存室、加油点与进风井口距离 ≥50m；与建筑物防火间距符合规范。	GB16423-2020 6.9.1.9；GB50016	可研副油储油室仅配备消防器材，未明确与进风井口、建构筑物之间的防火间距，未按规定进行消防距离校核。	不符合

通过查阅《可行性研究报告》，对照安全检查表检查结果情况，并依据判定标准可以得出：矿山总平面布置评价单元项共计检查 7 项，其中符合要求的项目为 6 项，占总检查项目的 85.71%，而不符合要求的项目为 1 项，占总检查项目的 14.29%。说明该总平面布置与安全生产标准、规范要求的符合性较好。但还存在以下问题：

可研副油储油室仅配备消防器材，未明确与进风井口、建构筑物之间的防火间距，未按规定进行消防距离校核。

3.2 开拓单元

3.2.1 主要危险、有害因素辨识与分析

1. 矿山开拓系统设计可能存在以下危险、有害因素：

- 1) 安全出口未按要求设置，发生危急情况，人员无法到达地面。
- 2) 巷道断面安全间隙不够，导致井下作业人员受到碰撞、挤压等伤害事故。
- 3) 支护方法、参数不当，造成支护失效，不能控制顶板片落或冒顶。
- 4) 未充分考虑围岩的地质条件和力学性质，可能导致开拓巷道周围的围岩发生变形、破裂甚至坍塌。这不仅会破坏巷道结构，还可能引发更大的地质灾害，如地表塌陷等。
- 5) 对运输巷道的坡度、宽度、转弯半径等参数不合理，可能导致运输车辆行驶困难、制动失效或脱轨等事故。
- 6) 调车场、人员乘车场、井底车场矿车摘挂钩处两侧未按规定设置人行道，作业人员摘挂钩、调车作业时，无安全避让空间，机车、矿车运行过程中易发生机械致害、挤压撞击伤害，人员躲避不及易被车辆碰刮、挤压，造成人员伤亡事故。
- 7) 未充分考虑矿山的水文地质条件，如未避开含水层、未设置有效的防水措施等，可能导致矿坑突水。大量地下水涌入矿坑，会使井下作业环境恶化，淹没巷道和采场，

威胁作业人员的生命安全，并可能对矿山的设备和设施造成严重损坏。

8)可研报告中段运输巷道设计净断面 $3.0\text{m}\times 3.0\text{m}$ ，井下拟采用 1.0m^3 柴油铲运机、HT65 撬毛台车、JKA-90L 锚杆台车等大型井下作业设备。可行性研究报告巷道断面设计论述中，未结合铲运机、撬毛台车、锚杆台车等大型设备外形尺寸、转弯半径、安全间隙开展断面校核验算。若巷道净宽、净高、弯道加宽、错车道参数不匹配大型设备技术参数，将出现设备通行受限、会车困难，引发设备刮蹭巷道、人员挤压、设备卡堵，造成设备损坏、人员伤害事故。

2. 可行性研究报告

1) 开拓方式

设计各矿群采用一个系统开拓，整体设计分两期建设，930m 标高以上为第一期工程，930m 标高以下为第二期工程，第一期、二期工程均采用斜井开拓方案。

2) 安全出口

(1) 一期工程安全出口

提升斜井：西斜井、东斜井（兼进风井、提升井、人行、安全出口）

回风井：东回风竖井、西回风竖井、中部回风斜井（均设梯子间、照明，兼安全出口）

(2) 二期工程安全出口

盲斜井：新增盲斜井（兼提升、进风、人行、安全出口）

倒段回风井：东、西端部各 1 条倒段回风竖井（兼回风、安全出口）。

3) 支护

(1) 按围岩等级通用支护

I级围岩：裸巷，不支护。

II级围岩：C25 混凝土喷浆 50mm。

III级围岩：锚网+C25 混凝土喷浆 70mm。

III级以下：锚网+C25 喷浆 100mm 或 C25 钢筋混凝土浇筑 200mm。

(2) 关键部位专项支护

斜井井口 15m：C25 钢筋混凝土浇筑（长度依岩性调整），井口抬高 1.0m。

回风井井口 20m+马头门：C25 混凝土 300mm，其余：C20 喷锚网 100mm。

溜井溜矿段：不支护，贮矿段：C25 钢筋混凝土 500mm。

破碎段：锚网喷 100mm+浇筑 300mm+锰钢板加固。

水泵房/配电硐室：锚喷支护，强度 C25，厚度 100mm。

(3) 中段巷道统一支护

运输巷道、错车道：按围岩等级执行喷浆 / 锚网喷 / 浇筑。

3.安全可靠性分析：

- 1) 采用斜井开拓，适应急倾斜薄矿体、埋藏浅、地形起伏条件，基建工程量小、工期短、投资低、施工难度小。
- 2) 所有工业场地、井口均布置在地表岩体移动范围之外，移动角按规范取值，无地表塌陷威胁建筑物风险。
- 3) 两期统一系统、分区通风、集中排水，系统简洁、相互独立又可联动，运行调度可靠。
- 4) 井筒断面、支护按围岩等级设计：裸巷 / 喷浆 / 锚网喷 / 混凝土浇筑分级支护，满足强度与稳定要求。
- 5) 每个中段至少 2 个独立安全出口直达地表或通地表井巷，满足《金属非金属矿山安全规程》要求。
- 6) 东/西回风竖井、中部回风斜井兼作安全出口，设梯子间、照明，灾变时可安全疏散。

3.2.2 预先危险性分析及符合性评价

开拓系统存在主要的危险、有害因素为安全出口设施不全、冒顶片帮、高处坠落、窒息、机械致害、透水等，针对以上危险、有害因素评价选用的主要评价方法为预先危险性评价方法。

表 3-3

开拓系统

序号	单元	主要危险、有害因素	触发条件	危险等级	《可行性研究报告》是否采取措施	符合性评价
----	----	-----------	------	------	-----------------	-------

1	地质条件	冒顶片帮、透水	地质条件不良、设计失误、对地质条件分析研究不够。	II	矿区内岩石均属完整、稳定性好的岩体，工程地质条件较好；可研报告中已针对性提出井巷围岩分级支护、超前探查、防水隔水处理等安全技术措施。	符合
2	开拓系统布置	开拓系统布置不合理，造成系统瘫痪，发生冒顶片帮、透水事故	设计失误、对岩体工程地质条件了解不深，工业设施位于地表岩石移动范围内。	II	已将工业设施、开拓井筒、斜井、回风井等全部布置在地表岩体移动范围之外；统筹考虑矿体分布、开采顺序与工程地质条件，采用斜井开拓、分区通风、分期建设方案，确保开拓系统稳定可靠。	符合
3	安全出口	事故时人员无法撤离逃生	设计失误，安全出口数量不足或不畅通。	II	矿井、各生产中段及采场均设置不少于 2 个相互独立、直达地表的安全出口。	符合
4	开拓系统稳定性	造成项目开拓工程的不稳定	开拓系统设计时未能充分考虑采矿工程投入生产后的位移动范围。	III	统筹规划开采顺序与时空布局，采取留设保安矿柱、充填采矿等措施，保障开拓系统长期稳定安全。	符合
5	平巷、天井掘进	冒顶片帮、高处坠落、透水、窒息	围岩条件不好，安全措施不到位、通风时间不够。	II	平巷、天井掘进按围岩分级采用喷浆、锚网喷、混凝土浇筑等差异化支护；掘进工作面配备局部通风机、阻燃风筒保证通风，爆破后强制通风 30 分钟以上；执行敲帮问顶、超前探水、防排水、防坠等安全措施，满足掘进安全要求。	符合
6	开拓系统	设备剐蹭巷道、卡堵、人员挤压伤害	巷道断面、弯道、错车道未结合铲运机、撬毛台车、锚杆台车等大型井下设备外形参数进行校核验算，设备通行、会车安全间隙不足。	II	可研巷道断面未结合井下大型设备技术参数开展通行条件校核验算。	不符合
7	井巷断面	设备、人员与管线相互干扰	设计失误，断面不够。	II	井巷断面按开拓、运输、通风、行人及安全间隙要求统一设计，斜井、中段平巷、回风井、躲避硐室等均采用规范断面尺寸，满足设备通行、人员行走、管线敷设及通风需求， 但未明确人行道宽度、安全间隙参数，不符合规范要求。	不符合
8	设备设施安装	机械致害、触电、物体打击、高处坠落	设计缺少相应的安全措施。	II	供电系统均有接地保护；井下用电设备外壳均有接地保护。	符合

通过本节的预先危险性分析，共找出该矿《可行性研究报告》开拓运输系统单元中，危险等级为IV级（灾难性的）的危险、有害因素有 0 类；危险等级为III级（危险的）的危险、有害因素有 1 类；危险等级为II级（临界的）的危险、有害因素有 7 类；危险等

级为I级（基本安全的）的危险、有害因素有 0 类。

依照评价分析结果，本评价认为《可行性研究报告》对开拓运输系统中的可能存在的危险、有害因素均采取了安全技术对策措施，能满足规程规范及安全生产的要求。但也存在以下问题：

1.可研巷道断面、弯道、错车道设计未结合铲运机、撬毛台车、锚杆台车等井下大型设备外形尺寸、转弯半径开展通行条件校核验算，设备通行安全间隙无法得到保障。

2.缺少中段巷道、斜井人行道设计，未明确人行道宽度、安全间隙参数。

3.2.3 安全分析及符合性评价

表 3-4

符合性评价安全检查

序号	检查项目及检查内容	依据标准、规范	可行性研究设计情况	检查结果
一	基本要求			
1	每个矿井至少应有两个相互独立、间距不小于 30m、直达地面的安全出口；每个生产水平或中段至少应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；	GB16423—2020 6.1.1.1	井下安全出口设计符合安全规程要求。	符合
2	斜井作为主要安全出口时，应设置连续人行踏步、扶手及防滑设施；每条斜井均应具备独立行人、通风、安全疏散功能。	GB16423—2020 6.1.1.3	设计西斜井、东斜井、盲斜井均设人行踏步及扶手，回风井设梯子间，满足斜井安全出口要求。	符合
3	矿井各安全出口、人行道、主要通道应保持畅通，严禁堆放物料、设备、杂物堵塞通道。	GB16423—2020 6.1.1.4	可研未明确通道畅通管理要求及禁止堆放规定。	不符合
4	安全出口与通道应设置明显标识、照明、路标，并标明避灾路线与出口方向。	GB16423—2020 6.1.1.5	可研未设计安全出口标识、照明及避灾路线指示。	不符合
5	井下各中段、采区、巷道的人行道应满足行人、通风、运输、安全间隙综合要求，不得占用或缩小人行道有效空间。	GB16423—2020 6.2.5	可研未明确人行道宽度、高度、安全间隙等参数，未设计专用人行道。	不符合
6	井下巷道断面、弯道加宽、错车道尺寸设计，应结合井下铲运机、撬毛台车、锚杆台车等大型作业设备外形尺寸、转弯半径，开展通行安全间隙校核验算，满足设备通行、会车安全要求。	GB16423-2020、 《有色金属采矿设计规范》 GB50711-2012	可研未结合铲运机、撬毛台车、锚杆台车等大型井下设备技术参数开展巷道断面、弯道、错车道通行条件校核验算。	不符合
二	矿山井巷			

7	地下开采时，应圈定岩体移动范围或岩体移动监测范围；地表主要建构筑物、主要井筒应布置在地表岩体移动范围之外，或者留保安矿柱消除其影响。	GB16423—2020 6.3.1.2	地表主要建构筑物、主要井筒均布置在地表岩体移动范围之外。	符合
8	行人的有轨运输巷道应设高度不小于 1.9m 的人行道，人行道宽度不小于 0.8m；机车、车辆高度超过 1.7m 时，人行道宽度不小于 1.0 m。	GB16423—2020 6.2.5.1	可研未明确中段巷道、斜井人行道宽度。	不符合
9	不应用木材或者其他可燃材料作永久支护。	GB16423—2020 6.2.7.1	设计未使用可燃材料作永久支护。	符合
共计 9 项		符合项：4 项	不符合项:5 项	

通过查阅《可行性研究报告》，对照安全检查表检查结果情况，并依据判定标准可以得出：地下矿山开拓单元项共计检查 9 项，检查项中符合要求的项目为 4 项，占检查项目的 44.44%，而不符合要求的项目为 5 项，占检查项目的 55.56%。说明地下矿山开拓单元与安全生产标准、规范要求的符合性一般，基本能够满足矿山安全生产活动要求，存在以下问题：

- 1.可研未明确通道畅通管理要求及禁止堆放规定。
- 2.可研未设计安全出口标识、照明及避灾路线指示。
- 3.可研未明确人行道宽度、高度、安全间隙等参数，未设计专用人行道。
- 4.巷道断面、弯道、错车道未结合铲运机、撬毛台车、锚杆台车等大型井下设备外形、转弯半径进行通行条件校核验算，设备通行安全间隙无法保障。
- 5.可研未明确中段巷道、斜井人行道宽度。

3.3 提升和运输单元

3.3.1 主要危险有害因素

1.斜井提升系统可能存在的危险有害因素

1) 西斜井、东斜井、盲斜井采用绞车串车提升，若绞车、钢丝绳、矿车、人车选型、参数匹配不合理，会出现过载、断绳、跑车，引发重大伤亡事故。

2) 安全防护设施缺失或失效：常闭式防跑车装置、车场阻车器、挡车栏损坏失效；斜井躲避硐、人行踏步、扶手、防滑设施设置不符合规范，发生跑车、人员挤压、坠落

伤害。

3) 斜井过卷、过放区段缺少缓冲挡车、限位保护装置, 发生过卷、过放, 造成设备损毁、人员伤亡。

4) 绞车安全保护(过速、过卷、过放、松绳、过载、失压保护)缺失或者被人为短接, 造成绞车失控飞车。

5) 提升信号系统未与提升机实现电气闭锁, 多中段信号混淆, 误操作引发跑车、撞击事故。

6) 钢丝绳磨损、锈蚀、断丝超标; 连接插销、保险链缺陷, 发生断绳、脱钩跑车事故。

7) 斜井人车断绳保险器失效, 违规人货混运, 人员升降作业存在重大风险。

8) 提升速度、加减速度超过规范限值, 超挂矿车、运行松绳, 诱发跑车、脱轨事故。

9) 斜井常闭式防跑车装置数量设置不足、安装位置不正确。若防跑车装置布设间距过大、缺少分段防护, 或者安装位置避开车场变坡点、井筒变坡位置, 跑车发生时不能及时拦截失控矿车, 跑车可长距离高速滑行, 撞击井底车场、人员、设备, 造成机械致害, 引发设备损毁、人员伤亡重大事故。

10) 斜井人车信号通信系统设计缺失。斜井抱轨式人车升降人员作业过程中, 人车车厢与绞车司机、车场信号工之间无独立人车信号联络手段, 仅共用矿车提升的普通声光信号, 人车内部无法直接向绞车房发送停车、紧急避险信号; 人车出现脱轨、卡阻、人员突发险情时, 车厢内人员不能第一时间向提升司机发出紧急停机指令, 只能依靠车场中转传递信号, 信号传递滞后、易发生误传、漏传, 不能及时制动绞车, 极易引发机械致害, 造成人车撞击、人员挤压伤亡事故。

2. 井下有轨运输(蓄电池电机车)可能存在的危险有害因素:

1) 运输巷道弯道半径不足、坡度不合理、信号警示不全, 发生机车追尾、碰撞、矿车脱轨。

2) 有轨巷道人行道宽度、高度不满足规范, 缺少躲避硐室, 人员受到机车挤压撞击。

3) 蓄电池机车、充电装置绝缘破损、接地不良引发触电；充电间通风不良，氢气积聚，存在爆炸风险。

3 地表运输可能存在的危险有害因素

1) 地表运输道路坡度、转弯半径不满足设计，挡车墙缺失，车辆超速超载，发生车辆伤害、坠车事故。

4.可行性研究报告

本矿山采用斜井开拓，一期西斜井、东斜井，二期增设盲斜井；均采用单绳缠绕式绞车+串车提升；井下中段采用 CTY5/4G 蓄电池电机车牵引翻转式矿车有轨运输；地表自卸汽车运输矿石。

1) 提升设备：西斜井 JTP-1.6×1.2P 绞车；东斜井 JK-2.0 绞车；盲斜井 JTP-1.6 绞车；配套 YFC0.75-6 翻转矿车、XRB8-6/4 抱轨式斜井人车。

2) 斜井井筒：直线段每 40m、曲线段每 15m 设置躲避硐室；设置人行踏步、扶手、防滑设施；全线设置常闭式防跑车装置；各平车场设置阻车器、挡车栏；绞车配置过速、过卷、过放、松绳、过载、失电压、深度指示器保护；设置声光信号、视频监控。

3) 井下运输：中段巷道净断面 3.0m×3.0m，设置排水沟，每隔 200-400m 设置错车道；选用防爆蓄电池电机车；充电间配套通风设施。

4) 地表运输：单车道三级道路，路基宽 6.5m，路面宽 4.5m，最大纵坡≤8%，转弯及填方侧设置废石挡车墙，设置安全警示标志。

5.安全可靠分析：

1) 提升运输系统能力满足 6 万 t/a 生产规模；钢丝绳安全系数、卷筒直径与绳径比值、提升速度验算均符合 GB16423—2020。

2) 斜井、车场配套防跑车、阻车挡车栏、躲避硐室、人行防护、绞车各类保护设施，系统硬件配置基本齐全。

3) 井下有轨巷道、错车道、充电间通风、地表道路防护设施基本齐全。

4) 存在缺陷：可研只设置声光、视频监控，未明确提升信号系统与提升机电气闭锁；巷道断面满足尺寸，但未明确有轨巷道人行道净高、宽度的具体设计参数。

5) 可研对井下掘进废石运输、处置方案论述深度不足，仅说明废石和矿石共用井

下有轨矿车、斜井提升系统，缺少废石物料平衡；未区分基建期、生产期废石产出去向；未明确井下就地利用、提升出地表的废石量；废石临时堆场位置、堆置参数、拦挡截排水防护设施缺失。

6) 二期工程盲斜井（930~776m，垂深 154m）作为二期中段人员主要上下通行斜井，井筒内仅设置人行踏步、扶手及躲避硐室；可研未设计斜井人车、架空乘人装置等机械运送人员设施，也未设置独立人员专用井筒，依靠人员步行上下斜井。该斜井垂深大于 50m，不符合《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）中供人员上下的主要倾斜井巷垂深超过 50m 应采用机械运送人员的要求。

7) 可研提出主副水仓采用铲运机清理，矿用自卸汽车运输至地表。本矿山斜井为轨道串车提升，井下自卸汽车无法直接行驶至地表，外运工艺与开拓提升系统不匹配；同时未明确水仓断面、底板坡度、清泥斜巷等构造参数，无法确认水仓可满足铲运机无轨清泥作业条件；缺少有限空间清泥作业通风、气体检测、防撒漏及备用清泥工艺设计。

8) 可研井下运输章节确定井下采用 CTY5/4G 型蓄电池电机车承担矿石、废石、材料运输作业。可研仅给出蓄电池电机车型号，未对蓄电池充电硐室（充电设施）进行设计，未明确充电硐室布置位置、硐室结构尺寸、通风方式、电气防爆选型、防酸防腐构造、氢气检测报警、消防灭火等布置参数及安全要求。

3.3.2 预先危险性分析

提升与运输系统主要危险有害因素为斜井跑车、断绳、车辆挤压撞击、触电、地表车辆伤害，评价选用预先危险性分析方法。

表 3-5

提升与运输系统

序号	单元	主要危险、有害因素	触发条件	危险等级	《可行性研究报告》是否采取措施	符合性评价
1	斜井串车提升	跑车、断绳、过放冲击、人员挤压撞击	制动系统故障；钢丝绳磨损断裂；常闭式防跑车、阻车挡车栏失效；超速、松绳；连接插销 / 保险链损坏；违章超挂矿车。	II	设计配置常闭式防跑车、阻车器、挡车栏、缓冲限位装置；选用合格钢丝绳、连接装置、斜井抱轨人车。	符合
2	斜井提升绞车及供	绞车失控、断电停机、触电伤害	双回路供电失效；备用电源故障；漏电、接地、绝缘破损；保护装置人为短接。	II	提升机为一级负荷，双回路供电 + 备用柴油发电机组；设置接地、漏电保护；绞	符合

	电				车全套安全保护配置齐全。	
3	提升信号及联锁装置	误操作、跑车冲撞伤人	信号系统不完善；绞车-车场设施无电气闭锁；多中段信号未区分；声光信号失效。	II	配置声光信号、视频监控； 可研未明确提升信号与提升机之间电气闭锁。	不符合
4	斜井井筒设施	人员坠落、车辆挤撞、片帮砸伤	躲避硐缺失超标、人行踏步扶手损坏；轨道防滑失效、地辊缺失；围岩片帮掉石。	II	斜井按规范布设躲避硐、人行踏步、扶手防滑设施；配置轨道防滑、地辊装置。	符合
5	井下蓄电池机车运输	车辆伤害、触电、氢气爆炸	机车碰撞追尾；人车混行；巷道人行道不足；蓄电池漏电；充电间通风不良。	II	采用防爆蓄电池电机车；设置错车道；充电间设置通风设施。	符合
6	地表道路运输	车辆伤害、坠车事故	道路坡度过大、转弯半径不足；填方段无挡车墙；超速超载，警示标志缺失。	II	道路降坡修整；设置错车道、填方挡车墙、安全警示标识。	符合

通过预先危险性分析，共找出该矿地下采矿工程建设项目提升运输系统中，危险等级为IV级（灾难性的）的危险、有害因素有 0 类；危险等级为III级（危险的）的危险、有害因素有 0 类；危险等级为II级（临界的）的危险、有害因素有 6 类；危险等级为I级（基本安全的）的危险、有害因素有 0 类。

