



Traduzione professionale dalla lingua inglese alla lingua italiana effettuata dallo studio di traduzioni STUDIOESTERO SRL, via Borfuro 2, Bergamo, C.F. e P. IVA IT03854570169.

STUDIOESTERO S.R.L.
Via Borfuro, 2
24122 Bergamo
C.F. e P.IVA: 03854570169

Studio sotterraneo

Studio minerario del Progetto Polimetallico Gorno

Relazione del 20/09/2021

www.altazinc.com



Studio sotterraneo

**Studio minerario del
Progetto Polimetallico
Gorno**

Relazione del 20/09/2021

www.altazinc.com



Relazione preparata per

Nome cliente	AltaZinc Limited
Nome progetto / Codice job	
Nome contatto	Geraint Harris
Titolo contatto	CEO

Relazione pubblicata da

Informazione sulla relazione

Nome file	
Ultima modifica	16/10/2019
Stato relazione	Finale

Firma di autore e revisore

Autore coordinatore		Firma:	“firmato e sigillato”
		Firma:	“firmato e sigillato”
		Firma:	“firmato e sigillato”

Esclusione di responsabilità

Scopo del presente documento

La presente Relazione è stata preparata esclusivamente per AltaZinc Limited ("il Cliente") da Maven Mining (UK) Ltd ("Maven Mining"). La qualità delle informazioni, delle conclusioni e delle stime contenute in questa Relazione sono coerenti con il livello del lavoro realizzato da Maven Mining fino ad oggi sull'incarico, in accordo con le specifiche dell'incarico concordate tra Maven Mining e il Cliente. Il lavoro è stato realizzato esclusivamente per i processi decisionali interni del Cliente e non è destinato alla distribuzione a terzi.

Nota per terzi

Maven Mining ha preparato la presente Relazione tenendo conto delle esigenze e degli interessi particolari del proprio cliente e conformemente alle istruzioni dello stesso. La presente Relazione non è stata preparata per le esigenze e gli interessi particolari di qualunque altra persona. Le esigenze e gli interessi di terzi possono essere nettamente diversi da quelli di AltaZinc Limited e la Relazione potrebbe non essere sufficiente né adatta o appropriata agli scopi di terzi.

Maven Mining declina espressamente qualsiasi dichiarazione o garanzia nei confronti di terzi in merito alla presente Relazione o alle conclusioni o opinioni espresse nella stessa (compresa, a titolo illustrativo e non esaustivo, qualsiasi dichiarazione o garanzia relativa allo standard di cura utilizzato nella preparazione della presente Relazione, o che qualsiasi dichiarazione previsionale, previsione, opinione o proiezione contenuta nella presente Relazione si realizzi, si riveli corretta o si basi su presupposti ragionevoli). Se una terza parte sceglie di utilizzare o fare affidamento su tutta o parte della presente Relazione, qualsiasi perdita o danno che tale terza parte possa subire in conseguenza di ciò è a solo ed esclusivo rischio di tale terza parte.

Maven Mining ha realizzato la presente Relazione utilizzando dati e informazioni forniti da o per conto del Cliente [e degli agenti e collaboratori di AltaZinc Limited]. Tranne nel caso in cui sia diversamente specificato, Maven Mining non ha verificato in modo indipendente che tutti i dati e le informazioni siano affidabili o accurati. Maven Mining non si assume alcuna responsabilità per l'accuratezza o la completezza di tali dati e informazioni, anche se tali dati e informazioni sono stati incorporati nella presente Relazione o se si è fatto affidamento su di essi nella redazione della stessa.

I risultati sono stime e soggetti a modifiche

Le interpretazioni e le conclusioni raggiunte nella presente Relazione si basano sulla comprensione scientifica attuale e sulle migliori prove disponibili agli autori al momento della sua redazione. È nella natura di tutte le conclusioni scientifiche che le stesse si basano su una valutazione delle probabilità e, per quanto alte possano essere tali probabilità, non hanno alcuna pretesa di certezza assoluta.

La capacità di qualsiasi persona di raggiungere gli obiettivi economici e di produzione prospettici dipende da numerosi fattori che vanno oltre il controllo di Maven Mining e che Maven Mining non può prevedere. Questi fattori includono, a titolo esemplificativo e non esaustivo, condizioni minerarie e geologiche specifiche del sito, capacità della direzione e del personale, disponibilità di finanziamenti per operare correttamente e capitalizzare l'operazione, variazioni negli elementi di costo e nelle condizioni di mercato, sviluppo e gestione della miniera in modo efficiente, variazioni impreviste nella legislazione e nuovi sviluppi industriali. Ciascuno di tali fattori può alterare in modo sostanziale le prestazioni di qualunque operazione di estrazione.

Elemento di rischio

Le interpretazioni e le conclusioni raggiunte nella presente Relazione si basano sulle teorie geologiche attuali e sulle migliori prove disponibili agli autori al momento della sua redazione. È nella natura di tutte le conclusioni scientifiche che le stesse si basano su una valutazione delle probabilità e, per quanto alte possano essere tali probabilità, non hanno alcuna pretesa di certezza assoluta. Qualunque decisione economica che possa essere presa sulla base delle interpretazioni o delle conclusioni contenute nella presente Relazione porta quindi con sé un elemento di rischio.



Glossario

%	per cento
°	gradi (in Radianti)
°C	gradi Celsius
2D	bidimensionale
3D	tridimensionale
A\$	Dollaro australiano
AAS	Spettroscopia di assorbimento atomico
ABA	relazione su acidi e basi
ARD	drenaggio della roccia acida
Au	oro
BD	densità apparente
BDL	sotto il limite di rilevamento
CAPEX	spesa in conto capitale
CIL	carbonio nel percolato
CIM	Istituto canadese delle miniere, della metallurgia e del petrolio
cm	centimetro
CRM	Materiale di riferimento certificato
CSV	valori separati da virgola
Cu	rame
CV	Coefficiente di variazione
DA	anisotropia dinamica
DBA	amministratore di database
DD	foro di perforazione diamantato
DGPS	differential global positioning satellite
DH	foro di perforazione
E	Est
EIA	Valutazione di impatto ambientale
EM	elettromagnetico (rilevamento)
EMP	Piano di gestione ambientale
ESIA	Valutazione dell'impatto ambientale e sociale
ESMP	Piano di gestione ambientale e sociale
FA	saggio del fuoco
FEL	pala caricatrice frontale
FET	dipendenti a tempo pieno
g	grammo
g/t	grammi per tonnellata



GPS	Global Positioning Device
HARD	half absolute relative difference
HR	Risorse umane
HSE	Salute, Sicurezza e Ambiente
ICP	Plasma accoppiato induttivamente
IDW	Ponderazione della distanza inversa
IGR	International Gold Resources Inc.
IP	polarizzazione indotta
IRR	Tasso di rendimento interno
ITS	Inchcape Testing Services
JORC	Codice del Comitato congiunto australiano-asiatico per le riserve minerarie
KE	Efficienza di Kriging
kg	kilogrammi
km	kilometro
km ²	kilometri quadrati
KNA	analisi di vicinato di kriging
Kt	migliaia di tonnellate
LOM	vita utile della miniera
m	metro
Ma	milioni di anni
MCC	centro controllo motori
me, MN, marl	metri est, nord e livello relativo
mm	millimetro
Mos.	milioni di once
MRE	Stima delle risorse minerarie
Mt	milioni di tonnellate
Mt/a	milioni di tonnellate/anno
N	nord
NAF	non formante acido
NI 43-101	Strumento nazionale 43-101 per gli standard di comunicazione per progetti minerali all'interno del Canada.
NPV	valore attuale netto
NSR	ritorno netto della fonderia
NVPS	Programmatore del NPV
OK	kriging ordinario
OSA	angolo di inclinazione globale
oz	oncia troy, 31.1034768 g
PIE	Stima interna preliminare



ppb	parti per miliardo
PPE	dispositivi di protezione individuale
ppm	parti per milione
par	fluorescenza a raggi x portatile
QAQC	Assicurazione di qualità/Controllo di qualità
QP	Persona Qualificata
Q-Q	quantile-quantile
RAB	rotary air blast (foro di perforazione)
RAP	Piano d'azione per reinsediamento
RC	circolazione inversa (foro di perforazione)
RC-DD	circolazione inversa con punta diamantata (foro di perforazione)
RMS	radice quadratica media
ROM	Minerale grezzo
RQD	designazione della qualità della roccia
S	Sud
SCR	Percentuale di recupero della carota
SD	deviazione standard
SG	gravità specifica
SQL	Structured Query Language (Database)
t/a	tonnellate all'anno
t/h	tonnellate all'ora
t/m ³	tonnellate per metro cubo
TR	trincea
TSF	impianto stoccaggio sterili
US\$	dollaro USA
UTM	Proiezione Trasversa di Mercatore
VOIP	voice over internet protocol
VSAT	very small aperture terminal
W	Ovest
WGS1984	Sistema Geodetico Mondiale 1984
XRD	diffrazione a raggi x
XRF	fluorescenza a raggi x

Unità di misura

Verranno usate le seguenti unità di misura relative al Sistema Internazionale di Misura (SI).

TIPO	UNITA'	SIMBOLI
Flusso d'aria	Metri cubi al secondo Kilogrammi al secondo	m ³ /s kg/s
Angolo	Gradi	° oppure gradi
Area	Metri quadrati Kilometri quadrati	m ² km ²
Densità	Kilogrammi per metro cubo Tonnellate per metro cubo	kg/m ³ t/m ³
Dimensioni	Millimetri Metri Kilometri	mm m km
Forza elettromotrice	Volt Kilovolt	V kV
Energia (Lavoro)	Joules Kilojoules Megajoules	J kJ MJ
Flusso del fluido	Litri al secondo Metri cubi al secondo	l/s m ³ /s
Forza	Newton Kilonewton Meganewton	N kN MN
Massa	Once (troy - 31,103477g) Kilogrammi Tonnellate (1.000 kg)	Oz Kg t
Flusso della massa	Kilogrammi all'ora Kilogrammi al secondo Tonnellate all'ora	kg/h kg/s t/h
Energia	Watt Kilowatt Megawatt Kilovolt amperes Megavolt ampere	W kW MW kVA MVA



Pressione	Pascal Kilopascal Megapascal	Pa kPa MPa
Temperatura	Gradi Celsius	°C
Volume	Litri Metri cubi	L m ³

Contenuto

Relazione preparata per	II
Relazione pubblicata da.....	II
Informazione sulla relazione.....	II
Firma di autore e revisore	II
ESCLUSIONE DI RESPONSABILITÀ	III
Scopo del presente documento.....	III
I risultati sono stime e soggetti a modifiche.....	III
Elemento di rischio	III
GLOSSARIO	V
1 SOMMARIO.....	1
2 INTRODUZIONE	4
2.1 Termini di riferimento	4
2.2 Fonti di informazione	4
2.3 Ispezioni del sito	5
3 METODI DI ESTRAZIONE	6
3.1 Introduzione	6
3.2 Modelli geologici	6
3.3 Selezione del metodo di estrazione	6
3.3.1 Descrizione del metodo di estrazione selezionato	7
3.3.2 Concetto del metodo estrattivo Drift and Fill (Trasversale).....	8
3.3.3 Concetto del metodo di estrazione LHRF (Longitudinale e Trasversale).....	10
3.4 Parametri di progettazione geotecnica	14
3.5 Geidrologia	15
3.5.1 Acque di superficie	15
3.5.2 Acqua freatica	15
3.6 Parametri di ottimizzazione.....	16
3.6.1 Prezzi del metallo	16
3.6.2 Tasso di cambio	16
3.6.3 Tasso di sconto	16
3.6.4 Obiettivo di produzione mineraria e limite di processo	16
3.6.5 Vincoli.....	17
3.6.6 Presupposti di pianificazione del progetto.....	17
3.6.7 Ripristino del processo e Masse estratte	17
3.6.8 Costi di estrazione	18
3.6.9 Costo di processo	19
3.6.10 Costi in miniera.....	19
3.6.11 Costi extra miniera	20
3.6.12 Royalty e free-carry governativo	20
3.6.13 Tasso delle imposte sulle società	20
3.6.14 Fusione e raffinazione	21
3.6.15 Penali per elementi nocivi.....	21
3.6.16 Accantonamento a fini ambientali	21
3.6.17 Accantonamento per capitale di supporto.....	21
3.6.18 Calcolo del tenore di cut-off in sotterraneo	21
3.6.19 Ottimizzazione MSO in sotterraneo	22

3.7	Progetto della miniera	24
3.7.1	Progetto della miniera	24
3.7.2	Tipi di sviluppo standard	30
3.7.3	Fattori modificativi	36
3.7.4	Attrezzatura mineraria	38
3.7.5	Movimentazione delle rocce	48
3.7.6	Esaurimento della miniera	50
3.7.7	Risorse umane	50
3.7.8	Discariche di roccia sterile e manipolazione	51
3.7.9	Gestione dell'acqua freatica.....	58
3.7.10	Ventilazione sotterranea	60
3.7.11	Programmazione della miniera	79
3.7.12	Programmi di alimentazione e produzione dell'impianto	94
3.7.13	Stima delle riserve minerali	97
3.7.14	Risorse minerali incluse nei Progetti della Miniera	97
4	COSTI OPERATIVI.....	99
4.1	Costi operativi di estrazione	99
4.2	Costi operativi di processo	101
4.3	Costi in miniera	102
4.4	Costi extra miniera	102
4.5	Costi del capitale di supporto	103
4.6	Accantonamento a fini ambientali	103
4.7	Detrazioni dalle vendite di concentrato	103
4.8	Sintesi dei costi operativi.....	104
5	COSTO IN CONTO CAPITALE	105
5.1	Costi del capitale di estrazione	105
5.2	Costo in conto capitale del processo.....	110
5.3	Altre spese in conto capitale	110
5.4	Capitale di supporto	110
5.5	Ripristino e recupero	110
6	METODI DI RECUPERO	112
7	INFRASTRUTTURA DEL PROGETTO	113
7.1	Infrastruttura	113
7.2	Alimentazione elettrica	114
7.3	Acqua	116
7.4	Smaltimento degli sterili.....	120
7.5	Comunicazioni	120
7.6	Effluenti	121
7.7	Trasporti	121
7.7.1	Vie d'acqua	121
7.7.2	Infrastrutture ferroviarie	121
7.7.3	Trasporto per via aerea	123
7.7.4	Trasporto su strada	124
7.8	Stoccaggio e distribuzione del carburante	126
7.9	Stoccaggio e distribuzione degli esplosivi.....	126
7.10	Cemento per operazioni di riempimento in pasta	128
7.11	Strutture di lavaggio	128

7.12	Officina	129
7.13	Edifici	129
7.14	Sicurezza	129
7.15	Protezione antincendio	129
8	STUDI DI MERCATO E CONTRATTI	130
9	ANALISI ECONOMICA	131
9.1	Risultati finanziari chiave.....	131
9.2	Spese e reddito operativi.....	132
9.3	Metriche chiave dell'estrazione	132
9.4	Metriche chiave del processo.....	133
9.5	Metriche di spesa e di capitale operativi per LOM.....	133
9.6	Contributo dei vari elementi al reddito dalle vendite di concentrato	134
9.7	Analisi della sensibilità.....	135
9.8	Dettaglio del modello di flusso di cassa scontato.....	136
10	POTENZIALE MINERARIO FUTURO	138
11	ALTRE INFORMAZIONI RILEVANTI	145
12	INTERPRETAZIONI E CONCLUSIONI.....	146
12.1	Estrazione	146
13	RACCOMANDAZIONI	147
13.1	Geologia / Valutazione / Esplorazione	147
13.2	Aspetti geotecnici	147
13.3	Idrologia.....	147
13.4	Riempimento in pasta	147
13.5	Estrazione	147
13.6	Processo	149
14	RIFERIMENTI	150
15	APPENDICE RISULTATI DELL'OTTIMIZZAZIONE DEL POZZO	151
16	APPENDICE B: PROGETTO E PIANIFICAZIONE DELLA MINIERA.....	157
17	APPENDICE C: CRITERI DI PROGETTAZIONE DELLA VENTILAZIONE.....	158
17.1	Criteri di progettazione della ventilazione	158
17.2	Miniera di Gorno - Criteri di progettazione della ventilazione specifica del sito	160
18	APPENDICE D: IGIENE SUL LAVORO	163
19	APPENDICE E: SPECIFICHE DELLE ATTREZZATURE	170
20	APPENDICE F: SELEZIONE DEL METODO DI ESTRAZIONE.....	187
20.1.1	Introduzione	187
20.1.2	Metodologia di classificazione	188
20.1.3	Caratteristiche delle risorse	189
20.1.4	Proprietà della massa rocciosa	190
20.1.5	Classificazione del metodo di estrazione	191
20.1.6	Riassunto della classificazione qualitativa.....	195
21	APPENDICE G: MODELLO DI FLUSSO DI CASSA SCONTATO	199
	GLOSSARIO	200

Figure

Figura 3-1: Drift and Fill (Orientamento trasversale).....	9
Figura 3-2: Long-hole Retreat and Fill (Orientamento trasversale)	11
Figura 3-3: Long-hole Retreat and Fill (Approccio longitudinale)	12
Figura 3-4: Posizionamento dei metodi di estrazione nella Miniera di Zinco di Gorno	13
Figura 3-5: Sito del portale di ZIA (Trincea coperta)	25
Figura 3-6: Panoramica del progetto della miniera (vista in pianta)	28
Figura 3-7: Panoramica del progetto della miniera (Vista longitudinale - Vista verso nord).....	29
Figura 3-8: Principale infrastruttura sotterranea.....	30
Figura 3-9: Configurazione di sviluppo del trasporto.....	31
Figura 3-10: Configurazione dell'estremità di sviluppo dei tunnel di coltivazione in LHRF Longitudinal LHRF	32
Figura 3-11: Configurazione di sviluppo dei tunnel di coltivazione in Drift and Fill.....	33
Figura 3-12: Configurazione di sviluppo della rampa del convogliatore di ZIA.....	34
Figura 3-13: Configurazione delle camere di coltivazione in LHRF Longitudinal	35
Figura 3-14: Configurazione delle camere di coltivazione in LHRF Transversal	36
Figura 3-15: Perforatrice per opere di sostegno (DL230L o equivalente).....	39
Figura 3-16: Perforatrici da foro corto (DD211L o equivalente)	40
Figura 3-17: Perforatrice per foro lungo (DS211L o equivalente).....	41
Figura 3-18: Veicolo di caricamento degli esplosivi per fori da mina	42
Figura 3-19: Illustrazione delle Velocità di Picco delle Particelle stimate in vari punti di coltivazione.....	43
Figura 3-20: Grafico linee guida DIN 4150-3.....	44
Figura 3-21: Unità di carico LHD (LH209L o equivalente)	45
Figura 3-22: Unità di trasporto su camion (TH430 o equivalente)	46
Figura 3-23: Tipico veicolo di servizio (o equivalente).....	47
Figura 3-24: Disposizione della movimentazione del materiale della miniera in sotterraneo	49
Figura 3-25: Deposito di roccia sterile del sito del portale ZIA	51
Figura 3-26: Aree di stoccaggio della roccia sterile di Ca Pasi	52
Figura 3-27: Produzione di scarti per tipo di roccia	53
Figura 3-28: Profilo di produzione di scarti.....	54
Figura 3-29: Disposizione generale di pompaggio e movimentazione dell'acqua	59
Figura 3-30: Schema concettuale di ventilazione (pre-produzione).....	63
Figura 3-31: Schema concettuale di ventilazione (infrastruttura di ventilazione stabilita per lo stato permanente)	63
Figura 3-32: Schema concettuale di ventilazione (a piena produzione - sviluppo delle rampe di Ponente e Zorzone)	65
Figura 3-33: Miniera di Gorno - Schema di ventilazione concettuale (800 kt/a - Modellato su stato finale).....	66
Figura 3-34: Configurazioni di ventilazione estremità di sviluppo	72
Figura 3-35: Programma di Incremento progressivo che illustra il percorso critico del progetto	81
Figura 3-36: Programma di produzione in sotterraneo	82
Figura 3-37: Produzione di scarti per tipo di roccia	82
Figura 3-38: Produzione di scarti per destinazione	83
Figura 3-39: Sequenza di produzione in sotterraneo della Miniera di Zinco di Gorno (sviluppo delle infrastrutture)	86
Figura 3-40: Sequenza di produzione della Miniera di Zinco di Gorno	90
Figura 3-41: Illustrazione che mostra l'estensione del tunnel di Riso Parina.	92
Figura 3-42: Programmi di alimentazione impianto	94
Figura 3-43: Programma di alimentazione impianto	94
Figura 3-44: Produzione di concentrato di Zinco.....	95
Figura 3-45: Produzione di concentrato di Piombo / Argento.....	95
Figura 3-46: Tenori di alimentazione dell'impianto (dopo il potenziamento del selezionatore di minerali).....	96
Figura 7-1: Infrastruttura del sito minerario di superficie (sito del portale di Ca Pasi).....	114
Figura 7-2: Rete di distribuzione elettrica nazionale italiana AT (220kV)	115
Figura 7-3: Consumo di energia elettrica nelle opere minerarie	116
Figura 7-4: Precipitazioni e temperatura medie annuali (Oltre il Colle)	117
Figura 7-5: Consumo di acqua freatica	118
Figura 7-6: Bilancio idrico concettuale	119
Figura 7-7: Strategia di deposizione di sterili / ripiena	120



Figura 7-8: Deposito degli sterili / della pasta	120
Figura 7-9: Movimentazione del prodotto concentrato	122
Figura 7-10: Raccordo ferroviario merci di Bergamo	123
Figura 7-11: Rete stradale del Nord Italia	125
Figura 7-12: Il bunker sotterraneo per esplosivi esistente di Ca Pasi.	127
Figura 9-1: Spese e reddito operativi del Progetto	132
Figura 9-2: Contributo percentuale per elemento e Flusso di concentrato	135
Figura 9-3: Sensibilità finanziaria standard (NPV)	136
Figura 9-4: Sensibilità finanziaria standard (IRR %)	136
Figura 10-1: Aree di estrazione del target di esplorazione relative alla pianificazione mineraria dello studio di valutazione	139
Figura 10-2: I target di esplorazione aumentano il profilo della produzione di miniera	140
Figura 10-3: Progetto concettuale della miniera per le aree di estrazione del target di esplorazione	141
Figura 10-4: Strategia concettuale di ventilazione per le aree di estrazione del target di esplorazione.	142
Figura 10-5: Illustrazione che mostra i tipi di masse rocciose relative alle aree di estrazione del target di esplorazione	143
Figura 10-6: Sezione trasversale dell'Area di estrazione target che mostra le formazioni delle masse rocciose.	144
Figura 17-1: Curve del ventilatore assiale per la selezione del ventilatore ai pozzi di scarico 1.120 RL e 990 RL	161
Figura 20-1: Selezione del metodo di estrazione e metodologia di smaltimento	187
Figura 20-2: Classificazione relativa dei metodi di estrazione per aree di estrazione a moderata profondità / da bassa a media altezza	197
Figura 20-3: Classificazione relativa dei metodi di estrazione per aree di estrazione a bassa profondità / da bassa a media altezza	198
Figura 20-4: Classificazione relativa dei metodi di estrazione per aree di estrazione a bassa profondità / media altezza	198



Tabelle

Tabella 3-1: Vincoli / Obiettivi per l'ottimizzazione.....	17
Tabella 3-2: Parametri di processo e di estrazione della massa	17
Tabella 3-3: Costi diretti di estrazione suddivisi per attività per il progetto della Miniera sotterranea di Zinco di Gorno	18
Tabella 3-4: Stime dei costi di processo per la Miniera di Zinco di Gorno	19
Tabella 3-5: Costi operativi in miniera per la Miniera di Zinco di Gorno	19
Tabella 3-6: Costi operativi extra miniera.....	20
Tabella 3-7: Penali per elementi nocivi.....	21
Tabella 3-8: MSO Optimisation Parameter Summary.....	22
Tabella 3-9: Requisito minimo del pannello a 800 kt/anno.....	37
Tabella 3-10: Stima dei macchinari minerari meccanizzati.....	48
Tabella 3-11: Fabbisogno stimato di manodopera per la Miniera di Zinco di Gorno	50
Tabella 3-12: Parametri di configurazione dei treni	54
Tabella 3-13: Velocità dei treni.....	55
Tabella 3-14: Calcolo del tempo di ciclo dei treni.....	56
Tabella 3-15: Dimensioni della via d'aria primaria.....	67
Tabella 3-16: Dettagli delle attrezzature diesel sotterranee	68
Tabella 3-17: Fonti di calore sensibili.....	69
Tabella 3-18: Parametri utilizzati per la stima delle emissioni.....	72
Tabella 3-19: Stima delle emissioni dall'uso di attrezzature diesel nel sottosuolo.....	74
Tabella 3-20: Stima delle polveri generate dalle attrezzature minerarie primarie.....	75
Tabella 3-21: programmazione per postazione di lavoro	80
Tabella 3-22: Programma del ripristino di Riso Parina	93
Tabella 3-23: Inventario del minerale sotterraneo della Miniera di Zinco di Gorno al 20 settembre 2021	98
Tabella 4-1: Sintesi del costo operativo di estrazione per la Miniera di Zinco di Gorno (per Attività)	100
Tabella 4-2: Sintesi del costo operativo di estrazione per la Miniera di Zinco di Gorno (per Risorsa)	100
Tabella 4-3: Stime dei costi di processo per i minerali della Miniera di Zinco di Gorno	101
Tabella 4-4: Numero e costo della manodopera indiretta.....	102
Tabella 4-5: Costi operativi extra miniera.....	102
Tabella 4-6: Costi detrazioni concentrato.....	103
Tabella 4-7: Sintesi costi operativi incluse le detrazioni	104
Tabella 5-1: Costo in capitale dell'infrastruttura mineraria di superficie della Miniera di Zinco di Gorno, US\$ \times 1000	105
Tabella 5-2: Costo di capitale infrastruttura sotterranea, trasporto, installazione e costi di contingenza.....	106
Tabella 5-3: Costo in capitale dell'infrastruttura mineraria sotterranea	107
Tabella 5-4: Costo di capitale infrastruttura sotterranea, trasporto, installazione e costi di contingenza.....	108
Tabella 5-5: Stima del capitale dell'impianto di processo.....	110
Tabella 7-1: Consumo di gasolio	126
Tabella 7-2: Requisiti di utilizzo e stoccaggio degli esplosivi e degli accessori per esplosivi	127
Tabella 7-3: Consumo stimato di cemento per operazioni di riempimento in pasta	128
Tabella 9-1: Sintesi dei risultati economici	131
Tabella 9-2: Panoramica e metriche chiave dell'estrazione	132
Tabella 9-3: Panoramica e metriche chiave del processo.....	133
Tabella 9-4: Sintesi dei costi operativi e di capitale per LOM	133
Tabella 9-5: Contributo dei vari elementi al reddito	134
Tabella 9-6: Risultati dell'Analisi della sensibilità	135
Tabella 15-1: Sintesi del tonnellaggio dell'ottimizzazione LHRF MSO combinata al 3,5% di Zn _{eqv}	151
Tabella 15-2: Sintesi del tenore medio dell'ottimizzazione LHRF MSO combinata al 3,5% di Zn _{eqv}	152
Tabella 15-3: Sintesi del tonnellaggio nella sezione superiore dell'ottimizzazione Drift and Fill MSO al 3,5% di Zn _{eqv}	153
Tabella 15-4: Sintesi del tenore medio della sezione superiore Ottimizzazione Drift and Fill MSO al 3,5% Zn _{eqv}	154
Tabella 15-5: Sintesi dell'ottimizzazione MSO Sezioni di valutazione superiore e inferiore al 3,5% Zn _{eqv}	155
Tabella 17-1: Principali velocità delle vie d'aria.....	158
Tabella 17-2: Fattori d'attrito	158



Tabella 17-3: Fattori di perdita	158
Tabella 17-4: Fattori di perdita e di utilizzo dell'aria	158
Tabella 17-5: Parametri ventilazione di sviluppo.....	159
Tabella 17-6: Resistenze apparecchiature di ventilazione.....	159
Tabella 17-7: Ventilazione delle attrezzature diesel.....	159
Tabella 17-8: Temperature massime di bulbo umido e di bulbo secco	159
Tabella 17-9: Fonti di calore generali	160
Tabella 17-10: Parametri generali	160
Tabella 17-11: Presupposti di pressione e temperatura nel sito di Gorno	160
Tabella 17-12: Presupposti proprietà termodinamiche della roccia nel sito di Gorno	160
Tabella 18-1: Livelli di illuminazione	163
Tabella 18-2: Limiti emissioni gas di scarico diesel.....	163
Tabella 18-3: Requisiti relativi al calore	164
Tabella 18-4: Categorie di temperatura	166
Tabella 18-5: Requisiti di qualità dell'acqua potabile	167
Tabella 18-6: Macrodeterminazione dell'acqua	167
Tabella 18-7: Microdeterminazione dell'acqua	167
Tabella 18-8: Limiti batteriologici dell'acqua.....	167
Tabella 18-9: Bande di classificazione del particolato	167
Tabella 18-10: Bande di classificazione di gas e vapori.....	168
Tabella 18-11: Inquinanti (gas e vapori tossici esclusi).....	168
Tabella 18-12: Gas e vapori tossici.....	168
Tabella 18-13: Monitoraggio ambientale livelli di esposizione.....	169
Tabella 20-1: Criteri di classificazione qualitativa per i parametri di selezione	188
Tabella 20-2: Fattori di ponderazione dei parametri fisici del giacimento	188
Tabella 20-3: Caratteristiche fisiche del giacimento.....	189
Tabella 20-4: Proprietà della massa rocciosa	190
Tabella 20-5: Geometria del giacimento e classificazione delle caratteristiche	192
Tabella 20-6: Proprietà della massa rocciosa	192
Tabella 20-7: Classifica qualitativa dei fattori di considerazione aggiuntivi	196

1 Sommario

Lo studio di valutazione del Progetto della Miniera di Zinco di Gorno ritiene che lo sfruttamento minerario in sotterranea sia economicamente redditizio, e che rifornirà il selezionatore di minerale di 800 kt/a e successivamente l'impianto di lavorazione di 520 kt/a per circa otto (8) anni. La base della valutazione e della strategia di estrazione della miniera è l'estrazione sotterranea del minerale, la frantumazione sotterranea primaria e il trasporto all'impianto di lavorazione in superficie situato nella zona industriale di Zorzone (ZIA).