依照分析评价结果，本评价认为《可行性研究报告》对提升与运输系统中的绝大部分危险、有害因素均采取了安全技术对策措施，安全性较好。但也存在以下问题：

- 1.可研设置声光信号、视频监控，未明确提升信号与提升机之间电气闭锁。

3.3.3 安全分析及符合性评价

表 3-6

符合性评价安全检查

序号	检查项目及检查内容	依据标准、规范	可行性研究设计情况	检查结果
1	斜井串车提升必须设置 常闭式防跑车装置 ；上下车场、井筒设置阻车器、挡车栏，动作灵敏可靠。	GB16423-2020 6.4.2.1	斜井全线设置常闭式防跑车，各平车场配置阻车器、挡车栏。	符合

2	斜井兼作人员通行，设置连续人行踏步、扶手、防滑设施，严格执行行车不行人、行人不行车制度。	GB16423-2020 6.1.1.3	西斜井、东斜井、盲斜井均设计人行踏步、扶手及防滑措施。	符合
3	斜井井筒躲避硐：直线段间距 $\leq 40\text{m}$ ，曲线段 $\leq 15\text{m}$ ；硐室标识清晰，无杂物堵塞。	GB16423-2020 6.4.2.3	斜井躲避硐室按规范间距布置。	符合
4	提升绞车装设深度指示器，过卷、过放、限速、松绳、过载、制动失效全套保护装置。	GB16423-2020 6.4.2.7	各斜井绞车配套全套安全保护装置。	符合
5	斜井提升信号必须与提升机实现电气闭锁；各中段信号独立编码区分。	GB16423-2020 6.4.2.10	配置声光信号，视频监控，可研未明确提升信号与提升机实现电气闭锁设计。	不符合
6	斜井升降人员必须使用专用抱轨式斜井人车，人车断绳保险器具备自动、手动落闸功能，严禁人货混运。	GB16423-2020 6.4.2.12	选用 XRB8-6/4 抱轨式斜井人车，具备断绳防坠制动装置。	符合
7	斜井过卷、过放区段设置缓冲挡车装置、限位开关，防范车辆冲击。	GB16423-2020 6.4.2.15	斜井过放区段设计缓冲设施、挡车梁、限位开关。	符合
8	提升钢丝绳安全系数：升降人员 ≥ 9.0 ，升降物料 ≥ 6.5 ；连接装置定期检验。	GB16423-2020 6.4.2.5	钢丝绳选型计算安全系数满足规范。	符合
9	斜井串车提升速度：斜井长度 $\leq 300\text{m}$ 不大于 3.5m/s ； $> 300\text{m}$ 不大于 5m/s 。	GB16423-2020 6.4.2.11	提升速度取值满足规范限值。	符合
10	有轨行人巷道：人行道净高 $\geq 1.9\text{m}$ ，宽度 $\geq 0.8\text{m}$ ；机车高度 $> 1.7\text{m}$ 时宽度 $\geq 1.0\text{m}$ ，配套错车道、排水沟。	GB16423-2020 6.2.5.1	巷道总断面满足尺寸；可研未明确人行道净高、宽度具体设计参数。	不符合
11	井下牵引机车选用防爆蓄电池电机车，井下严禁内燃机车。	GB16423-2020 6.4.1.10	井下选用 CTY5/4G 防爆蓄电池电机车。	符合
12	蓄电池机车充电间通风良好，设置氢气防控、漏电、接地保护措施。	GB16423-2020 6.4.1.16	可研未对蓄电池充电硐室(充电设施)进行设计。	不符合
13	斜井轨道设置轨道防滑装置，按间距布置地辊，减少钢丝绳磨损。	GB16423-2020 6.4.2.2	可研未对斜井轨道防滑装置及地辊进行设计。	不符合
14	地表运输道路最大纵坡 $\leq 8\%$ ，填方、转弯侧设置挡车墙，设置道路警示标志。	GB16423-2020 5.2.1	地表道路降坡处理，填方转弯段设置挡车墙、警示标志。	符合
共计 14 项		符合项：10 项	不符合项：4 项	

通过查阅可行性研究报告，对照安全检查表检查结果情况，并依据判定标准可以得出：矿山提升运输评价单元项共计检查 14 项，检查项中符合要求的项目为 10 项，占检查项目的 71.43%，不符合项为 4 项，占检查项目的 28.57%，说明该矿提升运输系统单元符合性一般，存在以下问题：

- 1.可研设计声光信号、视频监控，未明确提升信号与提升机之间电气闭锁。
- 2.巷道断面尺寸满足要求，未明确有轨运输巷道人行道净高、宽度详细设计参数。
- 3.可研未对蓄电池充电硐室（充电设施）进行设计。
- 4.可研未对斜井轨道防滑装置及地辊进行设计。

3.4 采掘单元

3.4.1 主要危险、有害因素辨识与分析

1.采掘设计主要危险、有害因素

- 1)设计采场结构参数(采场、间柱尺寸等)和回采工艺设计不合理，导致顶板冒落和边帮片帮事故；
- 2)设计采场无贯穿风流，无相应措施出现人员窒息；
- 3)采矿方法设计不合理，顶板管理措施不当，导致顶板冒落和边帮片帮事故。
- 4)采矿方法不合理可能导致地压集中，引发岩爆等地压灾害。
- 5)在水文地质条件复杂的矿山，采矿方法设计未充分考虑防水措施，可能导致地下水或老空区积水涌入矿坑，引发透水事故。
- 6)采矿方法设计不合理可能导致采掘比例失调，采场准备不足，无法满足生产需求，影响矿山的正常生产节奏。
- 7)不合理的采矿方法可能导致矿石损失和贫化，降低资源回收率，增加开采成本，减少矿山的经济效益。
- 8)采场设计不合理，设备无法充分发挥其性能，导致设备利用率低，增加设备折旧成本。
- 9)采矿方法设计不当可能导致矿山开采过程中需要投入更多的资金用于支护、排水、通风等辅助工程，增加开采成本。
- 10)可能导致地表塌陷，破坏地表植被和生态环境，影响周边居民的生活。

2.顺路溜井放矿作业相关危险有害因素

本矿采场采用顺路架设矿石溜井出矿，溜井放矿、大块二次破碎、溜井堵塞处置为采掘单元重要作业环节，存在如下危险有害因素：

1) 溜井内积聚大量粉矿、积水，放矿时积水和粉矿形成泥浆，突发跑矿，冲砸掩埋作业人员、设备；溜井堵塞悬矿突然垮落，下部放矿口作业人员受跑矿威胁。

2) 大块矿石从采场崩落滚落、放矿口矿石飞溅；处理堵塞时爆破碎石飞石伤人；大块直接坠入溜井冲击造成碎石迸射伤人。

3) 溜井内部积聚炮烟、爆破有毒有害气体，通风不畅，人员在放矿硐室作业时吸入有毒气体引发窒息。

4) 溜井联络巷、溜井口防护缺失，人员失足坠入溜井。

5) 溜井围岩破碎，爆破震动造成井壁片帮垮塌，堵塞溜井，危及周边巷道作业人员。

6) 人员违规从溜井下部进入处理堵塞；未处理大块直接卸入溜井；处理堵塞未通风、未检测有毒有害气体；人员在溜井口、放矿口附近长时间逗留。

7) 溜井缺少格筛、防护栏、警示标识；未编制溜井堵塞处置专项安全技术措施；溜井放矿作业安全培训不到位；缺少溜井定期巡检制度。

3.可行性研究报告

设计采用充填采矿法开采。推荐采用上向分层胶结充填采矿法开采。

1) 上向水平分层充填采矿法

(1) 矿块结构

矿块沿矿体走向布置，中段高 40~54m，采场沿走向长 40m~60m，宽为矿体厚度，间柱 6.0m，不设底柱，顶柱 3.0m，中段首层开采时采用高强度充填料充填。

回采时，可根据矿岩稳固情况在采场中灵活留设一定的低品位矿石或夹石作为点柱支撑顶板和上下盘围岩。

(2) 采准切割

采场采准工程有：溜井联络巷、滤水井联络巷、切割平巷、滤水井、矿房天井。滤水井和溜井可在拉底层以上为顺路架设，溜井倾角不小于 50°。

(3) 回采工艺

采场内自下而上分层回采，随工作面的推进，逐层充填采空区，并留出继续回采的工作空间。采场内第一分层回采高度为 3m，充填高度 2m，余下 1m 作为上一分层回采时的爆破补偿空间，以上分层回采时每次回采高度 2m（如采用凿岩台车回采凿岩，可根据台车型号适当放大分层回采高度），充填高度 2m。即采场最大控顶高度 4m，最小控顶高度 2m。采场作业循环为“一采一充”，即回采完一个分层，待此分层崩落的矿石全部运出采场后，立即进行充填。采用分层联络道压顶的方式实现转层，转入新分层进路的回采。

凿岩：采场凿岩采用 YT-28 气腿式凿岩机凿岩，炮孔直径 42mm~45mm，孔深 2.0m~2.5m，炮孔排距 0.6m~0.7m，孔距 0.9m~1.0m，炮孔装药系数为 0.7~0.75。最上一排炮孔，为减少爆破对顶板的损伤，采用光面爆破，炮孔孔距加密至 0.6~0.7m，装药系数调整为 0.4~0.5。

爆破：凿岩结束后，验收炮孔，采用人工装药，炸药采用岩石乳化炸药，数码电子雷管引爆炸药。

顶板支护：落矿后，对于爆破作业面区域顶板和两帮松石进行撬毛处理。视顶板稳固情况，对采场中不稳固区域采用锚杆-钢筋网-素喷混凝土以及长锚索等组合支护方式，在确认安全后方可进行下一步作业。

出矿：采场崩落矿石由 1.0m³柴油铲运机直接卸载至矿石溜井。

(4) 采场通风

新鲜风流由中段运输巷→天井联络道→矿房天井→工作面，同时也由分层联络道→工作面。污风自采场→矿房天井。

(5) 充填

采场分层落矿结束、出矿完成后，按设计要求架设充填管，砌筑隔离墙。充填管道充填井布置到采场作业面。

充填挡墙：上部充填挡墙采用砂浆砌砖封闭严实，下部充填挡墙约 1.5~2.0m 高采用 C20 混凝土，充填挡墙厚 20cm。在岩帮的接触处密封严实，以防漏浆。在挡墙上部最高处位置，留观察口，以利于充填时观察和排水、排气。

采场充填：本矿山矿体厚度较薄，设计分层充填高度为 2m，最底部三个分层（高度 6m）采用灰砂比 1:4 高强度胶结充填体充填，要求充填体达到养护时间，强度大于 3.0MPa；6m 以上其他分层采用灰砂比 1:10 胶结充填体，上部 0.3m 浇面层采用 1:4 高强度（要求 3 天强度 $>0.5\text{MPa}$ ）的充填体充填，以作为上一分层回采时的作业平台。采场充填完毕后预留 1m 的爆破补偿空间作为自由面。

充填料：胶结材料为水泥、尾砂、少量掘进废石，为了尽量减少充填成本，胶结充填料灰砂比可根据采场中不同充填位置调整，采场下部 6.0m 充填采用灰砂比 1:4 尾砂胶结充填，6.0m 以上各分层采用灰砂比 1:10 尾砂胶结充填，单个分层上部 0.5m 采用灰砂比 1:4 的尾砂胶结料浆浇面。

4.安全可靠性分析：

1) 采用上向分层胶结充填采矿法，能有效控制地压、减少顶板垮落风险，井下稳定性好。

2) 采场按规范设置顶板分级管理、敲帮问顶、锚网喷支护，围岩破碎地段加强支护，控顶安全可靠。

3) 井下配备局部通风机 + 独立通风路线，爆破后强制通风，有毒有害气体可有效稀释排出。

4) 采空区采用全尾砂胶结充填，及时处理空区，避免大面积垮落与地表塌陷，安全可控。

5) 采掘设备选型匹配、作业流程规范，采切、回采、充填工序衔接合理，整体安全度较高。

6) 可研未明确采场设置不少于 2 个安全出口，人员疏散与应急逃生条件不满足规程要求。

7) 针对厚大矿体，可研未明确其他充填采矿法。

8) 可研设计采场设置顺路矿石溜井，但是缺少溜井放矿作业危险有害因素辨识，未编制溜井堵塞处理专项安全技术措施，未对溜井格筛、井口防护、放矿硐室通风、堵塞处置工艺进行明确设计论述。

3.4.2 预先危险性分析及符合性评价

采掘工艺单元存在主要的危险、有害因素为片帮冒顶、坍塌爆破事故、窒息、机械致害、透水等，针对以上危险、有害因素评价选用的主要评价方法为预先危险性评价方法和因果分析法。

表 3-7

采掘单元

序号	单元	主要危险、有害因素	触发条件	危险等级	《可行性研究报告》是否采取相应措施	符合性评价
1	采矿方法	冒顶片帮、片帮垮落。	围岩破碎、节理发育、采场控顶距过大、未及时敲帮问顶、支护不足。	II	采用充填采矿法，实行顶板分级管理，采取锚网喷支护，及时处理浮石。针对厚大矿体，可研未明确其他充填采矿法的设计和论述。	不符合
2	采场通风	窒息、窒息。	独头掘进无局扇、爆破后通风时间不足、风流短路、采场无贯穿风流。	II	本项目每个矿块设置两条矿房天井，分别作为人行进风通道、回风逃生通道，形成矿块两个便于行人的安全出口，两个出口通过联络巷与中段巷道连通，各中段具备通往地表的独立安全出口。	符合
3	采空区与地压管理	采空区垮落、地表塌陷。	未及时充填、矿柱回收不当、未留设保安矿柱、地压集中。	II	采用全尾砂胶结充填，及时处理采空区，规范矿柱回采程序。	符合
4	采掘作业	高处坠落、物体打击、机械致害。	天井掘进无防坠设施、浮石清理不彻底、设备防护缺失、违章作业。	II	天井设置梯子间与安全平台，执行敲帮问顶，设备配备防护装置。	符合
5	爆破作业	爆破伤人、飞石、冲击波。	爆破参数不合理、警戒不到位、残盲炮处理不当。	II	规范爆破设计，设置警戒范围，制定残盲炮处理专项措施。	符合
6	顺路溜井放矿	跑矿掩埋、物体打击、坠井、窒息	溜井无格筛、防护缺失；大块入井造成堵塞；违规从下部处理溜井堵塞；溜井积聚积水、炮烟有毒气体；井壁围岩垮落	II	可研设计顺路矿石溜井，未开展溜井放矿危险有害因素辨识；未明确格筛、溜井口防护、放矿硐室通风要求；未编制溜井堵塞处置专项安全技术措施	不符合

通过本节的预先危险性分析，共找出该矿地下采矿工程建设项目采掘单元中，危险等级为IV级（灾难性的）的危险、有害因素有 0 类；危险等级为III级（危险的）的危险、

有害因素有 0 类；危险等级为Ⅱ级（临界的）的危险、有害因素有 6 类；危险等级为Ⅰ级（基本安全的）的危险、有害因素有 0 类。

依照分析评价结果，本评价认为《可行性研究报告》对采掘单元中的绝大部分危险、有害因素均采取了安全技术对策措施，安全性较好。但也存在以下问题：

1. 针对厚大矿体，可研未明确其他充填采矿法的设计和论述。
2. 可研设计采场顺路矿石溜井，缺少溜井放矿作业危险有害因素辨识；未明确溜井格筛、井口防护、放矿硐室通风相关设计，未编制溜井堵塞处置专项安全技术措施。

3.4.3 安全分析及符合性评价

表 3-8

符合性评价安全检查

序号	检查项目及检查内容	依据标准、规范	可行性研究报告设计情况	检查结果
1	每个采区、盘区、矿块均应有两个便于行人的安全出口，并与通往地面的安全出口相通。	GB16423-2020 第 6.1.1.4 条	矿块有两个便于行人的安全出口，两个出口通过联络巷与中段巷道连通，各中段具备通往地表的独立安全出口。	符合
2	每个采场、掘进工作面应形成独立通风系统，严禁微风、无风作业。	GB16423-2020 第 6.6.2.2 条	本项目每个矿块设置两条矿房天井，分别作为人行进风通道、回风逃生通道。	符合
3	采矿设计应提出矿柱回采和采空区处理方案，并制定专门安全措施。	GB16423-2020 第 6.3.1.5 条	可研采用全尾砂胶结充填处理采空区，有明确方案与安全措施。	符合
4	采矿方法选择针对厚大矿体，可行性研究报告是否对其他可选充填采矿法开展方案比选论证，明确各方案技术、安全、经济优劣对比，说明选定采矿方法的理由。	《有色金属采矿设计规范》GB 50771-2012；矿山项目可行性研究报告编制相关要求	针对厚大矿体，可研未明确其他充填采矿法的设计和论述。	不符合
5	天井、溜井、漏斗口应设置护栏、格筛等防护设施；人员不应进入溜井与漏斗内处理堵塞，处理溜井堵塞应制定专项安全技术措施。	GB16423-2020 6.1.4.5、6.3.1.9	可研设计顺路矿石溜井，未明确格筛、井口防护、放矿硐室通风，无溜井堵塞处置专项安全技术措施。	不符合
共计 5 项		符合项：3 项	不符合项：2 项	

通过查阅可行性研究报告，对照安全检查表检查结果情况，并依据判定标准可以得

出：采掘单元评价单元项共计检查 5 项，检查项中符合和基本符合要求的项目为 3 项，占检查项目的 60%，而不符合要求的项目为 2 项，占检查项目的 40%。说明采掘单元与安全生产标准、规范要求的符合性一般，存在以下问题：

1.针对厚大矿体，可研未明确其他充填采矿法的设计和论述。

2.可研设计采场顺路矿石溜井，未明确溜井格筛、井口防护、放矿硐室通风，未编制溜井堵塞处置专项安全技术措施。

3.5 充填单元

3.5.1 主要危险、有害因素辨识与分析

1.充填系统设计可能存在以下危险、有害因素

(1)充填体强度设计不足，无法有效支撑采空区顶板，可能导致顶板冒落，引发冒顶片帮事故，造成人员伤亡和设备损坏。

(2)充填体无法有效填充采空区，使矿石在采空区周围发生坍塌或流失，造成矿石资源的浪费。

(3)未充分考虑防水措施，可能导致地下水或地表水通过充填体或采空区涌入矿井，引发透水事故，淹没矿井，威胁矿工生命安全。

(4)可能会使矿石受到污染或混入杂质，导致矿石品位下降，造成矿石贫化，降低矿山的经济效益。

(5)充填材料选择不当或充填过程中未采取有效的防渗措施，可能会导致有害物质渗入地下水，造成地下水污染。

(6)设计失误可能导致充填材料用量增加、充填设备运行效率降低、充填作业时间延长等，从而增加充填成本。

(7)充填系统设计不合理可能导致充填设备在运行过程中出现故障或损坏，增加设备维修成本和时间，影响矿山的正常生产。

(8)采用非惰性充填材料进行充填，在采空区发生氧化引发火灾；

(9)充填材料产生或者释放有毒有害气体，造成窒息事故；

(10)充填过程中各充填工序间未建立通信联络，引发事故。

2.可行性研究报告

1) 充填材料选择

(1) 充填骨料

废弃尾矿库干尾砂物理力学性质满足作为充填骨料的要求,尾砂中不含放射性矿物或氰化物等有毒有害物,尾砂中硫含量不超过 8%。因此,本设计推荐尾砂作为充填骨料。

(2) 胶凝材料

充填胶凝材料采用 P.O42.5 级普通硅酸盐水泥,周边水泥供应可满足矿山充填需求。

(3) 充填用水

充填用水主要来源于矿区及尾砂沉缩的溢流回水。

2) 充填系统能力确定

(1) 尾砂原料

充填站工作制度与选矿厂匹配 150d/a、1 班/d, 8h/每班(纯充填时间为 7h/班)。

选矿厂生产规模: 400t/d;

选矿厂工作制度: 150d/a, 3 班/d, 8h/班;

尾矿产率: 95.30~99.99971% ;

尾矿比重: 2.70t/m³;

尾矿堆积干容重: 1.3t/m³;

排尾量: 394t/d, 5.92 万 t/a (4.42 万 m³/a) ;

尾矿含水: 23%。

(2) 年产生采空区体积为 22642 (m³/a)

(3) 年充填采空区需充填料浆量 26252 (m³/a)

(4) 矿山日平均充填料浆需用量 174.34 (m³/d)

小时均充填料浆需用量为 24.91m³/h, 考虑充填作业不均衡系数 1.2, 小时充填料浆最大需用量为 29.88m³/h, 设计配置 1 套充填能力为 30~50m³/h 的充填系统, 可以满足充填要求。

3) 充填站系统

(1) 尾砂输送、浓密、储备、造浆、放砂系统

主要设备设施：深锥膏体浓密机、压气造浆装置、流量自动控制箱、溢流回水池、渣浆泵等。

深锥膏体浓密机，砂仓最低点为放砂口，砂浆进料点布置于放砂口正上方。溢流点布置于进料点的斜对角，紧贴仓壁布置。放砂口相对标高为+2.5m，溢流口的相对标高为+10.2，最高点阶梯阀排水孔相对标高为+9.0m，最低点阶梯阀排水孔相对标高为+7.0m。砂仓尺寸为 $6 \times 6\text{m}^2$ ，仓体最深处高度为 5.4m，最浅处高度为 3.3m，单砂仓有效容积 180m^3 。

放砂管上布置流量自动控制箱，用于自动调节放砂流量同时起到流量异常波动时的报警功能。放砂管端部即放砂口位置，布置反冲水管用于反冲放砂口初始放砂时的堵管。

充填系统的工艺流程：选厂尾砂浆经选厂浓密机浓密后通过渣浆泵泵送至尾砂高效浓密稳定放砂砂仓。经消能箱进入砂仓内。

（2）水泥输送、储备、给料系统

散装水泥罐车将散装水泥运来后通过风力打入水泥仓，水泥仓中水泥通过双管螺旋给料装置再经过单管螺旋秤计量放入双轴搅拌机，双管螺旋通过调节螺旋变速器，从而控制水泥添量。

（3）两段式搅拌制备系统

高浓度的尾砂浆自主放砂管进入尾砂进料斗，再进入双轴搅拌机，同时水泥直接进入双轴搅拌机，双轴搅拌机浆尾砂浆及水泥充分混合形成尾砂胶结充填料浆，即第一段搅拌。为避免尾砂浆浓度过高，尾砂进料斗布置调浓水管。经第一段搅拌的胶结充填料浆未能将尾砂和水泥充分混合，进入活化搅拌装置进行第二段搅拌，以强化水泥水化过程，使水泥在充填体形成过程中发挥最大效应。

（4）计量控制系统

主要实现功能为计量水泥仓仓位、水泥下料量、砂仓放砂浓度，反馈控制充填的灰砂比、放砂浓度、充填浓度，监视充填站各部分的运行情况等功能。

4) 充填料浆浓度及配比

设计充填料浆浓度、灰砂比指标参考类似矿山参数提出，充填料浆浓度按 70%~74%，灰砂比 1: 4~1: 20 可调。采矿生产能力为 $6.0 \times 10^4\text{t/a}$ ，采用空场嗣后充填采矿

法开采。根据选用的采矿方法及不同采场位置充填体强度的要求,采用不同的充填体强度,设计充填料浆灰砂比分别为 1: 4、1: 10 两种配比,其中,采场的底部高 5m 和顶板接顶 3m 采用灰砂比 1:4 的充填体,在采场中间段采用灰砂比 1: 10 充填料浆充填。本次设计按充填料浆制备能力 40m³/h,料浆浓度按 72%,养护时间 28d,养护结束后充填体强度,1:4 配比 3.676Mpa,1:10 配比 1.256Mpa。

5) 充填工艺

充填系统输送工艺采用大流量高浓度自流输送艺,该工艺的特点是采用了新研发的浓度超限报警处理装置、耐磨弯管、管道泄压装置等配套装备。该制备工艺分为 3 个子系统,分别为:浓度超限报警处理系统,自流输送系统,管道卸压系统。

(1) 浓度超限报警处理系统

本系统的主要设备设施:浓度超限报警处理装置,利用 L 管竖直段料位超高来判断充填料浆浓度过高,采用音叉开关来监测 L 管竖直段料位超限,料位过高时音叉开关被触发,接通喇叭进行报警同时开启冲洗水。

制备完后的料浆流入浓度超限报警处理装置的料斗内,再从装置 L 型管的末端流出进入充填钻孔料斗内。

(2) 自流输送系统

本系统的主要设备设施:充填钻孔料斗、钻孔、各中段天井、低压充填主管、高压充填主管、采场充填管、新型耐磨弯管。

主要工艺流程:充填料浆由浓度超限报警处理装置进入充填钻孔料斗后,进入钻孔内充填管,充填钻孔底部于水平管道连接处采用耐磨弯管,各中段管道连接通过天井进行铺设。充填主管布置于钻孔、运输巷、天井内,用于具体采场充填的充填管采用采场充填管。管道采用普通无缝钢管作为高压充主管,所有弯管采用新型耐磨弯管。

(3) 管道卸压系统

本系统用于堵管故障时管道泄压,以便安全处理堵管故障。主要设备设施:三通、泄压阀、引出管、事故池。

在竖直段管道底部的弯管处安装三通和泄压阀,泄压阀接引出管至事故池。当发生堵管时,打开泄压阀,排出竖直管段的料浆,以确保水平管道处于低压状态,同时避免

竖直管道堵管。由于泄压阀安装于管道上部，不影响正常输送，充填正常洗管后三通内无残留。

6) 输送工艺参数

(1) 流速

充填料浆制备输送能力为 $30\sim 50\text{m}^3/\text{h}$

输送流速为 $1.5\sim 2.5\text{m/s}$ 。

(2) 临界浓度

矿山最远输送距离约 1260m，充填站标高 1140m，最高充填标高 1138m，最大充填倍线为 530。

根据矿山生产实践通常输送浓度控制在 $70\%\sim 74\%$ 范围内，本次设计浓度 72%。

(3) 管径

当流量在 $50\text{m}^3/\text{h}$ 时，流速控制在 $1.5\sim 2.5\text{m/s}$ 范围内，则管径在 $90\sim 110\text{mm}$ ；考虑到主管耐磨性要求较高，因此采用 100mm 内径耐磨无缝钢管，分支管采用 90mm。

(4) 增压输送

设计按料浆最远输送距离 1.26km，采用加压泵送方式，参考国内外充填矿山经验，尾砂充填料浆的单位沿程阻力损失一般为 $2\sim 4\text{MPa/km}$ ，取 3MPa/km ，考虑到未知因素对管道输送阻力的不利影响，设备选型时应留有一定的富余，则充填工业泵提供压力应不小于 4.54MPa （富余系数 1.2）。

设计采用充填工业泵 2 台（1 用 1 备），型号为 HGBS50/09/160 型，输送流量 $50\text{m}^3/\text{h}$ ，输送压力 16MPa，功率 160kW。

(5) 充填用水供给

充填站用水主要是调浓水、管道清洗水、厂房洒扫、事故处理等。生产用水来源主要为高位水池及溢流回水，日用水量约 $60\text{m}^3/\text{d}$ ，设计由选矿厂高位水池管网自流供给。

3. 安全可靠分析

充填系统采用全尾砂胶结充填工艺，选用惰性尾砂+水泥胶结充填材料，配套深锥浓密、两段搅拌、自流 + 泵送联合输送系统，整体安全可靠性好，具体分析如下：

1) 采用全尾砂+普通硅酸盐水泥作为充填骨料与胶凝材料，材料无毒、惰性、不释

放有害气体，无氧化自燃、有毒气体析出风险，井下作业环境安全。

2) 按采场不同部位采用 1:4、1:10 分级灰砂比设计，底部与接顶部位高强度充填，中部常规强度充填，充填体强度满足顶板支撑、围岩稳定要求，可有效控制采空区垮落、地表塌陷，地压管理安全可靠。

3) 采用高浓度膏体充填，流程连续、脱水顺畅；设置坚固充填挡墙与滤水设施，跑浆、漏浆、堵管风险低；制备、输送、下料各环节参数匹配，系统运行稳定。

4) 充填材料无有害挥发物，配合井下独立通风系统，炮烟、粉尘可有效稀释排出，充填作业面空气质量满足安全要求。

5) 充填管路采用耐磨耐压管材，设置泄压、堵管报警、反冲洗装置；采场充填前封闭隔离、设置观测孔，人员不进入空区作业，高处坠落、物体打击风险可控。

6) 充填工序作业前检查充填挡墙、管路、搅拌设备，故障可及时发现处置；采空区及时充填，不留大面积空区，重大安全风险可有效防控。

7) 可研提出“在挡墙上部最高处位置，留观察口，以利于充填时观察和排水、排气”，仅设置顶部观察口，未提供充填系统工艺图，未专门设计采场充填泌水滤排水设施，未明确滤水管布设、泌水引排路径，混淆观察口与排水设施功能。胶结充填作业会产生大量泌水，仅依靠挡墙顶部观察口无法有效排出采场中下部泌水，易造成采场内部积水，增大充填挡墙侧向水压力，存在挡墙鼓包、垮塌、跑浆安全风险。

3.5.2 预先危险性分析及符合性评价

充填单元存在主要的危险、有害因素为片帮冒顶、窒息、高处坠落、物体打击等，针对以上危险、有害因素评价选用的主要评价方法为预先危险性评价方法。

表 3-9 充填单元

序号	单元	主要危险、有害因素	触发条件	危险等级	《可行性研究报告》是否采取相应措施	符合性评价
1	充填体强度	顶板失稳、冒落	充填体强度不足、配比不合理、未分层养护。	II	设计采用 1:4、1:10 灰砂比胶结充填，明确养护时间与强度要求。	符合
2	充填工艺	跑浆、漏浆、堵管	充填挡墙不牢、滤水失效、管路老化、浓度异常。	II	未专门设计采场充填泌水滤排水设施，未明确滤水管布设、泌水引排路径，混淆观察口与排	不符合

					水设施功能。	
3	充填通风	有毒有害气体、窒息	充填材料释放有害气体、作业面通风不良。	II	采用全尾砂惰性充填,井下正常通风,无有毒气体释放。	符合
4	充填作业通讯	联络中断、误操作	各工序间无通讯、无统一信号、调度混乱。	II	可研未设计充填作业各工序之间通信联络措施。	不符合
5	采空区充填	接顶不实、空区垮落	未分层充填、下料点单一、未采取接顶措施。	II	设计分层充填、多点下料、底部与顶部高强度接顶充填。	符合
6	充填安全	高处坠落、物体打击	充填作业平台不牢、管路坠落、物料抛洒。	II	充填作业面设置稳固平台、管路固定、防护措施。	符合

通过本节的预先危险性分析,共找出该矿地下采矿工程建设项目充填单元中,危险等级为IV级(灾难性的)的危险、有害因素有 0 类;危险等级为III级(危险的)的危险、有害因素有 0 类;危险等级为II级(临界的)的危险、有害因素有 6 类;危险等级为I级(基本安全的)的危险、有害因素有 0 类。

依照分析评价结果,本评价认为《可行性研究报告》对充填单元中的绝大部分危险、有害因素均采取了安全技术对策措施,安全性较好。但也存在以下问题:

1.可研未设计充填作业各工序之间通信联络措施。

2.未专门设计采场充填泌水滤排水设施,未明确滤水管布设、泌水引排路径,混淆观察口与排水设施功能。

3.5.3 安全分析及符合性评价

表 3-10

充填系统安全检查表

序号	检查项目及检查内容	依据标准、规范	可行性研究设计情况	检查结果
1	采用充填法回采时,井下充填不得产生或释放有毒有害气体。	GB16423-2020 第 6.3.2.10 条	采用全尾砂+水泥胶结充填,为惰性材料,无有毒气体释放。	符合
2	采场或进路充填前应架设坚固充填挡墙,并安设滤水井或滤水管道。	GB16423-2020 第 6.3.2.10 条	未专门设计采场充填泌水滤排水设施,未明确滤水管布设、泌水引排路径,混淆观察口与排水设施功能。	不符合

序号	检查项目及检查内容	依据标准、规范	可行性研究设计情况	检查结果
3	采用充填法回采时，各充填工序间应有通信联络。	GB16423-2020 第 6.3.2.10 条	可研未设计充填作业各工序之间的通信联络措施。	不符合
4	人员和设备进入充填体面层前，应确认充填体具有足够支撑强度。	GB16423-2020 第 6.3.2.10 条	设计明确要求充填体养护达标后方可进入作业。	符合
5	采场下部巷道及水沟堆积的充填料，应及时清理。	GB16423-2020 第 6.3.2.10 条	设计提出定期清理要求，保持巷道畅通。	符合
共计 5 项		符合项：3 项	不符合项：2 项	

通过查阅可行性研究报告，对照安全检查表，并依据判定标准可以得出：矿山充填系统共计检查 5 项，检查项中符合要求的项目为 3 项，占检查项目的 60%，不符合要求的项目为 2 项，占检查项目的 40%，说明矿山充填系统与安全生产标准、规范要求的符合性一般，存在以下问题：

1.可研未设计充填作业各工序之间的通信联络措施。

2.未专门设计采场充填泌水滤排水设施，未明确滤水管布设、泌水引排路径，混淆观察口与排水设施功能。

3.6 通风单元

3.6.1 主要危险、有害因素辨识与分析

1.通风系统设计可能存在以下危险、有害因素

1) 通风系统设计不合理，会导致有毒有害气体（如一氧化碳、二氧化硫、硫化氢等）不能及时排出，积聚在井下，使作业人员暴露在高浓度有毒气体环境中，引发窒息事故。

2) 通风系统设计不合理可能导致井下空气流通不畅，氧气供应不足，温度和湿度过高。

3) 通风不良还可能导致火灾产生的烟气不能及时排出，加剧火灾的危险性。

4) 通风系统设计不当无法有效清除粉尘，致使矿尘在井下积聚，作业人员长期吸入这些粉尘，会增加患尘肺病等呼吸系统疾病的风险。

5) 通风系统设计不当可能导致事故发生时,救援人员难以进入事故现场进行救援,增加救援难度。

6) 一期通风系统示意图中,930m 中段主要作为人员通行、物料转运巷道,可研通风设计未为该中段配置设计风量。该中段作为井下主要通行大巷,存在人员长期通行,同时存在设备散热、少量有毒有害气体弥散积聚风险;若无稳定风流稀释,存在局部有害气体积聚、作业人员窒息风险。

2.可行性研究报告

1) 通风方式 设计矿山采用对角式、机械抽出式通风方式。

2) 通风系统 设计依据不同的生产时期进行分区通风,各区同时开采分区通风,第一期开采分为两个采区,其中西斜井为一个区(西区),东斜井及中部回风斜井为第二区(即东区);第二期开采两区通风系统合并为一个区。

(1) 第一期开采通风系统

①第一期开采东区通风容易时期通风网络

新鲜风流由东斜井进风(西斜井进入该系统少量风量),经过 1030m 中段井底车场、中段平巷,矿房天井联络道、矿房一侧天井、清洗采场作业区域、矿房另一侧天井回风至回风巷,再经东、中两条回风井口主风机抽出矿井。

②第一期开采西区通风容易时期通风网络

新鲜风流由西斜井进风,经过 1030m 中段井底车场、中段平巷,矿房天井联络道、矿房一侧天井、清洗采场作业区域、矿房另一侧天井回风至回风巷,再经西回风井口主风机抽出矿井。

③第一期开采东区通风困难时期通风网络

新鲜风流由东斜井进风,经 930m 中段井底车场、中段平巷,矿房天井联络道、矿房一侧天井、清洗采场作业区域、矿房另一侧天井回风至回风巷,再经倒段回风井及中、西两条回风井口主风机抽出矿井。

④第一期开采西区通风困难时期通风网络

新鲜风流由西斜井进风,经过 930m 中段井底车场、中段平巷,矿房天井联络道、矿房一侧天井、清洗采场作业区域、矿房另一侧天井回风至回风巷,再经倒段回风井及

西回风井口主风机抽出矿井。

(2) 第二期开采通风系统

①第二期开采通风容易时期通风网络

新鲜风流由东、西斜井进风，经过 930m 中段井底车场、中段平巷，再经盲斜井进入 880m 中段平巷，矿房天井联络道、矿房一侧天井、清洗采场作业区域、矿房另一侧天井回风至回风巷，再经倒段回风井及东、中两条回风井口主风机抽出矿井。

②第二期开采通风困难时期通风网络

新鲜风流由东、西斜井进风，经过 930m 中段井底车场、中段平巷，再经盲斜井进入 830m、776m 中段平巷，矿房天井联络道、矿房一侧天井、清洗采场作业区域、矿房另一侧天井回风至回风巷，再经倒段回风井及东、中两条回风井口主风机抽出矿井。

矿井第一个中段采场均与地表直接相通，难以形成闭合回路，设计第一个中段开采采用局扇对采场进行压入式通风，每个采场配备一台 11kW 局扇，其他通风困难作业面及独头巷道掘进采用局扇进行辅助通风。

3) 风量计算

矿井风量按各采掘工作面、需独立通风的硐室与其它需风量及矿井漏风量之总和，设计按照井下最大需风量计算风量。

矿山工作面为：矿房均为 3 个巷道型采场、1 个备用采场；2 个掘进工作面。

(1) 按井下同时工作最多人数

$$Q=4NK \quad Q=240\text{m}^3/\text{min}=4.0\text{m}^3/\text{s}$$

式中：N—井下同时工作最多人数，48 人； K—矿井通风系数， $K=1.2\sim 1.25$ ，取 1.25；

(2) 按回采、掘进工作面需风量计算

第一期开采时，回采、掘进工作面风量计算设计取 $35\text{m}^3/\text{s}$ 。第二期开采时，回采、掘进工作面风量计算设计取 $29\text{m}^3/\text{s}$ 。

(3) 按照井下同时工作柴油设备风量计算

依据公式： $Q_{\text{柴}}=4NK$

按照柴油设备验算风量，矿井柴油设备主运输巷通风量为 $7.02\text{m}^3/\text{s}<32\text{m}^3/\text{s}$ ，用风

作业点风量可以满足柴油设备生产需要。

4) 通风风量及风阻

本矿山矿体多，各矿群之间分布较为分散，全矿进行整体设计，同一系统开拓，为了便于通风管理，设计依据不同的生产时期进行分区通风，各区同时开采同时通风，第一期开采分为两个通风区，其中西斜井为一个区（西区），东斜井及中部回风斜井为第二区（即东区）；第二期开采两区通风系统合并为一个区。

(1) 第一期开采各区通风

第一期东区（东回风井）通风系统，风量 $17\text{m}^3/\text{S}$ ，容易时期风阻 238Pa ；困难时期风阻 349Pa 。第一期东区（中部回风井）通风系统，风量 $7\text{m}^3/\text{S}$ ，容易时期风阻 116Pa ；困难时期风阻 185Pa 。第一期西区（西回风井）通风系统，风量 $11\text{m}^3/\text{S}$ ，容易时期风阻 79Pa ；困难时期风阻 150Pa 。

(2) 第二期开采各区通风

第二期东区（东回风井）通风系统，风量 $19\text{m}^3/\text{S}$ ，容易时期风阻 557Pa ；困难时期风阻 698Pa 。第二期东区（中部回风井）通风系统，风量 $10\text{m}^3/\text{S}$ ，容易时期风阻 453Pa ；困难时期风阻 480Pa 。

5) 局部通风

回采作业面和巷道掘进作业面通风困难，选用 3 台 FBYN $\geq$ 5.0/11 矿用隔爆型压入式对旋轴流局部通风机，其中工作 2 台，备用 1 台，单机功率 11kW ，配套 $\Phi 500\text{mm}$ 阻燃风筒供风，电压 380V ，风量 $3.2\sim 5.3\text{m}^3/\text{s}$ 、全压 $850\sim 3500\text{Pa}$ ，安标编号 KDA240213。

设计另选用 FBYN $\geq$ 4.0/5.5 型 (5.5kW) 局扇 3 台，其中工作 2 台，备用 1 台，单台风机风量 $2.2\sim 3.5\text{m}^3/\text{s}$ 、全压 $1648\sim 1020\text{Pa}$ ，配 5.5kW 电机，单级送风距离 200m ，配套 $\Phi 400\text{mm}$ 阻燃风筒供风，安标编号 KDA240214。

6) 通风构筑物 and 通风管理

(1) 通风构筑物

在保证回采、掘进、出矿及各硐室需风的条件下，回风网路风量按自然分风，进风网路在斜井、盲斜井及进风井联络道内设置风门强制分风。为避免漏风及串风现象，在各生产中段回风井石门内安装风门，采场及掘进工作面安设局扇进行辅助通风。

(2) 通风管理

全矿通风确保全天 24 小时工作期间不间断，派专人看管，通风工作人员实行建立工作制；矿井局部通风机根据具体情况调用。尽量做到“定人、定量、定时”，充分调动工作人员的积极性，实行岗位绩效制度，工作的成效直接与工资水平和奖励挂钩。设计矿山通风防尘业务由安全部门负责，另外开设通风防尘化验室，坑口设有通风防尘工区，矿山配备通风防尘专职人员。

6) 通风机的选择

(1) 一期主通风机选型及校核

①东回风井主通风机选型及校核

设计选用 FKZ (K40) —4—№11 型通风机 1 台（配 30kW 的同型号电动机 2 台，1 用 1 备），作为主通风机安装在风井旁的风机房内。K 型轴流风机采用反转反风，不设反风道，反风量能达到正常运转风量的 60%以上。在主通风机房值班室设置有测量风压、风量、电流、电压和轴承温度等的仪表，以保证风机的可靠运转，并安装可以快速更换备用电机的设施。

②中部回风井主通风机选型及校核

设计选用 FKZ (K40) —4—№8 型通风机 1 台（配 5.5kW 的同型号电动机 2 台，1 用 1 备），作为主通风机安装在风井旁的风机房内。

③西回风井主通风机选型及校核

设计选用 FKZ (K40) —4—№9 型通风机 1 台（配 11kW 的同型号电动机 2 台，1 用 1 备），作为主通风机安装在风井旁的风机房内。

(2) 二期主通风机选型及校核

①东回风井主通风机选型及校核

设计选用 FKZ (K40) —4—№11 型通风机 1 台（配 30kW 的同型号电动机 2 台，1 用 1 备），作为主通风机安装在风井旁的风机房内。

②中部回风井主通风机选型及校核

设计选用 FKZ (K40) —4—№9 型通风机 1 台（配 11kW 的同型号电动机 2 台，1 用 1 备），作为主通风机安装在风井旁的风机房内。

(3) 风机房

生产时期风机房分别布置在东、西、中部三个回风井口风机房内，主风机设有测量风压、风量、电流、电压和轴承温度等的仪表，主风机各安装 1 台 GKT5L 型设备开停传感器监测风机运行情况，每班都对扇风机运转情况进行检查，并填写运转记录。风机房内起吊横梁，配 5t 手动葫芦，以便快速更换备用电机。

3.安全可靠性分析

1) 采用对角式机械抽出式通风，进风井与回风井独立布置，分一期西区、东区独立通风，二期合并统一通风，风流稳定、无污风串联，符合地下矿山通风规范要求。

2) 按井下最多作业人数、采掘工作面、柴油设备用风三项指标核算，一期总风量 $35\text{m}^3/\text{s}$ 、二期 $29\text{m}^3/\text{s}$ ，覆盖全部用风点，独头掘进与采场配备隔爆型局部通风机，可快速稀释炮烟与有毒有害气体。