I fanghi separati dei concentrati di Zinco e Piombo saranno pompati al livello di Riso Parina (600 m RL) in linee di prodotto attraverso la Rampa di ZIA recentemente realizzata. I fanghi di concentrato saranno disidratati nel sito di lavorazione finale di Riso Parina per essere caricati in container per il trasporto successivo a un raccordo ferroviario situato nella città di Bergamo. Da Bergamo, i container di prodotto saranno trasportati tramite ferrovia al cliente finale.

Il materiale di scarto in sotterraneo (passato al vaglio a barre) e gli scarti del minerale (+10 - 75mm) saranno trasferiti al livello di Riso Parina e caricati su locomotive a batteria da 10 tonnellate per il trasporto alla destinazione finale, il portale di Riso Parina. I materiali sterili di processo saranno mescolati con un legante per formare un riempimento in pasta cementizia da riversare nei vuoti di coltivazione sotterranei.

Per fornire l'offerta economica utilizzata nel processo di progettazione della miniera, è stato usato il processo *Datamine MSO*. L'inventario di coltivazione risultante dal processo di progettazione e di programmazione della miniera contiene circa 6,04 Mt di materiale di massa mineralizzata al 7,12% Zn, 1,85% Pb e 30,9 g/t Ag di tenore medio (compresa la diluizione generale del 9,5% a basso tenore (<2% Zn) di materiale scarsamente mineralizzato e inoltre 10% scarti sterili).

L'esame della forma e dell'orientamento del modello della MRE (stima delle risorse minerarie) ha mostrato due aree chiave che richiedono metodi di estrazione sia a foro corto che a foro lungo, seguiti da un riempimento in pasta cementizia usato per stabilizzare i vuoti di coltivazione. La porzione superiore del deposito da 940 m RL a 1.140 m RL è caratterizzata da un'immersione moderata più sottile (metodo drift and fill) e più spessa (transversal Long Hole Retreat and Fill) larghezza di coltivazione economica (rispettivamente meno / più grandi di 6m). Al di sotto dei 940 m RL il giacimento minerario è più ripido, con larghezza variabile e pendenza moderata, ed è adatto a metodi di estrazione long-hole retreat and fill.

L'accesso al sottosuolo dalla superficie è attualmente disponibile dalle operazioni minerarie storiche; quindi, l'accesso primario al giacimento è tramite il condotto esistente di Ca Pasi (da ampliare a 4,7 m x 4,7 m da 3,5 m L x 3,5 m H) e il nuovo sviluppo proposto di una rampa di trasporto (Rampa di ZIA, 5,5 m L x 3,5 m H) per collegare il sito dell'impianto di processo di ZIA con le opere sotterranee. La rampa di ZIA verrà realizzata dal sito di ZIA alla porzione occidentale del giacimento, e cioè una distanza di 1.100 m.

L'operazione mineraria in sotterraneo proposta per la Miniera di Zinco di Gorno è considerata di rischio medio dal punto di vista delle operazioni minerarie tecniche per i seguenti motivi:

- Per sostenere l'alimentazione dell'impianto di 1.444 t/giorno sarà necessario un tasso medio di estrazione sotterranea di circa 800 kt/anno; questa è considerata un'operazione mineraria sotterranea su gomma di media scala.
- L'attrezzatura mineraria (XLP e LH) adatta a questo tipo di metodo di estrazione richiederà un'estrazione meccanizzata standard; è considerata un'attrezzatura non specializzata e comune, con tempi di approvvigionamento e mobilitazione ragionevoli a cura dei principali fornitori di attrezzature.

- Le opere realizzate in passato presenteranno un rischio dal punto di vista degli "sfondamenti" così come il rischio di esaurimento delle MRE; tuttavia, si riconosce che l'accesso esteso attraverso le opere del passato fornisce un grande contributo in termini di opportunità geotecniche e idrogeologiche, di accesso alle opere, di ventilazione, di uscite secondarie e di esplorazione. Nella MRE e nella pianificazione della miniera è stato preso in considerazione l'esaurimento delle stesse.
- Considerando le dimensioni delle attrezzature proposte per le operazioni minerarie, l'installazione e la disinstallazione delle attrezzature minerarie non dovrebbero presentare problematiche significative per quanto riguarda il trasporto di tali macchinari minerari.
- Si prevede che i gradi di difficoltà da affrontare nel sito, per quanto riguarda le condizioni climatiche, topografiche e di accesso, vadano da bassi a moderati.
- Secondo una relazione di PFS (Studio di pre-fattibilità) di AMC Consultants, ci si attende che le condizioni geotecniche del sottosuolo presentino una solidità della massa rocciosa da bassa a moderata all'interno di aree limitate della miniera (Pian Bracca superiore), cosa che indica condizioni impegnative di supporto allo sviluppo e alla coltivazione. Nel resto della miniera si prevede che le condizioni geotecniche sotterranee del terreno presentino una solidità più elevata della massa rocciosa, cosa che indica condizioni normali di supporto allo sviluppo e alla coltivazione. Ciò è confermato dall'ispezione di aree storiche di coltivazione e sviluppo (>40 anni) che sono rimaste aperte in condizioni geotecniche attese in tutta la miniera con un supporto limitato.
- Nel sito e nel portale dell'impianto di ZIA, le strategie di valutazione e misurazione delle vibrazioni al suolo e della sovrappressione costituiranno considerazioni importanti durante le fasi di studio successive. Questi fattori sono stati ampiamente mitigati dall'uso di un portale "cut-and-cover" (Scavo in trincea di galleria artificiale), seguito da tassi di sviluppo ridotti per la rampa iniziale di ZIA fino a quando l'estremità sotterranea sarà sviluppata ben oltre l'incrocio della strada pubblica.
- Ci si attende che le condizioni del terreno della Miniera di Zinco di Gorno varieranno da scarse (nell'area di Pian Bracca) a moderate e si raccomanda un lavoro di studio strutturale e geotecnico dettagliato e adeguato al fine di progredire nella comprensione delle condizioni della massa rocciosa sotterranea in merito al metodo di estrazione, al posizionamento delle infrastrutture, ai tipi di supporto, alle implicazioni di costo e ai vincoli di programmazione;
- Si fa notare che in passato vi è stata un'estesa attività all'interno dell'area del deposito della Miniera di Zinco di Gorno, e gli "sfondamenti" nelle vecchie opere sono inevitabili, quindi delle strategie di mitigazione dovrebbero far parte del piano di gestione operativa;
- Il ritiro "gratuito" di inerti a Riso Parina richiederà un accordo di principio con "acquirenti" identificati prima del completamento dell'analisi finanziaria nel corso dello studio di fattibilità; e
- Esiste un rischio aggiuntivo che lo sfruttamento del passato possa aver avuto luogo nella risorsa definita; tuttavia, queste aree sono state identificate grazie alle lavorazioni del passato digitalizzate e sono state incluse nella MRE. L'accuratezza e l'ampiezza delle opere del passato richiederanno una conferma prima dell'inizio della prossima fase di studio.

Il sito della miniera di zinco di Gorno è un sito "brownfields", che beneficia di infrastrutture esistenti ben sviluppate. Sono già esistenti delle strade per l'implementazione del progetto; tuttavia vi sono tre piccoli ponti che dovranno essere potenziati per permettere il passaggio di camion con carichi e larghezze superiori. Ci sono alcuni piccoli insediamenti abitativi all'interno o in prossimità dei due siti di portale e l'integrazione delle infrastrutture industriali deve essere una delle principali considerazioni da tenere presente.

I requisiti di gestione dell'acqua richiederanno un'attenta pianificazione poiché l'infrastruttura della miniera è situata all'interno di una serie di valli con potenziale esposizione a un'ampia area di bacini idrici. La parte di opere in sotterraneo attualmente esistenti presenta due zone idrogeologiche distinte, vale a



dire la zona più umida (ad est) e quella più secca (ad ovest). La sezione orientale della miniera apporta attualmente 94m³/h (26 l/s) di acqua alle opere sotterranee; 44 m³/h dovrebbero essere utilizzati dalla miniera sotterranea e dall'impianto di processo, con un bilancio idrico positivo di circa 51 m³/h. L'area più secca della miniera produce quantità irrilevanti di acqua freatica in entrata. Ulteriori informazioni idrogeologiche possono essere ottenute dalla relazione AMC 2021 PFS

Gli indicatori economici dello studio di valutazione sono favorevoli alla strategia di estrazione mineraria proposta. Si raccomanda che il progetto proceda alla fase di pre-fattibilità o fattibilità dopo l'esecuzione di un programma di ingegneria per confermare i test geotecnici, geoidrologici e metallurgici. L'esplorazione dovrebbe concentrarsi sullo sviluppo della stima delle Risorse Minerarie Misurate e Stimate a partire dall'attuale stima delle Risorse Minerarie Indicate e Inferite. Si fa notare che, quale parte di uno studio di prefattibilità, tutte le discipline richiederanno informazioni supplementari e delle serie di test da effettuare per permettere l'ulteriore perfezionamento dei presupposti dello studio di valutazione commisurati ai requisiti di uno studio di prefattibilità / fattibilità.

2 Introduzione

2.1 Termini di riferimento

AltaZinc ("AltaZinc") è una società di esplorazione e sviluppo di minerali con sede nel Regno Unito, quotata all'Australian Stock Exchange (ASX), con attività minerarie in Italia. Attualmente sta esplorando un pacchetto di beni ad elevato potenziale che definisce un sistema minerario polimetallico prossimo alla cittadina di Oltre il Colle. Il lavoro fino ad oggi ha portato alla stima di Risorse Minerarie sostanziali presso i siti del progetto di Gorno, che sono stati oggetto di relazione in conformità con il Codice JORC 2012.

Questa relazione tecnica è stata preparata da Maven Mining Limited Ltd ("Maven Mining") per AltaZinc, per descrivere una strategia di estrazione mineraria basata su una stima aggiornata delle risorse minerarie globali CSA per il Giacimento di Zinco di Gorno ("Gorno" o il "Progetto") come annunciato da un comunicato stampa diffuso a novembre 2021 da AltaZinc.

A seguito della stima delle risorse minerali, AltaZinc ha incaricato Maven di assisterla nella valutazione del Giacimento di Zinco di Gorno e di completare le valutazioni tecniche richieste, il programma di vita utile della miniera ("LOM") e la preparazione di un modello finanziario del Progetto. CSA Global ha poi completato una verifica e una revisione di tali lavori per facilitare la divulgazione di un successivo Studio di Valutazione in un documento separato, sempre di CSA Global.

Tutti i lavori tecnici sono stati intrapresi secondo le linee guida del codice JORC 2021 e gli standard del Canadian Institute of Mining, Metallurgy and Petroleum (CIM - Istituto Canadese delle Miniere, della Metallurgia e del Petrolio) su risorse e riserve minerarie, definizioni e linee guida preparate dal CIM, Standing Committee on Reserve Definitions (Comitato Permanente sulla Definizione delle Riserve), e adottate dal CIM Council, e divulgate nel contesto del Canadian Securities Administrators National Instrument 43-101 ('NI 43-101').

2.2 Fonti di informazione

Le fonti primarie di informazioni utilizzate nella determinazione del potenziale di estrazione economica del Giacimento di Zinco di Gorno comprendono:

- Database interno di Maven Mining per la stima del capitale minerario e il modello di costo operativo a base zero per i costi di estrazione;
- Global Mineral Resource Estimate (Stima delle risorse minerarie globali) di CSA, pubblicato originariamente il 4 luglio 2021 e aggiornato a novembre 2021;
- Trattamento del concentrato, costi di trasporto, pagabilità e termini delle penali forniti da Stone-House Consulting, 28 ottobre 2021;
- Metodologia di processo, recupero metallurgico, stima dei costi di capitale e operativi forniti da Holland and Holland Consultants, 31 ottobre 2021;
- Valutazione geotecnica fornita da AMC Consulting, 2 novembre 2021;
- In passato AltaZinc ha commissionato il lavoro di studio tecnico, tra il 2015 e il 2019, a vari autori per quanto riguarda i test metallurgici, i precedenti studi minerari, l'ambiente, l'idrologia e le infrastrutture del sito;
- Varie comunicazioni via e-mail.

Maven Mining non ha verificato indipendentemente né intrapreso alcuna debita diligenza per quanto riguarda le informazioni fornite da AltaZinc. In aggiunta a ciò, nessuna garanzia o assicurazione, esplicita o implicita, è stata fatta da Maven Mining rispetto alla completezza o accuratezza dei dati forniti. L'autore non accetta alcuna responsabilità o passività, in qualsiasi modo vi sia incorso, verso qualsiasi persona o entità in relazione a queste parti del presente documento, o per qualsiasi errore o omissione in esso, che sia derivante da negligenza o da qualsiasi altra base giuridica.

2.3 Ispezioni del sito

Dal 21 settembre 2021 al 24 settembre 2021 è stata effettuata una visita del sito quale parte dello Studio di Valutazione. Erano presenti l'ingegnere minerario indipendente, l'ingegnere minerario di CSA Global, l'ingegnere di processo indipendente e vari dipendenti di AltaZinc esperti in varie discipline. Il sito del progetto di Gorno è attualmente un obiettivo di esplorazione del tipo "Brownfields" a cui si accede tramite estese opere sotterranee del passato. Il sito storico dell'impianto di processo si trova a circa 10 km all'interno del villaggio di Riso. Storicamente, il minerale veniva trasportato in sotterraneo via ferrovia per 10 km nella galleria di 600 m RL fino all'impianto di lavorazione di Riso. L'infrastruttura storica di processo è in disuso e abbandonata. Non se ne prevede il riutilizzo. Un nuovo sito di lavorazione è stato identificato presso la Zona Industriale di Zorzona (ZIA), situata all'interno del comune di Oltre il Colle in prossimità dell'area di estrazione.

L'esame di campioni di carote dal Giacimento di Zinco di Gorno ha costituito parte della visita del sito. Sono state condotte ispezioni delle infrastrutture del sito in superficie per determinare i requisiti delle infrastrutture e il potenziale posizionamento. Diverse ispezioni sotterranee sono state effettuate quale parte dell'ispezione del sito, al fine di determinare le infrastrutture richieste, l'applicabilità dei metodi di estrazione, le condizioni della massa rocciosa e il riutilizzo delle infrastrutture sotterranee esistenti.

3 Metodi di estrazione

3.1 Introduzione

3.2 Modelli geologici

La MRE di CSA del 2021 costituisce la base dell'ottimizzazione, del progetto e della programmazione della produzione della miniera.

3.3 Selezione del metodo di estrazione

I fattori chiave nel determinare un metodo sono:

- Massimizzare la sicurezza
- Massimizzare la produttività
- Utilizzare la meccanizzazione dove possibile
- Eliminare qualsiasi potenziale di sterilizzazione
- Flessibile e adattabile per tener conto delle variazioni nella geometria del giacimento
- Flessibile per assicurare il minimo sviluppo di scarti
- Minimizzare la diluizione / massimizzare il profitto netto per tonnellata
- Minimizzare i costi
- Metodo e tecnologie collaudate

Il giacimento minerario determina i metodi tecnici potenziali di estrazione che possono essere utilizzati per sfruttarlo. I parametri del giacimento utilizzati per determinare le potenziali soluzioni tecniche per l'estrazione del minerale sono:

- Volume e dimensioni del giacimento
- Profondità in verticale
- Orientamento e geometria del giacimento mineralizzato
- Distribuzione e continuità del tenore del minerale
- Durezza, resistenza e compattezza della roccia ospitante
- Durezza, resistenza e compattezza del minerale
- Proprietà geotecniche della massa rocciosa
- Discontinuità geologiche e loro frequenza
- Fattori stabilizzanti delle disconformità geologiche

L'approccio consiste nel prendere in considerazione i diversi metodi di estrazione e valutarli nei termini delle caratteristiche del giacimento di Zinco di Gorno. L'approccio è attuato come descritto da Howard Hartman e Mutmansky (1998: 492).

Il metodo usato per arrivare alle opzioni potenziali per lo sfruttamento del Giacimento di Zinco di Gorno, nella Miniera di Zinco di Gorno, è descritto di seguito:

- Step 1: Eliminare i metodi di estrazione chiaramente inadatti
- Step 2: Prendere in considerazione la geometria del giacimento

- Step 3: Prendere in considerazione le caratteristiche geomeccaniche e geotecniche del giacimento;
- Step 4: Sviluppare una matrice di vantaggi / svantaggi dei metodi selezionati;

I seguenti metodi di estrazione sono stati selezionati sulla base delle varie geometrie distintive del giacimento, delle caratteristiche e della metodologia di classificazione quantitativa e qualitativa presentata sopra:

- Metodo di estrazione "Long-hole Retreat and Fill Longitudinal" (aree con moderata immersione $>15^\circ$).
- Metodo di estrazione "Long-hole Retreat and Fill Transversal" (aree con immersione moderata $>15^\circ$, >6 m di altezza di estrazione).
- Metodo di estrazione "Drift and Fill" per aree con immersione moderata (2 - 6m) e bassa copertura ($<15^\circ$).

I fattori chiave che contribuiscono alla selezione si basano sui seguenti presupposti:

- Le condizioni idrogeologiche nel sottosuolo presenteranno aree "più umide" e "più asciutte". I metodi di riempimento aiuteranno a realizzare scavi esposti in modo molto ridotto e a limitare possibili vie d'entrata dell'afflusso di acque superficiali e freatiche.
- Il metodo di riempimento aumenta il rapporto di estrazione di minerale di valore superiore.
- L'utilizzo della ventilazione con l'uso dei metodi di riempimento è più efficiente ed efficace perché le perdite vengono bloccate.
- Il metodo di riempimento "elimina le considerazioni sullo stoccaggio degli sterili in superficie da un punto di vista ambientale e di rischio.
- Il metodo di riempimento riduce le considerazioni sulla subsidenza della superficie da un punto di vista ambientale e di rischio.

Questi tre metodi di estrazione costituiscono la base del progetto concettuale della miniera e del programma di produzione presentato nella sezione successiva della relazione. I dettagli della fase di classificazione del metodo estrattivo sono delineati nell'Appendice F.

3.3.1 Descrizione del metodo di estrazione selezionato

I metodi LHRF (Long-hole Retreat and Fill) e Drift and Fill sono potenziali metodi estrattivi appropriati, basati sulla distribuzione spaziale del tenore, sulla geometria delle gallerie e sulla contiguità degli stessi. Per gli scavi LHRF (longitudinali), sarebbe preferibile un metodo di estrazione *overhand* (dal basso verso l'alto) per assicurare che il pilastro a sbalzo non sia coltivato fino al riempimento finale in ogni sezione di sottolivello (da quattro a cinque sottolivelli per sezione). La configurazione *Underhand* (dall'alto verso il basso) può essere applicabile nel caso in cui le raccomandazioni geotecniche permettano la realizzazione di pannelli di coltivazione su più sottolivelli.

Per l'estrazione in sotterraneo dal giacimento di Zinco di Gorno è stata selezionata una combinazione di metodi di estrazione Long-Hole Retreat and Fill (longitudinale e trasversale) e Drift and Fill quale base per questo studio in sotterraneo per le seguenti motivazioni:

- Permette un rapporto di estrazione migliore se confrontato con un supporto stabile del pilastro nella coltivazione aperta a foro lungo (uso di pilastri periferici più stretti o senza "diaframma" o pilastri a sbalzo)
- Disponibilità di sterili grazie al processo in loco ed è preferibile non avere alcun deposito di sterili in superficie

- Nessuna attività estrattiva sotto il riempimento (tranne che l'estrazione finale dei pilastri a sbalzo)
- Maggiore diluizione e controllo dell'altezza di estrazione con il metodo dei fori corti nelle sezioni Drift and Fill.

Gli svantaggi di questo metodo, e cioè:

- Maggiori costi di capitale e operativi rispetto ai metodi a Pannelli e pilastri o LHOS
- Volumi d'acqua supplementari richiesti per facilitare il soddisfacimento del fabbisogno idraulico; tuttavia, la miniera sarà un "produttore" netto di acqua (bilancio idrico positivo)
- Potenziale di diluizione supplementare dal materiale di riempimento.

Come per tutti i metodi di estrazione, ogni metodo ha i suoi rischi e le sue limitazioni. Saranno necessarie procedure, controlli e tecniche di gestione appropriati al fine di assicurare che la diluizione sia limitata, il recupero sia massimizzato e la sterilizzazione del materiale mineralizzato sia minimizzata per ciascun metodo estrattivo.

3.3.2 Concetto del metodo estrattivo Drift and Fill (Trasversale)

Il metodo Drift and Fill (Trasversale) è un metodo a immersione moderata applicato ai giacimenti con alto valore in situ dove si desidera la massima estrazione, è richiesta la protezione della superficie, è preferibile lo stoccaggio sotterraneo degli sterili o le proprietà della massa rocciosa richiedono che gli sterili siano depositati nei vuoti di coltivazione sotterranei.

L'estrazione mineraria Drift and Fill (Trasversale) comporta lo sviluppo in una direzione o nel minerale o negli scarti sulla pendenza apparente o sulla direzione del giacimento, le derivazioni trasversali (6 m L sostenute da bullonature) vengono poi avanzate fino all'estremità del giacimento. Una volta che il tunnel è stato coltivato fino all'altezza economica finale, definita dall'altezza minima di estrazione (>2m utilizzando l'attrezzatura XLP), viene eseguito un taglio inverso di 4 m L della parete laterale in ritirata, ottenendo una larghezza finale del pozzo di 10 m. La produzione del minerale è ottenuta attraverso: la perforazione a foro corto, il brillamento e il trasporto con i dumper di carico.

I tunnel laterali e i vuoti di coltivazione (stopes) (10 m L) sono separati alternando tunnel e vuoti primari e secondari. I vuoti di coltivazione (stopes) primari sono estratti per primi, da entrambi i lati delle direzioni secondarie e vengono riempiti in modo compatto con riempimento in pasta cementizia per garantire un buon contatto tra il riempimento e il tetto. Il materiale di riempimento con pasta cementizia viene lasciato maturare (tipicamente 28 giorni minimo) perché raggiunga la resistenza nominale. I vuoti di coltivazione secondari sono scavati solo dopo che i vuoti primari sono stati riempiti e hanno raggiunto la resistenza desiderata su entrambi i lati del vuoto secondario; ciò aiuta a garantire un buon supporto della parete superiore, e un posizionamento consono del materiale di riempimento riduce le successive perdite di ventilazione e riduce la porosità dei vuoti sotterranei disponibili (vuoti scavati in contatto con acqua freatica). Un pilastro apicale verrà lasciato in situ all'entrata della galleria trasversale per consentire una robusta costruzione di barricate e per un sostegno rigido a lungo termine in direzione dell'accesso principale.

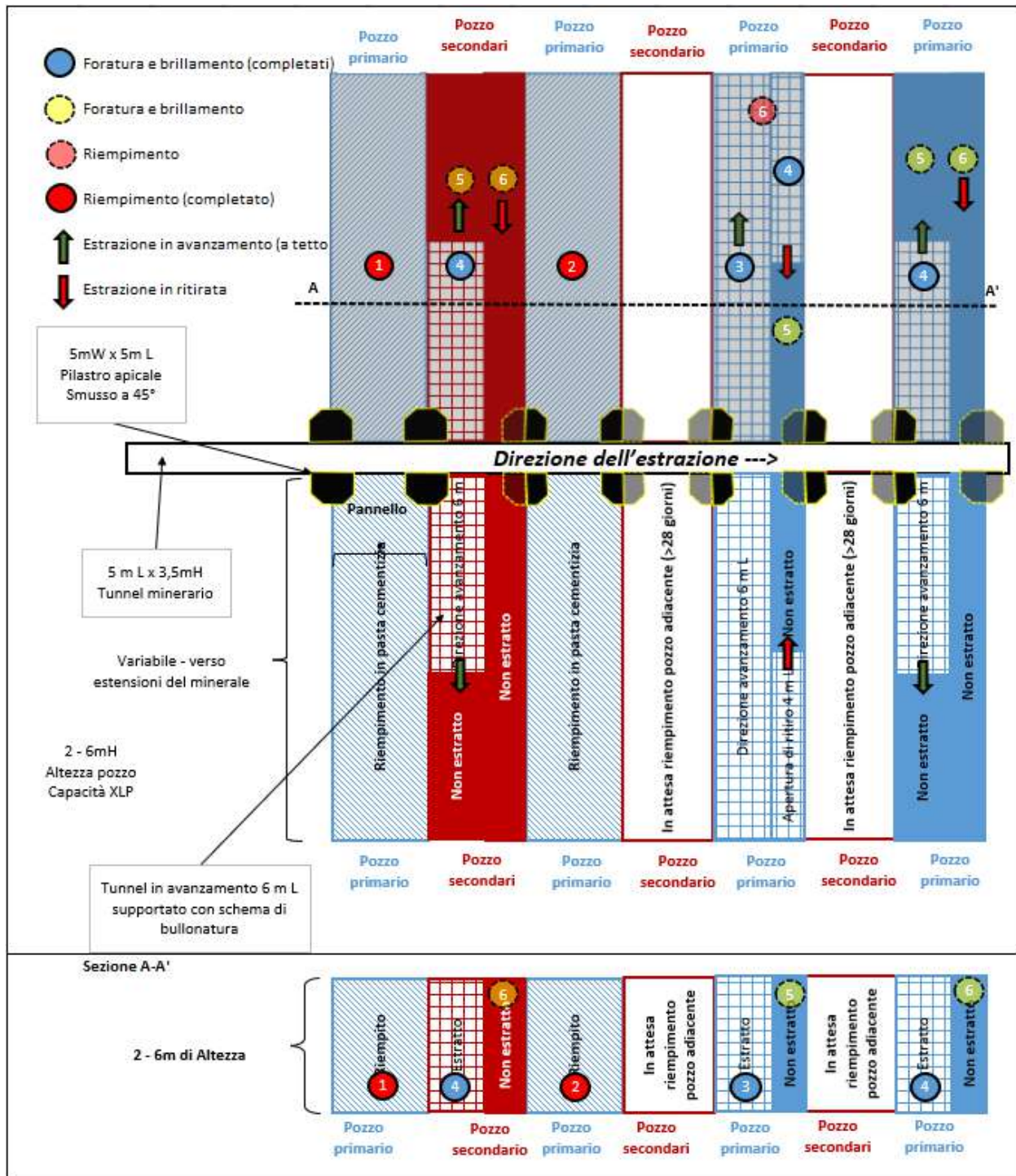


Figura 3-1: Drift and Fill (Orientamento trasversale)

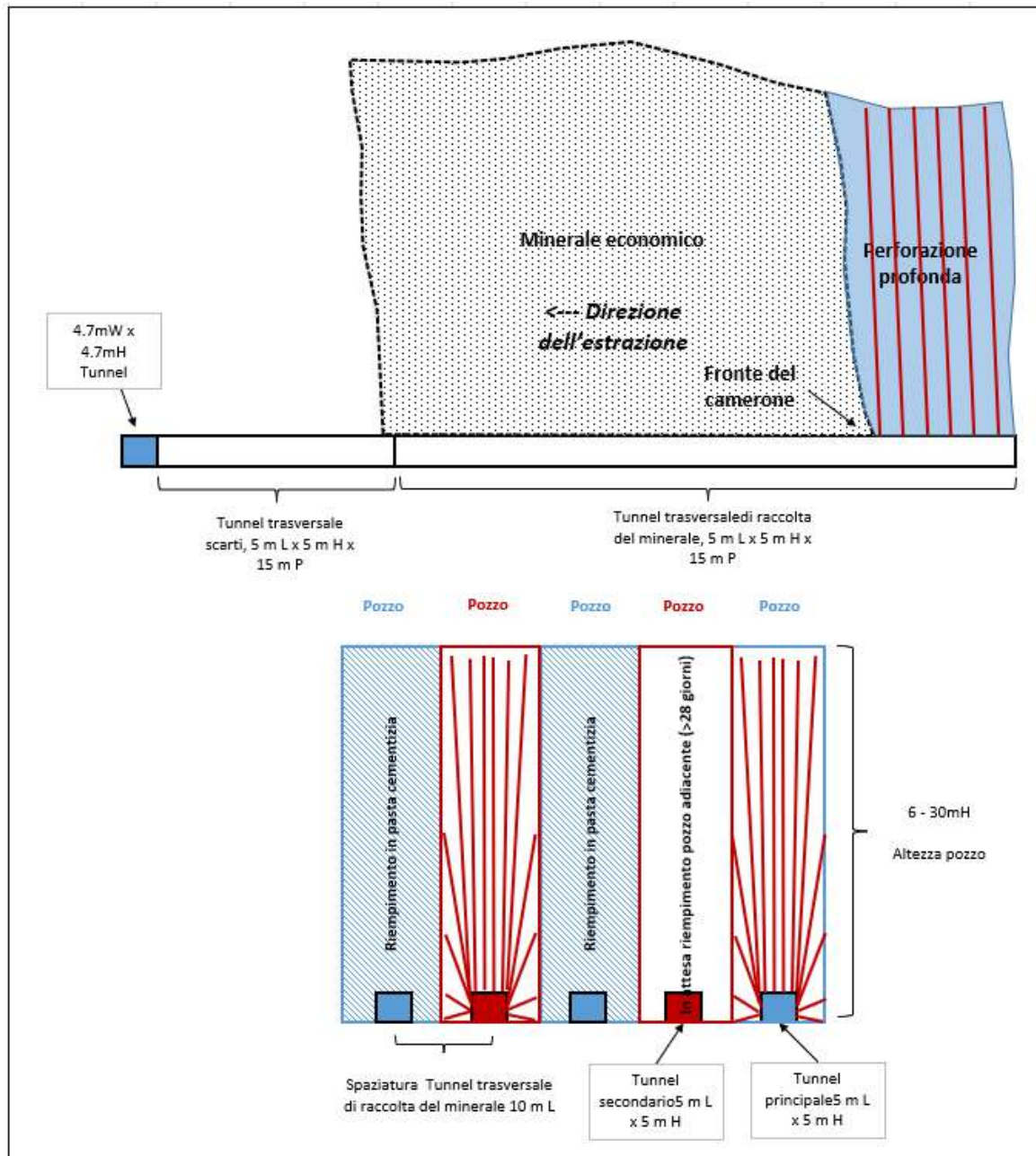
I principali svantaggi del metodo Drift and Fill sono che le attività di riempimento in pasta cementizia sono più complessi e presentano un aumento importante dei costi operativi.

A differenza dei metodi tabulari di estrazione, come SLOS e BP, l'estrazione Drift and Fill utilizza una tecnica di riempimento in pasta con legante per riempire i vuoti lasciati dall'estrazione e per consentire l'estrazione da vuoti adiacenti, mantenendo la stabilità locale tramite un riempimento compatto e un'alta percentuale di parete sospesa sostenuta (contatto aereo) dal riempimento.

3.3.3 *Concetto del metodo di estrazione LHRF (Longitudinale e Trasversale)*

Il metodo Long-hole Retreat and Fill è un metodo di sottolivelli applicato ai giacimenti con alto valore in situ, dove si desidera la massima estrazione, la protezione della superficie, e lo stoccaggio degli sterili o dove le proprietà della massa rocciosa richiedono che gli sterili siano depositati nei vuoti di coltivazione sotterranei.

L'estrazione LHRF (trasversale) produce lo sviluppo di una galleria e successivamente un riempimento con scarti parallelamente alla direzione del giacimento minerario, la galleria trasversale successivamente verrà realizzata fino all'estremità della mineralizzazione. Una volta che si è raggiunto il contatto con il minerale, viene fatta una volata per creare il fronte di rottura libero iniziale per la successiva attività di brillamento della produzione a foro lungo. La coltivazione inizia con la perforazione a ventaglio e/o parallela a foro lungo fino alla larghezza economica definita; verrà eseguita con l'attività di brillamento e la liberazione del fronte dallo smarino. I tunnel e i pozzi laterali sono separati alternando gallerie e pozzi primari e secondari. I pozzi primari vengono estratti dal basso verso l'alto e in seguito riempiti con pasta cementizia. Il materiale di riempimento in pasta viene lasciato maturare (tipicamente 28 giorni minimo) perché raggiunga la resistenza nominale. I pozzi di coltivazione secondari vengono scavati solo dopo che i primari sono stati riempiti e hanno raggiunto la resistenza desiderata su entrambi i lati dello scavo secondario, assicurando così la stabilità per i brillamenti e la liberazione dello smarino. Il trasporto del minerale dai vuoti di coltivazione del fronte fino al camerone verrà effettuato utilizzando dei dumper di carico azionati a distanza.



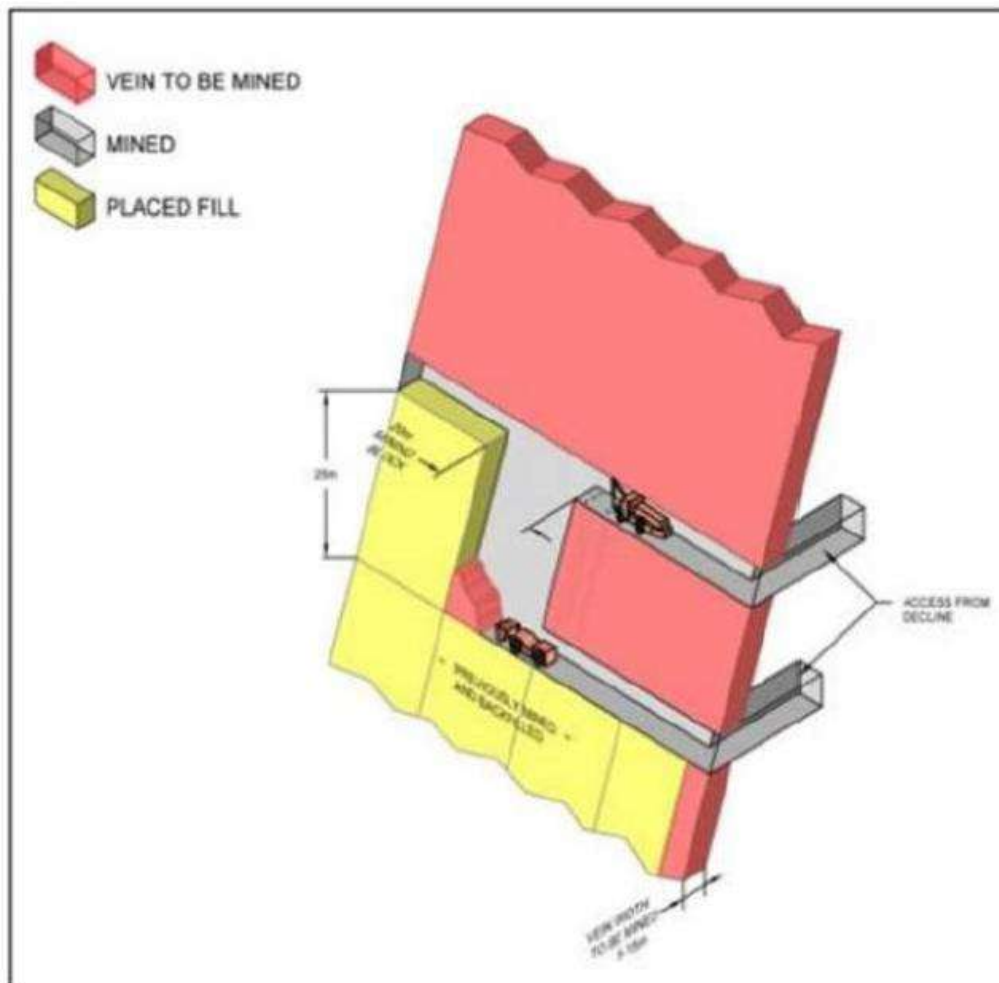
L'estrazione LHRF (longitudinale) comporta lo sviluppo di una galleria mineraria parallela alla direzione del

Figura 3-2: Long-hole Retreat and Fill (Orientamento trasversale)

giacimento fino all'estremità mineralizzata (fine della direzione del giacimento). Una volta che il contatto con il minerale è stato effettuato, viene fatto esplodere lo spazio tra due sottolivelli adiacenti per produrre il fronte di rottura libero iniziale per la successiva attività di brillamento a foro lungo. La coltivazione inizia con la perforazione a foro lungo tra i sottolivelli con l'attività di brillamento ed evacuazione che avanza in ritirata. I pozzi vengono estratti dal basso verso l'alto e in seguito riempiti con pasta cementizia. Il materiale di riempimento in pasta viene lasciato maturare (tipicamente 28 giorni minimo) perché

raggiunga la resistenza nominale. L'estrazione del sottolivello soprastante i vuoti di galleria riempiti può essere iniziato solo quando il riempimento cementizio ha raggiunto la durezza desiderata, assicurando così che solo una parte minima del riempimento in pasta subisca gli effetti dell'esplosione e venga trasportata via, cosa che ha come risultato una potenziale diluizione.

I principali svantaggi del metodo LHRF sono che le attività di riempimento in pasta sono più complesse e presentano un aumento importante dei costi operativi.



A differenza dei metodi tabulari di estrazione inferiori, come SLOS e BP, l'estrazione LHRF utilizza un riempimento ingegneristico in pasta con legante per riempire il vuoto risultante dall'estrazione e consentire l'estrazione da gallerie adiacenti preservando la stabilità locale.

La Figura 3-4 illustra le aree geografiche suddivise per i vari metodi di estrazione applicabili all'estrazione del giacimento di Zinco di Gorno.

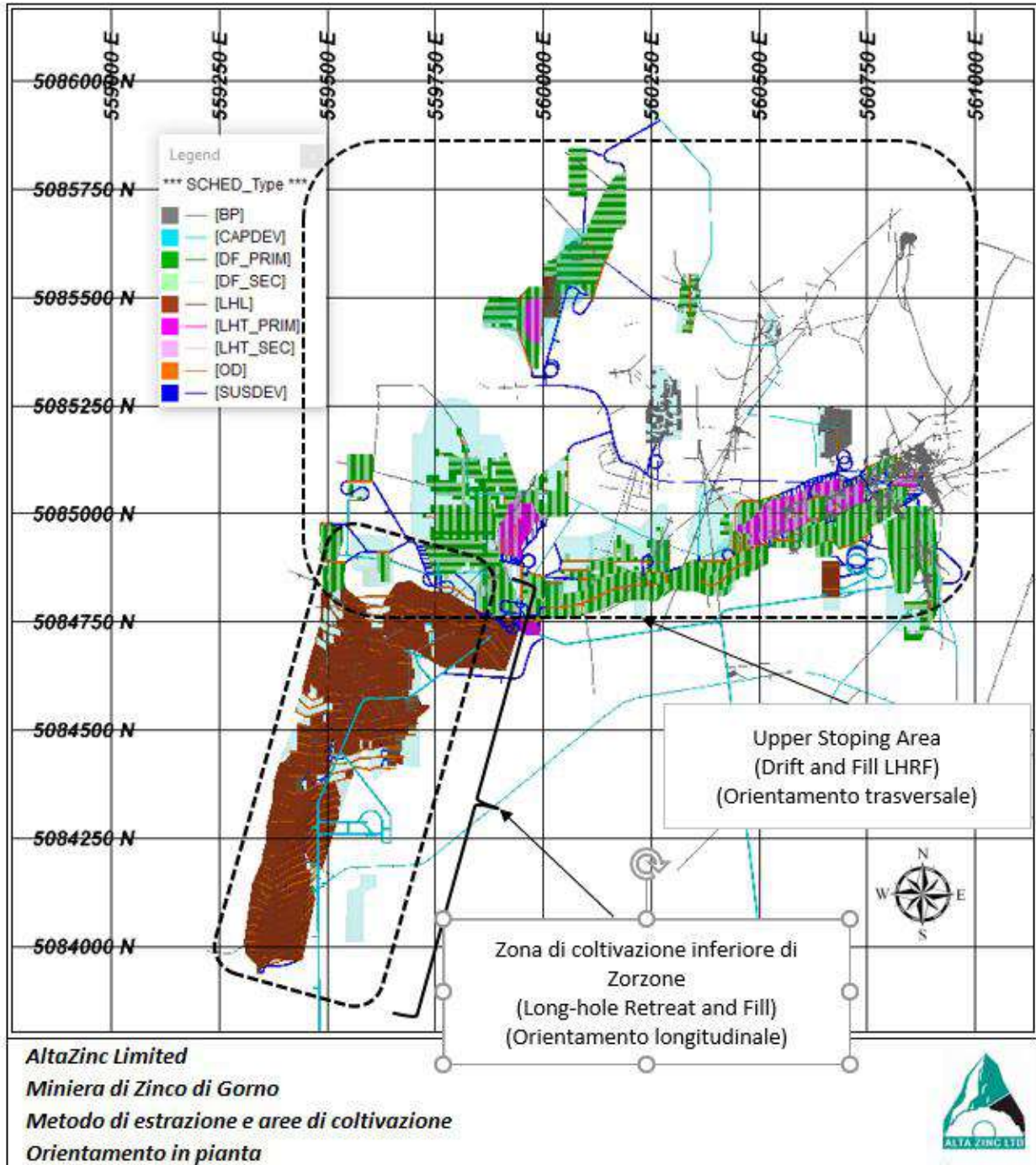


Figura 3-4: Posizionamento dei metodi di estrazione nella Miniera di Zinco di Gorno

3.4 Parametri di progettazione geotecnica

Un rapporto geotecnico dettagliato è stato sviluppato dai consulenti AMC (3° trimestre 2021). Le raccomandazioni geotecniche per le attività di coltivazione e di sviluppo sono state implementate nella progettazione, nella definizione dei costi e nella programmazione della miniera.

Una corona di pali larga 50 m e alta 25 m è stata implementata nel progetto della miniera, sulla base di una revisione geotecnica indipendente delle raccomandazioni di AMC Geotechnical. Ciò ha portato all'esclusione di 200 kt di inventario di minerale dal progetto della miniera. Nella determinazione della posizione della corona di pali, la linea centrale del torrente Val Vedra è stata ampliata di 25 m su entrambi i lati. La coltivazione e lo sviluppo entro 25 m dalla superficie topografica e all'interno dell'ampliamento di 50 m sono stati eliminati dal progetto della miniera.

Si raccomanda che l'estensione dell'area di esclusione della corona di pali venga riesaminata nella successiva fase di studio al fine di determinarne l'adeguatezza e identificare qualsiasi opportunità di ridurre la zona di esclusione in modo sicuro.

3.5 Geoidrologia

I lavori precedenti realizzati da AMC Consultants (PFS, 2018) e le opere geotecniche ulteriori attuate (Raccomandazione geotecnica 2021) contenevano informazioni idrogeologiche dettagliate.

3.5.1 Acque di superficie

Il principio adottato per la gestione delle acque del sito è quello di intercettare e controllare l'acqua che scorre all'interno delle aree operative, pompare l'eccesso nella miniera attraverso la rampa di ZIA e lasciarlo drenare fino al livello di Riso Parina 600 m RL; da lì verrà convogliato all'impianto di trattamento delle acque situato presso il Portale di Riso Parina per il riciclaggio, prima di essere rilasciato nell'ambiente.

La precipitazione media, secondo i dati di Oltre il Colle, è di circa 85 mm al mese con le precipitazioni minori nei mesi di dicembre, gennaio e febbraio, corrispondenti a 50 mm. L'area stimata di 15.130 m² del bacino idrografico rifornirà il bacino di stoccaggio dell'acqua; quindi l'uso di 85 mm al mese dovrebbe consentire una raccolta potenziale di ~1.300 m³ di precipitazioni (senza considerare l'evaporazione e la ricarica delle acque sotterranee e la traspirazione dell'impianto).

Ci si attende che l'operazione presenti un bilancio idrico positivo; l'acqua del sito sarà trattata fino alla qualità di rilascio prima di essere fatta defluire nel vicino sistema fluviale presso il Portale di Riso Parina.

3.5.2 Acqua freatica

AMC Consultants ha realizzato una Valutazione geotecnica (PFS, 2021) che comprende l'analisi dettagliata del potenziale afflusso di acqua freatica.

La parte di opere in sotterraneo attualmente esistenti presenta due zone distinte, vale a dire la zona più umida (ad est) e quella più secca (ad ovest). Oltre al lavoro realizzato da AMC Consultants (PFS, 2021), il personale della miniera ha misurato (settembre 2021) i punti di entrata e uscita dell'acqua freatica conosciuta nella miniera sotterranea. La sezione orientale della miniera introduce attualmente acqua per 94 m³/h (26 l/s) nelle opere in sotterraneo. Tale acqua freatica verrà utilizzata come fonte primaria di acqua per le attività di estrazione, processazione, trasporto dei fanghi e usata per il riempimento dei vuoti per la pasta cementizia.

L'acqua freatica che entra nella miniera verrà catturata e confinata dalle attività minerarie, mentre l'acqua pulita in eccesso verrà scaricata nei corsi d'acqua vicini. Gran parte di quest'acqua in entrata sarà catturata in un bacino di ritenzione dell'acqua al livello di Ponente e sarà utilizzata per alimentare le attività minerarie e l'acqua di reintegro dell'impianto di processo; l'acqua pulita in eccesso verrà scaricata nell'ambiente (circa 64,5 m³/h). Il consumo d'acqua richiesto dalle attività minerarie (8 m³/h), una volta utilizzato, sarà raccolto in un sistema di canali di drenaggio delle acque sporche ubicato sul pavimento delle gallerie; da qui alla fine scorrerà per gravità fino al livello di Riso Parina di 600 m RL per il trattamento e il rilascio nel corso d'acqua. Il consumo di acqua riciclata dall'estrazione è calcolato in 250 litri per tonnellata estratta.

L'impianto di processo riciclerà la maggior parte (105 m³/ora) della sua acqua, ma richiederà acqua supplementare di reintegro (21,5 m³/ora) per sostituire l'acqua utilizzata per la pasta cementizia di riempimento (quest'acqua è usata per l'idratazione del cemento e rimarrà nei pori della pasta). Anche quest'acqua di reintegro dell'impianto di processo sarà prelevata dal bacino di stoccaggio di Ponente e trasportata all'impianto di processo presso ZIA. Tutte le acque in eccesso saranno ricondotte alla miniera e trattate come acque sporche; scenderanno poi per gravità al livello di Riso Parina di 600 m RL dove saranno trattate prima del rilascio nel torrente Riso Parina.

3.6 Parametri di ottimizzazione

3.6.1 Prezzi del metallo

Le previsioni sul prezzo del metallo sono state fornite da AltaZinc. Le ottimizzazioni e il profilo di produzione della LOM si basano sui seguenti prezzi dei metalli e dei prodotti:

- Zinco: US\$ 2.850/tonnellata
- Piombo: US\$ 2.100/tonnellata
- Argento: US\$ 25/Oncia Troy

3.6.2 Tasso di cambio

Laddove applicabile, nell'ottimizzazione è stato utilizzato un tasso di cambio di 0,86 Euro per 1 US\$. I costi della manodopera e delle forniture essenziali da approvvigionare in loco per la miniera sono stati inclusi nella modellazione dei costi operativi e sono stati convertiti in dollari USA (US\$) ai fini della modellazione del flusso di cassa attualizzato.

3.6.3 Tasso di sconto

Nelle ottimizzazioni è stato applicato un tasso di sconto dell'8% ai fini del calcolo dei flussi di cassa futuri attualizzati.

3.6.4 Obiettivo di produzione mineraria e limite di processo

Il tonnello processabile è stato stimato in 2.300 tonnellate al giorno (800 kt/anno), misura che significa una vita mineraria nominale utile di 10 anni.

Il ripristino del livello Riso Parina (600 m RL) fa parte del percorso critico dell'implementazione del progetto, con l'inizio previsto nel corso del 2022. Il tunnel di Riso Parina richiederà sezioni specifiche di ripristino importanti lungo i suoi 10 km di lunghezza.

Non è stato effettuato alcun accantonamento per le attività di realizzazione del sito (estrazione) in quanto il portale di Ca Pasi è già realizzato, con attività di esplorazione in corso. L'inizio delle attività di sviluppo sotterraneo al livello di Forcella è previsto per la fine del 2° trimestre 2023.

È stato previsto un trimestre di calendario per le opere di "scavo in trincea" del portale di ZIA, nonché per lo sviluppo, inizialmente lento, in sotterraneo sotto la strada pubblica (25 m/mese) e il supporto dell'area del portale (1° trimestre 2023). Lo sviluppo della rampa del trasportatore su gomma inizierà nel 3° trimestre 2023 e si svilupperà verso l'attuale di 940 m RL. Lo sviluppo nel minerale inizierà 13 mesi dopo l'inizio delle attività di sviluppo in sotterraneo con il primo minerale dalla coltivazione in long-hole circa 15 mesi dopo l'inizio delle attività di sviluppo in sotterraneo (escluse le attività di ripristino del livello di Riso Parina).

Un profilo di incremento progressivo di due mesi (33% e 67% rispettivamente) è stato applicato all'impianto di processo per consentire la messa in servizio in fase di test nel 3° trimestre 2024.

3.6.5 Vincoli

I vincoli nelle ottimizzazioni MSO™ consistono tipicamente in limiti di estrazione, di processo e di vendita di elementi. Nelle varie ottimizzazioni sono stati utilizzati i seguenti vincoli / limiti (

Vincolo / Obiettivo	Unità	Miniera sotterranea di Zinco di Gorno
Tonnellaggio totale estratto	Mt/anno	1,0
Tonnellaggio di materiale	Mt/anno	0,8
Vincolo / Obiettivo	Unità	Miniera sotterranea di Zinco di Gorno
Tonnellaggio totale estratto	Mt/anno	2,0
Tonnellaggio di materiale mineralizzato	Mt/anno	0,8
Capacità del dispositivo di cernita	Mt/anno	0,8
Limite elemento	-	Zero

).

Tabella 3-1: Vincoli / Obiettivi per l'ottimizzazione

Non sono stati identificati vincoli geografici attorno al giacimento della Miniera di Zinco di Gorno e che richiedono che l'ottimizzazione sia contenuta. L'ottimizzazione è stata limitata in direzione est sulla X (verso Est) = 561 m poiché la zona a minore mineralizzazione richiederebbe un significativo Sviluppo della Riserva Mineraria (ORD) per accedere a tali aree. Sebbene non sia stato posto alcun vincolo all'ottimizzazione o alla progettazione, una sezione poco profonda della mineralizzazione si trova entro 20 m dalla superficie e da un letto di torrente / fiume. Durante il posizionamento concettuale dell'infrastruttura di superficie (officine, uffici, portali, posizione degli impianti e WRD - Discariche di roccia di scarto) sono state prese in considerazione le aree sensibili dal punto di vista ambientale, le aree di proprietà privata e i bacini idrici, inoltre alcune aree geotecnicamente necessarie per l'output MRE sono state rimosse dal piano di produzione della miniera e trattate come pilastri a lungo termine.

3.6.6 Presupposti di pianificazione del progetto

L'inizio delle attività di sviluppo al livello di Forcella è pianificato a diciotto mesi dopo l'avvio del ripristino del livello di Riso Parina. Il sito e i servizi dell'impresa mineraria esistono in misura limitata ma comunque operativa. L'installazione di ulteriori infrastrutture nel sito esistente del Portale di Ca Pasi sarà realizzata sei mesi prima dell'inizio previsto dell'attività estrattiva per quanto riguarda la costruzione di strutture minerarie aggiuntive, la mobilitazione del personale e le attrezzature minerarie.

La costruzione dell'impianto di processo e delle infrastrutture di superficie associate è prevista sei (6) mesi prima della messa in funzione in fase di test e inizierebbe sei mesi dopo l'inizio dell'estrazione al livello di Forcella.

La messa in servizio in fase di test dell'impianto consente una messa in servizio di tre mesi per raggiungere progressivamente la capacità nominale.

3.6.7 Ripristino del processo e Masse estratte

I parametri di processo idrometallurgico della Miniera di Zinco di Gorno sono stati ricavati dal test metallurgico e dallo studio di valutazione intrapreso nel PFS del 2018 e riportato da Lycopodium Consultants e anche da Holland and Holland Consulting nello Studio di valutazione del 2021. La Tabella 3-2 seguente riassume i parametri di processo utilizzati per determinare il metallo nel concentrato.

Tabella 3-2: Parametri di processo e di estrazione della massa

Elemento	Unità	Minerale grezzo	
Dispositivo di cernita			
Capacità del dispositivo di cernita	tonnellate/anno	800.000	
Undersize / Underflow	%	10%	
Fattore di Upgrade dell'Underflow	Fattore	1,00	
Disp. di cernita (Minerale)	%	50%	
Recupero Zn	%	95%	
Recupero Pb	%	95%	
Recupero Ag	%	95%	
Totale materiale rifiutato (scarto)	%	40%	
Impianto di processo			
Capacità impianto	tonnellate/anno	520.000	
Umidità nel concentrato	%	8,0%	8,0%
Recupero Zn	%	96,0%	1,0%
Recupero Pb	%	6,2%	75,9%
Recupero Ag	%	24,4%	58,9%
Tenori obiettivo concentrato	%	62,9%	75,7%
Massa estratta a Concentrato	%	16,1%	2,8%
Massa estratta a Sterili / Riemp. in pasta	%	83,9%	97,2%

3.6.8 Costi di estrazione

I costi di estrazione in sotterranea utilizzati per il processo di ottimizzazione degli scavi per il calcolo del tenore di cut-off sono stati stimati in base ad una modellazione dei costi basata sulla prima attività principale. Dopo lo sviluppo iniziale della miniera di cui al contratto, le attività di coltivazione e sviluppo saranno gestite dal proprietario. La tabella seguente delinea i costi minerari per le varie attività estrattive:

I costi operativi sono stati localizzati per adeguarli ai costi locali di energia, materiali di consumo e manodopera.

Tabella 3-3: Costi diretti di estrazione suddivisi per attività per il progetto della Miniera sotterranea di Zinco di Gorno

Attività di estrazione ¹	Unità	Regime ordinario	LOM Media
Perforazione profonda	US\$ / tonnellata _{ROM}	5,3	5,9
Perforazione a foro corto	US\$ / tonnellata _{ROM}	3,8	3,4
Brillamento	US\$ / tonnellata _{ROM}	4,4	4,5
Caricamento primario	US\$ / tonnellata _{ROM}	3,3	3,3
Caricamento secondario	US\$ / tonnellata _{ROM}	0,0	0,0
Trasporto	US\$ / tonnellata _{ROM}	6,1	5,9
Supporto	US\$ / tonnellata _{ROM}	2,7	2,5
Gestione del terreno	US\$ / tonnellata _{ROM}	0,5	0,5
Logistica	US\$ / tonnellata _{ROM}	2,4	2,4
Manutenzione	US\$ / tonnellata _{ROM}	2,6	2,7
Costruzione	US\$ / tonnellata _{ROM}	0,9	1,0
Riempimento vuoti	US\$ / tonnellata _{ROM}	1,8	2,0
Pompaggio	US\$ / tonnellata _{ROM}	0,1	0,1
Smaltimento scarti	US\$ / tonnellata _{ROM}	2,1	2,1
Servizi minerari	US\$ / tonnellata _{ROM}	4,5	4,7
Costi di estrazione diretti	US\$ / tonnellata_{ROM}	40,6	41,0

Nota 1: Esclude gli scarti provenienti dallo Sviluppo della Riserva Mineraria come definito nel Capitale di Supporto

Nella stima del tenore di cut-off e nel processo di ottimizzazione dei pozzi è stato utilizzato un costo di estrazione in sotterranea di US\$ 45 per tonnellata estratta.

Maven Mining nota che le stime del capitale minerario e dei costi operativi sono fattori chiave per il progetto della Miniera di Zinco di Gorno, e si consiglia che il progetto proceda al successivo livello di studio, che un'appropriata simulazione aggiornata di geotecnica, idrologia, selezione delle attrezzature e simulazione di ventilazione sia completata per supportare le stime di pianificazione e di costi per la miniera in sotterraneo.

3.6.9 Costo di processo

I costi operativi di processo di flottazione sono stati ricavati dal lavoro di test metallurgico e studio di valutazione intrapreso ad oggi e riportato da Holland and Holland Consultants.

I costi operativi sono stati localizzati per adeguarli ai costi locali di energia, reagenti e manodopera.

Tabella 3-4: Stime dei costi di processo per la Miniera di Zinco di Gorno

Costo di processo	US\$ / tonnellata _{Frantumato}	US\$ / tonnellata _{ROM}
Manodopera	8,4	5,4
Energia	4,7	3,0
Manutenzione	1,7	1,1
Parti di ricambio	1,8	1,2
Reagenti	6,9	4,5
Sacchi di concentrato	1,2	0,7
Contingenza	0,4	0,2
Totale costo di processo	25,0	16,2

3.6.10 Costi in miniera

Maven Mining ha stimato i costi generali e amministrativi (G&A) in miniera basati sulla manodopera indiretta necessaria, sui tassi di manodopera stimati e sulle stime mensili per scorte, attrezzature e spese accessorie. I costi generali e amministrativi calcolati per le ottimizzazioni sotterranee erano di US\$ 0,84 / t frantumata; tuttavia, molte spese amministrative sono già incorporate nei costi di estrazione e processo.

Tabella 3-5: Costi operativi in miniera per la Miniera di Zinco di Gorno

Costi in miniera	US\$/mese	US\$m LOM Totali	US\$/t _{ROM}
Management e impresa	941	0,1	0,02
Alloggio ^{Nota 1}	3.272	0,4	0,06
Costi ufficio	5.972	0,7	0,11
Computer e Servizi IT	14.812	1,6	0,27
Spese di viaggio	4.558	0,5	0,08
Varie	5.317	0,6	0,10
Salute e sicurezza	4.390	0,5	0,08
Spogliatoio e lampisteria	6.683	0,7	0,12
Assicurazione ^{Nota 1}	0	0,0	0,00
Totale costi	45.943	5,1	0,84

Nota 1: L'assicurazione sulle attrezzature minerarie meccanizzate è inclusa nel costo operativo minerario all'1% del valore del capitale annuo.

3.6.11 Costi extra miniera

I costi extra miniera consistono nel costo del trasporto del prodotto concentrato della Miniera di Zinco di Gorno a 30 km ad un raccordo ferroviario situato in Bergamo. Il trasporto del concentrato, le spese di trattamento e le spese di raffinazione dell'Argento fanno parte dei costi extra miniera.

Tabella 3-6: Costi operativi extra miniera

Costi extra miniera	Unità	Valore	US\$m LOM	US\$/t _{ROM}
Trasporto su strada del prodotto (Riso --> Genova)	US\$/t.km	0,15	3,7	0,68
Trasporto su strada degli scarti (Riso --> Ponte Nossa) ^{Nota 1}	US\$/t.km	0,15	0,0	0,00
Trasporto del Concentrato - Zn Conc	US\$/wmt (Tonnellata metrica bagnato)	47,75	32,7	6,05
Trasporto del Concentrato - Pb Conc	US\$/wmt	47,75	5,6	1,04
Trattamento del Concentrato - Zn Conc	US\$/tonn.metrica asciutto	156,56	98,7	18,26
Trattamento del Concentrato - Pb Conc	US\$/tonn.metrica asciutto	130,50	14,1	2,61
Raffinazione metalli preziosi	US\$/oz	1,0	3,2	0,59
Totale costi			157,9	29,23

Nota 1: Dopo la frantumazione della roccia di scarto in aggregato a Riso Parina, si presume che la rimozione degli scarti sia "gratuita" per i potenziali acquirenti. Di conseguenza, non è stato ipotizzato alcun ricavo e similmente nessun costo per gli scarti di roccia calcarea.