3) 主通风机选用 FKZ (K40) 系列轴流风机，具备反转反风功能，反风量达正常风量 60%以上；风机配套仪表、开停传感器齐全，实现实时监测与地面监控，关键设备一用一备。

4) 按规范设置风门、挡风墙等通风构筑物，减少漏风、均衡配风；主扇、局扇、风筒均为矿用阻燃防爆产品，系统密闭性与风流调控能力满足安全运行要求。

5) 配备专职通风人员与管理制度，定期检测风量、风速及有毒有害气体；系统连续稳定运行，设备故障可快速切换，灾变时能通过反风、调风控制烟气蔓延，窒息、粉尘危害风险低。

6) 可研一期通风系统示意图中，930m 中段作为主要人员通行巷道，未配置该中段设计风量，无稳定风流稀释弥散有害气体；可研未明确巷道型采场/掘进巷道 $\geq 0.25\text{m/s}$ 、硐室型采场 $\geq 0.15\text{m/s}$ 的排尘风速设计控制值，未开展风速校核。

3.6.2 预先危险性分析及符合性评价

通风防尘单元存在主要的危险、有害因素为窒息、机械致害、职业病危害等，针对以上危险、有害因素评价选用的主要评价方法为预先危险性评价方法。

表 3-11

通风防尘单元

序号	单元	主要危险、有害因素	触发条件	危险等级	《可行性研究报告》是否采取相应措施	符合性评价
1	通风系统	窒息、窒息	主通风机故障停运；通风网络紊乱、风流短路；风量不足、通风时间不足；采场无贯穿风流；独头掘进无可靠局部通风；有毒有害气体体积聚超标。	II	设计采用对角式机械抽出通风、分区通风；按人数、工作面、柴油设备核算风量；设置局部通风机。	符合
2	通风设备	窒息、系统失效	主扇 / 局扇能力不足、无备用电机；保护监测缺失；风筒破损漏风；设备失修停转。	II	选用 FKZ 系列主通风机、隔爆型局扇，配备阻燃风筒；设置开停传感器。	符合
3	通风构筑物	风流短路、漏风、串风	风门、挡风墙缺失或关闭不严；调节设施失效；密闭质量差；巷道堵塞风路。	II	设计设置风门、挡风墙等构筑物，强制分风、减少漏风。	符合
4	通风监测	窒息、超标作业	未设风速、风压、气体传感器；监测不准、不报警；未定期检测风质风量。	II	设计安装风速、风压、风机开停传感器；配备便携式气体检测仪。	符合
5	通风管理	违章停风、中毒风险	无专职通风人员；擅自停开风机；不执行爆破后通风制度；巷道堆料堵塞风道。	II	配备专职通风人员，建立通风管理制度，要求 24h 连续通风。	符合
6	通风系统	有毒有害气体体积聚、人员窒息	930m 中段为一期主要人员通行巷道，一期通风系统示意图未配置该中段设计风量，无稳定风流稀释弥散有害气体。	II	可研一期通风系统示意图中 930m 人员通行中段未配置风量。	不符合

通过本节的预先危险性分析，共找出该地下采矿工程建设项目通风防尘系统中，危险等级为Ⅳ级（灾难性的）的危险、有害因素有 0 类；危险等级为Ⅲ级（危险的）的危险、有害因素有 0 类；危险等级为Ⅱ级（临界的）的危险、有害因素有 6 类；危险等级

为I级（基本安全的）的危险、有害因素有 0 类。

依照评价分析结果，本评价认为《可行性研究报告》对通风单元中的可能存在的危险、有害因素采取了安全技术对策措施，能满足规程规范及安全生产的要求。但还存在以下问题：

一期通风系统示意图中 930m 中段作为主要人员通行巷道，未配置对应设计风量；可研未明确巷道型采场/掘进巷道 $\geq 0.25\text{m/s}$ 、硐室型采场 $\geq 0.15\text{m/s}$ 的排尘风速设计控制值，未进行风速校核。

3.6.3 安全分析及符合性评价

表 3-12

符合性评价安全检查

序号	检查项目及检查内容	依据标准、规范	可行性研究报告设计情况	检查结果
1	地下矿山应采用机械通风，严禁自然通风。	GB16423-2020 6.6.2.1	设计采用对角式机械抽出式通风，主通风机设在回风井地表。	符合
2	矿井需风量应按人数、采掘工作面、柴油设备分别计算，并取最大值；井下每人供风量 $\geq 4\text{m}^3/(\text{min}\cdot\text{人})$ 。	GB16423-2020 6.6.1.3	矿井需风量按人数、采掘工作面、柴油设备分别计算，并取最大值。	符合
3	巷道型采场与掘进巷道排尘风速 $\geq 0.25\text{m/s}$ ；硐室型采场 $\geq 0.15\text{m/s}$ 。	GB16423-2020 6.6.1.3	可研未明确巷道型采场/掘进巷道 $\geq 0.25\text{m/s}$ 、硐室型采场 $\geq 0.15\text{m/s}$ 的排尘风速设计控制值，未进行风速校核。	不符合
4	每台主通风机应配备备用电机，并能快速更换；同型号多台可只备 1 台。	GB16423-2020 6.6.3.2	可研明确主通风机设置备用电机及快速更换设施。	符合
5	主通风机应具备反风功能，反风量 $\geq$ 正常风量 60%。	GB16423-2020 6.6.3.3	选用 FKZ (K40) 轴流风机，可反转反风，满足反风要求。	符合
6	主通风机应设置风压、风量、电流、电压、轴承温度监测及开停传感器。	GB16423-2020 6.6.3.4	设计安装监测仪表与 GKT5L 开停传感器。	符合

7	每个采场、掘进工作面应形成 独立通风系统 ，严禁微风、无风作业。	GB16423-2020 6.6.2.2	分区通风，采场通过天井形成回风路线，独头掘进配备局扇。	符合
8	局部通风机必须选用 矿用隔爆型 ，配阻燃风筒，风筒出口距工作面 $\leq 5\text{m}$ 。	GB16423-2020 6.6.4.1	选用 FBY 隔爆局扇，配 $\Phi 400/500$ 阻燃风筒。	符合
9	通风构筑物（风门、挡风墙、调节窗）应完好可靠，杜绝风流短路、大量漏风。	GB16423-2020 6.6.5.1	设计设置风门、挡风墙，强制分风减少漏风。	符合
10	应配备专职通风人员，建立通风检查、测风测气、设施维护制度。	GB16423-2020 6.6.6.1	设计配备专职通风工与化验室，建立通风管理制度。	符合
11	井下主要人员通行中段巷道，应配置相应设计风量，保证巷道内具备稳定风流，满足人员呼吸、稀释弥散有毒有害气体要求。	GB16423-2020、 《金属非金属地下矿山通风技术规范》KA30-2026	一期通风系统示意图中，930m 中段作为一期主要人员通行巷道，未配置设计风量。	不符合
共计 11 项		符合项：9 项	不符合项：2 项	

通过查阅《可行性研究报告》，对照安全检查表检查结果情况，并依据判定标准可以得出：通风单元项共计检查 11 项，检查项中符合要求的项目为 9 项，占检查项目的 81.82%，而不符合要求的项目为 2 项，占检查项目的 18.18%。说明通风防尘单元与安全生产标准、规范要求的符合性较好，能满足安全生产活动要求，但仍存在以下问题：

1.可研未明确巷道型采场/掘进巷道 $\geq 0.25\text{m/s}$ 、硐室型采场 $\geq 0.15\text{m/s}$ 的排尘风速设计控制值，未进行风速校核。

2.一期通风系统示意图中 930m 中段作为一期主要人员通行巷道，未配置满足要求的设计风量，第二期通风系统示意图无进风量。

3.7 供配电设施单元

3.7.1 主要危险、有害因素辨识与分析

1.可能存在以下危险、有害因素：

1)矿山采用单回路供电，如该回路出现故障，整个矿井的供电将中断，导致提升、通风、排水等关键设备无法正常运行，增加事故发生的风险。

2)虽采用双回路供电，但如果两回路未采用分列运行方式，一旦其中一回路故障，另一回路可能因过载或其他问题也无法正常供电。

3)变压器容量不足，致使变压器超负荷运行会导致温度升高、绝缘降低，最终可能烧毁变压器，引发停电甚至火灾事故。

4)设备长时间超负荷运行会增加设备故障率，缩短设备寿命，甚至直接引发系统短路。

5)没有设置必要的电气安全技术措施(如接地接零保护、漏电保护、绝缘保护、安全电压等)，而引发电击触电伤害。

6)井下使用非阻燃电缆，使火灾蔓延和扩大；

7)采掘工作面或安全通道照明未使用安全电压，易发生线缆、灯具漏电或电击伤人事故；

2.可行性研究报告

1) 供电电源

设计本项目采用电网供电，在选矿厂磨选主厂房附近接近负荷中心的合适位置建设采选工程 10kV 总配电所，10kV 电源引自变电所，10kV 架空线路已架设至矿区，供电距离约 17km。

另考虑一级负荷双重电源供电要求，在西斜井口设备用柴油电站一座，容量 160kW，作为西斜井提升机（一级负荷）的备用电源。在东斜井口设备用柴油电站一座，容量 800kW，作为 930m 中段主排水泵及东斜井提升机（一级负荷）的备用电源。二期时，原东斜井备用柴油电站作为 930m 中段主排水泵及 776m 中段主排水泵（一级负荷）的备用电源，另增设 350kW 柴油发电机组一台，作为东斜井提升机的备用电源。

以上配置可满足本工程一级负荷双重电源配置要求。

2) 供配电

矿山井下主排水泵、斜井提升机为一级负荷。一期最大排水时，一级负荷总功率 682kW；二期最大排水时，一级负荷总功率 945kW。视频监控系统用电、矿井通信和安全监控装置的设备电源为二级负荷，其余均为三级用电负荷。对一级负荷采用双重电源供电。

根据矿区用电负荷大小、分布范围、位置等，设计在选矿厂磨选主厂房附近靠近负荷中心的合适位置设采选工程 10kV 总配电所，由该变电所以 10kV 为全矿供电。

采选工程 10kV 总配电所 10kV 侧采用单母线接线，放射式向磨选工段变电所、破碎工段变电所、尾矿压滤车间、西北斜井变电所，东斜井变电所、充填站及矿部生活区供电。

3) 设备选型

按技术先进可靠、经济合理、节省能源和环境条件进行选择。

10kV 高压开关柜：地面变电所采用 GKYN28 手车式真空开关柜。井下变电所采用 GKG 型矿用一般型手车式高压真空开关柜；继电保护装置采用分散式数字式保护装置。

变压器：地表变压器采用 S13 型油浸式电力变压器和 SCB12 型干式电力变压器；井下电力变压器选用矿用型干式变压器；

低压配电柜：地表低压配电柜选用 GGD 型固定式交流低压配电柜，井下低压配电屏选用矿用一般型。

直流电源屏：选用智能高频开关直流电源屏，220V，50AH。

根据《国家矿山安全监察局关于印发执行安全标志管理的矿用产品目录的通知》矿安[2022]123 号相关规定，井下使用的变压器、整流器、高低压开关柜（箱）、软启动柜、变频柜必须具有矿用产品安全标志。

4) 供配电线路及敷设方式

根据《矿山电力设计标准》GB50070-2020 的相关规定。在立井或倾角 45°及以上的井巷内固定敷设的高压电缆采用阻燃型交联聚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固定高压电缆采用阻燃型交联聚乙烯绝缘钢带铠装聚氯乙烯护套电力电缆；固定敷设的低压电缆采用交联聚乙烯绝缘电缆；控制电缆采用阻燃型铜芯（屏蔽）硅橡胶绝缘及护套控制软电缆，网络线采用专用屏蔽线和同轴电缆。

井下应采用低烟、低卤或无卤的阻燃电缆，并应具有矿用产品安全标志。

水平或倾斜巷道内的电缆悬挂点的间距，不得大于 3m；立井电缆悬挂点的间距，不得大于 6m。

电缆与水管、风管平行敷设时，电缆与水管、风管平行敷设时，电缆应在管道的上方且净距大于 0.3m。高、低压电力电缆敷设在同一侧时，高、低压电力电缆相互净距不小于 0.1m。电缆敷设高度应不低于 1.2 米。

车间吊车配电采用安全型滑触线，电动葫芦配电采用橡套软电缆。

5) 防雷接地

(1) 防雷

炸药库为一类防雷建筑物，其余按建筑物预计雷击次数确定建筑物的防雷分类。分别按不同的要求设置避雷针及避雷带。

防雷电波入侵采用在 10kV 进线上设置氧化锌避雷器。架空线路采用电缆进出线。

进出配电室、控制室的电力电缆金属外皮、或非铠装电缆金属保护管做接地。电气装置外露导电部分和装置外导电部分（如电气装置的金属外壳、电缆桥架、金属管道、金属构件、屏蔽电缆等）均做保护性接地。

敷设在厂区的电缆、桥架及支架每隔 50M 做重复接地，接地电阻不大于 30 欧姆。

进入工艺车间工艺管道、供水、供气、管道、在进入车间处进行重复接地，防止雷击感应过电压引入车间。

(2) 接地

①地表部分

10kV 系统均采用 IT 系统。

地表 0.4kV 系统采用 TN-S 系统。

地表变电所设主接地极，接地电阻 $\leq 4\Omega$ 。接地电阻不满足要求时增加人工接地装置。人工接地极做法：埋深 0.8m， $\angle 50 \times 5 \times 2500$ 热浸镀锌角钢 5 根，间隔 $\geq 5m$ 垂直打入地下， $\angle 40 \times 4$ 热浸镀锌角钢焊接连通引至配电系统接地母排。

②井下部分

井下供电采用 IT 系统，设置接地检测装置。

在 930m 中段水仓设主接地极。井下主接地极不少于两块，主接地极采用 2 块面积不小于 $0.75m^2$ ，厚为 6mm 的镀锌钢板。在各配电点设局部接地极，局部接地极通过电缆专用接地芯线与主接地极可靠连接，形成不间断的井下接地网，从井下接地网任意一

点测得的接地电阻不大于 2Ω 。

6) 电气照明

在炸药库、油库等重要场所的照明配电线路中，相线及中性线均装设短路保护，并使用双级开关同时切断相线及中性线，沿外墙高处敷设照明线，地表生产厂房采用一般型工厂灯集中控制，办公室、住宅等采用荧光灯分散控制；地表室外照明采用高压钠灯，沿道路、运输轨道水泥杆架设。

井下照明采用矿用防潮灯，集中控制，电源取自照明变压器；井底车场、错车道、硐室内灯具的间距为 4m，运输巷为 10m，采场 4m。移动式照明电压 36V，采掘工作面、梯子间、天井以及天井到回采工作面之间照明电压为 36V，井下其它固定式照明电压 220V。

3. 安全可靠分析

1) 供电电源可靠：采用 10kV 电网专线供电，东、西斜井分别配置柴油发电机组，一级负荷实现双电源保障，任一电源故障不影响关键设备运行。

2) 系统布局合理：地面设 10kV 总配电所，井下分设中段变电所，采用放射式+单母线分段接线，故障范围可控，供电连续性强。

3) 设备选型合规：井下设备全部具备矿用安全标志（KA），选用干式防爆、阻燃型设备，无油浸隐患，适配井下高危环境。

4) 防护措施完善：井下采用 IT 不接地系统，接地网电阻 $\leq 2\Omega$ ；电缆为低烟阻燃铠装，照明分 220V/36V 分级使用，触电、火灾风险低。

5) 保护与监控齐全：高、低压系统配置完备保护，配备智能监控与 UPS 应急电源，可实时预警、快速切断故障，供电安全稳定。

6) 可研二期盲斜井提升机（升降人员）、776m 中段下山开采主排水泵属于一级负荷，可研未完整明确双重电源（外部双回路、备用柴油发电机组、井下双回路配电）供电方案，设计内容不全。

7) 可研提出井下电缆敷设高度应不低于 1.2m。对照 GB16423-2020 第 6.7.2.6，该规程无 1.2m 的固定数值，仅要求电缆悬挂位置应防止矿车脱轨撞击、坠落不落在轨道/运输机上。1.2m 悬挂高度偏低，有轨运输巷道矿车容易刮碰电缆，存在电气安全隐患。

8) 第一期供电系统图部分中变压器容量与矿山供配电中变压器容量不一致。

3.7.2 预先危险性分析及符合性评价

矿山电气单元存在主要的危险、有害因素为电气火灾、触电等，针对以上危险、有害因素评价选用的主要评价方法为预先危险性评价方法。

表 3-13

供配电设施单元

序号	单元	主要危险、有害因素	触发条件	危险等级	《可行性研究报告》是否采取相应措施	符合性评价
1	供电电源	停电、电气火灾、触电	单回路供电、一级负荷无备用电源、电源容量不足、保护失效。	II	一级负荷采用双电源供电，配置柴油发电机组作为备用电源。	符合
2	电气设备	触电、电气火灾、设备损坏	设备选型非矿用防爆、无安全标志、保护装置缺失、接地不良、绝缘破损。	II	井下设备选用矿用防爆型、具备安全标志，配置接地、漏电、过流保护。	符合
3	供配电线路	触电、电气火灾、短路断电	电缆非阻燃、敷设不规范、悬挂间距超标、高低压电缆混放、无防护措施。	II	井下采用阻燃铠装电缆，规范敷设间距与管路防护，高低压电缆保持安全距离。	符合
4	电气照明	触电、火灾、照明失效	采掘面未用 36V 安全电压、灯具非防爆、线缆破损、保护缺失。	II	采掘工作面、天井等采用 36V 安全电压，井下使用矿用防潮防爆灯具。	符合
5	防雷接地	雷击、触电、短路火灾	防雷装置缺失或失效、接地电阻超标、等电位联结不完善。	II	按防雷分类设置避雷装置，井下接地网接地电阻 $\leq 2\Omega$ ，完善等电位联结。	符合
6	电气保护	触电、漏电、电气火灾	井下高压供电系统未装设 选择性漏电保护 ，保护配置不完善	II	可研仅设置常规漏电、过流、接地保护，未明确装设 高压选择性漏电保护装置 。	不符合

通过本节的预先危险性分析，我们共找出该矿地下采矿工程供配电设施单元中，危险等级为IV级（灾难性的）的危险、有害因素有 0 类；危险等级为III级（危险的）的危险、有害因素有 0 类；危险等级为II级（临界的）的危险、有害因素有 6 类；危险等级为I级（基本安全的）的危险、有害因素有 0 类。

依照评价分析结果，本评价认为《可行性研究报告》对供配电设施单元中的可能存

在的危险、有害因素均采取了安全技术对策措施，能满足规程规范及安全生产的要求。

但还存在以下问题：

可研仅设置常规漏电、过流、接地保护，未明确装设高压选择性漏电保护装置。

3.7.3 安全分析及符合性评价

表 3-14

符合性评价安全检查

序号	检查项目及检查内容	依据	可行性研究设计情况	检查结果
1	提升、主排水等一级负荷应由双重电源供电，任一电源应满足全部一级负荷用电。	GB 16423-2020 6.7.1.1	一级负荷采用 10kV 主电源 + 柴油发电机组备用，满足双电源要求。	符合
2	地面引至井下变电所电缆不少于两回路，任一回路能承担全部负荷。	GB 16423-2020 6.7.1.5	井下变电所采用双回路供电，符合要求。	符合
3	井下照明：运输巷 / 车场 $\leq 220V$ ；采掘面、天井、行灯 $\leq 36V$ ；手持设备 $\leq 127V$ 。	GB 16423-2020 6.7.1.4	采掘面、天井采用 36V 安全电压，固定照明 220V，符合要求。	符合
4	井下必须采用低烟、低卤或无卤阻燃电缆。	GB 16423-2020 6.7.2.1	井下选用矿用阻燃电缆，符合要求。	符合
5	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；	GB 16423-2020 6.7.2.2	斜井、倾角 $\leq 45^\circ$ 巷道按规范选用钢带铠装/细钢丝铠装、低烟低卤阻燃铜芯电力电缆。	符合

6	a) 电缆不应悬挂在风管或水管上,不得遭受淋水。电缆上严禁悬挂任何物件。电缆与压风管、供水管在巷道同一侧敷设时,必须敷设在管子上方,并保持 0.3 m 以上的净距; b) 井筒和巷道内的通信和信号电缆,应与电力电缆分挂在井巷两侧;受条件所限在井筒内,应敷设在电力电缆距 0.3 m 以外的地方;在巷道内,应敷设在电力电缆的上方,保持 0.1 m 以上的距离; c) 高、低压电力电缆敷设在巷道同一侧时,高、低压电缆之间的距离应大于 0.1 m。高压电缆之间、低压电缆之间的距离不得小于 50 mm; d) 巷道内的电缆悬挂点间距,在水平巷道或倾斜井巷内不应大于 3 m,在立井井筒内不应大于 6 m; e) 沿钻孔敷设的电缆必须绑紧在钢丝绳上,钻孔必须加装套管。	GB 16423-2020 6.7.2.3	明确电缆悬挂间距与敷设要求,符合规范。	符合
7	井下严禁使用油浸式电气设备。	GB 16423-2020 6.7.3.1	井下全部采用矿用干式变压器,无油浸设备。	符合
8	井下供电系统必须装设漏电保护、过流、接地保护。	GB 16423-2020 6.7.3.2	设计配置漏电、过流、接地保护,齐全有效。	符合
9	井下接地网任意一点接地电阻 $\leq 2\Omega$,主接地极不少于 2 块。	GB 16423-2020 6.7.3.3	井下设主接地极 + 局部接地极,接地网电阻 $\leq 2\Omega$ 。	符合
10	井下电气设备必须具有矿用产品安全标志 (MA/KA)。	矿安(2022)123 号	井下高低压柜、变压器、变频柜等均有安标。	符合
11	电缆与风管、水管平行敷设时,电缆应敷设在上方,净距 $\geq 0.3m$ 。	GB 16423-2020 6.7.2.3	设计明确电缆与管路敷设位置及安全距离。	符合
12	井下高压供电系统必须装设选择性漏电保护装置	GB 16423-2020 第 6.7.3.2 条	可研仅设置常规漏电、过流、接地保护,未明确装设高压选择性漏电保护装置。	不符合
共计 12 项		符合项: 11 项	不符合项: 1 项	