Il minerale della Miniera di Zinco di Gorno presenta un costo aggiuntivo di trasporto fuori dalla miniera di US\$ 0,62/t_{ROM} per il trasferimento del concentrato caricato in container modulari dall'impianto di processo di Riso all'impianto di carico ferroviario di Bergamo sulla base di US\$ 0,15/t/km su 30,5 km di distanza di trasporto sola andata.

Il prodotto concentrato verrà caricato su treni merci per il trasporto ferroviario fino al porto italiano di Genova (circa 210 km di ferrovia ad alta velocità).

3.6.12 Royalty e free-carry governativo

Le royalties di Stato italiane sono pari a zero al momento della concessione della licenza mineraria, sulla base di un tasso unitario fisso applicato alle tonnellate processate in linea con il piano minerario presentato al governo. Le royalties sono pari all'1% delle entrate nette (pagabili a Bergem Mines) sulle vendite di concentrato al netto delle detrazioni consentite (trasporto del concentrato, suo trattamento e detrazioni per penali per elementi nocivi).

3.6.13 Tasso delle imposte sulle società

Le società italiane sono soggette ad una imposta sulle società, nota come "Imposta sul reddito delle società" o IRES, e ad una imposta sulle attività produttive, nota come "Imposta regionale sulle attività produttive" o IRAP. Il tasso totale delle imposte è del 27,9%

I tassi standard sono i seguenti:

- 24% per IRES.
- 3,9% per IRAP.

3.6.14 Fusione e raffinazione

Per quanto riguarda le ottimizzazioni sotterranee, è stato applicato un costo di raffinazione aggiuntivo per il flusso di concentrato di piombo / argento di 1,0 US\$/oz per l'argento.

3.6.15 Penali per elementi nocivi

Gli elementi nocivi Hg, As e Sb sono soggetti alle penali basate sulla concentrazione di tali elementi nei flussi di prodotto; tali dati sono stati forniti da AltaZinc (Tabella 3-7).

Tabella 3-7: Penali per elementi nocivi

Penale per elementi nocivi	Unità	Zn Concentrato	Pb/Ag Concentrato
Arsenico	US\$/t conc secco	0,00	0,00
Antimonio	US\$/t conc secco	0,00	9,00
Bismuto	US\$/t conc secco	0,00	0,00
Cadmio	US\$/t conc secco	0,00	0,00
Rame	US\$/t conc secco	0,00	0,00
Cloro	US\$/t conc secco	0,00	0,00
Fluoro	US\$/t conc secco	12,00	10,00
Ferro	US\$/t conc secco	0,00	0,00
Manganese	US\$/t conc secco	0,00	0,00
Mercurio	US\$/t conc secco	8,15	0,00
Selenio	US\$/t conc secco	0,00	0,00
Silice	US\$/t conc secco	0,00	0,00
Argento	US\$/t conc secco	0,00	0,00
Tallio	US\$/t conc secco	0,00	0,00
Piombo	US\$/t conc secco	0,00	0,00
Zinco	US\$/t conc secco	0,00	0,00
Totale penale elementi nocivi	US\$/t conc secco	20,15	19,00

3.6.16 Accantonamento a fini ambientali

Un accantonamento a fini ambientali di US\$ 1,6 / tonnellata di minerale (US\$ 10 m) è stato applicato ai fini del ripristino del sito dopo la fine della vita utile della miniera. L'accantonamento a fini ambientali non è stato incluso nel calcolo del tenore di cut-off utilizzato nel processo di ottimizzazione, in quanto è accantonato nel modello di flusso di cassa come un costo del capitale di supporto che viene finanziato alla fine della vita utile della miniera.

3.6.17 Accantonamento per capitale di supporto

Un accantonamento di capitale di supporto del 2,0% è stato applicato al costo operativo di processo e di estrazione per la Miniera di Zinco di Gorno. L'accantonamento per la sostituzione delle attrezzature minerarie meccanizzate è incluso nel costo del capitale operativo e di supporto.

3.6.18 Calcolo del tenore di cut-off in sotterraneo

Il calcolo del tenore di cut-off si basa sulle stime preliminari di costo derivate per l'ottimizzazione MSO e sono riassunte di seguito. Un'equazione semplificata del tenore di cut-off è riportata qui sotto.

$$\text{Cutoff Grade} = \text{Cost} / ((\text{Price} - \text{Selling Cost}) \times \text{Metallurgical Recovery})$$

Il tenore di cut-off calcolato al 3,5% di Zn_{eqv} è stato utilizzato per il processo di ottimizzazione della Coltivazione tramite MSO.

3.6.19 Ottimizzazione MSO in sotterraneo

L'ottimizzazione sotterranea ha necessitato di un'analisi della potenziale risorsa estraibile in sotterraneo utilizzando lo strumento software di ottimizzazione Datamine™ Mineable Shape Optimisation (MSO). Sono stati completati numerosi cicli di MSO utilizzando diversi input (tenore di cut-off, forma e orientamento del pozzo di coltivazione) per determinare il metodo di estrazione in sotterraneo più adatto.

L'analisi ha comportato lo sviluppo di parametri di ottimizzazione della coltivazione e di tenori di cut-off rappresentativi dei metodi di estrazione Long-Hole, blast hole retreat e drift-and-fill con tenori di cut-off che variavano dal 2,5% al 5% di Zn_{eqv} . Considerando la distribuzione del tenore e la continuità spaziale ai vari tenori di cut-off, era evidente che le potenziali aree estrattive contigue avevano tre distinti orientamenti / geometrie, vale a dire:

1. Le zone a immersione moderata (16% dell'inventario di coltivazione), spessori rilevanti (+6 m) e ragionevolmente contigue su una direzione limitata (adatto a metodi di retreat and fill trasversale a foro lungo)
2. Moderata immersione (37% dell'inventario di coltivazione) (23 gradi dall'orizzontale), larghezze da sottili a medie e ragionevolmente contigue su una direzione limitata (adatta per cut and fill, laddove la larghezza permette una diluizione minima e nelle zone sottili (<1,5 m) un metodo long-hole retreat and fill orientato sull'asse longitudinale)
3. Immersione moderata (46% dell'inventario di coltivazione), larghezza variabile (2 - 6 m) e ragionevolmente contiguo su una direzione limitata (adatta ai metodi drift-and-fill)
4. Un ridotto inventario di minerale ad estensione limitata e a immersione moderata sarà estratto utilizzando un metodo di estrazione a pannelli e pilastri rigidi. Alla piccola zona mineraria è stato applicato un rapporto di estrazione del 70% per le perdite da pilastri ed è direttamente sotto un canale fluviale in una valle situata vicino a Ponente.

A causa del minerale di valore più elevato e dell'orientamento del giacimento, sarebbero preferibili metodi con un tasso di estrazione più elevato, utilizzando metodi di riempimento in pasta cementizia. I parametri utilizzati nei metodi Long-hole Blast hole retreat e Cut and Fill nell'ottimizzazione MSO sono riassunti di seguito:

Tabella 3-8: MSO Optimisation Parameter Summary

Parameter	Unit	Drift and Fill (Incl. LHRF Trv)	LHRF (Longitudinal)
Mining Method		Drift and Fill	Long-hole Retreat and Fill
Cut-off Grade	% Zn_{eqv}	3.5%	3.5%
Rotated Model	Yes / No	No	No

Rotated Framework Framework Orientation	Yes / No Method	No Slice (XZ Plane)	No Slice (XY Plane)
X	Origin / Distance / Rotation	559,300 / 1,700 / 0	559,300 / 520 / 15
Y	Origin / Distance / Rotation	5,084,660 / 1,200 / 0	5,083,900 / 1,050 / 0
Z	Origin / Distance / Rotation	970 / 200 / 0	580 / 410 / 0
Strike Length (U)	metre	10	5
Level Height (V)	metre	10	10
Slice Interval	metre	0,5	0,5
Stope Width	metre (min / max)	2 / Not Limited	1,3 / Not Limited
Stope Dilution	metre (near / far)	0.15 / 0.15	0.15 / 0.15
Minimum Pillar	metre	Nil	5
Dip Angles	Degrees (min / max / change)	-15 / 15 / 10	120 / 165 / 15
Strike Angles	Degrees (min / max / change)	-15 / 15 / 10	-45 / 45 / 45
Stope Thickness Ratio	Ratio (TB / LR)	2,0 / 2,0	2,0 / 2,0
Sub Shapes	Yes / No	No	No
Vertical Refinement	No off Points	4 (Nil)	4 (Nil)
Material Exclusions	Yes / No	No	No
Allowable Maximum Dilution	%	100	100
Model Discretisation Interval	(U Direction / V Direction)	4 / 4	4 / 4
Stope Smoothing (Gap)	(U Direction / V Direction)	0,01	0,01
Stope Mid-Section Anneal	Number of Sections	2	2

I risultati del passaggio primario MSO (zona di coltivazione di Zorzone inferiore) indicano un inventario minerario potenziale di 2,2 Mt al 7,4% Zn_{eqv} , e un passaggio secondario di MSO (zone superiori) indica un inventario minerario potenziale di 4,2 Mt al 9,6% Zn_{eqv} . Un MSO totale indica un inventario di 6,4 Mt a 8,8% Zn_{eqv} .

I risultati dettagliati al 3,5% di Zn_{eqv} dell'ottimizzazione MSO sono riassunti nell'Appendice A.

3.7 Progetto della miniera

3.7.1 Progetto della miniera

La Miniera di Zinco di Gorno ha attualmente un accesso ben consolidato dalla superficie tra i 940 m RL e i 1.040 m RL (~ 2,5 m L x 2,5 m H). Attualmente si accede all'Area Obiettivo di Estrazione (TEA) attraverso l'esistente livello Forcella (940 m RL) dall'area del Portale del sito di Ca Pasi. Il livello di Forcella (3,5 m L x 3,5 m H) costituisce il principale punto di entrata / uscita per persone, materiali e attrezzature. Oltre a ciò, quella di Forcella è la presa d'aria (IAW) principale dell'area di progetto. Un certo numero di importanti scavi precedenti costituiscono componenti infrastrutturali critici per il proposto ripristino della Miniera di Zinco di Gorno, e cioè:

- Il Livello di Riso Parina (600 m RL ~10km) - aree di ripristino estese e limitatamente estese necessarie per consentire un trasporto sicuro e sostenibile degli scarti di sviluppo e degli scarti del selezionatore di minerali dal TEA (area obiettivo di estrazione) al portale di Riso Parina per il trasporto successivo alla strada principale vicino al sito di Pontenossa. Oltre a ciò, le linee dei prodotti in fanghi che trasportano i concentrati di Zinco e Piombo/Argento verranno veicolate attraverso la galleria di Riso Parina all'impianto di disidratazione del concentrato e di gestione di Riso Parina.
- Il Livello Pian Bracca (1040 m RL 2,5 m L x 2,5 m H - è stato recentemente aperto alla superficie tramite l'apertura del portale di Piazzole 990m RL) - ripristino limitato per assicurare l'uso come Galleria di riflusso (RAW) permanente. Ci si attende che sia necessario un lavoro di ripristino molto limitato in aree di terreno di bassa qualità.
- Il livello di Ponente (1120 m RL 2,5 m L x 2.5 m H - è attualmente accessibile) - ripristino limitato per assicurare l'uso come Galleria di riflusso (RAW) permanente. Ci si attende che sia necessario un lavoro di ripristino molto limitato in aree di terreno di bassa qualità.
- Rimonta di Scala Santa – discenderia rettilinea inclinata che collega il Livello di Ponente al Livello di Forcella e ai livelli intermedi. La Scala Santa non farà parte dell'infrastruttura critica richiesta per il funzionamento e l'esecuzione del progetto, tuttavia, può costituire un utile percorso complementare di emergenza.

Per collegare l'impianto di processo alle opere in sotterraneo, vi sarà un accesso primario di nuova realizzazione sviluppato dalla superficie nel sito dell'impianto di processo di ZIA (~1.100 m P x 5,5 m L x 3,5 m H): un trasportatore dedicato a unica galleria / rampa discenderia per veicoli su gomma. La rampa di ZIA verrà sviluppata bidirezionalmente sia dalla superficie (verso nord) che dal sottosuolo (verso sud). Lo sviluppo è limitato a circa 25 kt di deposito di scarti nel sito di ZIA, in due discariche a terrazzamento designate (confinare con gabbioni metallici). Lo sviluppo sotterraneo della galleria di ZIA avrà luogo verso sud dalla discenderia di esplorazione esistente e scavata in sottosuolo a partire dal livello di Forcella: gli scarti derivanti verranno convogliati dal livello di Forcella fino alla via di trasporto del livello di Riso Parina, attraverso il fornello che collega questi due livelli

Il portale di ZIA verrà sviluppato con lo scavo di una trincea e l'installazione di coperture in cemento armato nel sito di ZIA, mentre la rampa sarà sviluppata come uno scavo di 5,5 m L X 3,5 m H a -0,8 gradi per intersecare la rampa di esplorazione interna del livello Forcella. La rampa di ZIA è stata posizionata per minimizzare lo sviluppo richiesto per accedere alle parti in sotterraneo esistenti e fornire un percorso di movimentazione del minerale per il sito industriale di ZIA, dove sarà costruita l'infrastruttura di processo. L'orientamento della rampa di ZIA è stato scelto per passare ad est (ed evitare) la faglia principale occidentale di Zorzone (mappata ed interpretata). Tuttavia, la perforazione di saggio sarà implementata sui fronti di scavo per determinare le condizioni del terreno, come quelle legate alle faglie minori che potrebbero essere intercettate lungo il percorso.

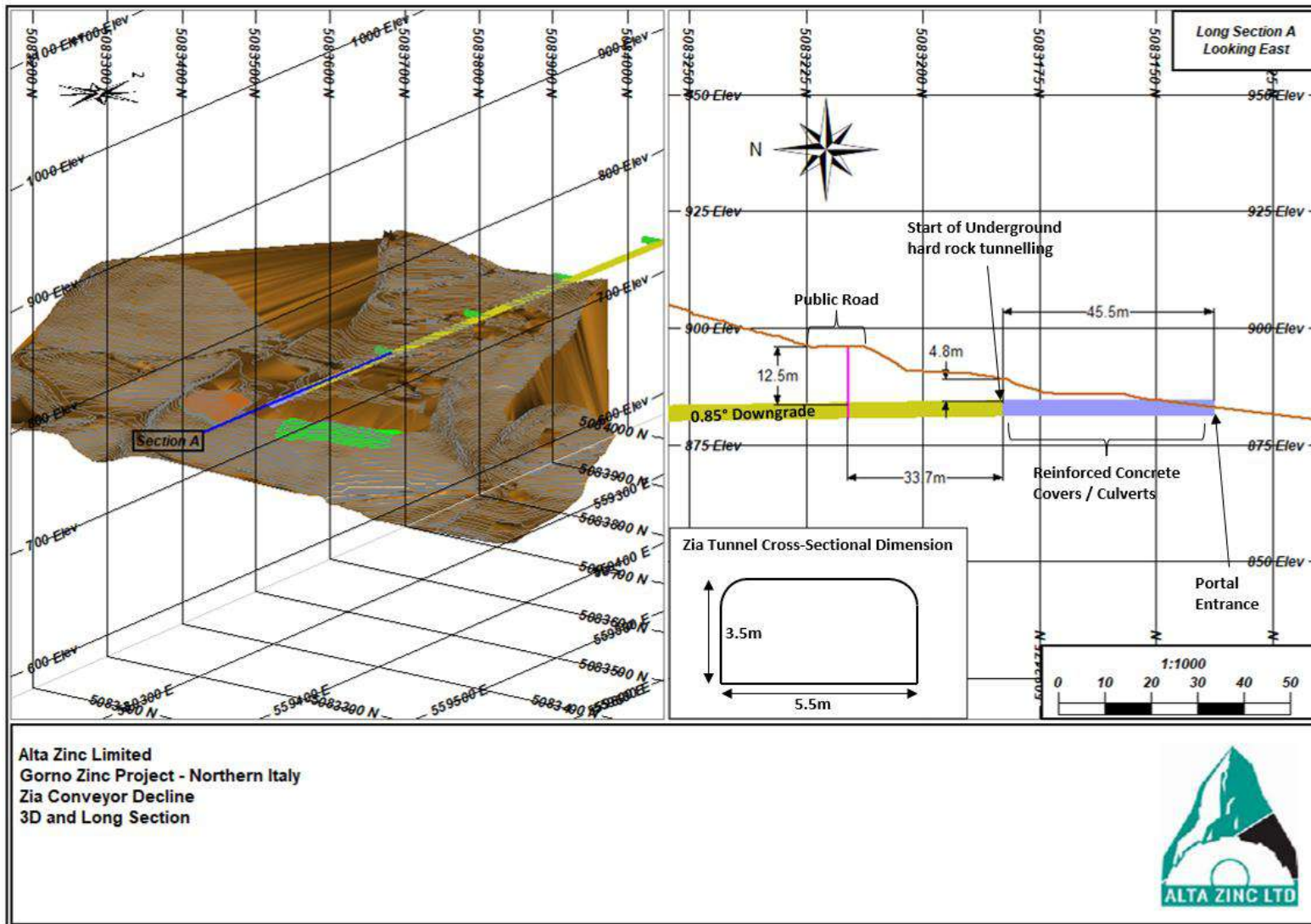


Figura 3-5: Sito del portale di ZIA (Trincea coperta)

La frantumazione sotterranea è stata inserita come parte del progetto della miniera per ridurre al minimo i disturbi acustici in superficie al sito di superficie di ZIA. Vicino all'intersezione della rampa di ZIA con l'attuale discenderia esplorativa di Forcella saranno sviluppati una rampa di carico, un silo di stoccaggio e una camera di frantumazione.

Gli scarti di tale sviluppo verranno trasportati con un camion da 30 tonnellate e ribaltati su un vaglio con apertura quadrata di 450 mm x 450 mm, equipaggiato con un frantoio fisso [Figura 3-8, Voce J]. Gli scarti selezionati in base alla misura verranno immagazzinati in un fornello per lo sterile di 2,4 m di diametro che si collegherà alla galleria Riso-Parina. [Figura 3-8, Voce H] equipaggiato con uno scivolo convenzionale a porta radiale per permettere il carico di 10 tramogge "Granby" da 5 t [Figura 3-8, Voce I]. Infine il trasporto fuori dalla miniera avverrà tramite una locomotiva a batteria da 10 t attraverso il livello di Riso Parina).

Il minerale verrà trasportato con un camion da 30 tonnellate tramite la rampa di ribaltamento [Figura 3-8, Voce A] e ribaltato su un vaglio con apertura quadrata di 450 mm x 450 mm, equipaggiato con un frantoio fisso [Figura 3-8, Voce B]. Il minerale vagliato verrà stoccato in un contenitore del diametro di 5 m dotato di scivolo a porta radiale, alimentatore a nastro e alimentatore vibrante. L'alimentatore vibrante alimenterà un frantoio primario a mascelle [Figura 3-8, Voce C] (CSS ~ 75mm) a circa 150 t/h con scarico sul nastro trasportatore di scarico del frantoio [Figura 3-8, voce D] (estremità inferiore del nastro a 35 gradi 500 mm L x 120 m P da 1,5m/s). Il minerale verrà scaricato tramite un pozzo di trasferimento per sterile sul nastro di uscita principale (estremità inferiore del nastro a 35 gradi da 500 mm L x 1120 m P 1,5 m/s) per il trasporto in superficie tramite la il trasportatore della galleria ZIA [Figura 3-8, voce G]. Lo stoccaggio avverrà invece nel contenitore di alimentazione del frantoio secondario vicino al sito dell'impianto di lavorazione di ZIA.

Il materiale scartato dall'impianto di cernita del minerale (corrispondente al 40% di roccia estratta ed avente frazione da 10mm a 75mm) verrà trasportato di nuovo nella miniera tramite la galleria ZIA su un nastro trasportatore secondario di ingresso (estremità inferiore del nastro a 35 gradi, 500 mm L x 1120 m P da 1,0 m/s) e sarà scaricato in un fornello [Figura 3-8, Voce E] avente 2,4 m di diametro, equipaggiato con uno scivolo convenzionale a porta radiale per permettere il carico di 10 tramogge "Granby" da 5 t [Figura 3-8, Voce I]. Infine il trasporto fuori dalla miniera avverrà tramite una locomotiva a batteria da 10 t attraverso il livello di Riso Parina.

Per il trasporto dei fanghi del concentrato di zinco e piombo dall'impianto di cernita all'impianto di trattamento (nel sito Riso/Turbina), il tunnel ZIA sarà attrezzato con due tubi in polietilene da 150 mm di diametro, che scendono al livello Riso Parina tramite due fori da 250 mm di diametro [Figura 3-8, Voce F], fino a due bacini di riduzione della pressione, posti a livello Riso-Parina. Dai bacini di riduzione della pressione, il prodotto concentrato sarà pompato tramite due tubi HPDE 150 mm all'impianto di disidratazione/trattamento del concentrato sito a Riso/Turbina, adiacente al portale Riso-Parina.

Due rampe elicoidali principali per mezzi su gomma (ovest ed est) verranno sviluppate dalla rampa di esplorazione interna potenziata (ovest) e dal livello potenziato di Forcella (est) in posizioni che permettono l'accesso tempestivo alla zona mineralizzata di tenore superiore più vicine, minimizzando così lo sforzo necessario per l'inizio dello sfruttamento. Le rampe per mezzi su gomma (4,7 m L x 4,7 m H) sviluppate con una pendenza del 14,3% (1 su 7) con un raggio minimo di curvatura di 25 m permetteranno il trasporto su camion (da 30 tonnellate) dai punti di carico su ciascun sottolivello alla rampa di discesa principale per lo scarico degli scarti o del minerale nei rispettivi scivoli di scarico.

Esiste uno sviluppo secondario del metodo Long Hole Retreat and Fill Longitudinal (LHRF-L) che consiste nello scavo di rampe di accesso di sub-livello (4,7 m L X 4,7 m H) separate di 20m verticalmente. Tali tagli trasversali secondari saranno sviluppati verso l'alto e verso il basso dalla rampa per fornire accesso dalle gallerie di coltivazione ai sotto livelli di 10 m. Rimonte a tagli trasversali collegano la galleria di coltivazione

con la direzione orizzontale del minerale (5 m L x ~ 3,5 m H) su ogni sottolivello con un minimo di 25 m di distanza dal minerale.

Lo sviluppo secondario del metodo Long Hole Retreat and Fill Transversal (LHRF-T) consiste nello scavo di gallerie di coltivazione trasversali (5 m L X 5 m H) realizzati ad angolo retto rispetto alla galleria in direzione del giacimento minerario e distanziate di 10 m dal punto di estrazione. Queste permetteranno l'attraversamento trasversale dell'intero involucro del corpo mineralizzato. Si propone che il carico del minerale abbattuto avvenga nel punto di intersezione tra i tunnel trasversali e la galleria in direzione, in modo da garantire il trasporto attraverso la rampa elicoidale, fino all'impianto di scarico sotterraneo. Una volta che il tunnel di coltivazione avrà raggiunto il suo sviluppo finale, sarà scavato uno spazio (2 m) utilizzando una perforatrice a foro lungo per creare un fronte libero per il successivo brillamento ad anello (anelli di 3 metri).

Lo sviluppo secondario del metodo Drift and Fill Transversal (DF-T) consiste nella realizzazione di gallerie di coltivazione con una dimensione minimale (4,7 m L X 3,5 m H), all'interno del corpo minerario e lungo la sua direzione. L'estrazione del minerale sarà realizzata scavando il pannello di 10 m in due passaggi. Tale processo comporterà lo sviluppo di una galleria larga 6 m in avanzamento, mentre si installeranno ancoraggi in roccia su una superficie di 1,5 m x 1,5 m x 1,8 m L su uno schema quadrato. L'uso dell'attrezzatura XLP (Extreme Low Profile, Profilo estremamente basso) consentirà di estrarre minerale su fronti di larghezza che vanno da 2 m a 6 m (oltre i 6 m di altezza il pannello di 10m sarà estratto usando o il metodo LHRF-T). Il muro laterale rimanente di 4 m sarà tagliato in ritirata prima della costruzione di uno sbarramento di riempimento in pasta cementizia e del riempimento a tenuta stagna della così risultante galleria di 10m di larghezza, sempre con pasta cementizia. Lo sbarramento sarà costruito tra i pilastri situati all'ingresso del corpo mineralizzato dalla galleria di coltivazione. L'estrazione utilizzerà il riempimento alternato delle gallerie primarie e secondarie, consentendo un tempo minimo di 28 giorni di indurimento del riempimento di una galleria primaria prima di procedere all'estrazione da una galleria secondaria.

La Figura 3-6 illustra la rampa proposta, i livelli e i pozzi per i pozzi di coltivazione inferiori e superiori.

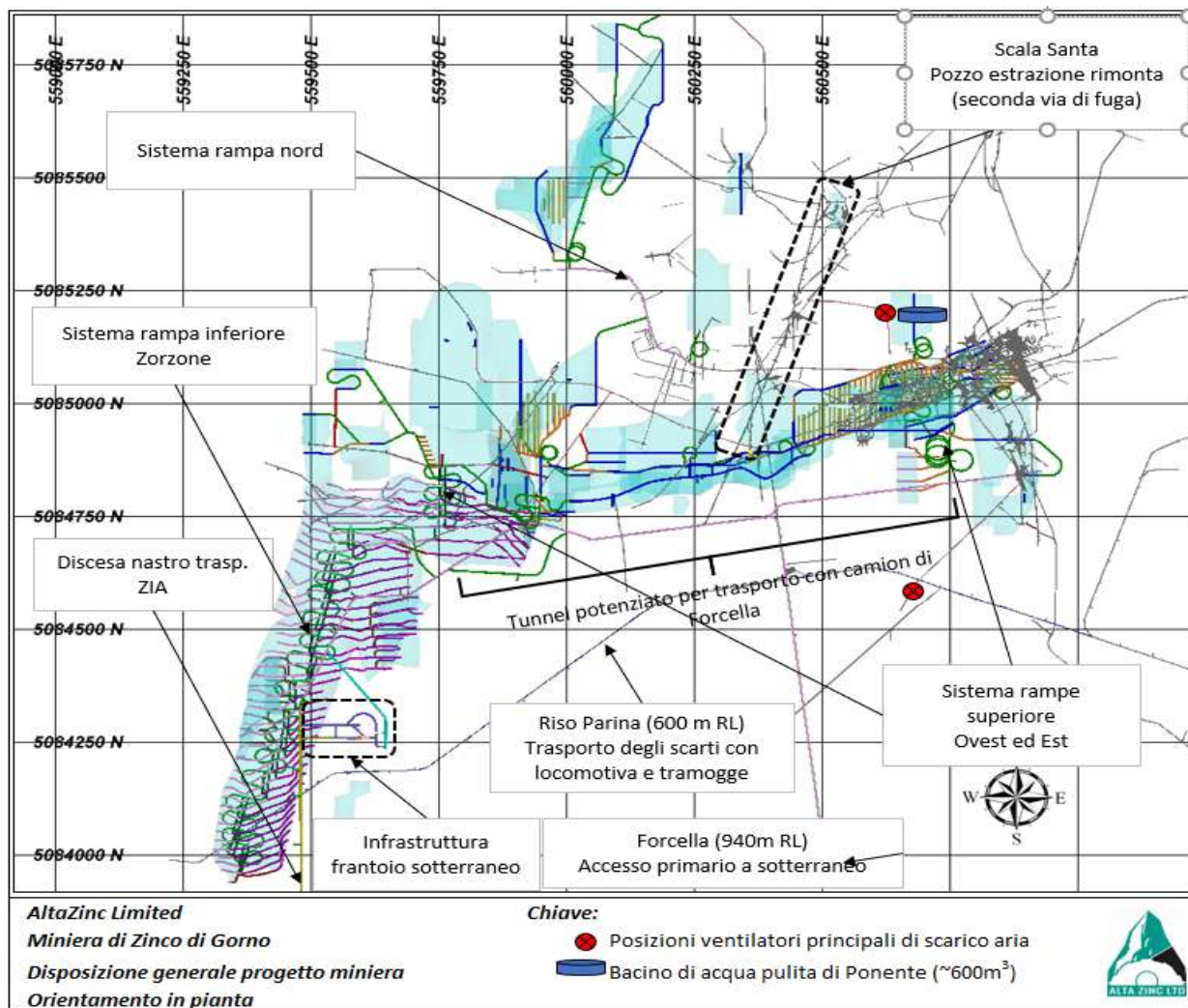
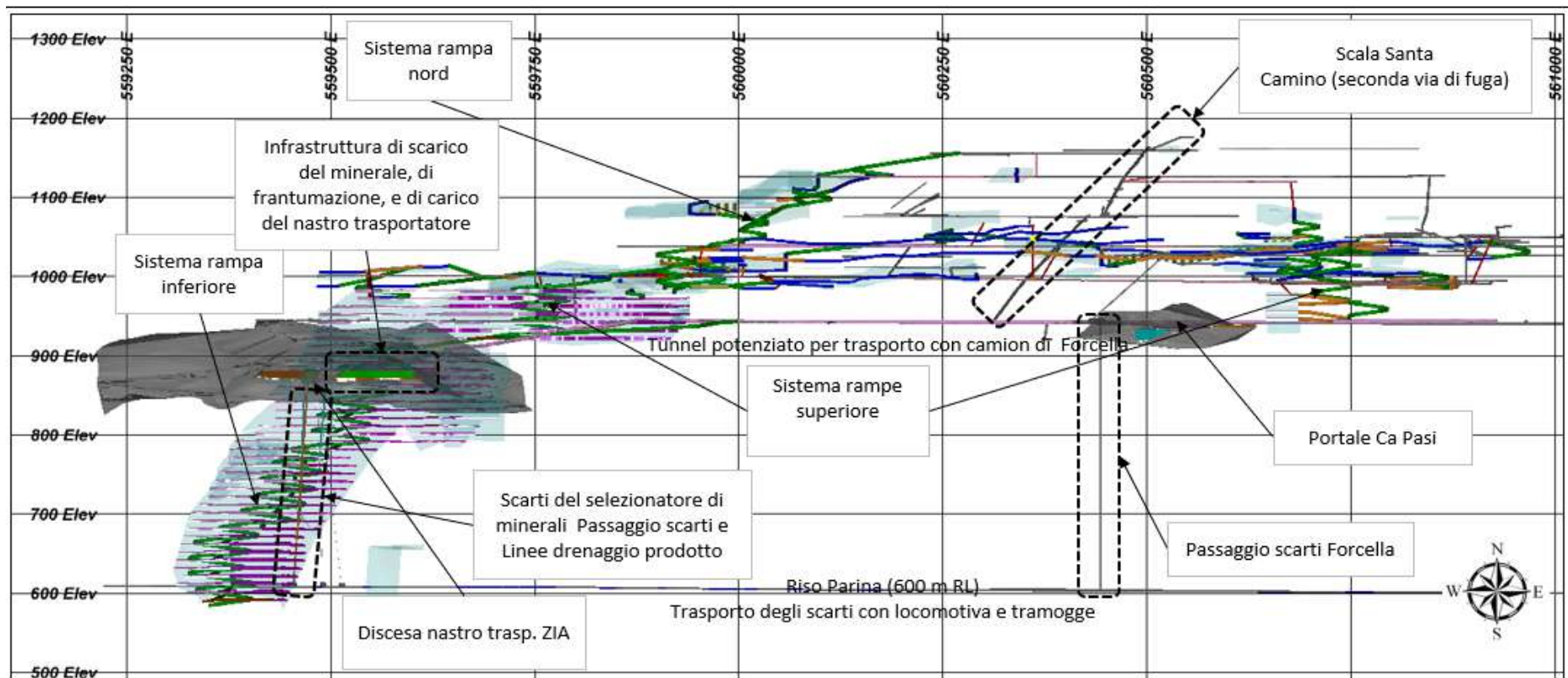


Figura 3-6: Panoramica del progetto della miniera (vista in pianta)



AltaZinc Limited
Miniera di Zinco di Gorno
Disposizione generale progetto miniera
Sezione lunga (volta a Nord)

Chiave:

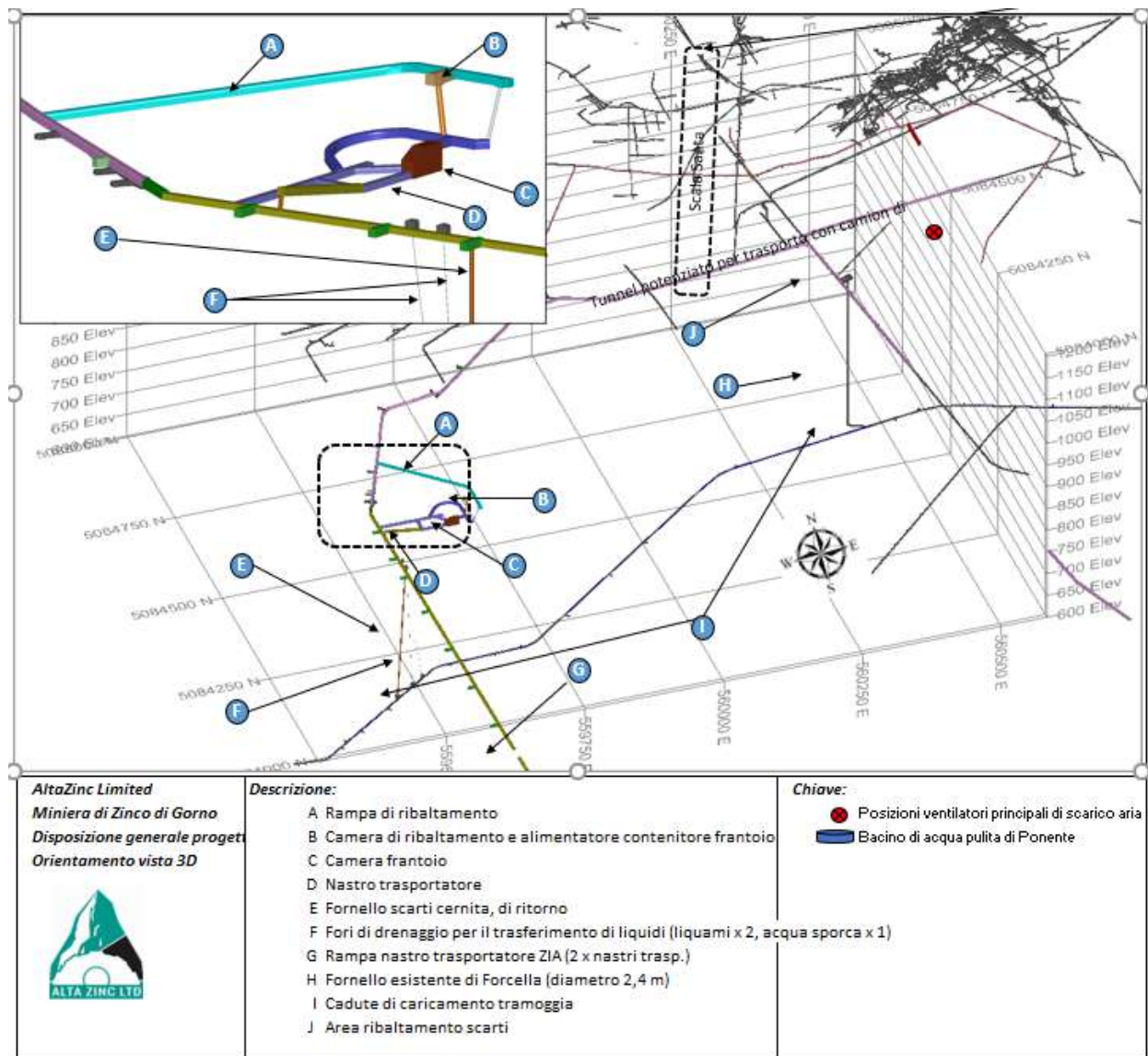


Figura 3-8: Principale infrastruttura sotterranea

3.7.2 Tipi di sviluppo standard

Le dimensioni di sviluppo standard sono state progettate sulla base delle seguenti considerazioni:

- Requisiti di ventilazione.
- Dimensioni massime delle attrezzature considerando le sagome minime accettabili del settore.
- Servizi richiesti e spazi franchi laterali durante la sistemazione temporanea e permanente.
- Attrezzature e infrastrutture permanenti aggiuntive

La configurazione di sviluppo utilizzate nel Progetto della Miniera di Gorno sono delineate di seguito.

1.1.1.1 Sviluppo del trasporto principale - Rampe e tunnel

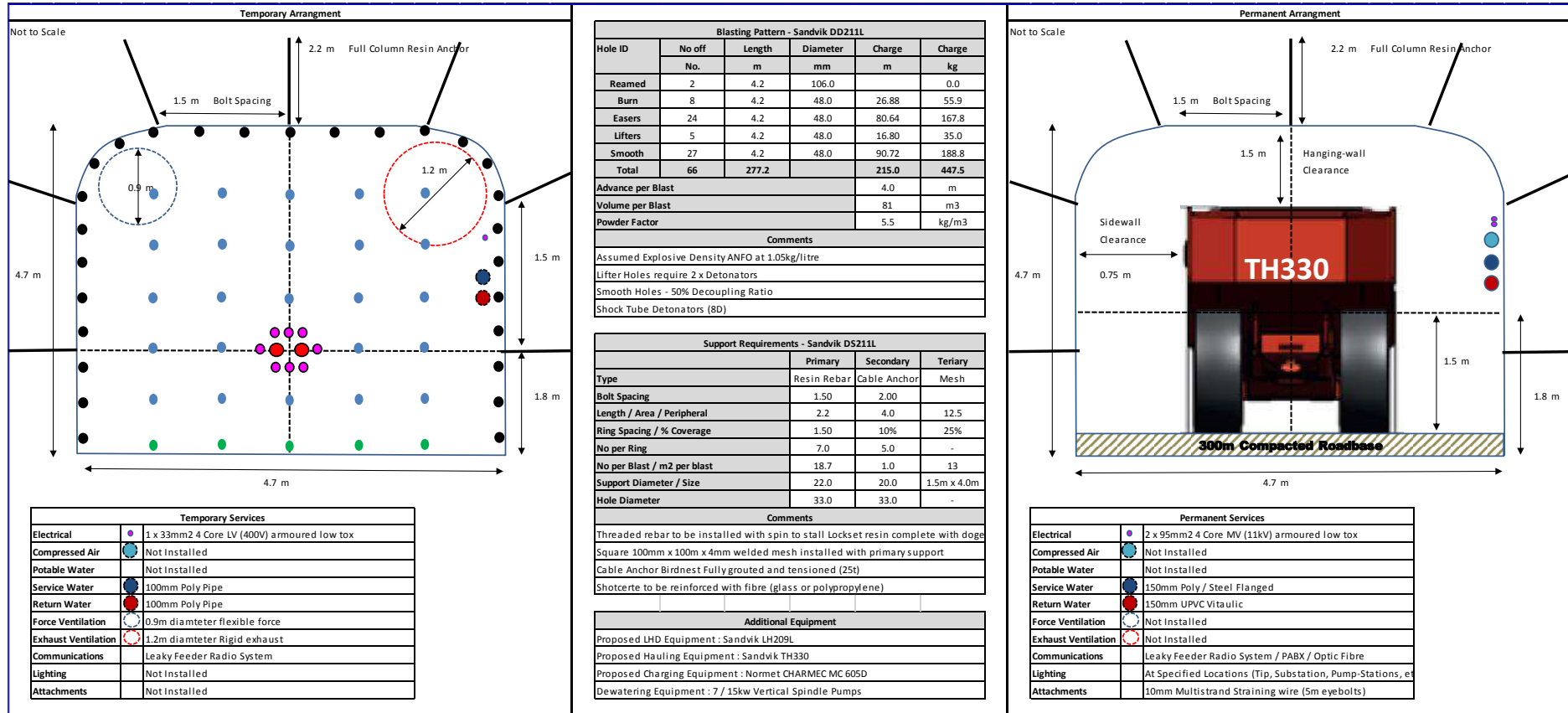


Figura 3-9: Configurazione di sviluppo del trasporto

2.1.1.1 Tunnel di coltivazione scavati in LHRF Longitudinal

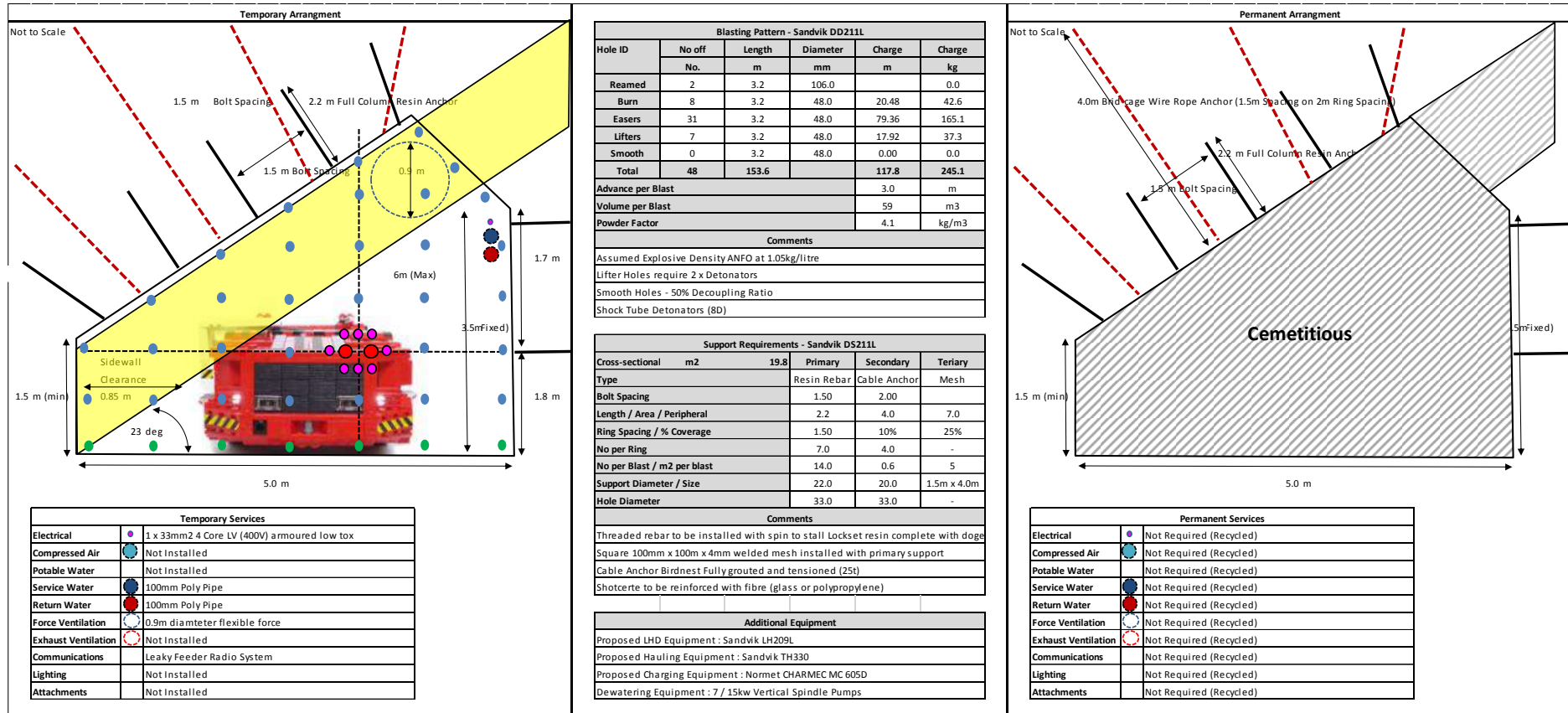


Figura 3-10: Configurazione dell'estremità di sviluppo dei tunnel di coltivazione in LHRF Longitudinal LHRF

3.1.1.1 Tunnel di coltivazione LHRF Drift and Fill

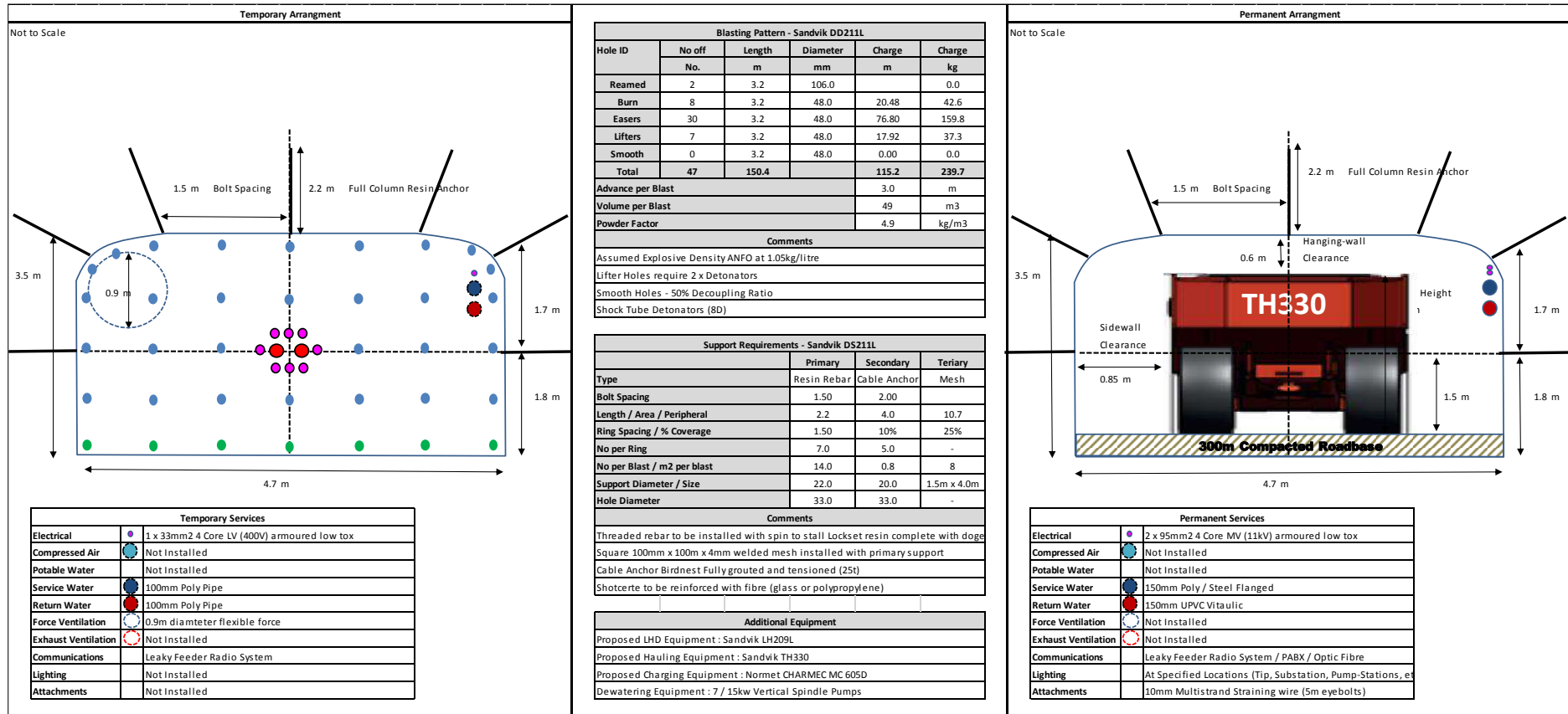


Figura 3-11: Configurazione di sviluppo dei tunnel di coltivazione in Drift and Fill

4.1.1.1 Rampa convogliatore di ZIA

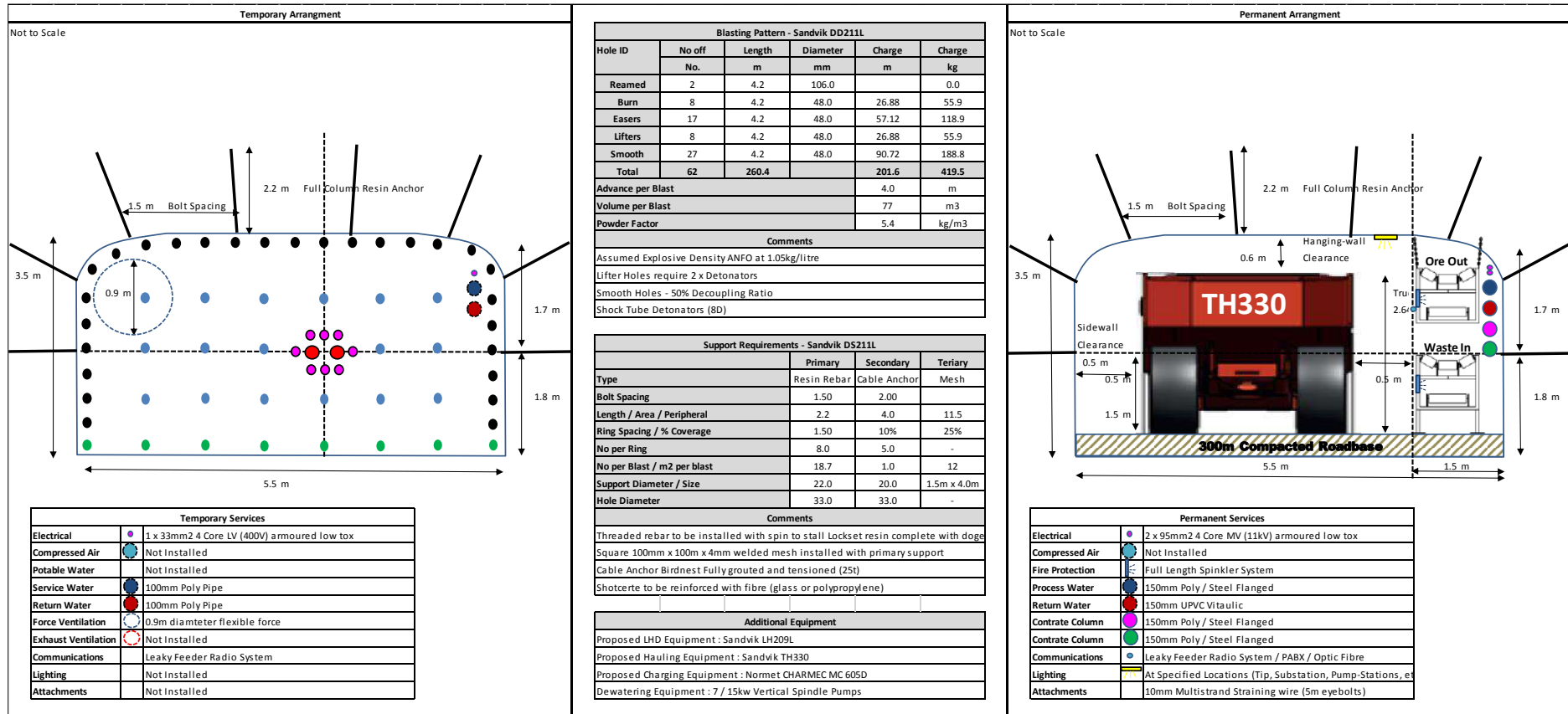


Figura 3-12: Configurazione di sviluppo della rampa del convogliatore di ZIA

5.1.1.1 Long-hole Retreat and Fill (Approccio longitudinale)

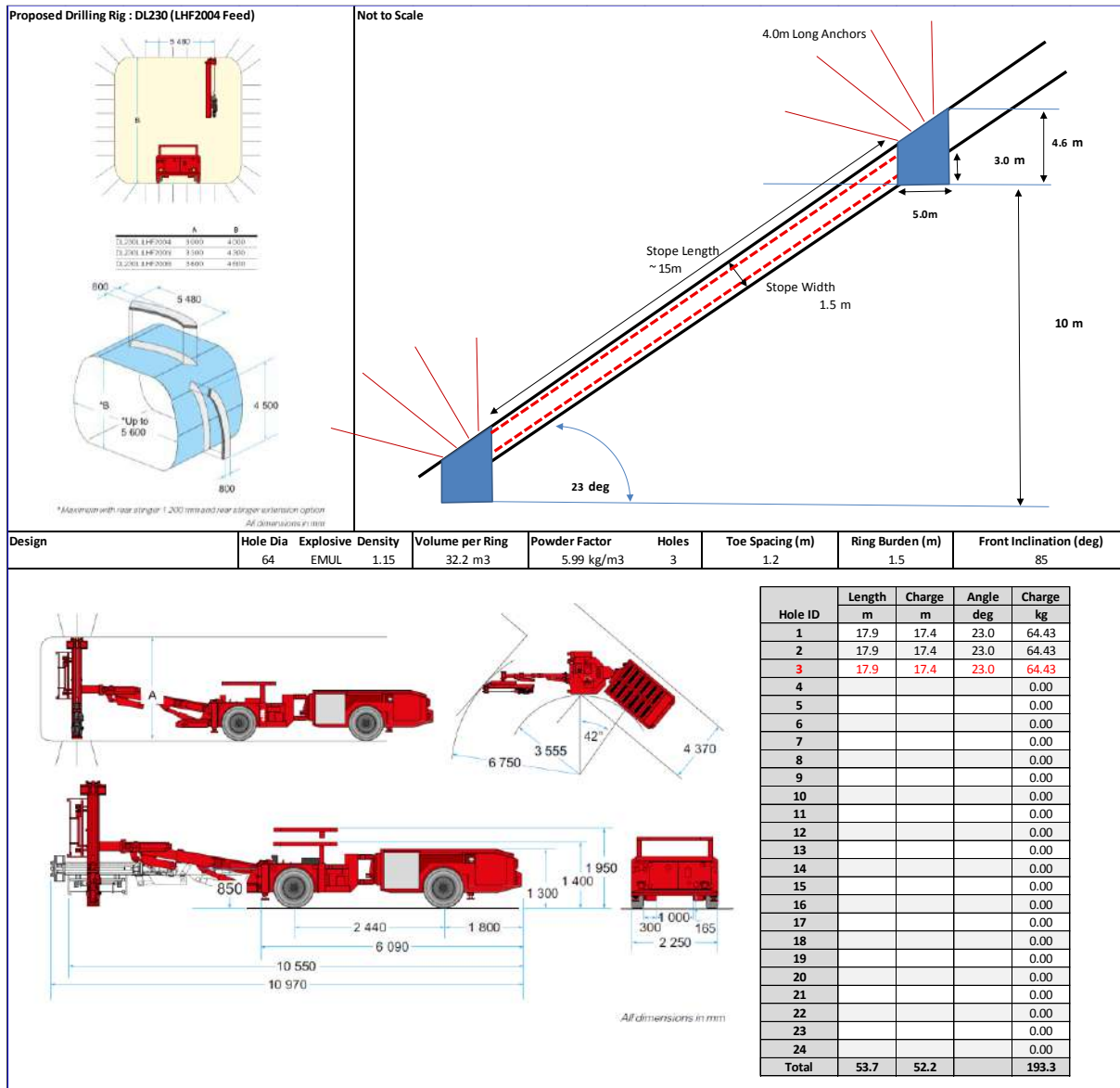


Figura 3-13: Configurazione delle camere di coltivazione in LHRF Longitudinal

6.1.1.1 Long Hole Retreat and Fill (Approccio Trasversale)

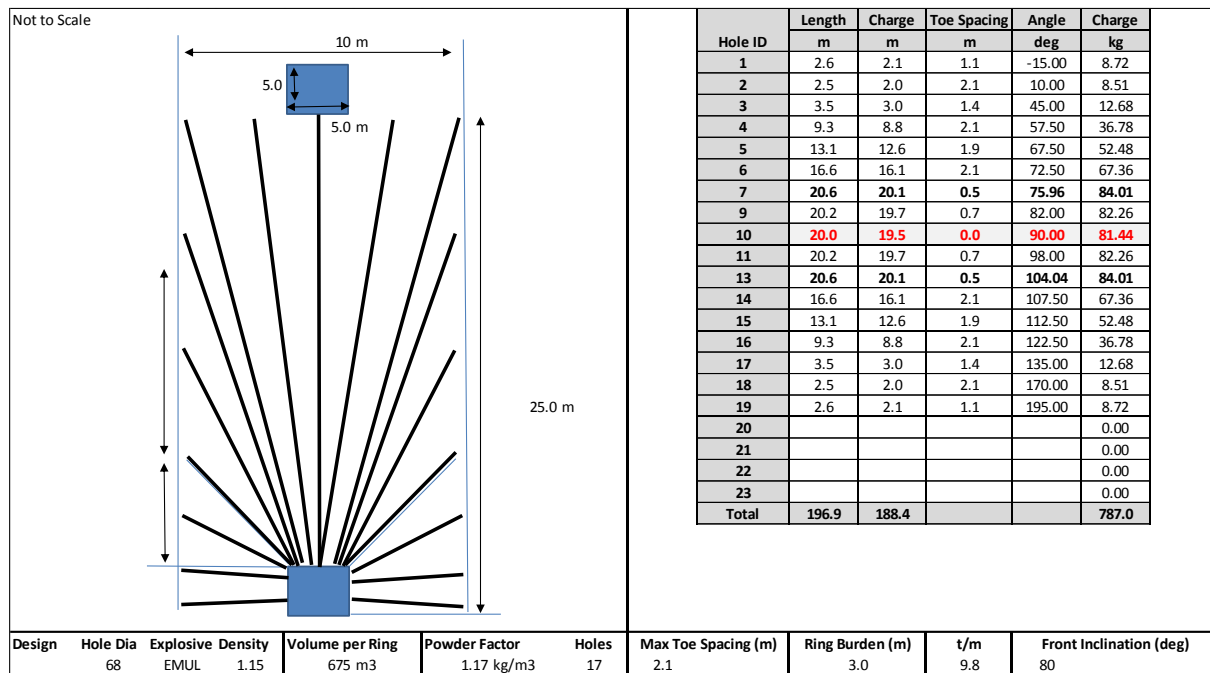


Figura 3-14: Configurazione delle camere di coltivazione in LHRF Transversal

3.7.3 Fattori modificativi

Per fare una valutazione ragionevole delle perdite e della diluizione del tenore di minerale associate alla coltivazione in Long-Hole Retreat è necessaria una comprensione delle condizioni della roccia, delle dimensioni del giacimento e dei parametri di progettazione delle camere di coltivazione. Non è possibile definire con precisione le perdite e la diluizione e qualsiasi stima varierà in base alla mutevolezza delle condizioni e al controllo operativo. Le perdite e la diluizione possono essere divise in due categorie, pianificate e non pianificate. Le perdite pianificate includono le colonne di minerale progettate o fattorizzate nel programma di produzione della miniera. Le perdite non pianificate e la diluizione includono gli scarti delle rocce a tetto (HW) e a letto (FW) della mineralizzazione e gli scarti di sovrascavo / sottoscavo.