通过查阅可行性研究报告,对照安全检查表检查结果情况,并依据判定标准可以得出: 矿山电气单元项共计检查 12 项,其中符合要求的项目为 11 项,占总检查项目的 91.67%,而不符合要求的项目为 1 项,占总检查项目的 8.33%。说明矿山电气单元与安

全生产标准、规范要求的符合性较好，能满足安全生产活动要求。但还存在以下问题：

可研仅设置常规漏电、过流、接地保护，未明确装设高压选择性漏电保护装置。

3.8 防排水与防灭火单元

3.8.1 主要危险、有害因素辨识与分析

1. 矿井水害相关危险有害因素

1) 本矿矿床水文地质条件判定为裂隙含水层充水为主，水文地质条件中等（第二类第二型）。矿区存在历史盗采形成老采空区，估算积水量约 300m³；参考 7·31 哈密特大暴雨案例，存在大气降雨经地表塌陷裂隙下渗充水、构造破碎带导水等水害风险。采掘工程揭露老空积水、富水破碎带，未落实探放水措施，易发生突水事故，造成人员淹溺、设备损毁、巷道淹没。

2) 防水门、防水闸门压力等级选型与矿区最大水压不匹配；防水门安装位置、数量、密闭性能不满足规范，突水后无法实现有效隔离，会造成灾害扩大，威胁其他作业区域人员安全。

3) 未严格执行“三专两探一撤”探放水工作要求，无专职探放水队伍、无专用探放水设备、无专项探放水设计；对老空区、构造破碎带、富水地段未做到先探后掘；水害险情出现后不能及时撤人，极易诱发突水伤亡事故。

4) 水仓、水泵房容积、排水能力不足，水泵选型、管路配置不能满足正常涌水及最大涌水排水要求，雨季涌水量增大时无法及时排除井下涌水，发生淹井风险。

5) 水仓不及时清淤，有效容积缩减；水泵、管路维护不到位，设备故障失效，排水系统丧失排水能力。

6) 井下排水系统供电不可靠，排水泵未实现双回路供电，停电状态下排水设备停运，涌水持续积聚造成淹井。

2. 井下火灾危险有害因素

1) 井下电气设备、电缆选型不当、绝缘破损、短路过载，引发电气火灾。

2) 井下油料存放、加注管理不当，油料泄漏遇火源引发火灾。

3) 爆破器材管理、使用不当引发火灾爆炸。

4) 木支护、可燃材料使用，发生外因火灾。

5) 火灾发生后, 防火门、防火栅栏门失效, 烟火向其他巷道蔓延扩大灾情; 有毒烟气扩散, 造成人员窒息。

3. 可行性研究报告

1) 地表排水

(1) 生活用水排放

生活区洗手、冲厕、淋浴等生活排水量 $20.0\text{m}^3/\text{d}$ 。生活污水经化粪池处理后和其它生活排水一并就近外排放, 作为绿化用水。

(2) 地表防排水

①生活区防排水

为了将生活区场地内的雨水及时排出场外, 设计生活区周围设排水明沟, 雨水通过排水明沟排至场外, 雨水明沟采用倒置梯形断面, 上宽 600mm , 下宽 300mm , 高 300mm , 断面积 0.08m^2 , 雨水明沟基岩处开挖采用裸沟形式, 其他地段采用浆砌片石护坡。

②工业场地防排水

工业场地周围设排水明沟, 排水明沟采用倒置梯形断面, 上宽 600mm , 下宽 300mm , 高 300mm , 断面积 0.08m^2 , 雨水明沟基岩处开挖采用裸沟形式, 其他地段采用浆砌片石护坡。

(3) 污水处理

在生活区南侧, 地势较低位置, 布置集中水池及地埋式污水处理设施, 主要是由沉淀池、污泥池、设备间、电控部分组成的一体化设备。

沉淀池是由中心布水器、气体泵等部件组成, 主要作用是利用竖流沉淀原理将污泥沉淀于池子底部。

2) 井下排水

井下排水主要包括 3 个部分, 地下涌水、生产回水、充填回水。

(1) 井下涌水

依据《新疆哈密市伊州区白干湖金矿详查报告》, 预测地下水正常涌水量, 计算结果为 930m 标高 I 号矿群正常涌水 $158.23\text{m}^3/\text{d}$, 最大涌水 $273.29\text{m}^3/\text{d}$; 900m 标高 II 号矿群正常涌水 $212.78\text{m}^3/\text{d}$, 最大涌水 $356.75\text{m}^3/\text{d}$ 。

776m 标高I号矿正常涌水 $501.64\text{m}^3/\text{d}$ ，最大涌水 $890.11\text{m}^3/\text{d}$ ；776m 标高II号矿群正常涌水 $832.45\text{m}^3/\text{d}$ ，最大涌水 $1335.02\text{m}^3/\text{d}$ 。

(2) 生产回水

矿山采矿生产规模为 $250\text{t}/\text{d}$ ，采矿生产用水约 $0.25\text{m}^3/\text{t}$ ，采矿日需用水量 $63\text{m}^3/\text{d}$ ；生产回水约为 $19\text{m}^3/\text{d}$ 。

(3) 充填回水

井下开采日平均充填量为 $174.34\text{m}^3/\text{d}$ ，充填浆料含水量 28%，充填系统日回水量约 $50\text{m}^3/\text{d}$ 。

(4) 井下排水量

井下开采日平均充填量为 $174.34\text{m}^3/\text{d}$ ，充填浆料含水量 28%，充填系统日回水量约 $50\text{m}^3/\text{d}$ 。

3) 排水系统选择

(1) 第一期排水系统

设计两个采区统一布置排水系统，一段集中排水，水仓、水泵房布置在东斜井井底车场附近，中段内采用自流排水，运输巷道一侧修建排水沟，排水沟断面为上宽 0.3m ，下宽 0.15m ，深 0.15m 的倒梯形断面，排水沟坡度与运输巷道坡度一致，向水仓设 0.5% 的纵向下坡。

(2) 第二期排水系统

设计两个采区统一布置排水系统，两段接力排水，776m 水仓、水泵房布置在盲斜井井底车场附近，中段内采用自流排水，运输巷道一侧修建排水沟，排水沟断面为上宽 0.3m ，下宽 0.15m ，深 0.15m 的倒梯形断面，排水沟坡度与运输巷道坡度一致，向水仓设 0.5% 的纵向下坡。

776m 井下涌水通过一段排至 930m 水仓，再由 930m 水仓排至地表高位水池。

4) 排水设施建设

(1) 水泵房及变配电硐室

①第一期水仓、水泵房及变配电硐室

设计第一期在东斜井 930m 井底车场附近设水泵房、水仓、变配电硐室等排水设施，

各中段的涌水通过泄水孔排至 930m 中段水仓。

水泵硐室与配电硐室毗邻，水泵硐室长×宽×高=20m×3.6m×3.6m，中央变电硐室长×宽×高=9.0m×3.6m×3.6m，硐室采用锚喷支护，强度 C25，支护厚度 100mm。

水泵硐室与配电硐室各设一个出口通往中段运输巷道；水泵硐室另一出口通过斜道与东斜井联通，斜巷内设施人行踏步、照明设施，斜巷上口高出该处巷道 7.5m，作为水泵硐室应急安全出口。在通往中段运输巷道的两个联络道内安装阻燃栅栏门、MMB1.8m×2.0m 型矿用防水、防火门，水泵与变配电硐室之间设置 MFHSL1.8*2.0 型矿用防火门。水泵硐室底板高出该处中段运输巷道底板 500mm，配电硐室底板高于水泵硐室底板 300mm。

②第二期水仓、水泵房及变配电硐室

设计第二期在盲斜井 776m 井底车场附近设水泵房、水仓、变配电硐室等排水设施，各中段的涌水通过泄水孔排至 776m 中段水仓。

水仓、水泵硐室、中央配电硐室设置参数与 930m 中段一致。

设计主水仓断面为 1/3 三心拱断面 2.0m×2.4m，净断面 4.64m²，主水仓长 50m，有效容积 200m³，满足矿井 3.4 小时正常排水需求；副水仓断面为 2.0m×2.4m，净断面 4.64m²，副水仓长 35m，有效容积 150m³，满足矿井 2.5 小时正常排水需求。

(2) 排泥

在连通水仓与中段运输巷道的的各斜巷内设置沉淀池，水仓清泥方式为铲运机清理，矿用自卸汽车运输至地表。

5) 防灭火

矿山井下生产、消防、灭尘用水量为 80t/d，要求供水压力为 0.3~0.5MPa。

副油储油室设置在斜井井口附近，建筑结构为砖混结构，储油室内设消防沙池、消防桶、消防铲及灭火器。副油储油室悬挂消防警示牌，配备 6 个 5kg 干粉灭火器和 1 个 35kg 手推式干粉灭火器，同时配备铁锹，沙池等消防设施。

设计在机修房西北侧直线距离约 50m 处设置加油点，矿山用油车辆集中在此点进行加油，加油车加注点划明显位置标识，设置禁火标志和相应灭火器材；加油车周围 10m 距离内严禁烟火；加油点设置灭火器、消防砂池、消防桶、消防铲。

4.安全可靠性分析

1) 井下设置分段排水系统,水仓、水泵房布置位置符合规范,未明确排水泵、排水管道的型号及数量,无法判断设计是否符合要求,主排水泵实现双回路供电,水仓可分区清淤,具备基本排水保障条件。

2) 可研对老空水、构造裂隙水风险做了辨识,提出超前探放水原则性要求,但在明显短板:

(1) 未对防水门开展水压计算,未明确防水门压力等级选型,缺少压力与矿区最大水压匹配性论证。

(2) 水文地质条件中等,存在老空积水隐患,但可研未落实“三专两探一撤”相关设计,缺少专职探放水队伍、专用探放水设备、专项探放水设计的相关内容。

3) 地表油料储存、井下防火门、防火栅栏门配置、支护材料选用基本符合防灭火要求;但井下机电硐室防火设施配置论述深度不足。

4) 存在老采空积水、雨季暴雨入渗充水风险,安全设施设计阶段应完成水压验算,确定防水门压力等级;完整落实探放水“三专两探一撤”全部措施。

3.8.2 预先危险性分析及符合性评价

防排水单元存在主要的危险,有害因素为泥石流、洪水等,针对以上危险、有害因素评价选用的主要评价方法为预先危险性评价方法。

表 3-15 防排水和防灭火单元

序号	单元	主要危险、有害因素	触发条件	危险等级	《可行性研究报告》是否采取相应措施	符合性评价
1	井下排水系统	矿井突水、淹井	水仓容积不足、排水泵能力不足;供电不可靠;水仓淤积堵塞;未开展超前探放水。	II	按最大涌水量选型排水泵,主排水泵双回路供电,设置主、副水仓,提出超前探放水原则性要求。	符合
2	防水设施	突水后灾情扩大、人员伤亡	防水门压力等级不匹配最大水压;防水门密闭、安装不满足要求,不能有效隔离水灾。	II	可研未开展水压核算,未明确防水门压力等级选型。	不符合
3	探放水作	老空水、构造水突水伤人	水文地质条件中等,存在老采空积	II	可研仅原则提出超前探放水,未结合哈密“7·	不符合

	业		水隐患，未落实“三专两探一撤”；无专职探放水队伍、无专用探放水设备，未执行先探后掘；险情发生不能及时撤人。		31”特大暴雨极端山洪风险，未落实“三专两探一撤”相关专项设计，未明确探放水队伍、专用探放水设备配置。	
4	井下消防与防火	火灾、窒息、火势蔓延	未按规定设置井下消防管路系统、消防水源及消火栓，消防设施不完善	II	可研仅在副油储油室、加油点配备灭火器，未设计完善的井下消防供水系统及消火栓布置。	不符合
5	地面防火	火灾、爆炸、引燃井下	储油点、配电室、生活区防火不足；无消防通道。	II	地面消防器材齐全；加油点、储油室独立设置；建筑阻燃结构。	符合

通过本节的预先危险性分析，该矿防排水与防灭火单元危险等级为IV级（灾难性的）的危险、有害因素有 0 类；危险等级为III级（危险的）的危险、有害因素有 0 类；危险等级为II级（临界的）的危险、有害因素有 5 类；危险等级为I级（基本安全的）的危险、有害因素有 0 类。

依照评价分析结果，本评价认为《可行性研究报告》对防排水与防灭火单元中的可能存在的危险、有害因素均采取了安全技术对策措施，能满足规程规范及安全生产的要求。但还存在以下问题：

- 1.可研未开展水压核算，未明确防水门压力等级选型。
- 2.可研仅原则提出超前探放水，未结合哈密“7·31”特大暴雨极端山洪风险，未落实“三专两探一撤”相关专项设计，未明确探放水队伍、专用探放水设备配置。
- 3.可研仅在副油储油室、加油点配备灭火器，未设计完善的井下消防供水系统及消火栓布置。

3.8.3 安全分析及符合性评价

表 3-16

符合性评价安全检查

序号	检查项目及检查内容	依据	设计情况	检查结果
----	-----------	----	------	------

1	水文地质条件中等矿山，存在老空积水、构造破碎带充水隐患，探放水工作应当落实“三专两探一撤”：配置专职探放水队伍、专用探放水设备、编制专项探放水设计；坚持“预测预报、有疑必探、先探后掘、先治后采”；出现突水险情第一时间撤出井下受威胁区域人员。	GB16423-2020 6.5.2.3	可研仅提出超前探放水原则性要求，未结合哈密“7·31”特大暴雨极端山洪风险，未落实“三专两探一撤”相关专项设计，未明确专职探放水队伍、专用探放水设备配置。	不符合
2	主要水泵房应当设置防水门，防水门的压力等级应按照所在位置可能出现的最大水压进行计算确定，防水门的设置位置、结构、密闭性能应当满足抵御突水隔离灾变要求。	GB16423-2020 6.5.3.4	可研未开展最大水压验算，未明确防水门压力等级选型。	不符合
3	井下主要排水设备，应当至少由工作泵、备用泵、检修泵三类水泵组成；工作水泵能力应在 20h 内排出 24h 正常涌水量；工作 + 备用水泵能力应在 20h 排出 24h 最大涌水量。	GB16423-2020 6.5.3.1	排水泵按照正常、最大涌水量选型配置工作、备用、检修水泵。	符合
4	主要水仓应当有主仓和副仓，当一个水仓清理时，另一个水仓能够正常使用；水仓有效容积应当满足规范最低容积要求。	GB16423-2020 6.5.3.2	设置主、副水仓，可分开清淤，互不干扰排水。	符合
5	主要排水泵房的供电，应采用双回路供电，其中任意一条回路故障，另一条回路应当能够承担全部排水负荷。	GB16423-2020 6.5.3.3	主排水泵采用双回路供电。	符合
6	井下机电设备硐室应设置防火栅栏两用门；井下严禁使用可燃性材料作为永久支护。	GB16423-2020 6.9.1.3、6.2.7.1	机电硐室设置防火栅栏门；井下永久支护不采用可燃材料。	符合
7	地下矿山必须设置完善的井下消防供水系统，敷设消防管路，并按规定设置消火栓。	GB16423-2020 第 6.9.1.1 条	可研仅在地面副油储油室、加油点配备消防器材，未设计井下消防管路、消防水源及消火栓。	不符合
8	井下严禁存放大量汽油、柴油等易燃油料；井下确需使用的少量润滑油应当存放在专用不燃性容器内；井下主要硐室、重要机电设备地点配备相应灭火器材。	GB16423-2020 6.9.1.9	井下不设置集中储油点，油料存放于地表副油储油室，配备消防器材；井下不大量存放油料。	符合
共计 8 项		符合项：5	不符合项：3 项	

通过查阅《可行性研究报告》，对照安全检查表检查结果情况，并依据判定标准可以得出：防排水与防灭火单元项共计检查 8 项，其中符合要求的项目为 5 项，占总检查项目的 62.5%，而不符合要求的项目为 3 项，占总检查项目的 37.5%。说明防排水与防

灭火单元与安全生产标准、规范要求的符合性一般。但还存在以下问题：

- 1.可研未开展水压核算，未明确防水门压力等级选型。
- 2.可研仅原则提出超前探放水，未结合哈密“7·31”特大暴雨极端山洪风险，未落实“三专两探一撤”相关专项设计，未明确探放水队伍、专用探放水设备配置。
- 3.可研仅在副油储油室、加油点配备灭火器，未设计完善的井下消防供水系统及消防栓布置。

3.9 排土场单元

根据《哈密鑫恺矿业有限公司新疆哈密市白干湖金矿 6 万吨/年采选工程可行性研究报告》，本项目不设置永久外部排土场。项目采用地下开采方式，基建及采矿生产过程中产生的废石（含掘进废石、剥离岩土等）均通过场内综合利用如尾矿库筑坝、道路建设与维护、采空区充填等方式处置，后期生产废石不出井，不外排、不设永久堆存场地，符合《金属非金属矿山安全规程》（GB16423-2020）及矿产资源综合利用相关政策要求。

3.10 安全避险“六大系统”和数字化单元

3.10.1 主要危险、有害因素辨识与分析

1.可能存在以下危险、有害因素：

- 1) 系统建设滞后采掘进度，灾变时无法联动启用。
- 2) 无独立双回路供电，备用电源不足，易整体瘫痪。
- 3) 监测、定位、通信存在盲区，数据失真、报警失效。
- 4) 紧急避险硐室功能不全，密闭与供氧净化失效。
- 5) 压风、供水主管路破损、阀门关闭，自救施救中断。
- 6) 避灾路线标识缺失、通道堵塞，人员无法快速撤离。
- 7) 系统未定期检测维护，设备带病运行、故障率高。
- 8) 员工不会操作避险设施，应急演练缺失。
- 9) 未落实“无视频不作业”管理要求，采掘、爆破、溜井放矿等关键作业面无视

频监控覆盖，关键作业现场无法远程监视，发生事故后无法回看溯源，违章作业不能及时制止，扩大事故后果。

10) 紧急避险地点自救器配置不足，井下各避险点、采掘工作面、掘进工作面、硐室、避灾路线沿途未按规定布设备用自救器；仅在入井人员随身配备，避险点位无备用储备，发生人员被困时缺少备用自救器，加重人员窒息风险。

2.可行性研究报告

本矿按规范建设监测监控、人员定位、通信联络、紧急避险、压风自救、供水施救六大系统，配套数字化监控平台，满足井下安全避险与应急救援要求，符合金属非金属地下矿山安全标准。

1) 监测监控系统

监测对象：CO、风速、风压、温度、风机/水泵开停，配置视频监控。

布设位置：各中段、掘进面、采场、主通风机、泵房、斜井口。

安全功能：实时采集、声光报警、数据存储、上传调度中心，灾变预警。

2) 井下人员定位系统

设备：KJ236(A) 型系统，分站 6 台、识别卡 200 张。

覆盖：巷道交叉口、关键硐室、各中段出入口。

安全功能：人员定位、出入井考勤、超时 / 超员预警、求救报警、灾变一键搜救。

保障：双机切换、UPS 与井下备用电源，断电续航 $\geq 2h$ 。

3) 通信联络系统

有线电话：地表 12 部、井下 12 部，覆盖作业点与硐室。

应急广播：各中段安装，统一指挥撤离。

通信线路：双回路闭环敷设，一路故障另一路保障通信。

安全功能：调度指挥、灾变指令下达、应急广播引导。

4) 紧急避险系统

本矿不设永久避险硐室，以安全出口+避灾路线+自救器为核心。

安全出口：各斜井、回风井均为安全出口，每个中段 ≥ 2 个出口。

避灾路线：标识清晰、定期维护、照明齐全、路标规范。

自救器：配备 ZYX45 隔绝式压缩氧自救器 120 台，额定防护 $\geq 45\text{min}$ ，备用量 10%。

安全功能：快速撤离、自救逃生、应急响应。

5) 压风自救系统

气源：地面空压机站 4 台（3 用 1 备），供气压力 0.8MPa。

管路：主管道 $\Phi 133 \times 4$ ，支管 $\Phi 108 \times 4$ ，设油水分离器。

布设：巷道每 100–200m、独头掘进面 $\leq 100\text{m}$ 设三通阀门。

安全功能：灾变时提供清洁压缩空气，保障人员呼吸。

6) 供水施救系统

专用水源：20m³应急水罐，水质达标，与生产水独立控制。

管路：主管 $\Phi 108 \times 4$ ，按间距布设三通阀门。

安全功能：灾变时提供应急饮用水，满足避险人员生存需求。

7) 数字化与监控中心

监控中心：设调度主机、视频工作站、UPS，断电续航 $\geq 2\text{h}$ 。

网络：万兆以太环网，分控制网、视频网、定位网、管理网。

集成功能：六大系统数据统一接入，实时监测、远程控制、报警推送、数据归档。

运维保障：专人值守、网络监控、故障报警、等电位接地。

3. 安全可靠分析

1) “六大系统”按规范全覆盖建设，与采掘进度同步配套、灾变可联动启用，整体符合地下矿山安全标准，但未提供安全避险六大系统布置图，系统布置细节不完整，需后续设计完善图纸。