Le forme delle camere di coltivazione sono state inizialmente sviluppate utilizzando lo strumento "MSO" di ottimizzazione del software Datamine. Come parte dell'ottimizzazione, le forme delle singole camere sono state realizzate sulla base del tenore di *cut-off* richiesto. Il risultato del processo di ottimizzazione MSO ha indicato che sono disponibili per l'estrazione circa 6,4 Mt con una media dell'8,8% di Zn_{eqv} , compresa una diluizione del 22,3% del tonnello e dell'8,8% del tenore (l'inventario minerario MSO non include ulteriori fattori di modifica come il tasso di estrazione aggiuntivo o la diluizione dalle gallerie di coltivazione).

La sezione inferiore della miniera utilizza un metodo di estrazione Long-Hole Retreat and Fill (Longitudinale), con conseguente processo di ottimizzazione MSO di 2,2 Mt con una media del 7,4% di Zn_{eqv} , compresa una diluizione del 20,5% del tonnello e del 15% del tenore di diluizione. La sezione superiore della miniera utilizza una combinazione di metodi di estrazione Long-Hole Retreat and Fill (Trasversale) e Drift and Fill (Trasversale), con un conseguente processo di ottimizzazione MSO di 4,2 Mt con una media del 9,6% di Zn_{eqv} , compresa una diluizione del 23,3% del tonnello e del 5,5% del tenore di diluizione.

Un processo secondario di ottimizzazione manuale delle camere di coltivazione è stato utilizzato per precisare ulteriormente le forme di coltivazione progettate durante il procedimento MSO. Durante il processo di raffinamento manuale è stata osservata e implementata una perdita per diaframma minimo di 15 cm (dalla zona di mineralizzazione di Zn al 2%) nel tetto (HW) e nel letto (FW). Il risultato del processo di ottimizzazione manuale secondario ha indicato che sono disponibili per l'estrazione circa 6,24 Mt con una media di 7,12% Zn, 1,85% Pb e 30,9 Ag g/t, compresi circa 9,5% a basso tenore (<2% Zn) e 10% scarti (0% Zn) per una diluizione totale pianificata del 19,5% (tutti i fattori di modifica inclusi come le gallerie di coltivazione, il tasso di estrazione e la perdita del minerale).

Nello sviluppo delle forme delle camere è stata utilizzata un'altezza minima di estrazione di 2 m per le gallerie Drift and Fill (DF) e di 1,5 m per le gallerie Longitudinal Long-Hole Retreat and Fill (LHRF-L) rispettivamente, per garantire un'estrazione completamente meccanizzata (attrezzature XLP e LH) della risorsa.

Le perdite pianificate comprendono i pilastri di minerale progettati per sostenere le opere minerarie e le perdite associate alla progettazione e alla disposizione delle camere. Oltre alle perdite pianificate (progettate), sono stati applicati i seguenti rapporti di estrazione per l'inventario delle risorse minerarie, disponibile per i vari metodi di estrazione, all'interno del programma di produzione della miniera:

- LHRF (Longitudinale e Trasversale): 100%
- Camere e pilastri: 70%
- Drift and Fill: 90%

È stata ammessa una perdita di minerale del 2% per quanto riguarda il letto della mineralizzazione e per il trasporto stradale.

Oltre ai fattori di modifica sopra menzionati, non è stata permessa alcuna diluizione esterna aggiuntiva. A livello di studio di valutazione, tali fattori sono considerati soddisfacenti.

La Tabella 3-9 riassume alcuni requisiti standard del pannello di coltivazione per raggiungere il tasso di esaurimento di 800 kt/anno.

Tabella 3-9: Requisito minimo del pannello a 800 kt/anno.

Metodo di estrazione	Unità	LHRF-L	LHRF-T	DF-T	DF-T
Altezza estrazione	m	1,5	15	2	4
Quota ideale di produzione	%	38%	16%	46%	46%
Tonnellaggio mensile richiesto (ideale)	t/mese	25.333	10.667	30.667	30.667
Giorni di abbattimento	giorni/mese	26	26	26	26
Giorni di sbarramento	giorni	2	2	2	2
Giorni di riempimento	giorni	2	6	0	1
Giorni di maturazione	giorni	28	28	28	28
Ritardo totale di riempimento	giorni	32	36	30	31
Avanzamento massimo del pannello	m/giorno	6	3	3	3
Produttività pannello	t/mese	12.776	32.760	2.621	5.242
Numero necessario di porzioni abbattute	#	2	1	12	6
Porzioni disponibili necessarie	#	4	2	24	12
Porzioni abbattute necessarie (100%)	#	5	2	25	13



Metodo di estrazione	Unità	LHRF-L	LHRF-T	DF-T	DF-T
Pannelli abbattuti disponibili (100%) ^{Nota 1}	#	10	4	50	26

Nota 1: Le porzioni disponibili richieste si riferiscono al numero di porzioni abbattute attive combinate con il numero di porzioni inattive in fase di riempimento con pasta cementizia o in attesa del tempo di indurimento (termine di 28 giorni).

3.7.4 Attrezzatura mineraria

Nella Miniera di Zinco di Gorno, sono stati selezionati diversi metodi di estrazione. Tali metodi di estrazione (relativi alle geometrie e agli orientamenti specifici della mineralizzazione) sono stati selezionati in base al massimo rapporto di estrazione / metodi di minima diluizione, assieme all'opportunità di eliminare lo stoccaggio superficiale degli sterili. La Miniera di Zinco di Gorno incorporerà i metodi di estrazione Drift and Fill per le aree a immersione minima, Long Hole Retreat and Fill (orientamento longitudinale) per le sezioni a immersione moderata e Long Hole Retreat and Fill (orientamento trasversale) per le zone mineralizzate a immersione minima, ma sufficientemente ampie (+6 m H).

Il ciclo di estrazione consiste nelle seguenti aree di produzione chiave:

1. Sviluppo meccanizzato su gomma (perforazione, brillamento, sostegno, carico e trasporto).
2. Scavo meccanizzato Long-Hole Longitudinal con riempimento in pasta cementizia (perforazione, brillamento, supporto, carico, trasporto e riempimento).
3. Scavo meccanizzato Long-Hole Transversal con riempimento in pasta cementizia (perforazione, brillamento, supporto, carico, trasporto e riempimento primario / secondario).
4. Scavo meccanizzato Drift and Fill Transversal con riempimento in pasta cementizia (perforazione, brillamento, sostegno, carico, trasporto e riempimento primario / secondario).

Il ciclo di estrazione consiste delle seguenti attività di produzione chiave:

1. Perforazione.
2. Brillamento.
3. Perforazione installazione ancoraggi con bulloni/cavi.
4. Carico.
5. Trasporto.
6. Riempimento (a seguito dell'esaurimento del minerale) con materiale in pasta cementizia nelle camere rimaste vuote dopo la coltivazione (primari / secondari).

Le altre attività relative alla miniera che non fanno direttamente parte del ciclo di scavo, consistono in:

1. Trasporto degli scarti fuori dalla miniera tramite locomotiva sul livello Riso-Parina (600 m RL).
2. Trasporto del minerale al sito di processo ZIA con nastro trasportatore attraverso la rampa ZIA, dopo la frantumazione in sotterraneo.
3. Trasporto degli scarti di minerale con nastro trasportatore attraverso la rampa ZIA dall'impianto di processo in esterno, nuovamente in sotterraneo attraverso il fornello degli scarti (che collega la rampa ZIA al tunnel Riso-Parina 600 m RL) e poi fuori dalla miniera con locomotiva al Livello Riso-Parina (600 m RL).

7.1.1.1 Perforazione

L'attività di perforazione è separata in perforazioni brevi, lunghe e dedicate alla posa di opere di supporto. Per ciascuna di queste sotto attività sono necessari diversi macchinari per la perforazione.

La perforazione di supporto è eseguita da un massimo di due (2) piattaforme di perforazione in grado di praticare fori lunghi di ancoraggio per l'installazione di ancoraggi per cavi e bulloni da roccia.

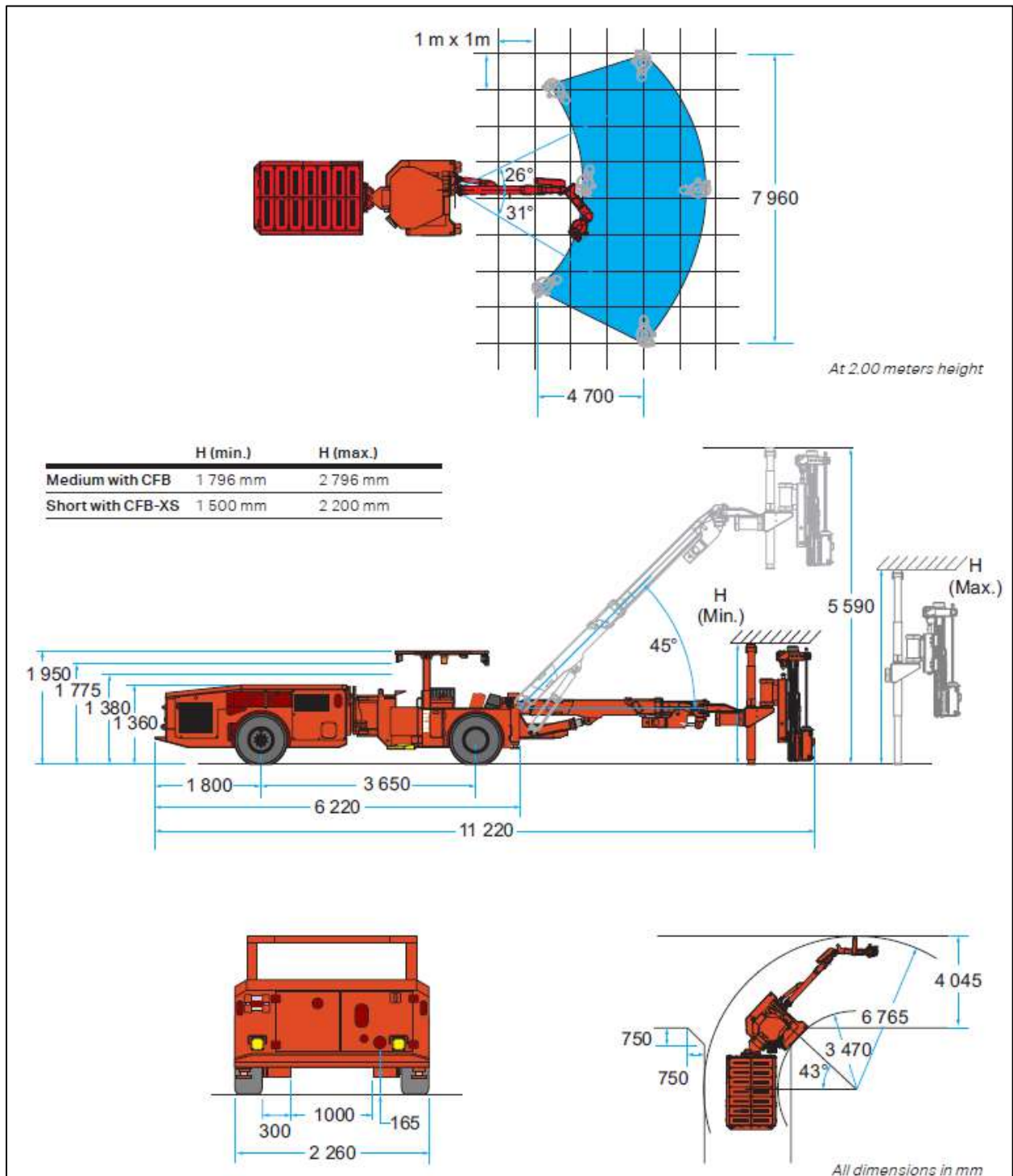


Figura 3-15: Perforatrice per opere di sostegno (DL230L o equivalente)

La perforazione di fori corti è eseguita macchine perforatrici a doppio braccio. Il supporto primario dell'armatura in resina e dei bulloni a frizione può essere eseguito utilizzando le sonde di perforazione a doppio braccio. Si calcola che tre (3) sonde di perforazione a doppio braccio saranno necessarie per lo sviluppo previsto.

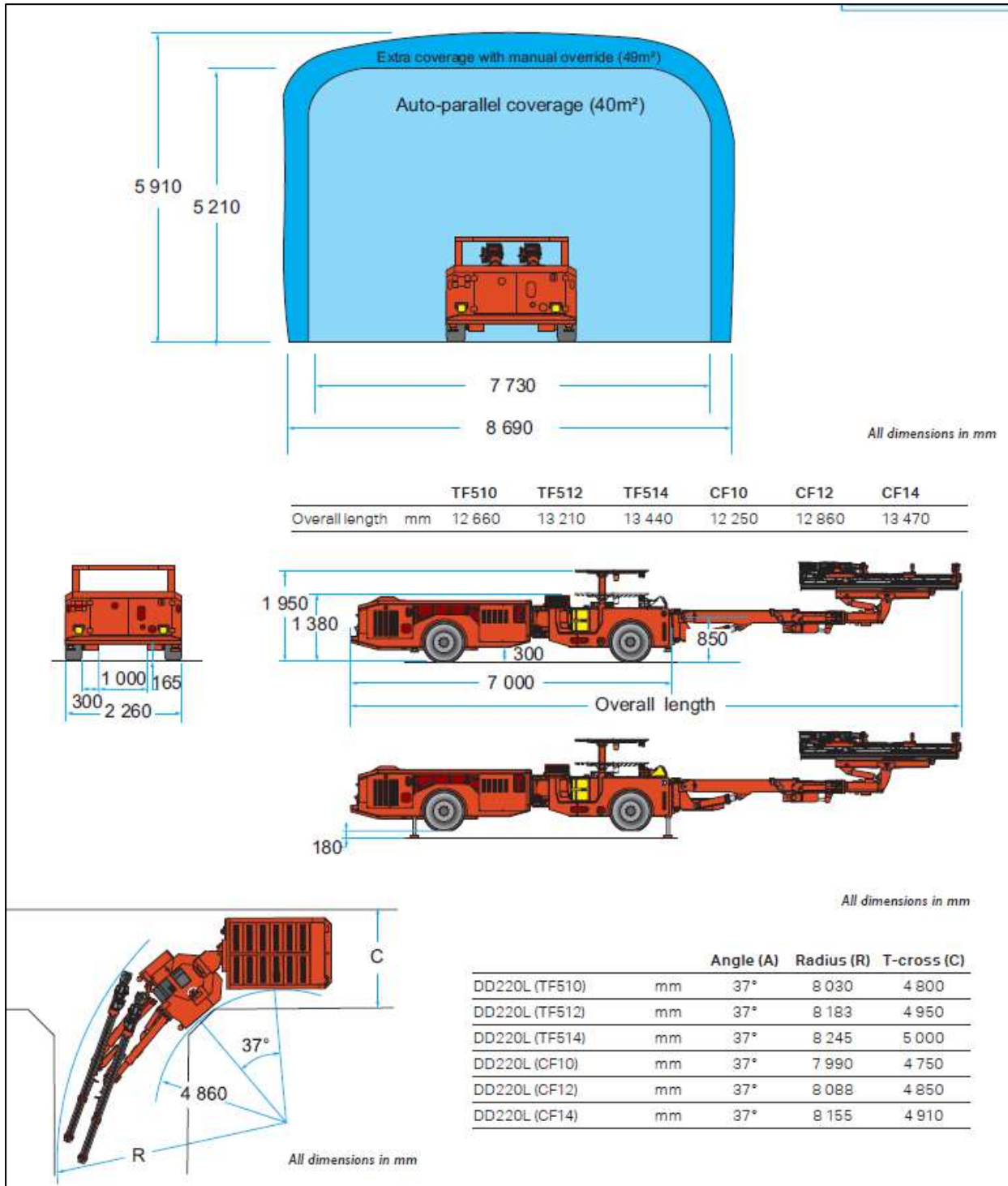


Figura 3-16: Perforatrici da foro corto (DD211L o equivalente)

La perforazione *long-hole* viene eseguita da una macchina per perforazione a foro lungo a martello in grado di praticare fori lunghi fino a 32 m (64 mm - 89 mm di diametro). Si calcola che per le quantità di scavo previste saranno necessarie due (2) macchine a foro lungo.

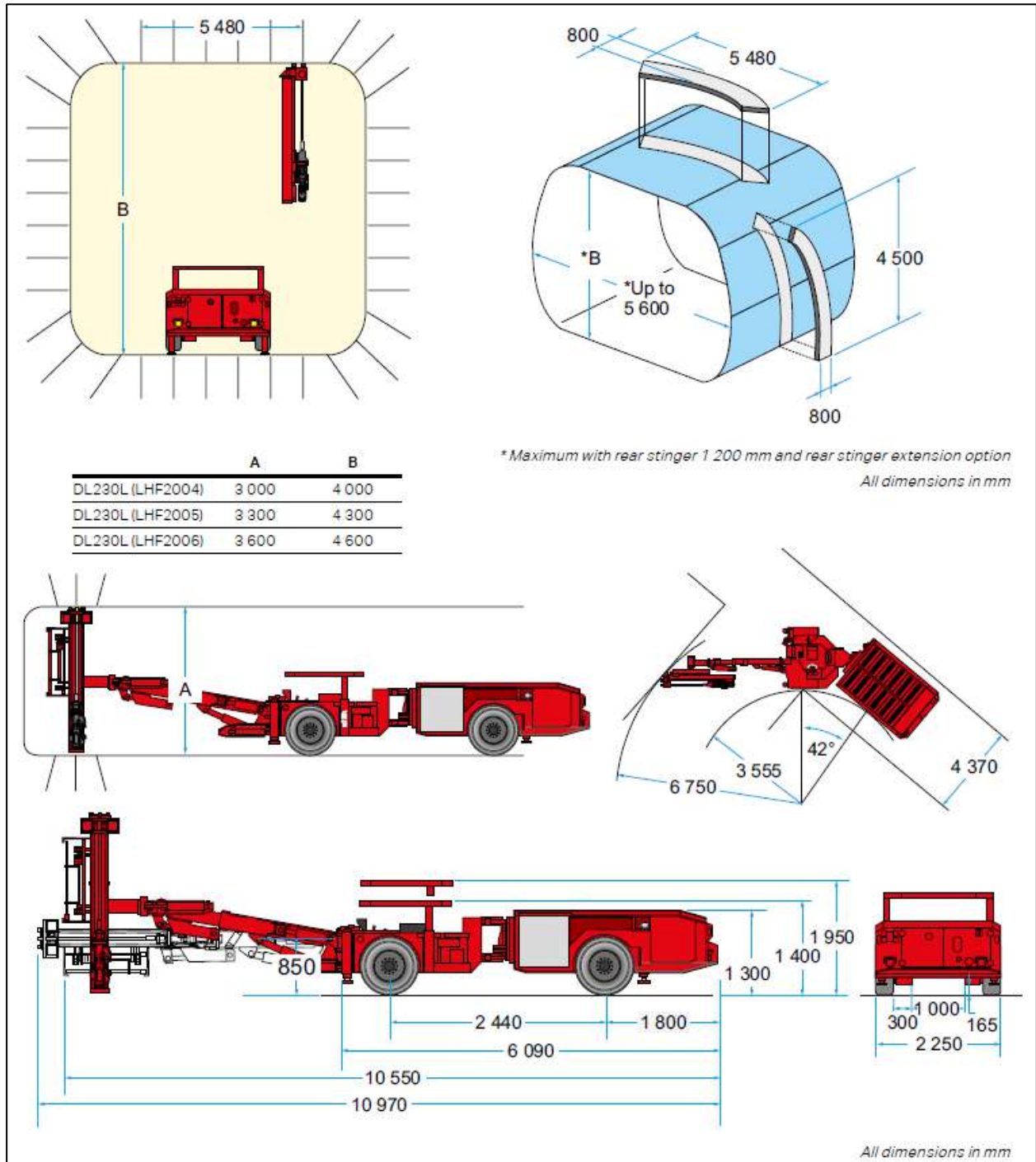


Figura 3-17: Perforatrice per foro lungo (DS211L o equivalente)

8.1.1.1 Brillamento

L'attività di brillamento è supportata da squadre di caricamento e veicoli di servizio modificati per il trasporto di esplosivi e accessori per il brillamento e per il caricamento dei fori corti. I veicoli commerciali modificati saranno caricati al magazzino di stoccaggio degli esplosivi di superficie dove l'emulsione / l'ANFO sarà sensibilizzata e caricata nel contenitore speciale per esplosivi situato sul veicolo di caricamento.

Si prevede che gli esplosivi ANFO saranno utilizzati in combinazione con *booster* e i detonatori ad onda d'urto per tutti i fori da mina corti. I fori da mina lunghi verranno perforati verso l'alto e si prevede che gli esplosivi ANFO saranno usati insieme ai *booster* e ai detonatori a onda d'urto. Si stima che l'emulsione resistente all'acqua verrà usata solo in aree estremamente umide della miniera. Il brillamento sarà avviato a intervalli fissi (alla fine del turno di lavoro) da una posizione centrale

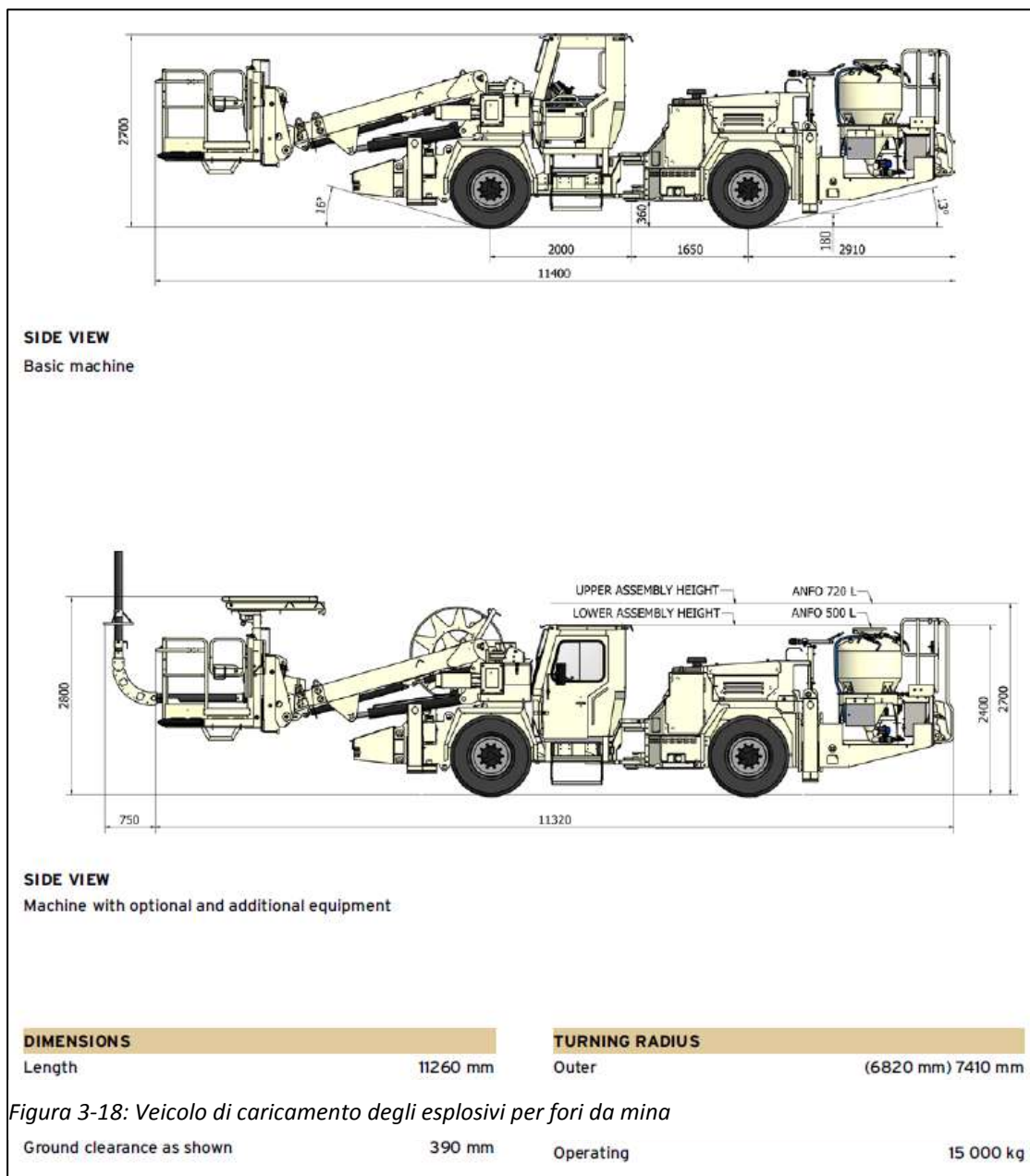


Figura 3-18: Veicolo di caricamento degli esplosivi per fori da mina

designata una volta che le procedure di sgombero del turno sono completate. Si calcola che saranno necessari tre (3) veicoli di caricamento per le attività di scavo e sviluppo previste.

Una stima della Velocità di picco delle particelle (PPV) è stata calcolata sulla base della massa massima istantanea della carica esplosiva in varie aree di coltivazione all'interno della miniera (5 punti) con masse di carica che vanno da 42 kg entro 8 ms (Drift and Fill) a 84 kg entro 8 ms (LHRF Transversal). La maggior parte della superficie (indicata in azzurro e grigio) sopra le aree di estrazione previste mostra PPV inferiori a 10 mm/s (entro i livelli consentiti per le strutture residenziali). Le zone immediatamente sopra l'estrazione di Pian Bracca che sono più vicine alla superficie hanno mostrato valori di PPV aumentati di +50 mm/s (che possono superare le linee guida della Line 1 DIN 4150-3), vedi Figura 3-20. Tuttavia, le uniche strutture vicine sono ad uso industriale/commerciale. In pratica, dei sismografi saranno installati nelle vicinanze delle strutture sensibili e, se gli effetti reali dell'esplosione supereranno i limiti, le masse delle cariche, la sequenza delle esplosioni e la lunghezza delle salve saranno regolate per ridurre il PPV a livelli inferiori a quelli accettabili.

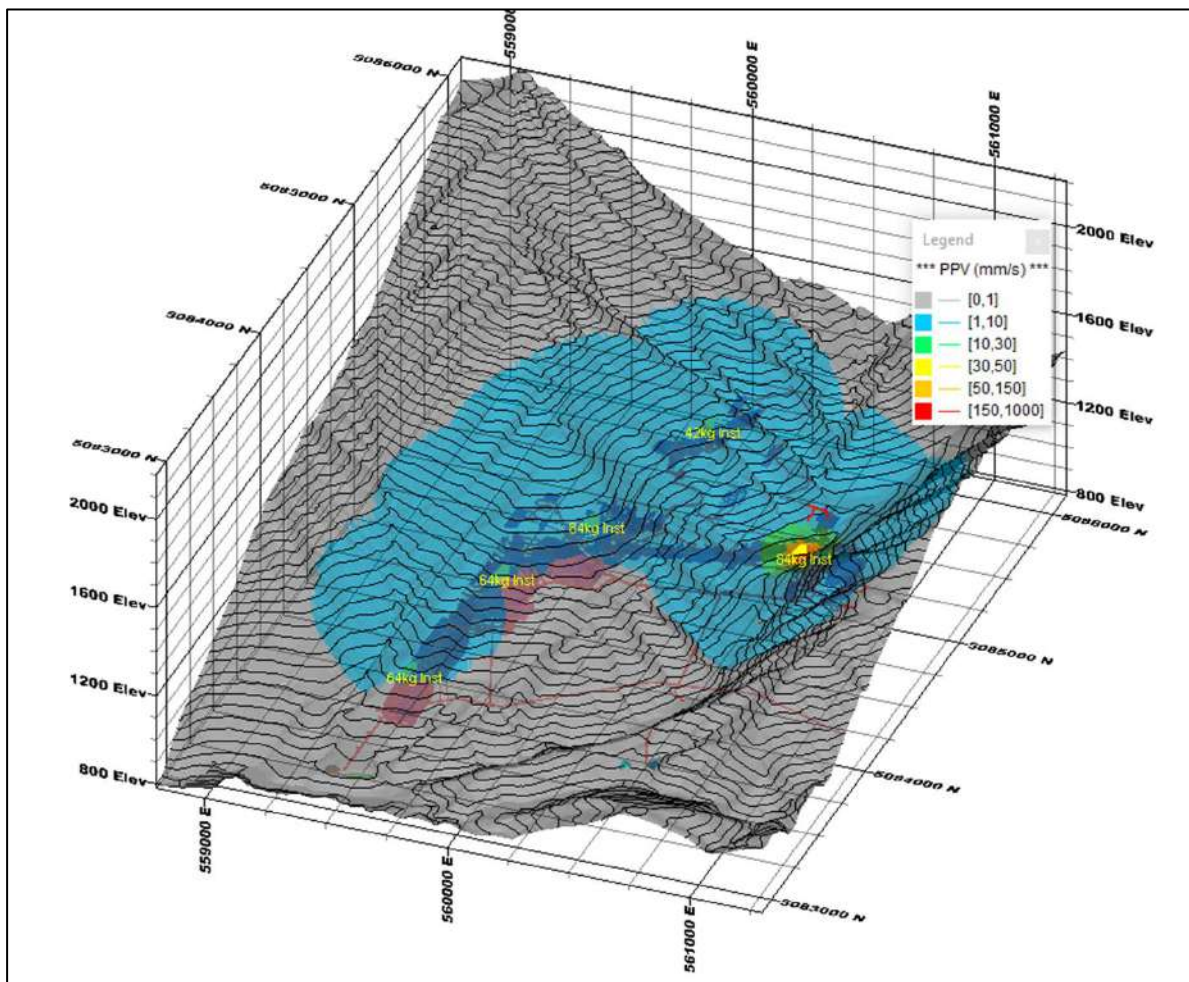


Figura 3-19: Illustrazione delle Velocità di Picco delle Particelle stimate in vari punti di coltivazione.

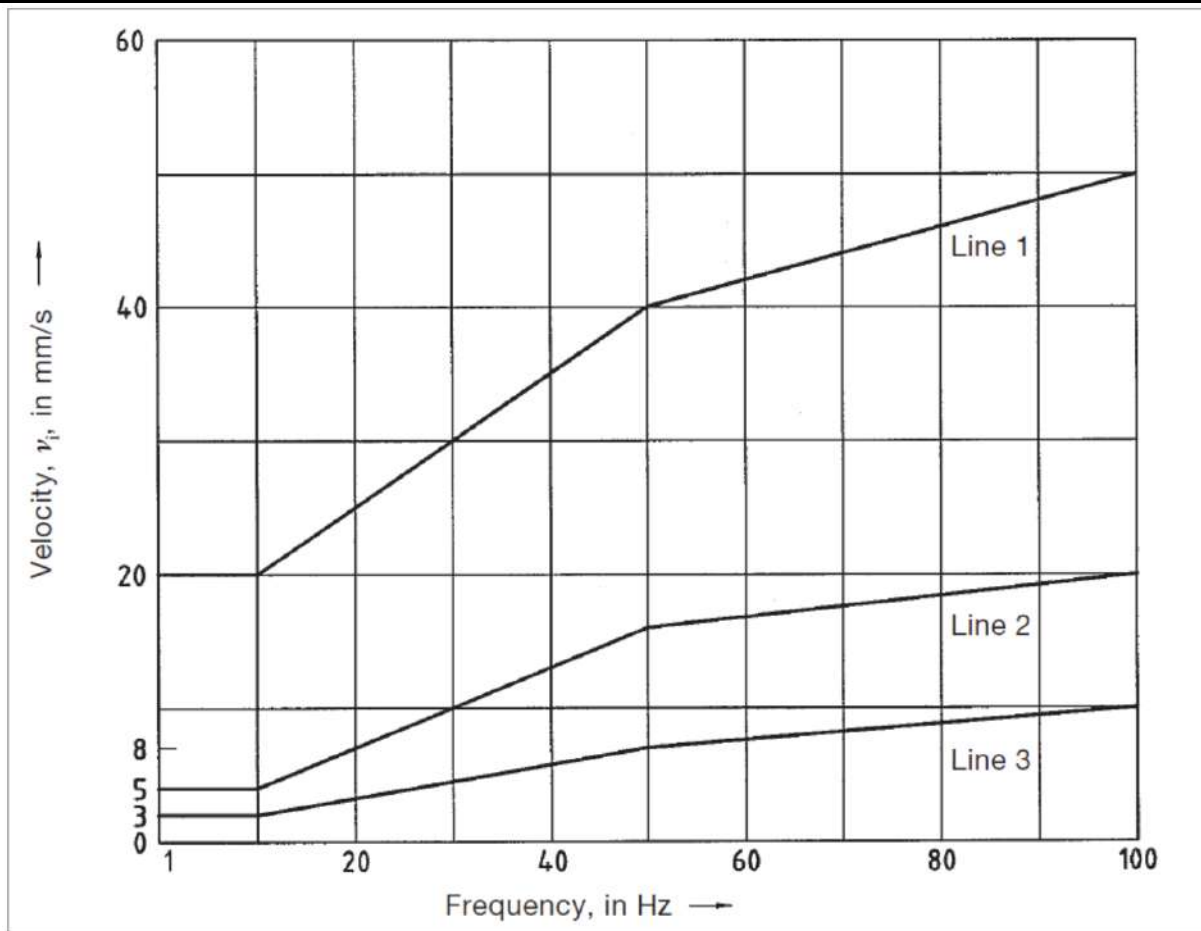


Figura 3-20: Grafico linee guida DIN 4150-3

9.1.1.1 Caricamento e riempimento

Il caricamento del minerale e degli scarti fatti esplodere, così come il riempimento delle camere aperte con materiale di scarto, si ottiene utilizzando un unico tipo di LHD per massimizzare la flessibilità operativa e ridurre al minimo le richieste di ricambi. L'evacuazione degli scarti generati, dello sviluppo delle forature minerarie e il materiale di coltivazione fatto esplodere utilizzeranno un LHD di classe 10 tonnellate. Le dimensioni della sezione trasversale dello sviluppo primario e secondario consentiranno l'accesso di un LHD da 10 tonnellate a tutte le aree della miniera, pur mantenendo un'adeguata distanza di movimento.

Il riempimento con gli scarti (se e quando disponibili) nelle camere aperte sarà effettuato con lo stesso LHD da 10 tonnellate.

Si calcola che per lo sviluppo pianificato, la movimentazione del minerale e i requisiti di riempimento, sarà necessario un massimo di quattro (4) unità LHD.

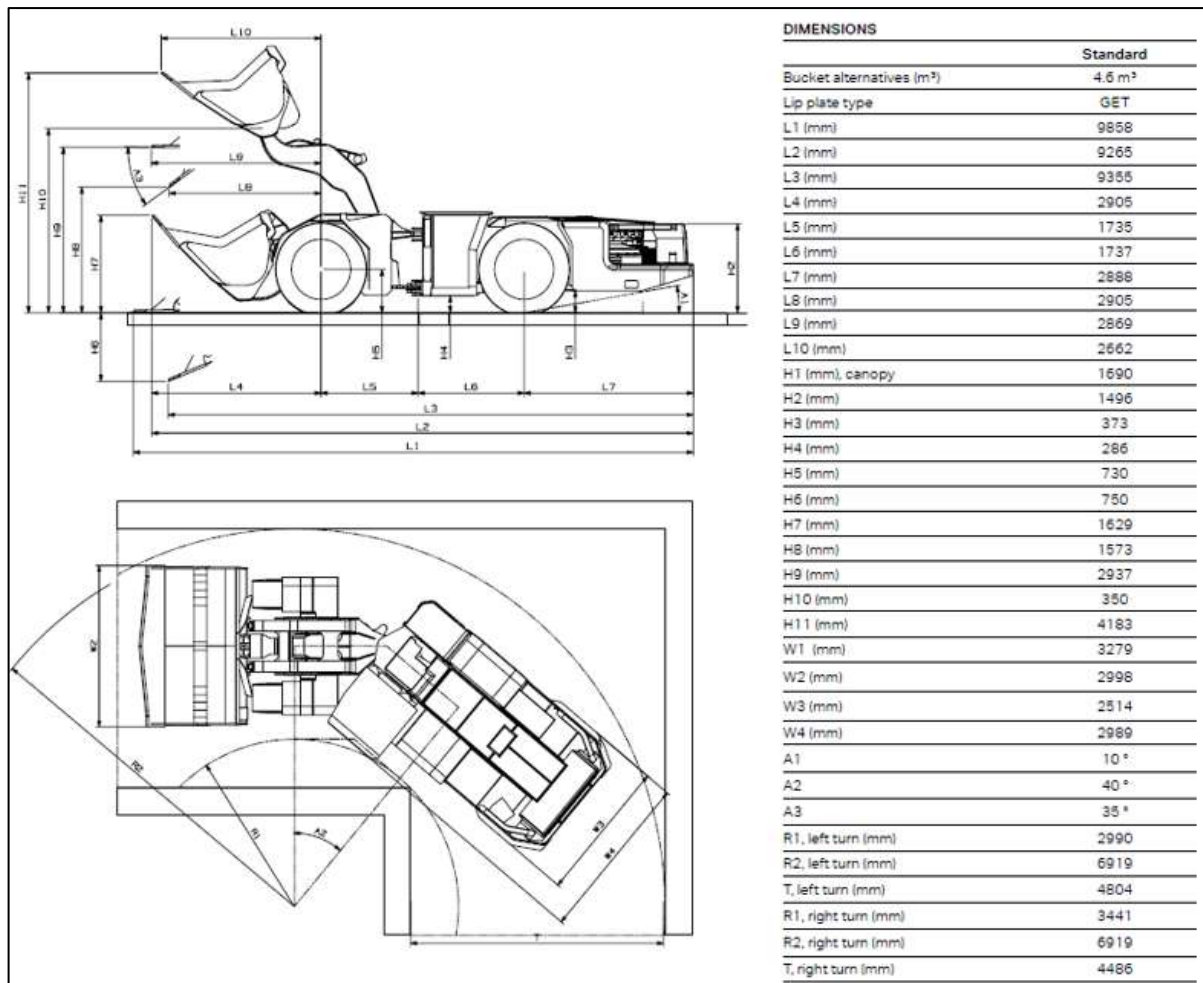


Figura 3-21: Unità di carico LHD (LH209L o equivalente)

10.1.1.1 Trasporto

Il trasporto del minerale e degli scarti in superficie si effettua caricando il minerale / gli scarti frantumati su autocarri diesel da 30 tonnellate e trasportandoli in superficie attraverso i tunnel di trasporto principali e i sistemi a rampa. Le dimensioni della sezione trasversale dello sviluppo primario e secondario consentiranno l'accesso di un camion di classe 30 tonnellate fino all'intersezione dei tunnel di servizio e delle gallerie di coltivazione, dove l'LHD caricherà il minerale frantumato in attesa dei camion per il trasporto all'infrastruttura di scarico.

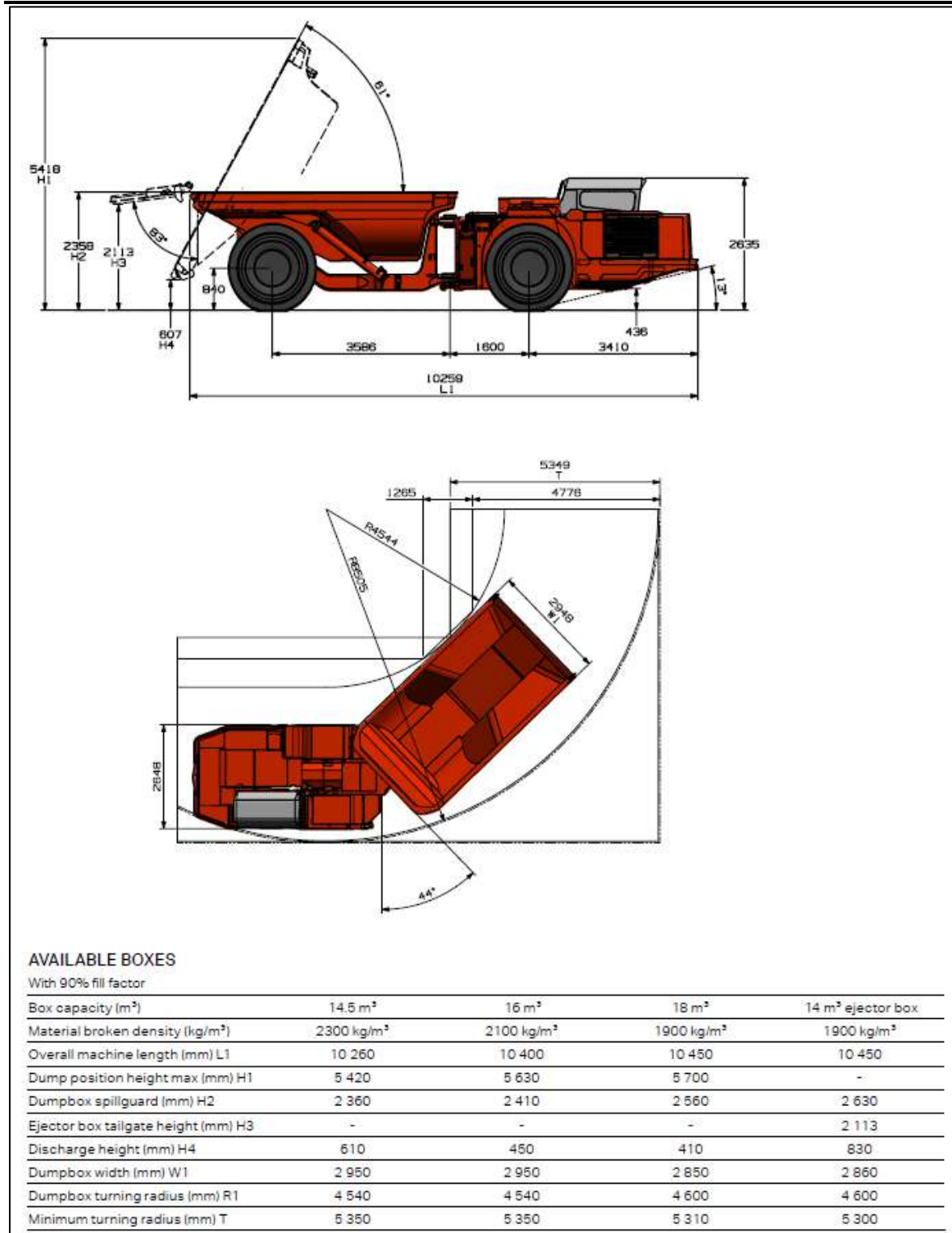


Figura 3-22: Unità di trasporto su camion (TH430 o equivalente)

Si calcola che il numero massimo necessario di camion raggiunga il picco di sei (6) unità per lo sviluppo previsto e la movimentazione del minerale. I camion non saranno necessari per attuare i requisiti di riempimento, poiché la pasta cementizia sarà convogliata nei vuoti delle camere tramite una condotta di riempimento dedicata.

11.1.1.1 Attrezzatura ausiliaria/di supporto

La flotta di attrezzature ausiliarie prevista per il Progetto della Miniera di Zinco di Gorno consisterà in vari veicoli di servizio modificati per il trasporto di attrezzature, materiali di consumo e scorte dentro e fuori la miniera. Oltre alla flotta di veicoli di servizio, sono previsti come parte della flotta di attrezzature ausiliarie un veicolo di manutenzione stradale, una pala integrata e degli LDV. Si calcola che il numero di veicoli di supporto sarà di nove (9) unità sotterranee e due (2) unità di superficie. Al livello di Riso-Parina, il numero calcolato di coppie di locomotive a tramoggia da 10 x 5 t necessarie per il trasporto degli scarti al portale di Riso-Parina sarà di quattro (4) coppie.

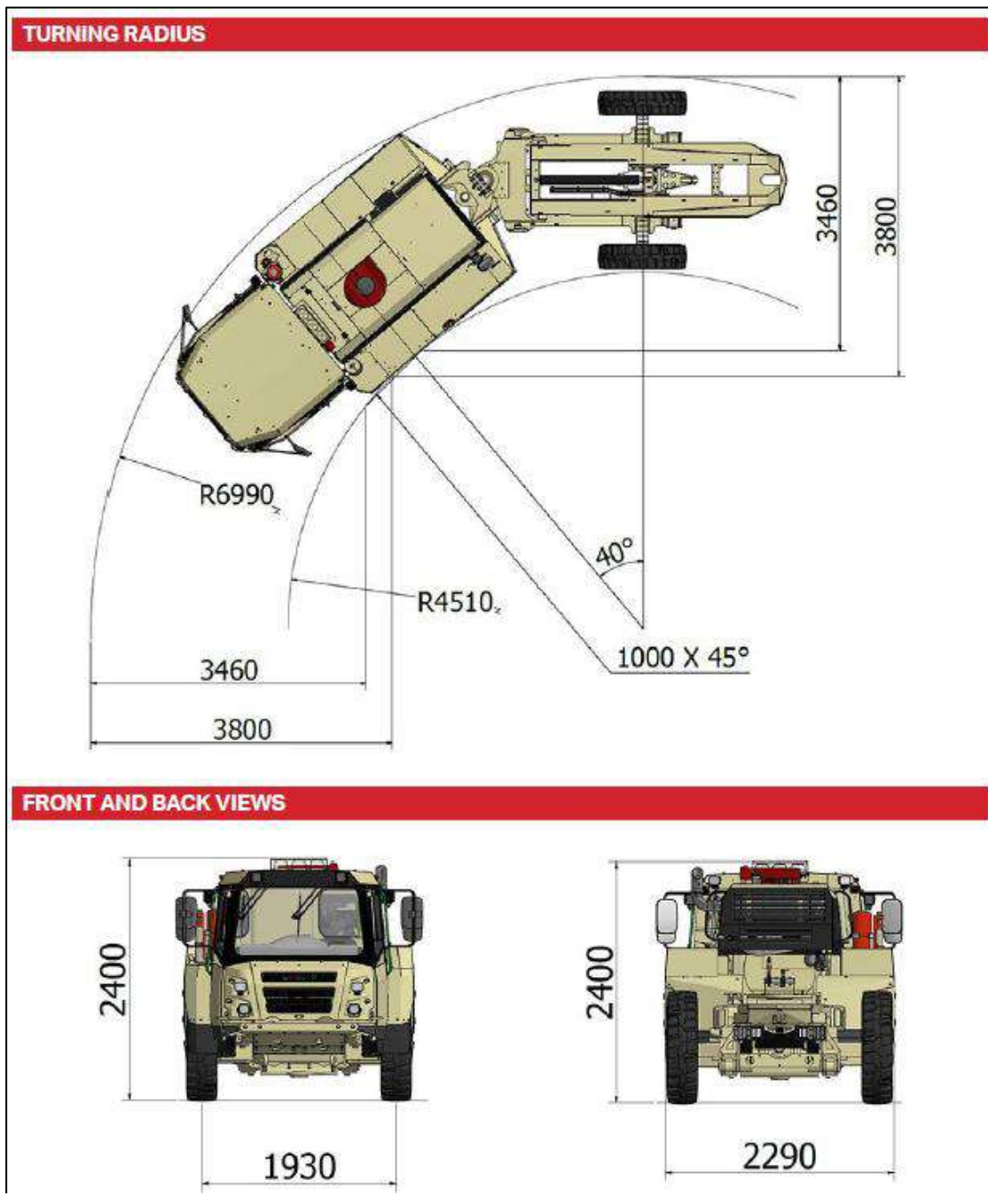


Figura 3-23: Tipico veicolo di servizio (o equivalente)

12.1.1.1 Riassunto delle attrezzature

I macchinari meccanizzati stimati sono riassunti nella Tabella 3-10 qui sotto.

Tabella 3-10: Stima dei macchinari minerari meccanizzati

Conteggio delle attrezzature minerarie	Regime ordinario Media	Picco della LOM Requisiti
Flotta primaria	16	23
Sonda di perforazione - Foro lungo	2	3
Sonda di perforazione - Foro corto	2	4
Sonda di perforazione - Supporto	1	2
Dumper di carico	3	4
Camion	5	7
Veicoli da carico	2	3
Flotta complementare	10	10
Mezzo da sottosuolo	2	2
Spaccarocce	2	2
Veicoli per esplosivi	1	1
Livellatore	1	1
Veicoli commerciali modificati	4	4
Veicoli di superficie	2	2
ITH	1	1
Gru	1	1
Altre attrezzature	3	4
Port. locomotiva	3	4
Totale attrezzature	31	39

3.7.5 Movimentazione delle rocce

Gli scarti generati nella Miniera di Zinco di Gorno saranno trasportati da un camion diesel in sotterraneo all'esistente fornello di gettito dello sterile che collega il livello Forcella e il livello Riso-Parina (fasi di sviluppo permanente e principale). Gli scarti, dopo una vagliatura primaria utilizzando un vaglio (apertura quadrata di 450 mm) e un frantoio fisso, vengono immagazzinati nell'esistente fornello in roccia lungo circa 300 m che collega il livello Forcella al livello Riso Parina (600 m RL). La frammentazione da esplosione degli *short-hole* è tipicamente prevista essere fine, e non ci si aspettano rocce di scarto di grandi dimensioni. Il fornello esistente sarà riconfigurato e attrezzato per consentire il caricamento senza soluzione di continuità delle tramogge su rotaia per il trasporto finale all'impianto di raccolta degli scarti esterno di Riso Parina.

Il minerale viene trasportato attraverso la discenderia potenziata di Forcella, fino all'infrastruttura di frantumazione della rampa di trasporto ZIA situata nel distretto occidentale dell'area mineraria. Il minerale viene frantumato a CSS 75 mm utilizzando un frantoio a mascelle primario e rimosso tramite un trasportatore di trasferimento sul nastro di uscita principale verso il deposito di minerale frantumato primario dello stabilimento.

Gli scarti del selezionatore del minerale saranno trasportati di nuovo nella miniera sotterranea tramite la rampa del trasportatore ZIA e scaricati automaticamente in un nuovo fornello *raise-bored* (2,4 m di diametro) che si collega al livello Riso Parina, dotato di uno scivolo e di una disposizione di carico simili alla disposizione di movimentazione della roccia di Forcella - Riso Parina.

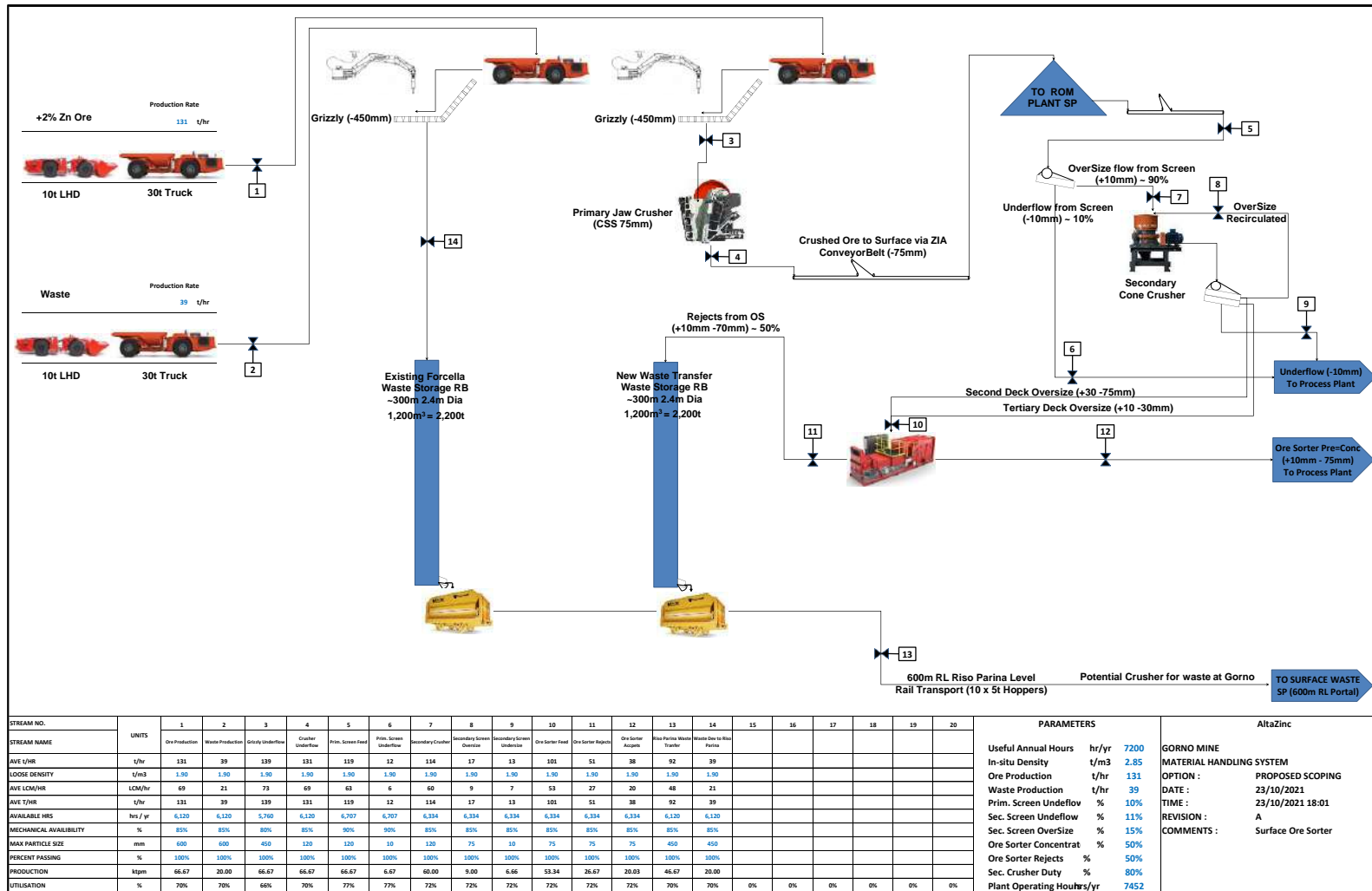


Figura 3-24: Disposizione della movimentazione del materiale della miniera in sottterraneo

3.7.6 Esaurimento della miniera

Il giacimento della miniera di zinco di Gorno è considerato un progetto "Brownfields". Storicamente, all'interno dell'area di estrazione target del giacimento minerario di zinco di Gorno (in particolare le aree di Ponente e Pian Bracca), ha avuto luogo un'estesa attività mineraria. Il vasto sviluppo e sfruttamento esistenti sono stati digitalizzati partendo dai progetti della miniera storica e da nuove indagini dettagliate dello sviluppo delle gallerie esistenti, disponibili al momento della progettazione della miniera e del processo di pianificazione. Un'indagine dettagliata dello sviluppo storico così come realizzato è in corso nella Miniera di Zinco di Gorno.

È stato notato un certo numero di incongruenze minori rispetto allo sviluppo esistente digitalizzato in 3D e ai piani di coltivazione, come le camere di coltivazione e lo sviluppo che appaiono sul livello del terreno. Inoltre, si è notato che alcune coltivazioni storiche si trovano in estrema prossimità alle zone di coltivazione pianificate; tuttavia, questi impoverimenti sono stati presi in considerazione nella Stima delle Risorse Minerali (MRE).

Rimane il rischio concreto che, dalle indagini dettagliate future, potrebbe emergere che o la mineralizzazione è stata storicamente esaurita o in alternativa sia talmente prossima alle camere di nuova progettazione che l'estrazione risulterà problematica o non potrà essere eseguita in modo sicuro a causa di fattori di rischio geotecnico.

Si raccomanda che le opere storiche in sotterraneo vicine all'estrazione pianificata vengano controllate per e scopi di pianificazione mineraria nelle future fasi tecniche di studio. Inoltre, prima dell'estrazione dovrebbe essere intrapresa una valutazione in quelle aree che si sono rilevate essere in prossimità della nuova coltivazione pianificata.

Sulla base dell'analisi dello sviluppo esistente in prossimità dello sviluppo pianificato del progetto, è inevitabile che si verifichino degli "sfondamenti" (messa in comunicazioni accidentale tra gallerie) durante la fase di sviluppo ed esecuzione del progetto. Tali "sfondamenti" dovranno essere resi noti e delle "procedure per sfondamenti" dovranno essere sviluppate e implementate per minimizzare il rischio per il personale e i beni.

3.7.7 Risorse umane

Il programma minerario ha previsto che le operazioni minerarie operino 24/7 e 360 giorni all'anno. La disposizione proposta dei turni sarà basata su 2 turni di 10 ore per gli operatori (tempo effettivo di lavoro di circa 6,7 ore per turno), con un terzo turno a riposo a rotazione. L'impianto di processo opererà su una disposizione lavorativa 24/7 simile a quella dell'operazione mineraria. La gestione, l'amministrazione e i servizi tecnici funzioneranno su turni di 11 giorni su due settimane con permessi coperti da ruoli junior e/o di supporto.

Tabella 3-11: Fabbisogno stimato di manodopera per la Miniera di Zinco di Gorno

Manodopera ^{Nota1}	N° di picco di personale	Salario medio (Costo per l'Impresa) in US\$/mese
Gestione della miniera	4	6.369
Supervisione della produzione	7	7.458
Operazioni di estrazione	66	6.577
Lavori discenderia	3	5.797

Manodopera ^{Nota1}	N° di picco di personale	Salario medio (Costo per l'Impresa) in US\$/mese
Operazioni di gestione del terreno	6	5.730
Operazioni di superficie	4	4.388
Supervisione di ingegneria	1	15.731
Manutenzione attrezzature	37	5.797
Supporto attrezzature	1	5.797
Costruzione e recupero	2	5.730
Smaltimento scarti (Riso Parina - Ferrovia)	12	6.045
Riempimento vuoti	6	5.730
Sicurezza	4	1.744
Servizi tecnici	5	6.075
Sicurezza, Salute, Ambiente, Rischio e Qualità	2	6.719
Risorse umane	2	6.038
Finanze e ammin.	6	4.177
Totale / Media	168	6.059

Nota 1: Tutti i costi di manodopera di cui sopra sono inclusi nel costo operativo dell'estrazione.

3.7.8 Discariche di roccia sterile e manipolazione

La capacità di stoccaggio della roccia sterile in loco è limitata presso il portale di Ca Pasi e i siti di processo ZIA. Lo stoccaggio permanente fuori dal sito è possibile, ma richiederà un trasporto aggiuntivo dal sito, che è stato evitato nello studio di valutazione.

L'area proposta per il deposito iniziale della discarica di roccia sterile (WRD) per l'inizio della rampa ZIA è in prossimità dell'ingresso del portale, situato a sud-est e sud-ovest dell'ingresso del portale della miniera. Nell'area del portale ZIA sono disponibili circa 8.300 m³ (17,5 kt) di spazio per il deposito iniziale della roccia sterile.