2) 采用双回路供电与 UPS 备用电源，系统断电续航 ≥ 2 小时，关键设备冗余配置，运行稳定性高。

3) 监测监控、人员定位、通信联络覆盖全井无盲区，数据实时上传、报警灵敏可靠，应急指挥准确。

4) 紧急避险、压风自救、供水施救布局合理，装备完好、防护有效，满足灾变时人员生存与撤离需求。

5) 避灾路线标识齐全、通道畅通，井下安全出口数量与疏散条件符合规程要求。

6) 数字化平台实现六大系统统一集成监控, 具备数据存储、远程调度、故障报警功能, 提升预警与处置效率。

7) 系统具备定期检测校验条件, 配套维护与培训机制, 可保障长期稳定、可靠运行。

3.10.2 预先危险性分析及符合性评价

表 3-17

安全避险“六大系统”和数字化单元

序号	单元	主要危险、有害因素	触发条件	危险等级	《可行性研究报告》是否采取相应措施	符合性评价
1	监测监控系统	监测监控系统不完善, 传感器布设、报警阈值、冗余备份不满足规范。	未明确传感器布设密度与间距; 未完整设置 O ₂ 、风速、风压等报警阈值; 未设计主机双机热备、传输双链路、数据二次备份。	II	可研仅设计 CO 报警值, 未明确传感器布设密度、间距, 未设置完整报警阈值, 无双机热备、双链路、数据二次备份设计。	不符合
2		关键作业点缺少视频监控, 未落实无视频不作业	采掘、爆破、溜井放矿等关键作业面视频监控缺失, 无法远程监控作业现场, 违章不能及时制止, 事故无法溯源	II	可研仅对斜井口、地表机房设置摄像头; 未落实井下采掘、爆破、溜井放矿等关键作业面视频全覆盖, 未明确“无视频不作业”管控要求。	不符合
3	人员定位系统	定位盲区、卡机失效、搜救失灵	基站覆盖不全、识别卡未佩戴/没电、无人员统计功能。	II	安装 KJ236 (A) 定位系统, 配置分站与识别卡, UPS 备用电源续航≥2h。	符合
4	通信联络系统	通信中断、指令不畅	线路破损、无冗余路由、无应急广播、电话布设不足。	II	井下安装三防电话与应急广播, 双电缆闭环敷设, 调度统一指挥。	符合
5	紧急避险系统	避险失效、逃生受阻	安全出口不足、避灾路线不清、自救器配备不足。	II	每中段≥2 个安全出口, 设置避灾路线标识, 配备 ZYX45 自救器。	符合
6		避险点位自救器备用配置不足	井下采掘工作面、掘进工作面、避险硐室、避灾路线沿途未设置备用自救器, 仅依靠人员随身佩戴, 被困后无备用自救器	II	可研仅配置入井人员随身 ZYX45 自救器及 10% 备用总量, 未在井下各紧急避险地点布设点位备用自救器。	不符合

7	压风自救系统	供气中断、自救失效	空压机无备用、管路破损、无油水分离、自救器不足。	II	空压机 2 用 1 备,主管路布设,按间距安装自救装置与三通阀门。	符合
8	供水施救系统	供水中断、水质污染	水源混用、管路破裂、无专用应急水罐。	II	设置 20m³ 专用施救水罐,独立管网,按规范布设供水阀门与施救点。	符合
9	数字化集成平台	系统瘫痪、调度失灵	无环网、无冗余、未统一接入、无实时监控。	II	采用万兆以太环网,六大系统统一集成,实现监测、报警、调度一体化。	符合

通过本节的预先危险性分析,该矿危险等级为Ⅳ级(灾难性的)的危险、有害因素有 0 类;危险等级为Ⅲ级(危险的)的危险、有害因素有 0 类;危险等级为Ⅱ级(临界的)的危险、有害因素有 9 类;危险等级为Ⅰ级(基本安全的)的危险、有害因素有 0 类。

依照预先危险性分析结果,本评价认为《可行性研究报告》对安全避险“六大系统”单元中危险、有害因素采取了可靠安全技术对策措施。但还存在以下问题:

- 1.可研仅设计 CO 报警值,未明确传感器布设密度、间距,未设置完整报警阈值,无双机热备、双链路、数据二次备份设计。
- 2.可研仅对斜井口、地表机房设置摄像头,未落实井下采掘、爆破、溜井放矿等关键作业面视频全覆盖,未明确“无视频不作业”管控要求。
- 3.可研仅配置入井人员随身 ZYX45 自救器及 10%备用总量,未在井下各紧急避险地点布设点位备用自救器。

3.10.3 安全分析及符合性评价

表 3-18

符合性评价安全检查

序号	检查项目及检查内容	依据标准、规范	可行性研究报告设计情况	检查结果
1	地下矿山必须建设安全避险“六大系统”,并保持正常运行。	GB16423-2020 6.8.1	设计建设监测监控、人员定位、通信联络、紧急避险、压风自救、供水施救六大系统,统一接入数字化平台。	符合

序号	检查项目及检查内容	依据标准、规范	可行性研究设计情况	检查结果
2	监测监控系统应明确传感器布设密度、间距、全覆盖要求，完整设置各类气体、风速、风压报警阈值，并具备主机双机热备、传输双链路、数据二次备份措施。	AQ2031-2011	可研仅设计 CO 报警值，未明确传感器布设密度、间距，未设置完整报警阈值，无双机热备、双链路、数据二次备份设计。	不符合
3	地下矿山应落实“无视频不作业”，采掘工作面、爆破作业点、溜井放矿点等关键作业位置应设置视频监控；调度中心可实时查看关键作业现场，实现作业过程监控、事故溯源，建立无视频禁止开展作业的管理制度。	矿安〔2024〕相关地下矿山智能化建设、安全监控要求；金属非金属地下矿山安全监控相关规定	可研仅布置地表及井口摄像头，井下采掘、爆破、溜井放矿等关键作业面未布置视频监控，未明确“无视频不作业”管控机制。	不符合
4	人员定位系统应覆盖全井，能实时显示位置、考勤、求救、一键搜救，备用电源≥2h。	AQ2032-2011	安装 KJ236 (A) 定位系统，6 台分站、200 张识别卡，覆盖全中段，UPS 续航≥2h，具备考勤与搜救功能。	符合
5	通信联络系统应双回路、闭环敷设，井下有线电话 + 应急广播全覆盖，故障时能保障通信。	AQ2036-2011	井下安装三防电话 12 部、应急广播全覆盖，双电缆闭环敷设，任一回路故障仍能保障通信。	符合
6	井下各紧急避险地点（采掘工作面、掘进工作面、主要硐室、避灾路线沿途、安全出口附近）应当按规范配置备用自救器，除入井人员随身携带自救器外，避险点位储备一定数量备用隔绝式压缩氧自救器，满足被困人员应急使用。	KA/T2033-2023	可研只配置全员随身自救器 + 10% 总备用，没有在井下各紧急避险地点布设点位备用自救器。	不符合
7	压风自救系统应空压机 2 用 1 备，管路带油水分离器，作业点、撤离点设自救装置。	KA/T2034-2023	设 3 台空压机（2 用 1 备），主管路 $\Phi 133 \times 4$ ，安装油水分离器，按间距布设自救三通与装置。	符合
8	供水施救系统应专用应急水源、独立管网，水质达标，覆盖最远作业点。	KA/T2035-2023	设 20m ³ 专用应急水罐，独立供水管网，水质符合饮用水标准，覆盖各中段与掘进面。	符合

序号	检查项目及检查内容	依据标准、规范	可行性研究设计情况	检查结果
9	数字化平台应实现六大系统统一集成、万兆环网、实时监控、远程调度、数据归档。	矿安〔2022〕4 号	建设万兆工业以太环网，六大系统统一接入监控中心，具备监测、报警、调度、存储功能。	符合
10	六大系统供电应双回路 + UPS，井下设备续航≥2h，地面监控中心续航≥2h。	GB16423-2020 6.7.1	系统采用双回路供电，中心站 UPS、井下分站备用电池均保障断电后连续工作>2h。	符合
11	系统应定期检测、维护、培训、演练，确保灾变时可靠使用。	GB16423-2020 6.8.4	设计明确定期校验、维护、人员培训及应急演练要求，建立运维管理制度。	符合
12	依据新建矿山特点和配套条件，在可研报告、安全设施设计阶段应结合先进工艺、先进装备、先进信息技术等制定高标准、高起点、高水平的智能化矿山建设实施方案，明确阶段任务目标、预期效果及详细的实施计划，分类、分级、分步开展建设。	关于印发新疆维吾尔自治区非煤矿山“机械化、自动化、智能化”建设方案的通知	数字化平台实现六大系统统一集成监控，具备数据存储、远程调度、故障报警功能，提升预警与处置效率。	符合
共计 12 项		符合项：9	不符合项：3 项	

通过查阅可行性研究报告，对照安全检查表检查结果情况，并依据判定标准可以得出：地下开采安全避险“六大系统”单元项共计检查 12 项，其中符合要求的项目为 9 项，占总检查项目的 75%，而不符合要求的项目为 3 项，占总检查项目的 25%。说明地下开采安全避险“六大系统”单元单元与安全生产标准、规范要求的符合性一般，能满足安全生产活动要求。但还存在以下问题：

1.可研仪设计 CO 报警值，未明确传感器布设密度、间距，未设置完整报警阈值，无双机热备、双链路、数据二次备份设计。

2.可研仪对斜井口、地表机房设置摄像头；未落实井下采掘、爆破、溜井放矿等关键作业面视频全覆盖，未明确“无视频不作业”管控要求。

3.可研仪配置入井人员随身 ZYX45 自救器及 10%备用总量，未在井下各紧急避险地点布设点位备用自救器。

3.11 安全管理单元

3.11.1 主要危险、有害因素辨识与分析

1.可能存在的危险有害因素

矿山安全管理疏漏、欠缺、管理不善是导致矿山伤亡事故的主要原因，加强矿山安全生产管理监督是避免事故危害发生的重要途径，是确保开采作业人员安全的基础。矿山安全管理不善将会出现以下危险、有害因素：

1) 安全机构设置结构、人员组成不当，造成安全管理工作衔接不当、管理空白与漏洞等，尤其是安全生产技术与管理的人员缺乏或专业不全、不配套，导致技术管理不善，影响安全生产中问题的及时解决，易引发伤亡事故。

2) 安全管理方案、应急预案、方法、措施等未按照有关法规制定，造成事故抢救工作开展不力，影响矿山安全生产。

3) 安全生产责任制、制度、规程缺乏或不全，内容不够具体缺乏可操作性或执行不力，影响矿山安全生产，导致伤亡事故发生。

4) 爆破器材库、供配电设施等危险、要害部位缺乏必要的警示、警戒标志；井口，机房等处，未按规定张贴、悬挂入井制度、信号制度、井下人员避灾线路牌，失去了对职工进行具体安全教育的机会与效果。

5) 安全教育形式不够生动，缺乏针对性强的内容，容易使安全教育变得枯燥，空洞，失去了对职工进行具体安全教育的应有作用。

6) 缺乏安全生产分析活动，不编制应有的安全技术措施计划，根据矿山可能出现的重大事故编制应急救援预案，更未为执行预案组织必要的演习。一旦发生事故，矿山救护工作可因措手不及而遭受不必要的损失。

7) 采用不具备矿山施工资质的施工队伍承包采矿工程施工，管理不善易引发伤亡事故。

8) 矿山或施工队伍与作业人员不签定劳动用工合同，不为其缴纳工伤社会保险，违反法律法规要求，也不利于安全生产。

9) 矿山不按规定向职工发放劳动保护用品或职工未按规定穿戴和使用劳动保护用品与用具，易引发职业病危害。

10) 施工单位在施工时管理不当, 易发生安全事故。

11) 矿山特殊工种人员未能全部持证上岗, 造成无证操作或非作业人员操作, 发生误操作而导致事故。

12) 矿山未认真开展粉尘危害防治工作, 未制定综合防尘措施, 未测定粉尘作业场所粉尘浓度, 未按规定推行全员和接尘人员体格检查, 矿山有出现粉尘危害的可能。

13) 安全标志缺乏, 不能起到应有的警示及提醒, 造成人员伤害和设备损坏等事故。

2. 可行性研究报告

1) 组织机构

该地下采矿工程设置安全生产委员会, 矿长为安全生产第一责任人, 对矿山安全生产负全面责任, 下设安全科、机电科等, 配备有 3 名副矿长, 安全总监 1 名, 总工程师 1 名, 专职安全管理人员 4 名, 5 名专职技术人员, 所有安全管理人员中含至少 2 名注册安全工程师。

各生产部门、车间均设一名副职领导主管安全生产, 各生产班组由班组长直接负责本班组安全生产工作。

2) 劳动定员

矿山工作制度: 年工作 240d, 每天工作 3 班, 每班 8h。项目设计劳动定员 137 人, 其中生产人员 120 人, 管理及服务人员 17 人。

3) 安全管理制度

(1) 建立健全各项安全管理制度

如: 安全生产方针管理制度、安全生产目标管理制度、安全生产法律法规与其他要求的需求与获取制度等。

(2) 建立健全全员安全责任制

如: 公司领导及安全生产委员会责任制、矿山安全生产委员会安全生产责任制、财务人员安全生产责任制、后勤及其他人员安全生产责任制、生产作业人员安全生产责任制等。

(3) 建立和健全各工种技术操作、作业规程

按矿山运输方式、采矿工艺、工种配备需建立各工种的操作、作业规程，并认真贯彻执行。

4) 矿山安全教育培训

矿山对新录用的地下矿山作业人员，应进行不少于 72 学时安全教育和培训，考核合格并在有经验的职工带领下实习满 4 个月后方可独立上岗作业；所有生产作业人员，每年接受教育培训的时间不少于 20 学时。矿山主要负责人、安全管理人员和特种作业人员必须经相关机构培训合格、取得相应资格证后方可上岗工作，主要负责人、安全管理人员每年再培训时间不得少于 16 学时；建立包括外包施工单位从业人员在内的安全培训档案实行“一人一档”。

在公司设立安全教育室（隶属于公司安全科），由一名专职人员和若干名人事部门与安全科的兼职人员组成。培训方式多样灵活，如：请专家来矿讲课，职工到其它企业进行岗位培训，脱产参加专门培训班学习；业余学习等。

5) 矿山救护

矿山拟成立兼职救护队，兼职救护队设 2 个救护小队，每个小队为 9 人。矿山与就近救护队签订救护协议，矿山设置医务室，矿山配备完备的救护设施、器材和药物，有兼职的医疗急救队伍，能治疗常见疾病及担任抢险救护任务，满足矿山救护需要。

矿山应制定完善的矿山救护制度，编制事故应急救援预案并定期演练，每年对职工进行自救互救训练，以达到出现险情时，救护及时到位。

3. 安全可靠分析

1) 建立安全生产委员会与“五职矿长、五科技术人员”，安全管理架构，责任体系完整，满足矿山安全管理组织要求。

2) 配齐专职安全管理人员、注册安全工程师与技术人员，人员资质齐全，专业技术保障到位。

3) 建立健全全员安全生产责任制、安全管理制度及操作规程，制度体系覆盖全流程、全岗位。

4) 落实三级安全教育、特种作业持证上岗、年度再培训，培训学时与考核符合法规要求。

5) 制定事故应急预案并定期演练, 组建兼职救护队, 配备应急器材, 应急处置能力满足要求。

6) 落实矿用产品安全标志、设备定期检测、安全设施“三同时”, 全过程安全管控合规有效。

3.11.2 预先危险性分析及符合性评价

安全管理单元预先危险性分析及符合性评价见下表。

表 3—19

安全管理单元

序号	单元	主要危险、有害因素	触发条件	危险等级	《可行性研究报告》是否采取相应措施	符合性评价
1	安全管理机构与人员	机构不健全、人员配备不足、资质不符合。	未按规定设置安管机构; 矿长、安全管理人员、注册安全工程师配备不足或无证。	II	设置安委会、配备五职矿长、专职安全员及注册安全工程师, 人员持证上岗。	符合
2	安全生产责任制	责任不落实、未全员覆盖。	责任制未分解到岗; 未考核、不兑现; 主要负责人职责不清。	II	建立全员安全生产责任制, 逐级落实、定期考核。	符合
3	安全管理制度与规程	制度缺失、规程不完善、执行不到位。	缺少关键制度; 操作规程与现场不符; 无培训、无考核。	II	制定完善安全管理制度及各工种操作规程, 覆盖全流程。	符合
4	安全教育培训	培训不足、无证上岗。	新工人培训学时不够; 特种作业未持证; 再培训缺失。	II	落实三级教育、特种作业持证、年度再培训, 建立培训档案。	符合
5	应急管理 与救援	预案缺失、无演练、救援能力不足。	未编预案; 未定期演练; 未建兼职救护队; 无应急器材。	II	编制应急预案、定期演练; 组建兼职救护队, 配备应急装备。	符合
6	安全投入 与检测检验	投入不足、检测缺失、设备失检。	安全费用提取不足; 设备未定期检测; 矿用产品无安标。	II	按规定提取安全费用; 落实设备检测与矿用产品安全标志管理。	符合
7	现场安全管理	违章作业、隐患排查不到位。	无隐患排查治理; 外包管理失控; 无领导带班下井。	II	建立隐患排查治理制度, 落实领导带班下井及现场管控。	符合

通过本节的预先危险性分析, 我们共找出该矿《可行性研究报告》安全管理单元中

危险等级为Ⅳ级（灾难性的）的危险、有害因素有 0 类；危险等级为Ⅲ级（危险的）的危险、有害因素有 0 类；危险等级为Ⅱ级（临界的）的危险、有害因素有 7 类；危险等级为Ⅰ级（基本安全的）的危险、有害因素有 0 类。

依照评价分析结果，本评价认为《可行性研究报告》对安全管理单元中危险、有害因素均采取了可靠安全技术措施。

3.11.3 安全分析及符合性评价

表 3-20 符合性评价安全检查

序号	检查项目及检查内容	依据	可行性研究报告设计情况	检查结果
1	矿山企业应办理营业执照，做到持证合法开采。	《工商管理条例》	已办理，并且年检合格。	符合
2	矿山企业应持有所开采矿区的《划定矿区范围批复》，做到持证开采。	《矿产资源法》	已办理。	符合
3	矿山开采应具有地质勘探报告书（应包括必备图件、资料）。	《矿山安全法实施条例》第 5 条	有。	符合
4	矿山企业应配备专职安全生产管理人员；从业人员超过一百人的应当设置安全生产管理机构。 专职安全生产管理人员数量按不少于从业人数的百分之一配备，且每个金属非金属地下矿山独立生产系统（不含外包施工单位）应当不少于 3 人	GB16423-2020 4.1.6	可研劳动定员章节提出专职安全生产管理人员数量符合要求。	符合
5	矿山企业主要负责人应依法接受安全培训和考核，并取得合格证。	GB16423-2020 4.2.3	设计明确矿长应依法接受安全培训和考核，并取得合格证。	符合
6	矿山企业是落实领导带班下井制度的责任主体，必须确保每个班次至少有 1 名领导在井下现场带班，并与工人同时下井、同时升井。	《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》	设计配备的领导能够满足三班生产、每个班次均有领导带班下井要求。	符合

序号	检查项目及检查内容	依据	可行性研究设计情况	检查结果
7	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。	矿安〔2022〕4号	可研未明确配备专职的矿长、总工程师和分管安全、生产、机电的副矿长应当具有采矿、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。	不符合
8	金属非金属地下矿山应当设立技术管理机构，建立健全技术管理制度，配备具有采矿、地质、测量、机电等矿山相关专业中专及以上学历或者中级及以上技术职称的专技技术人员，每个专业至少配备 1 人。	矿安〔2022〕4号	可研未明确矿山应当设立技术管理机构，建立健全技术管理制度，配备具有采矿、地质、测量、机电等矿山相关专业中专及以上学历或者中级及以上技术职称的专技技术人员，每个专业至少配备 1 人。	不符合
9	专职安全生产管理人员应从事矿山工作 5 年以上、具有相应的矿山安全生产专业知识和工作经验并熟悉本矿山生产系统。专职安全生产管理人员应依法接受培训，并取得合格证。	GB16423-2020 4.2.1	可研未明确配备的专职安全生产管理人员的具体任职要求。	不符合
10	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。	GB16423-2020 4.7.5	可研明确特种设备应定期检测。	符合
11	（二）使用国家明令禁止使用的设备、材料或者工艺。	矿安〔2022〕88号 一、金属非金属地下矿山重大事故隐患	可研明确危险性较大的矿用产品应根据国家有关规定取得矿用产品安全标志。	符合

序号	检查项目及检查内容	依据	可行性研究设计情况	检查结果
12	矿山企业应建立健全应急管理、应急演练、应急撤离、信息报告、应急救援等规章制度，落实应急救援装备和物资储备，按照相关规定设立矿山救护队，或设立兼职矿山救护队并与就近的专业矿山救护队签订救护协议。	GB16423-2020 8.1	可研明确建立事故应急救援组织或签订救援协议。矿山拟成立兼职救护队，兼职救护队设 2 个救护小队，每个小队为 9 人。	符合
13	在自治区行政区域内从事生产经营活动或住所地在自治区行政区域内的下列企业应当配备安全总监： （一） 国有及国有控股的规模以上企业； （二） 规模以上工业、交通运输、建筑施工企业； （三） 从业人员 50 人及以上的矿山、金属冶炼企业和生产、储存、运输、处置、使用危险物品的企业； （四） 粉尘涉爆从业人员 30 人及以上的企业； （五） 对外承包工程或以外劳务输出的企业。 （六） 鼓励其他有条件企业配备安全总监。 本条规定的从业人员含劳务派遣人员，矿山企业含外包工程的作业人员；本条规定的“规模以上企业”，依照统计机构的规定执行。	新政办发〔2021〕17 号第三条	可研要求配备安全总监和注册安全工程师。	符合
共计 13 项		符合项：10 项	不符合项：3 项	

通过查阅《可行性研究报告》，对照安全检查表检查结果情况，并依据判定标准可以得出：安全管理单元项共计检查 13 项，其中符合要求的项目为 10 项，占总检查项目的 76.92%，而不符合要求的项目为 3 项，占总检查项目的 23.08%。说明安全管理单元与安全生产标准、规范要求的符合性一般，存在以下问题：

1.可研未明确配备专职的矿长、总工程师和分管安全、生产、机电的副矿长应当具有采矿、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。

2.可研未明确矿山应当设立技术管理机构，建立健全技术管理制度，配备具有采矿、

地质、测量、机电等矿山相关专业中专及以上学历或者中级及以上技术职称的专职技术人员，每个专业至少配备 1 人。

3.可研未明确配备的专职安全生产管理人员的具体任职要求。

3.12 重大危险源辨识

重大危险源辨识应从是否存在一旦发生泄漏可能导致火灾、爆炸和中毒等重大危险物质出发进行分析，根据《危险化学品重大危险源辨识标准》（GB18218—2018）、《民用爆炸物品重大危险源辨识》（WJ/T9093-2018），参照本工程的特点，该矿采矿工程可能构成重大危险源的物质和装置有民用爆破物品、易燃液体、压力容器等。现逐一辨识如下：

1.构成重大危险源物质临界量辨识：

表 3-21 民用爆破器材、易燃液体临界量表

序号	类别	物质性质	临界量	备注
1	爆炸品	起爆器材	1t	
2		工业炸药	10t	
3	易燃液体	柴油	5000t	

2.本项目设计使用的压力容器有空压机储气罐和易燃介质容器——乙炔气瓶、氧气气瓶。地面空压机站内安装 4 台 UD110—8 型螺杆式空压机，各配一套 C—4.0 储气罐，PV 值远未达到临界值 100MPa·m，不构成重大危险源。机修间使用的乙炔气瓶、氧气气瓶 PV 值远达不到临界值 100MPa·m 不构成重大危险源。

3.设计本矿不设集中储油装置，矿山设备用油主要为柴油，设计由附近加油站不定期向矿山配送。设计本矿区范围内地表及井下均不设柴油、汽油储存设施，矿山生产用油当日采用 5 个 180L 油桶现场供给，为设备加完油后空油桶撤离矿区，其储存的量不超过“柴油储存量临界量柴油 5000t”的设定，因此，储油区未构成重大危险源。

4.爆破器材库不在本次评价范围内，本次不对其是否构成重大危险源进行评价。

3.13 危险度定性评价

本次预评价以作业条件危险性评价方法对矿山采矿工程建设项目下一步施工设计

及建设施工中涉及到的各项工作中潜在的危險性进行评价。

3.13.1 作业条件危险性评价步骤

将矿山作业环境中存在危险、有害因素的危險性作因变量（D），转化为事故或导致危险事件发生的可能性（L）、人们暴露于有该类危险有害因素存在的作业环境的频率（E）、转化为事故或导致危险事件一旦发生可能产生的结果（C）为自变量，确定它们之间的函数式。根据实际经验，给出三个自变量的各种不同情况的分数值，然后根据公式计算出其危险性分数值。再在按危险性分数值划分的危险程度等级表上查出其危险程度。

公式表示为： $D=L \times E \times C$

式中：

D—危险、有害因素的危險性

L—转化为事故或导致危险事件发生的可能性

E—人们暴露于有该类危险有害因素存在的作业环境的频率

C—事故或导致危险事件一旦发生而可能产生的结果

1. 转化为事故或导致危险事件发生的可能性（L）

将危险、有害因素转化为事故或导致危险事件发生的可能性的分值形式划分为：实际上不可能的分值为 0.1，完全意外极少可能的分值为 1，完全会被预料到的分值为 10。详见下表 3-21。

表 3—21 转化为事故或导致危险事件发生的可能性分值

分值	事故或危险情况发生可能性	分值	事故或危险情况发生可能性
10*	完全会被预料到	0.5	可以设想，但高度不可能
6	相当可能	0.2	极少可能
3	不经常，但可能	0.1*	实际上不可能
1*	完全意外，极少可能		

注：*为“打分”的参考点

2. 人们暴露于有该类危险有害因素存在的作业环境的频率（E）

以连续出现在潜在危险环境的暴露频率分值为 10，一年仅出现几次或非常稀少的暴露频率分值为 1。以 10 和 1 为参考点，再在其区间根据在潜在危险作业条件中暴露情况进行划分，并对应地确定其分值。见下表所示：

表 3—22 暴露于有该类危险有害因素存在的作业环境的频率分值

分值	出现于危险环境的情况	分值	出现于危险环境的情况
10*	连续暴露于潜在危险环境	2	每月暴露一次
6	逐日在工作时间内暴露	1*	每年几次出现在潜在危险环境
3	每周一次或偶然地暴露	0.5	非常罕见地暴露

注：*为“打分”的参考点

3.事故或导致危险事件一旦发生而可能产生的结果（C）

对需要救护的轻微伤害的可能结果，分值规定为 1，以此为基准点，而将造成许多人死亡的可能结果规定为分值 100，作为另一个参考点，在期间进行取值，见下表所示。

表 3—23 转化为事故或导致危险事件一旦发生而可能产生的结果分值

分值	可能结果	分值	可能结果
100	大灾难，许多人死亡	7	严重，严重伤害
40	灾难，数人死亡	3	重大，致残
15	非常严重，1 人死亡	1*	引人注目，需要救护

注：*为“打分”的参考点

4.危险性分值（D）

确定了上述 3 个具有潜在危险性的危险、有害因素的分值，并按公式进行计算，即可得评价对象的危险性分值，见下表所示。

表 3—24 危险、有害因素的危险性分值

分值	危险程度	分值	危险程度
>320	极其危险，不能继续作业	20~70	可能危险，需要注意
160~320	高度危险，需要立即整改	<20	稍有危险，或许可以接受
70~160	显著危险，需要整改		

3.13.2 作业条件危险性分析评价

表 3-25

作业条件危险性评价结果表

序号	作业场所 / 活动	危害类型	危害因素	L	E	C	$D=L \times E \times C$	危险性等级	控制措施
1	井下采掘作业	坍塌	围岩破碎、节理发育、控顶距大、支护不足	6	3	3	54	可能危险	敲帮问顶、锚网喷支护、顶板分级管理、及时处理浮石
2	井下爆破作业	民用爆炸物品爆炸	爆破警戒不到位、残盲炮、飞石、冲击波	6	3	3	54	可能危险	规范爆破设计、设置警戒、残盲炮专项处理、爆破后通风 30min
3	井下爆破作业	窒息	通风不足、独头无风、风流短路、有毒气体聚集	6	3	3	54	可能危险	机械通风、局扇加强、爆破后强制通风、气体检测合格方可作业
4	井下提升运输	车辆致害	斜井跑车、脱轨、人车混行、防跑车失效	6	3	3	54	可能危险	常闭式防跑车、阻车器、挡车栏、躲避硐室、行车不行人
5	井下运输作业	机械致害	电机车碰撞、追尾、挤伤、无专人指挥	3	6	3	54	可能危险	限速、声光信号、错车道、专人调度、定期检修
6	井下机电作业	触电伤害	漏电、接地失效、非防爆设备、电缆破损	6	3	3	54	可能危险	接地网、漏电保护、阻燃电缆、防爆电气、定期检测
7	井下机电作业	电气火灾	短路、过载、油浸设备、违规用电	3	6	3	54	可能危险	禁用油浸设备、阻燃材料、消防管路、灭火器、过载保护
8	井下充填作业	高处坠落	充填作业、天井作业、无防护平台	6	3	3	54	可能危险	稳固作业平台、防护栏杆、安全带、防滑措施
9	井下充填作业	堵管 / 跑浆	管路老化、浓度异常、挡墙不牢	3	6	1	18	稍有危险	耐磨管路、泄压装置、坚固挡墙、滤水设施、定期巡检
10	井下排水作业	水害	老空水、构造水、防水门失效	6	3	3	54	可能危险	超前探水、防水闸门、双泵双管路、水仓清淤、雨季防洪
11	井下通风作业	窒息	主扇停运、风筒破损、风量不足	6	6	1	36	可能危险	主扇备用电机、反风装置、专职通风工、定期测风测气
12	地表炸药库	民用爆炸物品爆炸	超量储存、违规动火、防雷失效	6	1	3	18	稍有危险	限量储存、防雷防静电、专人值守、双人双锁、消防设施
13	地表加油点	可燃液体蒸气爆炸	明火、静电、违规加油、距离不足	6	1	3	18	可能危险	禁火区、静电接地、消防器材、专人管理、保持安全距离
14	井下高处作业	高处坠落	天井、梯子间、无防护、违章作业	6	3	3	54	可能危险	梯子间、安全平台、安全带、防滑、禁止抛物
15	井下凿岩作业	其他	凿岩粉尘、防尘不足、个体防护差	3	6	1	18	稍有危险	湿式凿岩、净化风流、防尘口罩、定期体检

通过对该矿可能的 15 项作业条件危险性分析，可以看出各项作业中存在着不同程度的危险，其结果是：

坍塌、井下民用爆炸物品爆炸、窒息、车辆致害、机械致害、触电伤害、电气火灾、

高处坠落、水害、窒息、高处坠落、粉尘危害属于可能危险。

堵管/跑浆、炸药库民用爆炸物品爆炸、可燃液体蒸气爆炸、粉尘危害属于稍有危险。

3.14 可行性研究报告存在的问题

通过对比检查，认为可行性研究报告中存在以下问题：

1.未开展矿区历史最高洪水位调查工作，未提供历史最高洪水位或设计重现期山洪水位成果，缺少历史最高洪水位与井口、工业场地标高的对比分析及安全超高复核内容。

2.可研副油储油室仅配备消防器材，未明确与进风井口、建构筑物之间的防火间距，未按规定进行消防距离校核。

3.可研仅明确备用柴油电站设置在东、西斜井口工业场地范围内，未明确柴油电站建筑物（机房）与斜井井口之间的平面距离，未核算、明确二者之间的防火安全间距；也未明确柴油电站储油设施与斜井井口、井下安全出口的安全防护距离。

4.可研未明确通道畅通管理要求及禁止堆放规定。

5.可研未设计安全出口标识、照明及避灾路线指示。

6.可研未明确人行道宽度、高度、安全间隙等参数，未设计专用人行道。

7.可行性研究报告井下巷道断面、弯道加宽、错车道尺寸设计，未结合井下铲运机、撬毛台车及锚杆台车等大型设备外形尺寸、转弯半径技术参数开展通行安全间隙校核验算，大型设备井下通行、会车安全条件论证缺失。

8.可研未明确中段巷道、斜井人行道宽度。

9.设计声光信号、视频监控，未明确提升信号与提升机实现电气闭锁设计。

10.巷道断面满足要求，未明确人行道详细参数。

11.可研未对蓄电池充电硐室（充电设施）进行设计。

12.可研未对斜井轨道防滑装置及地辊进行设计。

13.针对厚大矿体，可研未明确其他充填采矿法的设计和论述。

14.可研设计采场顺路矿石溜井，未明确溜井格筛、井口防护、放矿硐室通风，未编制溜井堵塞处置专项安全技术措施。

15.可研未设计充填作业各工序之间通信联络措施。

16.可研未专门设计采场充填泌水滤排水设施，未明确滤水管布设、泌水引排路径，

混淆观察口与排水设施功能。

17.可研未明确巷道型采场/掘进巷道 $\geq 0.25\text{m/s}$ 、硐室型采场 $\geq 0.15\text{m/s}$ 的排尘风速设计控制值，未进行风速校核。

18.一期通风系统示意图中，930m 中段为一期主要人员通行巷道，可行性研究未配置该中段设计风量，无法保障巷道内稳定风流以稀释弥散有毒有害气体，存在有害气体积聚风险，第二期通风系统示意图无进风量。

19.可研仅设置常规漏电、过流、接地保护，未明确装设高压选择性漏电保护装置。

20.可研未开展水压核算，未明确防水门压力等级选型。

21.可研仅原则提出超前探放水，未结合哈密“7·31”特大暴雨极端山洪风险，未落实“三专两探一撤”相关专项设计，未明确探放水队伍、专用探放水设备配置。

22.可研仅在副油储油室、加油点配备灭火器，未设计完善的井下消防供水系统及消火栓布置。

23.可研仅设计 CO 报警值，未明确传感器布设密度、间距，未设置完整报警阈值，无双机热备、双链路、数据二次备份设计。

24.可研仅对斜井口、地表机房设置摄像头；未落实井下采掘、爆破、溜井放矿等关键作业面视频全覆盖，未明确“无视频不作业”管控要求。

25.可研仅配置入井人员随身 ZYX45 自救器及 10%备用总量，未在井下各紧急避险地点布设点位备用自救器。

26.可研未明确配备专职的矿长、总工程师和分管安全、生产、机电的副矿长应当具有采矿、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。

27.可研未明确矿山应当设立技术管理机构，建立健全技术管理制度，配备具有采矿、地质、测量、机电等矿山相关专业中专及以上学历或者中级及以上技术职称的专职技术人员，每个专业至少配备 1 人。

28.可研未明确配备的专职安全生产管理人员的具体任职要求。

4. 安全对策措施及建议

4.1 总平面布置单元

1.《可行性研究报告》存在问题：

1) 未开展矿区历史最高洪水位调查工作，未提供历史最高洪水位或设计重现期山洪水位成果，缺少历史最高洪水位与井口、工业场地标高的对比分析及安全超高复核内容。

2) 可研副油储油室仅配备消防器材，未明确与进风井口、建构筑物之间的防火间距，未按规定进行消防距离校核。

3) 可研仅明确备用柴油电站设置在东、西斜井口工业场地范围内，未明确柴油电站建筑物（机房）与斜井井口之间的平面距离，未核算、明确二者之间的防火安全间距；也未明确柴油电站储油设施与斜井井口、井下安全出口的安全防护距离。

2.安全技术措施与建议：

1) 开展矿区实地洪水调查，收集洪痕资料，推算矿区历史最高洪水位及相应重现期山洪水位；

2) 将调查、计算得到洪水位与各斜井、回风井井口标高、全部工业场地标高进行对比，复核井口、场地安全超高是否满足规范要求；

3) 根据复核结论完善防洪排涝工程措施，补充相应分析内容。

4) 补充副油储油室防火间距校核，确保与进风井口距离 $\geq 50\text{m}$ ，与周边建构筑物满足 GB 50016 防火间距要求，并在总平图中标注。

5) 优化副油储油室选址，布置在厂区边缘、地势较低且主导风向下风侧，远离火源、热源及人员密集区域。

6) 完善副油储油室消防与防爆措施，增设强制通风装置，配齐消防器材。

7) 建立副油储油室专项安全管理，明确禁火区域、警示标识及动火审批制度，纳入消防专项设计与验收。

8) 应明确东斜井口、西斜井口两座备用柴油电站机房、配套柴油储油设施的具体平面坐标；严格核算并明确柴油电站、储油装置与斜井井口（井筒安全出口）之间的防

火安全间距，满足 GB 50070-2020、GB 50016 防火间距的规定。

9) 柴油电站布置位置，应保证发生柴油火灾事故时，火焰、烟气不会向斜井井口蔓延，防止烟火沿井筒灌入井下，危及井下人员安全；如受场地限制不能满足规范最小间距时，应采取实体防火墙、防火隔爆、防热辐射等等效防火技术措施，并进行专项论证。

10) 在总平面布置图中标注柴油电站、储油设施、斜井井口的相对位置、实际距离，作为安全设施设计、施工图设计的依据。

11) 本矿区现有水工环勘探资料显示，矿体大部分赋存于侵蚀基准面以下，第四系覆盖范围小且厚度薄，充水含水层整体富水性弱，但构造破碎带导阻水特征、水文地质边界条件论证尚不充分；矿区存在历史盗采老采空区，老空积水仅为估算值，尚未通过物探、钻探手段完全查明，与 GB/T 12719-2021 要求存在差距。现阶段划分的“裂隙水充水，水文地质条件中等（Ⅱ类第二型）”仅为现有资料条件下的初步判定，待基建阶段井下揭露、老空积水专项探查完成后，应当对矿床水文地质类型重新复核确定；采掘作业必须严格落实超前探放水措施，防范老空突水风险。

12) 建议建设单位按地质灾害防治相关法规要求，委托具备相应资质单位完成地质灾害危险性评估，安全设施设计充分落实评估报告提出的地质灾害防治措施；待取得正式报告后将其纳入报告附件。

13) 安全设施设计阶段应收集周边废弃矿山采坑拐点坐标，实测本矿山与惠成矿业、鑫城矿业废弃采坑的平面、空间间距；结合岩层移动角计算隔离保安矿柱厚度，定量分析地下开采扰动、爆破震动、地下水水力联系等方面的相互影响，对照规范论证安全距离是否满足要求；若存在安全风险，应落实留设保安矿柱、划定警戒范围等防控措施，并将相关验算成果纳入安全设施设计文本。

4.2 开拓单元

1. 《可行性研究报告》存在问题：

- 1) 可研未明确通道畅通管理要求及禁止堆放规定。
- 2) 可研未设计安全出口标识、照明及避灾路线指示。
- 3) 可研未明确人行道宽度、高度、安全间隙等参数，未设计专用人行道。

4) 可行性研究报告井下巷道断面、弯道加宽、错车道尺寸设计, 未结合井下铲运机、撬毛台车及锚杆台车等大型设备外形尺寸、转弯半径技术参数开展通行安全间隙校验算, 大型设备井下通行、会车安全条件论证缺失。

5) 可研未明确中段巷道、斜井人行道宽度。

2. 安全技术措施与建议:

1) 安全设施设计阶段应根据铲运机、撬毛台车、锚杆台车设备样本外形尺寸、最小转弯半径, 对中段运输巷道、联络巷、弯道处加宽值、错车道几何尺寸进行完整校核计算; 保证设备两侧、上部留有足够安全间隙; 对不满足通行条件的巷道断面、弯道、错车道进行优化调整, 出具设备通行专项验算资料。

2) 完善井下专用人行道设计, 明确人行道净高 $\geq 1.9\text{m}$ 、宽度 $\geq 0.8\text{m}$, 严禁占用或缩小有效空间。

3) 按规范设置安全出口标识、照明及避灾路线指示牌, 确保所有通道清晰可辨、畅通无阻。

4) 制定通道畅通管理规定, 严禁在巷道、安全出口堆放物料、设备、杂物。

5) 补充井巷断面安全间隙、人行道参数校核, 满足行人、运输、通风、管线敷设综合要求。

6) 开采前应对矿区现存历史遗留露天老采坑、地表塌陷坑开展边坡稳定性分析论证; 结合岩体移动角验算, 分析井下开采扰动对地表老采坑的影响, 同时评估地表老采坑塌陷、裂隙导通对井下采掘工程的不利作用, 查清地表与井下工程的相互影响关系, 落实防控措施, 相关验算及分析成果纳入安全设施设计。

4.3 提升与运输单元

1. 《可行性研究报告》存在问题:

1) 设计声光信号、视频监控, 未明确提升信号与提升机实现电气闭锁设计。

2) 巷道断面满足要求, 未明确人行道详细参数。

3) 盲斜井(二期主提升)缺少人车的设计内容。

4) 水仓淤泥清理外运工艺与开拓提升系统不匹配。

5) 可研选用 CTY5/4G 蓄电池电机车用于井下运输, 但未设计蓄电池充电硐室,

未明确充电设施的布置位置、通风、防爆、防腐、氢气检测、消防等安全要求，设计内容缺失。

6) 可研未对斜井轨道防滑装置及地辊进行设计。

2.安全技术措施与建议:

1) 完善提升信号与提升机电气闭锁，实现提升信号与提升机联动闭锁，分中段独立信号识别。

2) 明确有轨运输巷道专用人行道参数，确保净高 $\geq 1.9\text{m}$ 、宽度 $\geq 0.8\text{m}$ ，规范设置躲避硐室、防滑踏步与安全护栏。

3) 强化斜井提升安全防护，常闭式防跑车装置灵敏可靠，过卷过放段增设缓冲与限位设施，人车断绳防坠装置完好有效。

4) 规范电机车运输与充电管理，完善机车声光警示、轨道防护及错车设施，充电间加强通风、氢气监测与防火防爆措施。

5) 补充废石运输完整流程，区分基建期、生产期；做废石产出、利用、外排物料平衡；

6) 明确掘进废石井下就地利用（充填）、提升至地表用于尾矿库筑坝、矿山道路修筑、临时堆场堆存的分配关系；

7) 补充废石临时堆场平面位置、堆置高度、边坡参数，配套截排水、拦挡防护措施；

8) 明确地表汽车转运废石的扬尘、防遗撒管控要求。

9) 盲斜井增设架空乘人装置（猴车），配套设置上下人乘车场、声光信号、保护装置；明确人员机械运送系统技术参数、设备选型、安全保护。

10) 修正水仓淤泥外运工艺，淤泥在井底车场转载至轨道矿车后提升至地表；如采用铲运机清泥，水仓、清泥斜巷必须满足 GB50915-2013 无轨设备通行构造要求；完善清泥有限空间作业安全措施，增设备用清泥工艺，防范水仓淤积引发水害风险。

11) 补充蓄电池充电硐室完整设计；硐室应布置在新鲜风流处，配置独立通风、氢气检测报警、防爆电气、耐酸防腐地面墙体、消防设施；图纸标明硐室位置及技术参数，满足 GB50915-2013、GB16423-2020 规范要求。

12) 补充设计轨道防滑装置以及地辊（地滚），明确地辊布置间距、规格，轨道防滑（防爬）措施。

4.4 采掘单元

1. 《可行性研究报告》存在问题：

- 1) 针对厚大矿体，可研未明确其他充填采矿法的设计和论述。
- 2) 可研设计采场顺路矿石溜井，缺少溜井放矿作业危险有害因素辨识；未明确溜井格筛、井口防护、放矿硐室通风相关设计，未编制溜井堵塞处置专项安全技术措施。
- 3) 可研采矿工艺章节未对矿房、矿柱的回采顺序、回采工艺、安全防护措施、矿柱回收时地压管控及充填配套要求进行详细说明。
- 4) 采矿工艺章节仅零星给出凿岩设备、炸药雷管类型及部分炮孔参数，未系统完整说明井下采场、巷道掘进采用的爆破总体方式，缺少爆破网路设计、爆破警戒、盲炮处理、爆破安全防护等相关内容。

2. 安全技术措施与建议：

- 1) 健全采场通风系统，保证每个采场、掘进面形成独立贯穿风流，严禁无风、微风作业。
- 2) 强化顶板与采空区管理，严格执行敲帮问顶制度，按设计及时充填采空区，规范矿柱回采程序。
- 3) 规范爆破与作业安全，爆破后强制通风、检测气体合格方可进入，完善残盲炮处理与警戒措施。
- 4) 针对厚大矿体矿段，若围岩条件允许，可论证大直径深孔嗣后充填采矿法等方案适用性，评估人员是否需要进入采空区作业、顶板垮落、片帮等安全风险，明确适用边界条件；不同采矿方法对应的矿块结构参数、采准切割工程、支护方案、充填参数、地压管控措施同步配套设计。
- 5) 补充顺路溜井放矿危险有害因素辨识评价。采场顺路溜井卸矿口设置牢固合格格筛，严禁大块直接入井；溜井口设置防护栏杆及警示标识；放矿硐室保证通风条件，作业前检测有毒有害气体；编制溜井堵塞处置专项安全技术措施，明确优先从上部处理堵塞，严禁作业人员从溜井下部进入处理溜井堵塞；建立溜井定期巡检制度，定期检查

井壁、格筛完好情况。

6) 建议安全设施设计阶段补充完善矿房矿柱回收专题设计, 明确各类矿柱(保安矿柱、间柱、顶柱)回收条件、回采时序、采矿工艺参数、支护方案、充填接续要求、地压监测手段及专项安全技术措施, 确保矿柱回收作业安全可控。

7) 安全设施设计阶段应系统完善爆破专项设计, 明确井下采场、掘进工作面浅孔爆破工艺, 细化炮孔布置、光面爆破参数、数码电子雷管起爆网路、爆破警戒范围、爆后检查及残盲炮处置措施, 严格按照《爆破安全规程》GB 6722-2014(含 XG1-2016)落实爆破安全技术要求。

4.5 充填单元

1.《可行性研究报告》存在问题:

- 1) 可研未设计充填作业各工序之间通信联络措施。
- 2) 未专门设计采场充填泌水滤排水设施, 未明确滤水管布设、泌水引排路径, 混淆观察口与排水设施功能。
- 3) 未细化采场内部充填管路敷设方案、下料口布置数量、管口间距、管路切换阀门设置及多点下料轮换作业工艺参数, 缺少可落地的工艺设计内容, 不利于保障充填均匀性与充填接顶质量。
- 4) 可研仅给出充填体养护抗压强度指标, 缺少弹性模量、泊松比、内摩擦角、粘聚力等关键物理力学参数。

2.安全技术措施与建议:

- 1) 完善充填工序通信联络, 在充填站、管路、采场作业点之间设置可靠对讲与信号联动, 确保操作同步、应急可联控。
- 2) 充填挡墙除保留顶部观察口(用于观察料浆高度、排气)外, 增设多道分层滤水管; 滤水管采用打孔透水管, 外侧包裹土工滤布防止跑浆; 滤水管向外向下倾斜, 分层布置在挡墙不同高度位置, 实现采场中下部泌水导出。
- 3) 明确泌水导排工艺: 滤水管排出的充填泌水引至巷道排水沟, 汇入中段沉淀池, 沉淀后流入矿井水仓, 明确管路、沉淀池处置流程。
- 4) 明确充填作业管控: 充填过程监控滤水出水状态, 出现跑浆征兆立即停止充填;

充填作业完成、充填体达到养护条件后，对滤水管实施封堵。

5) 充填挡墙应进行承压力学验算，考虑充填料浆+泌水共同作用的侧向荷载，确定挡墙厚度、混凝土强度、锚杆加固等参数，纳入安全设施设计。

6) 安全设施设计阶段应完善充填输送及多点下料专项工艺设计：

(1) 明确充填料浆输送至采场后，采场内充填支管架设形式，确定下料口的数量、安装位置、管口间距、管路固定措施；

(2) 设置管路切换阀门，编制多点下料轮换作业操作流程，实现采空区多点均匀布料，降低料浆离析风险，提升充填接顶效果；

(3) 编制充填系统工艺图，清晰表达充填材料制备、料浆输送、管路布设、采场充填接口等工艺与布置信息，配套完善充填挡墙、滤排水、管道冲洗、堵管应急泄压、充填体接顶监测相关技术措施，将管路布置、工艺参数纳入充填专项设计。

7) 为满足采矿设计、采场稳定性验算、数值模拟、安全设施设计评审要求，可引用同类矿山试验统计经验值，后续开展充填体室内力学试验获取实测参数。

4.6 通风防尘单元

1. 《可行性研究报告》存在问题：

1) 一期通风系统示意图中，930m 中段为一期主要人员通行巷道，可研未配置该中段设计风量，无法保障巷道内稳定风流以稀释弥散有毒有害气体，存在有害气体积聚风险，第二期通风系统示意图无进风量。

2) 可研未明确巷道型采场/掘进巷道 $\geq 0.25\text{m/s}$ 、硐室型采场 $\geq 0.15\text{m/s}$ 的排尘风速设计控制值，未进行风速校核。

2. 安全技术措施与建议：

1) 补充完善一期通风系统风量分配计算与图纸内容，针对 930m 主要人员通行中段配置专项设计风量，保证巷道内维持稳定风流，满足人员呼吸及稀释巷道内弥散有毒有害气体的要求；在通风系统示意图上标注进风量、各中段分配风量，开展巷道风速校核，确保风流参数满足规范。

2) 补充井下排尘风速校核，明确巷道型采场/掘进面风速 $\geq 0.25\text{m/s}$ 、硐室型采场 $\geq 0.15\text{m/s}$ ，确保满足规范要求。

3) 完善采掘工作面独立通风系统, 保证每个采场、掘进面形成稳定贯穿风流, 严禁无风、微风作业。

4) 规范局部通风管理, 确保局扇、阻燃风筒完好, 风筒出口距工作面 $\leq 5\text{m}$, 杜绝风筒漏风、脱节。

5) 健全通风监测与制度, 配齐风速、风压、气体传感器, 配备专职通风人员, 落实 24h 连续通风与定期测风测气制度。

4.7 供配电设施单元

1. 《可行性研究报告》存在问题:

1) 可研仅设置常规漏电、过流、接地保护, 未明确装设高压选择性漏电保护装置。

2) 可研二期盲斜井提升机(升降人员)、776m 中段下山开采主排水泵属于一级负荷, 可研未完整明确双重电源(外部双回路、备用柴油发电机组、井下双回路配电)供电方案, 设计内容不全。

3) 可研提出井下电缆敷设高度应不低于 1.2m。对照 GB16423-2020 第 6.7.2.6, 该规程无 1.2m 的固定数值, 仅要求电缆悬挂位置应防止矿车脱轨撞击、坠落不落在轨道/运输机上。1.2m 悬挂高度偏低, 有轨运输巷道矿车容易刮碰电缆, 存在电气安全隐患。

4) 第一期供电系统图部分中变压器容量与矿山供配电中变压器容量不一致。

2. 安全技术措施与建议:

1) 井下供电严格采用中性点不接地(IT)系统, 配齐漏电保护、接地保护、过流保护三大保护, 接地网电阻 $\leq 2\Omega$ 。

2) 补充短路电流计算与设备校验, 完善防雷、防静电、等电位联结及应急照明, 建立电气定期检测、停送电管理制度。

3) 补充盲斜井提升机、776m 主排水泵一级负荷双重电源供电设计, 落实外部两回独立供电回路、增设对应备用柴油发电机组, 校验备用电源总容量, 完善电源切换联锁, 满足 GB50070-2020、GB16423-2020 对一级负荷供电要求。

4) 调整电缆悬挂高度, 主要运输大巷电缆悬挂距底板不宜小于 1.8m; 受条件限制的次要巷道最低不宜小于 1.6m; 同时落实悬挂点间距、与巷壁及管线的安全净距, 满足 GB16423-2020 第 6.7.2.6 全部要求, 巷道布置图标注相关参数。

5) 核实并修改第一期供电系统图部分中变压器容量与矿山供配电中变压器容量一致。

4.8 防排水与防火单元

1. 《可行性研究报告》存在问题：

1. 可研未开展水压核算，未明确防水门压力等级选型。
2. 可研仅原则提出超前探放水，未结合哈密“7·31”特大暴雨极端山洪风险，未落实“三专两探一撤”相关专项设计，未明确探放水队伍、专用探放水设备配置。
3. 可研仅在副油储油室、加油点配备灭火器，未设计完善的井下消防供水系统及消火栓布置。

2. 安全技术措施与建议：

- 1) 按规范完善井下永久消防供水系统，与生产供水管网分开或专用管路供水，确保消防水量、水压持续稳定。
- 2) 全井统一布置消火栓、消防水带、水枪，井底车场、机电硐室、火药库、运输巷、中转车场等关键地点必须设置，间距满足规范要求。
- 3) 消防管路沿巷道统一敷设，支管接入各消火栓，设置明显标识、检修阀门，确保灾时可快速启用。
- 4) 建立消防供水日常检查与维护制度，定期试压、清堵、更换老化管件，保证系统完好有效。
- 5) 安全设施设计阶段排水章节内容应按《金属非金属地下矿山防治水安全技术规范》（AQ 2061-2018）规定进行编制，严格落实探放水“三专两探一撤”管理要求：明确设置专职探放水作业队伍；配套专用探放水钻机、配套管路及检测仪器；采掘工程接近老采空区、断层破碎带、富水构造前编制专项探放水设计，严格执行“预测预报、有疑必探、先探后掘、先治后采”；制定突水险情处置流程，明确险情征兆出现第一时间撤出受威胁区域全部作业人员。
- 6) 安全设施设计阶段，开展水泵房位置最大水压计算，根据计算水压结果确定防水门压力等级；防水门结构、密封、安装位置必须满足抵御突水、隔离水灾的规范要求。
- 7) 完善井下排水系统，保障工作泵、备用泵、检修泵能力满足正常涌水、最大涌

水排水要求；保障排水双回路供电可靠；定期开展水仓清淤，保证水仓有效容积。

8) 应针对本矿区历史盗采形成的采空区积水、采空塌陷风险开展专项治理，安全设施设计阶段应采用物探结合钻探查清盗采采空区边界、积水量及围岩情况，地表封堵盗采遗留井巷与塌陷坑；井下留设保安隔离矿柱，采掘接近老空区严格执行探放水制度，优先疏放积水，条件适宜对采空区充填处置，加强险情识别培训，配齐应急物资并开展演练，防范老空积水突水及采空塌陷灾害。

9) 补充历史盗采空区专项分析章节，附空区与本矿开拓系统平、剖面图，明确积水采空区（1090m 中段以上，0-7 线）与新建井筒、各中段巷道平面、垂向空间位置，分析裂隙、断裂构造的水力连通可能性，评估突水、垮塌风险，划定采掘危险边界。

10) 安全设施设计应根据本矿正常涌水量、最大涌水量、排水高度、管路损失完成主排水泵选型计算，主水泵房必须配置工作、备用、检修水泵，总台数不少于 3 台；必须设置工作排水管路+备用排水管路；水泵房出口、防水门、泵房地坪高度、水仓（双独立水仓，总容积满足容纳 6-8h 正常涌水量）等配套设施同步按 GB 16423-2020 落实计算与设计。

11) 完善井下机电硐室防火栅栏门配置，配齐灭火器材；严格管控井下油料，井下不得大量存放柴油、汽油，油料储存设置在地表，落实防火间距及消防设施。

12) 安全设施设计必须完善井下消防给水系统设计，结合井下生产供水系统敷设井下消防管路，消防主管内径不应小于 80 mm，消防供水水池有效容积不小于 200 m³，保证全矿井各作业点消防供水能力与水压，消火栓栓口出水压力控制在 0.25~0.5 MPa，最不利点水枪充实水柱≥7 m。

4.9 安全避险“六大系统”和数字化单元

1. 《可行性研究报告》存在问题：

1.可研仅设计 CO 报警值，未明确传感器布设密度、间距，未设置完整报警阈值，无双机热备、双链路、数据二次备份设计。

2.可研仅对斜井口、地表机房设置摄像头；未落实井下采掘、爆破、溜井放矿等关键作业面视频全覆盖，未明确“无视频不作业”管控要求。

3.可研仅配置入井人员随身 ZYX45 自救器及 10%备用总量，未在井下各紧急避险地点布设点位备用自救器。

2.安全技术措施与建议：

1) 编制完整的安全避险六大系统布置图，标明井下各系统设备安装位置、线缆/管路敷设路径、避险设施布设位置，完善监测监控传感器布设方案，明确全矿井间距、密度与全覆盖要求，按规范在关键点位统一布点。

2) 补充完整报警阈值，设置 CO、O₂、风速、风压、设备开停等全部参数的报警、断电与复电逻辑。

3) 增设系统冗余设计，实现主机双机热备、传输双链路、网络环网冗余。

4) 落实数据二次备份，建立定期自动备份、异地存储与长期保存制度。

5) 落实井下“无视频不作业”管控：安全设施设计阶段，在采掘工作面、爆破作业点、顺路溜井放矿点、主要交叉巷道等关键作业位置增设高清视频监控摄像头，视频信号接入地表调度监控中心；制定管理制度，关键作业点视频监控故障、画面缺失时禁止开展采掘、爆破、溜井放矿等高危作业，实现现场实时监视、事故录像追溯。

6) 井下紧急避险地点增设点位备用自救器：除入井人员随身佩戴自救器、仓库总备用自救器外，在采掘工作面、掘进工作面、主要机电硐室、避灾路线沿途、安全出口附近避险点设置自救器存放箱，按作业点最大人员数量储备备用 ZYX45 隔绝式压缩氧自救器；明确存放位置、数量、定期检验更换制度，保障井下人员受困时可以获取备用自救器。

4.10 安全管理及其他单元

1.《可行性研究报告》存在问题：

1) 可研未明确配备专职的矿长、总工程师和分管安全、生产、机电的副矿长应当具有采矿、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。

2) 可研未明确矿山应当设立技术管理机构，建立健全技术管理制度，配备具有采

矿、地质、测量、机电等矿山相关专业中专及以上学历或者中级及以上技术职称的专职技术人员，每个专业至少配备 1 人。

3) 可研未明确配备的专职安全生产管理人员的具体任职要求。

4) 本矿山实行每日 3 班 8h 连续作业制度，压风系统需 24h 不间断运行，可研供气工段空压机工仅配置 1 人，该定员无法满足三班轮值值守要求。

2.安全技术措施与建议:

1) 安全设施设计前地质资料应满足勘探程度要求，2026 年 3 月哈密鑫恺矿业有限公司委托具备资质单位完成了水文地质工程地质勘探报告，建议在安全设施设计阶段依据该报告进行编制。

2) 明确：五职矿长应具备矿山主体专业大专及以上学历，10 年以上矿山一线从业经历；五科职能部门主要负责人应具备矿山主体专业中专及以上学历，5 年以上矿山一线从业经历。

3) 人员必须专职，严禁跨矿山兼职，相关人员应经安全生产知识和管理能力考核合格，熟悉本矿山开采、充填、防治水、爆破、通风等技术条件。

4) 明确专职安全管理人员资质要求，具备矿山相关专业学历/职称或注册安全工程师资格。

5) 地下矿山应建设井下应急广播通信系统，广播终端布点应覆盖井下所有作业点、掘进工作面、主要运输巷道、避灾硐室、马头门等全部人员可能到达区域，无信号盲区。系统应与井下通信系统联动，具备紧急一键广播功能，灾变条件下可向井下全域下发撤离、避险应急指令，保障应急指令第一时间传达至影响范围内全部人员。

6) 安全设施设计阶段应重新核算空压机岗位定员，优先按三班作业配齐空压机岗位作业人员，实现 24h 有人巡检处置；若采用无人值守空压机站模式，必须完整配套压力、温度、故障在线监测报警系统，信号接入矿山调度监控中心，设置声光报警及远程停机功能，明确巡检频次、岗位职责与故障应急处置流程，不满足上述技术及管理条件不得采用无人值守模式；空压机作业人员须经培训考核合格持证上岗，完善岗位操作规程与设备巡检记录制度。

5. 评价结论

5.1 安全预评价小结

哈密鑫恺矿业有限公司新疆哈密市白干湖金矿 6 万吨/年地下采矿工程项目设计生产能力为 $6 \times 10^4 \text{t/a}$ (250t/d)。根据对该建设项目总平面布置、开拓、提升和运输、采掘、充填系统、通风、供配电设施、防排水与防灭火、排土场、安全避险“六大系统”、安全管理及其他单元可能存在的危险、有害因素辨识分析及评价，报告认为：

1.哈密鑫恺矿业有限公司新疆哈密市白干湖金矿 6 万吨/年地下采矿工程项目设计较为全面，选择的采掘工艺及设备选型可行；开拓、提升运输系统与总图布置合理；相关运输、压气、供（排）水、供电等系统及其他辅助工程设计可靠，可以指导矿山进行开采。

2.通过预先危险性分析评价，找出该建设项目中，危险等级为Ⅳ级（灾难性的）的危险、有害因素（或存在位置）有 0 个；危险等级为Ⅲ级（危险的）的危险、有害因素（或存在位置）有 1 个；危险等级为Ⅱ级（临界的）的危险、有害因素（或存在位置）有 65 个；危险等级为Ⅰ级（基本安全的）的危险、有害因素（或存在位置）有 2 个。为此评价针对引起各级危险的危险、有害因素在对策措施单节中提出相应的降低危险等级的安全技术措施。

3.利用作业条件危险性评价，该地下采矿工程建设项目生产中可能存在的危险危害场所，根据的 LEC 方法进行取值计算后，得出各作业场所的危害度与危险性指数，得出坍塌、井下民用爆炸物品爆炸、窒息、车辆致害、机械致害、触电伤害、电气火灾、高处坠落、水害、窒息、高处坠落、粉尘危害属于可能危险。堵管/跑浆、炸药库民用爆炸物品爆炸、可燃液体蒸气爆炸、粉尘危害属于稍有危险。

5.2 应重视的危险有害因素及安全对策措施

1. 矿山需重点防范的危险、有害因素

根据各种评价方法得出的评价小结，矿山需重点防范的危险、有害因素主要有：

坍塌、民用爆炸物品爆炸、窒息、车辆伤害/跑车等危险有害因素。

2. 矿山需重视的安全对策措施与建议

1) 强化顶板管理：严格执行敲帮问顶、分级监测制度，破碎围岩立即锚网喷支护，严禁空顶作业。

2) 严控爆破风险：规范爆破参数与警戒范围，严格执行残盲炮处理流程，爆破后强制通风 30 分钟以上。

3) 严防窒息：完善采场独立通风，确保排尘风速达标，局部通风机专人管理、严禁无风/微风作业。

4) 杜绝斜井跑车：全线装设常闭式防跑车装置，提升信号与阻车器、挡车栏强制闭锁，执行“行车不行人”。

5) 规范井下运输：明确巷道人行道参数，设置错车与躲避硐室，机车限速运行、严禁人车混行。

6) 保障供电安全：一级负荷双电源供电，井下高压系统加装选择性漏电保护，完善接地与阻燃电缆敷设。

7) 规范充填作业：各工序建立通讯联络，确保充填强度与接顶质量，人员进入前确认充填体稳固。

8) 完善应急保障：健全安全出口与避灾标识，配齐自救器与应急装备，定期开展应急演练。

5.3 安全预评价结论

哈密鑫恺矿业有限公司新疆哈密市白干湖金矿 6 万吨/年地下采矿工程项目在开采方式、矿山开拓、提升与运输、采矿方法及充填工艺、通风防尘、防排水、供配电、安全避险“六大系统”、总平面布置及相关辅助系统的设计方案完整、合理可行，提出的安全对策措施得当，能有效控制及防范项目中潜在的危险、有害因素。本次评价结论为：项目可行性研究报告制定的安全设计原则安全可靠，安全相关内容编制较为完善，但仍存在部分需要补充完善的内容。项目后续在工程设计、施工建设以及生产运行各阶段，应严格遵循国家和行业现行安全标准、规程规范，切实

落实可行性研究报告及本安全评价报告提出的各项措施与建议，本工程存在的安全风险能够控制在可接受范围内。

仅用于报告公开，
严禁复制

6. 附图

1. 地形地质图
2. 总体布置图
3. 坑内外复合平面图
4. 开拓系统纵投影图
5. 第一期通风系统示意图（容易时期）
6. 第一期通风系统示意图（困难时期）
7. 第二期通风系统示意图（容易时期）
8. 第二期通风系统示意图（困难时期）
9. 第一期避险线路示意图
10. 第二期避险线路示意图
11. 上向分层水平充填采矿法图
12. 压气系统图
13. 776m 排水系统示意图
14. 930m 排水系统示意图
15. 第一期供电系统示意图
16. 第二期供电系统示意图