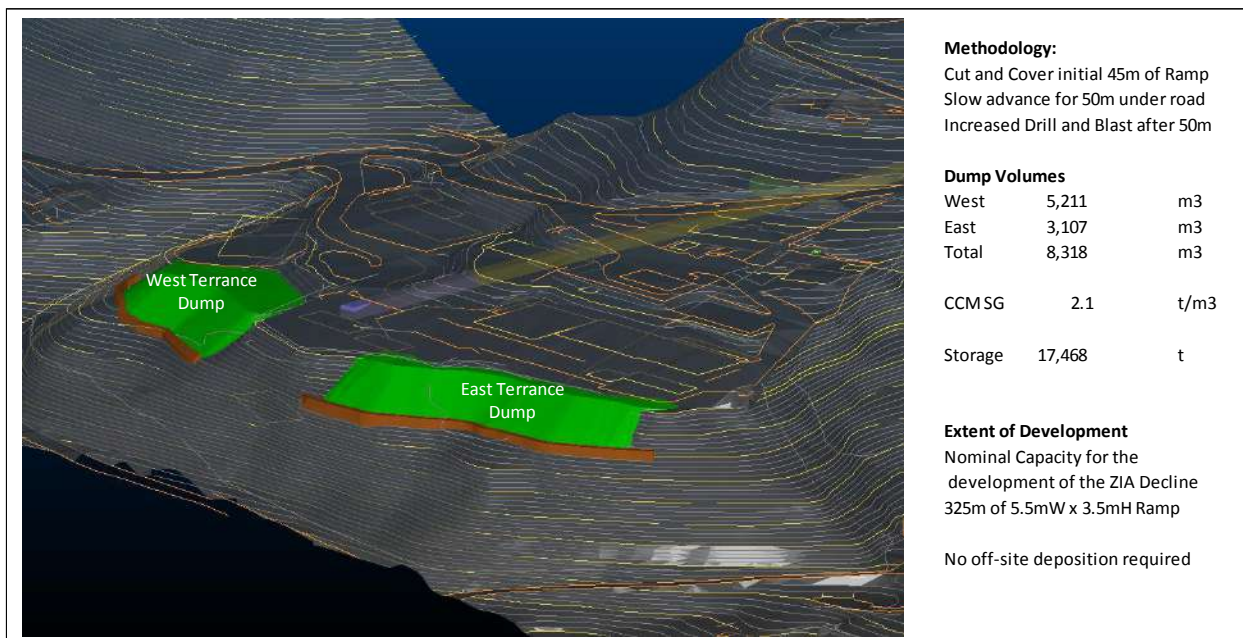


Figura 3-25: Deposito di roccia sterile del sito del portale ZIA

L'area proposta per il deposito iniziale della roccia sterile (WRD) presso il portale Ca Pasi per l'inizio della rampa sotterranea è in prossimità dell'ingresso del portale e consiste in un riempimento della valle e in un innalzamento della piattaforma del portale Ca Pasi (Figura 3-26).

Nell'area del portale di Ca Pasi sono disponibili circa 10.300 m³ (21,7 kt) di spazio per il deposito iniziale della roccia sterile. Dopo il riempimento di queste aree, il continuo sviluppo del tonnellaggio di scarto sarà trasferito al livello di Riso Parina attraverso l'esistente fornello da Forcella a Riso Parina. L'uso di questo fornello richiederà che la galleria di Riso Parina sia stata ripristinata in modo soddisfacente per consentire un sicuro transito delle locomotive per il trasporto degli scarti, come riportato nel programma (Figura 3-35).

Il riempimento della valle della discarica e il cumulo di detriti del pendio sono previsti con un angolo di riposo di 33,7° (gradiente 1:1,5) e ripristinati con una copertura di terriccio ottenuto dalle attività di terrazzamento. Per impedire qualsiasi potenziale rotolamento di rocce dalla superficie della discarica verranno usati dei gabbioni al fine di stabilizzare la base del cumulo di scarti. Il pendio di questi cumuli di scarti e delle discariche di riempimento della valle sarà ricoperto con vegetazione pioniera per consolidare il suolo.

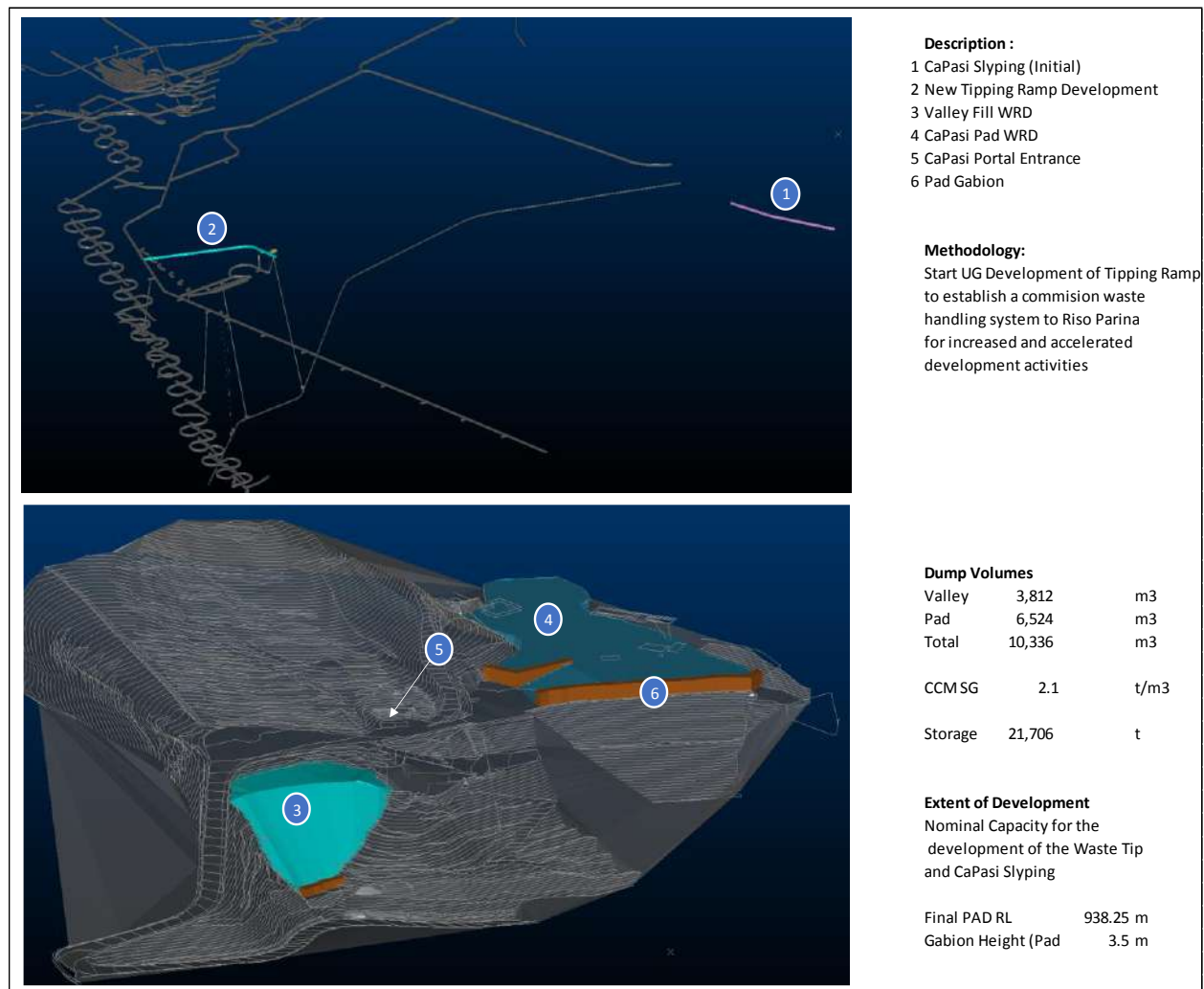


Figura 3-26: Aree di stoccaggio della roccia sterile di Ca Pasi



Gli scarti generati dallo sviluppo e dalle attività di cernita del minerale sono mostrati in Figura 3-28 e

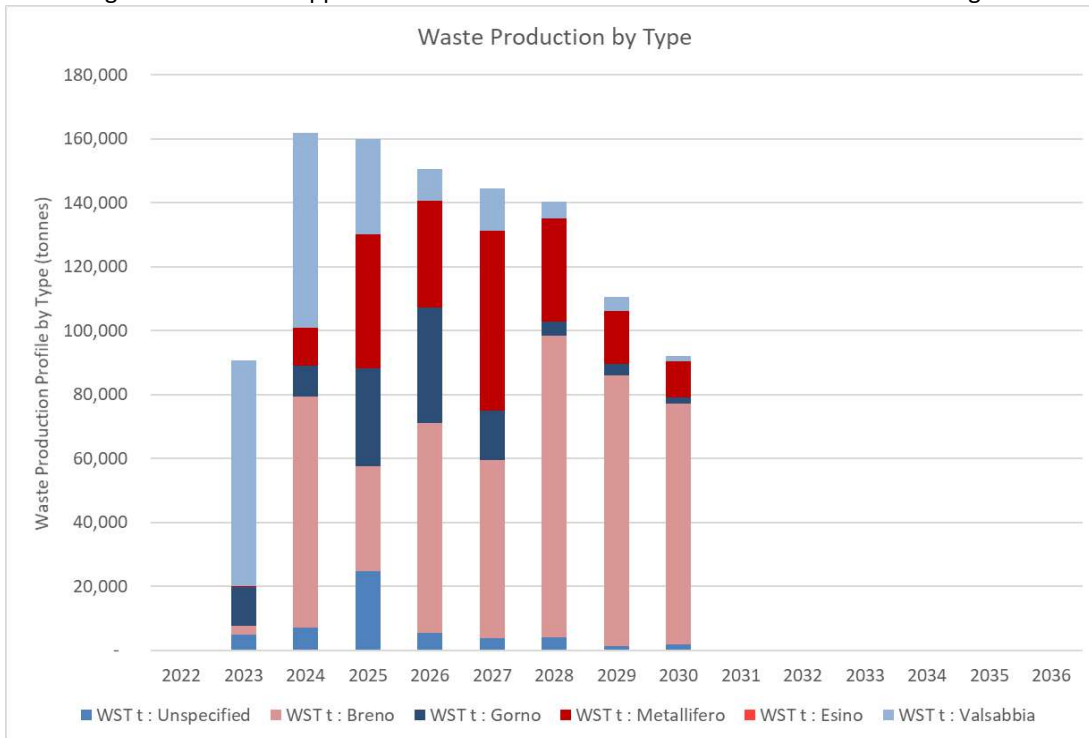


Figura 3-27: Produzione di scarti per tipo di roccia

qui sotto. Gli scarti, dopo lo stoccaggio di pre-produzione nelle aree del portale ZIA e Ca Pasi verranno trasferiti in sotterraneo a 600 m RL e trasportati tramite locomotiva e tramogge di stoccaggio al portale Riso Parina. Si è ipotizzato che gli scarti siano disponibili per il trasporto "gratuito" da parte degli acquirenti.

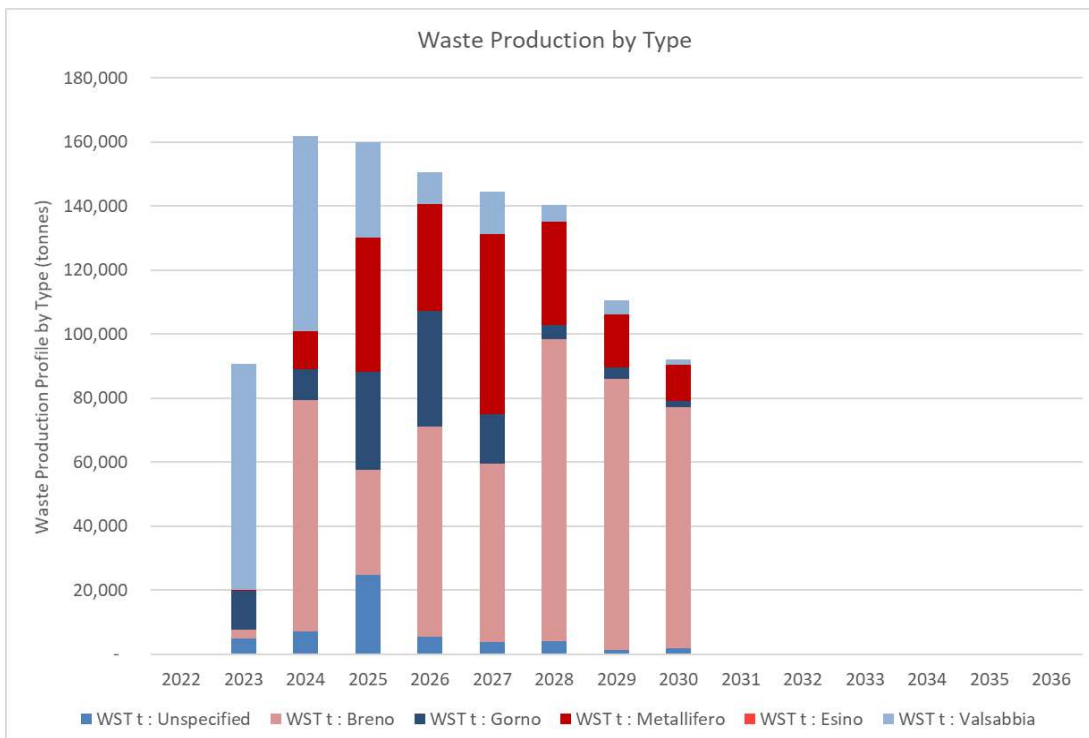


Figura 3-27: Produzione di scarti per tipo di roccia

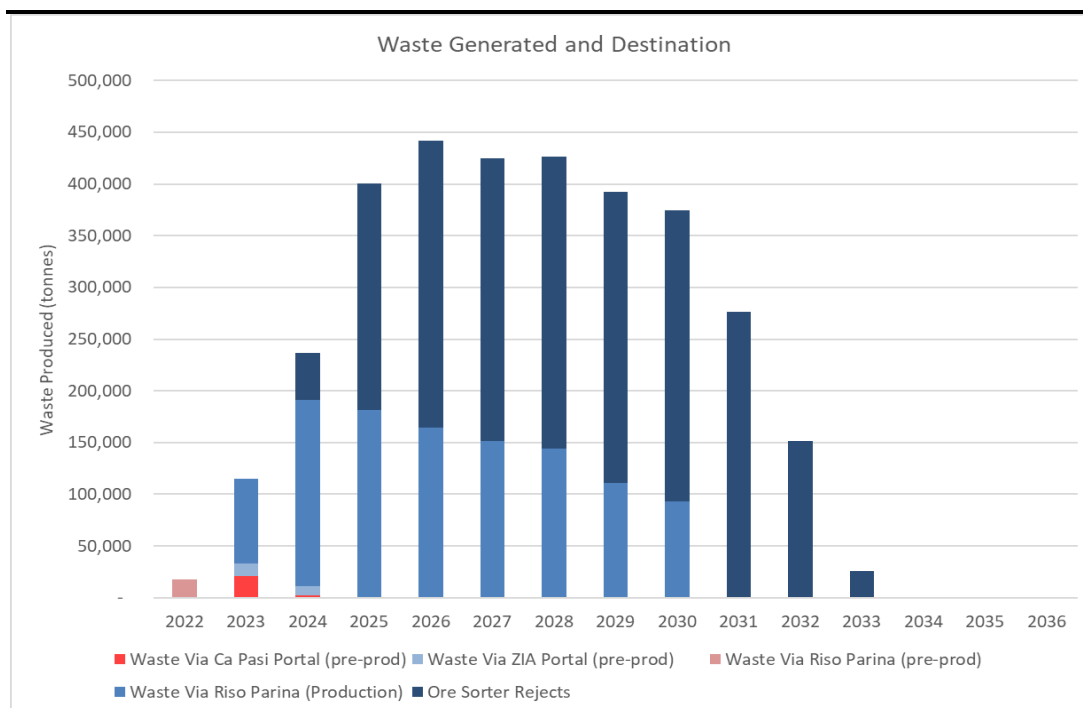


Figura 3-28: Profilo di produzione di scarti

Si stima che il trasporto degli scarti al livello di Riso Parina richiede quattro (4) locomotive (configurazione con tramoggia da 10 x 5 t) che operino con lo stesso programma di turni della miniera meccanizzata (2 turni da 10 ore). Per assistere il trasporto continuo senza interferenze, si stima che saranno necessarie tre slarghi di passaggio lungo i 10 km di lunghezza della galleria, insieme all'implementazione di un sistema di gestione del traffico.

Tabella 3-12: Parametri di configurazione dei treni

Configurazione dei treni	Unità	Valore
Peso della locomotiva	t	10
Peso aggiuntivo	t	0,35
Peso tramoggia	t	2,1
Numero di tramogge	#	10
Carico tramogge	m ³	2,3
Densità al versamento del materiale	t/m ³	1,8
Carico tramogge	t	4,0
Carico utile del treno	t	40,3
Peso lordo del treno (a vuoto)	t	31,4
Peso lordo del treno (carico)	t	71,6
Resistenza di attrito (Locomotiva)	kg/t	7,5
Resistenza di attrito (tramoggia)	kg/t	7,5
Accelerazione di avvio	m/s ²	0,07
Decelerazione di frenata	m/s ²	0,07
Velocità di trasporto	m/s	4,4
Spazio di frenata	m	140,8
Tempo di carico per tramoggia	sec	60

Tabella 3-13: Velocità dei treni

Velocità dei treni	Unità	Valore
Velocità di trasporto obiettivo (a vuoto)	16	4,44
Velocità di trasporto obiettivo (carico)	16	4,44
Velocità su curve strette	12	3,33
Velocità sugli scambi	10	2,78
Velocità su restrizioni	5	1,39
Modificatore della condizione dei binari	Scarsa	50%
	Media	100%
	Buona	125%

La produttività stimata dei treni è di circa 28 t/h a 17 h/giorno di tempo effettivo di trasporto, che equivale a circa 14 kt/mese per treno. I requisiti di picco del treno saranno di 4 treni basati sul tempo di ciclo di 88 minuti.



Tabella 3-14: Calcolo del tempo di ciclo dei treni

Riso Parina (600 m RL)	Distanza			Elevazione		Gradiente		Configurazione percorso					Velocità segmento			Spostamento (m)				Tempo di ciclo						
	Da	A	Lunghezza	Da	A	Delta	(1 in n)	N° Curve	Scambi	Restrizioni	Soste	Binario	Start	Target	Fine	Acc	Dec	Costante	Totale	Fisso	Acc	Dec	Costante	Totale		
Segmento	Treno scarico: Portale --> cono tramoggia																									
1	0	750	750	547,75	552,67	4,92	1:152				1	Media	0,0	4,4	0,0	141	141	468	750	600	63	63	105	832		
2	750	2.140	1.390	552,67	561,97	9,30	1:149		1			Media	0,0	4,4	2,8	141	86	1.163	1.390		63	24	262	349		
3	2.140	3.612	1.472	561,97	571,67	9,70	1:152					Media	2,8	4,4	4,4	86	0	1.386	1.472		24	0	312	336		
4	3.612	4.395	783	571,67	577,29	5,62	1:139		1			Media	4,4	4,4	2,8	0	86	697	783		0	24	157	181		
5	4.395	4.738	343	577,29	579,48	2,19	1:157	1		1		Media	2,8	4,4	1,4	86	127	130	343		24	44	29	97		
6	4.738	6.251	1.513	579,48	589,59	10,11	1:150					Media	1,4	4,4	4,4	127	0	1.386	1.513		44	0	312	355		
7	6.251	6.532	281	589,59	591,48	1,89	1:149					Media	4,4	4,4	4,4	0	0	281	281		0	0	63	63		
8	6.532	6.845	313	591,48	593,58	2,10	1:149					Media	4,4	4,4	4,4	0	0	313	313		0	0	70	70		
9	6.845	7.910	1.065	593,58	598,05	4,47	1:238					Media	4,4	4,4	4,4	0	0	1.065	1.065		0	0	240	240		
10	7.910	8.477	567	598,05	600,38	2,33	1:243	1				Media	4,4	4,4	0,0	0	141	426	567		0	63	96	159		
Totale / Media			8.477			52,63	1:161									581	581	7.314	8.477	600	218	218	1.646	2.682		
Segmento	Treno carico: Cono tramoggia --> Portale																									
10	8.477	7.910	567	600,38	598,05	-2,33	1:-243	1	0	0	0	Media	0,0	4,4	3,3	141	62	364	567	600	63	16	82	761		
9	7.910	6.845	1.065	598,05	593,58	-4,47	1:-238	0	0	0	0	Media	3,3	4,4	4,4	62	0	1.003	1.065		16	0	226	242		
8	6.845	6.532	313	593,58	591,48	-2,10	1:-149	0	0	0	0	Media	4,4	4,4	4,4	0	0	313	313		0	0	70	70		
7	6.532	6.251	281	591,48	589,59	-1,89	1:-149	0	0	0	0	Media	4,4	4,4	4,4	0	0	281	281		0	0	63	63		
6	6.251	4.738	1.513	589,59	579,48	-10,11	1:-150	0	0	0	0	Media	4,4	4,4	4,4	0	0	1.513	1.513		0	0	340	340		
5	4.738	4.395	343	579,48	577,29	-2,19	1:-157	1	0	1	0	Media	4,4	4,4	1,4	0	127	216	343		0	44	49	92		
4	4.395	3.612	783	577,29	571,67	-5,62	1:-139	0	1	0	0	Media	1,4	4,4	2,8	127	86	570	783		44	24	128	196		
3	3.612	2.140	1.472	571,67	561,97	-9,70	1:-152	0	0	0	0	Media	2,8	4,4	4,4	86	0	1.386	1.472		24	0	312	336		



2	2.140	750	1.390	561,97	552,67	-9,30	1: -149	0	1	0	0	Media	4,4	4,4	2,8	0	86	1.304	1.390		0	24	293	317
1	750	0	750	552,67	547,75	-4,92	1: -152	0	0	0	1	Media	2,8	4,4	0,0	86	141	523	750		24	63	118	205
Totale / Media			8.477			-52,63	1: -161									502	502	7.473	8.477	600	171	171	1.681	2.623
Totale / Media			16.954													1.084	1.084	14.787	16.954	1.200	389	389	3.327	5.305
Nota: La resistenza dovuta all'aerodinamica è trascurabile alle velocità di trasporto ed è ignorata nei calcoli																						Min.	88,4	
																						t/h	27,3	
																						tpm	13,9	
																						17	h/giorno	31



3.7.9 Gestione dell'acqua freatica

Il sistema proposto di gestione dell'acqua della miniera sotterranea utilizzerà un sistema di ricircolo semi-chiuso, con pozzi di raccolta dell'acqua sporca e pompaggio a cascata in superficie per la sua decantazione, ritenzione e riciclaggio. La miniera sotterranea presenterà un bilancio idrico positivo basato su 93,6 m³/h di afflusso di acqua freatica. Il consumo sotterraneo di acqua è di 8 m³/h, escluso il consumo di acqua per il riempimento in pasta, acqua che si presume bloccata nel riempimento stesso.

Una volta che la rampa di Zorzone ha raggiunto la quota più bassa prevista, verrà installata una stazione di pompaggio permanente di media portata, con capacità di decantazione dei sedimenti.

Il consumo d'acqua previsto per l'attività di perforazione in miniera si basa su una domanda massima di 1 l/s per l'alimentazione della trivella (asta di perforazione) e di 6 l/s per la pulizia a getto d'acqua. Il consumo stimato di acqua riciclata per le attività minerarie è calcolato in 250 l/tonnellata_{estratta}. Per l'estrazione mineraria la richiesta massima di acqua di reintegro calcolata è di 90 litri per tonnellata (escluso il riempimento in pasta).

L'acqua pulita per le attività estrattive sarà fornita dal bacino di acqua pulita (CWD) di Ponente, con una capacità di 600 m³, situata nel sottosuolo del Portale di Ponente e convogliata (con tubazioni ad alta pressione) nel sottosuolo attraverso i vecchi livelli di lavoro e fornelli fino alle rampe principali e al livello di Forcella 940 m RL. Delle stazioni di riduzione della pressione, poste a intervalli specifici, garantiranno la corretta pressione ai vari sottolivelli. Dalle stazioni di riduzione della pressione, una rete di tubazioni a bassa pressione trasporterà l'acqua verso i fronti di lavoro, dove verrà usata principalmente per il raffreddamento delle punte di perforazione e l'abbattimento della polvere durante le operazioni di perforazione.

L'acqua pulita verrà fornita anche dal bacino di Ponente attraverso la rampa del trasportatore ZIA al punto di raccolta dell'acqua di processo non trattata, per l'uso nell'impianto di processo. Ulteriori richieste di acqua di processo possono essere soddisfatte dal sistema di drenaggio della miniera e del sito ZIA, se la qualità dell'acqua è adeguata. L'acqua freatica pulita in eccesso che entra nella miniera (64 m³/h) dall'ingresso sotterraneo, verrà intercettata e tenuta separata dalle attività di estrazione e di processo. Quest'acqua pulita sarà veicolata per essere scaricata nel corso d'acqua vicino, come avviene attualmente.

L'acqua sporca usata nelle attività minerarie sarà lasciata drenare per gravità in pozzi di raccolta dotati di pompe a mandrino verticali "run-dry" (VSP, Vertical Sump Pump). Le VSP pomperanno l'acqua in una rete di colonne di drenaggio che scaricheranno l'acqua sporca a 600 m RL. Quest'acqua di miniera sarà drenata lungo il livello Riso Parina fino all'impianto di trattamento delle acque sito al Portale Riso Parina.

All'interno della Val Vedra, vi è un certo numero di pozzi di coltivazione (<5% dell'inventario minerario) vicini alla superficie, esposti a un maggior rischio di entrata dell'acqua direttamente dal fiume sovrastante. Si raccomanda che tali aree storiche, identificate all'interno delle zone umide di Pian Bracca, vengano riempite con un riempimento in pasta cementizia il prima possibile dopo la messa in funzione dell'impianto di riempimento. Prima del riempimento in pasta cementizia, si raccomanda che queste aree siano puntellate per limitare qualsiasi potenziale cedimento posteriore; tuttavia, si nota che queste aree si sono mantenute stabili, senza necessità di supporti, per diversi decenni senza alcun cedimento.

La posizione degli accessi alla miniera rende necessarie delle misure di protezione in superficie di drenaggi, canali di deviazione e collari rialzati al fine di prevenire l'ingresso indesiderato di acqua di superficie nella miniera, che sarebbe in grado di inondare le opere sotterranee.

Ulteriori informazioni sul bilancio idrico sono riportate nella Sezione 7.3 (Infrastruttura del Progetto).

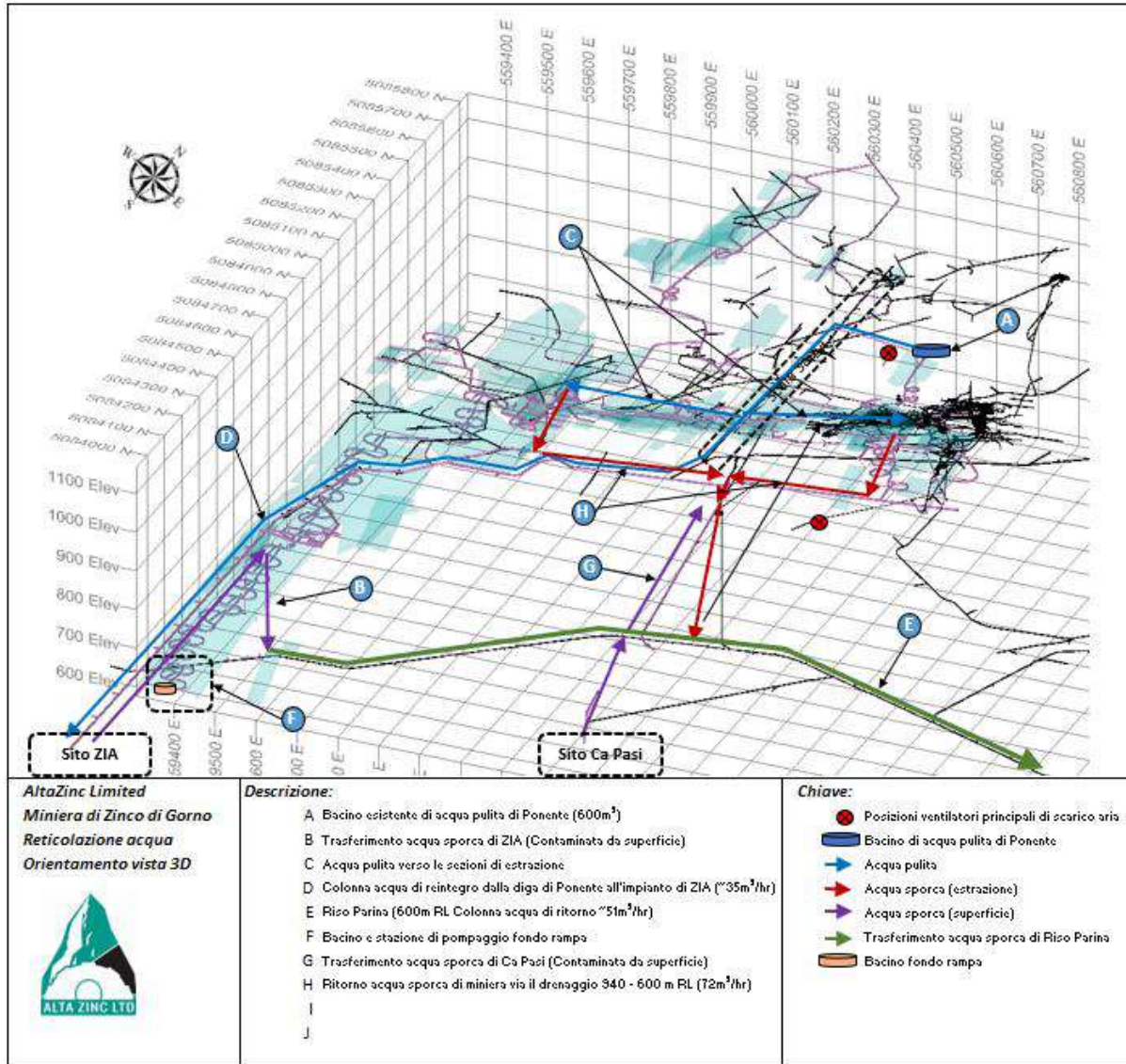


Figura 3-29: Disposizione generale di pompaggio e movimentazione dell'acqua

3.7.10 Ventilazione sotterranea

La determinazione dei requisiti di ventilazione sotterranea è basata sulle necessità delle attrezzature, sulla potenza di picco dei loro motori, sulla potenza media prevista e sui requisiti di diluizione della ventilazione standard industriale per la diluizione dei fumi di scarico dei diesel. Il progetto della miniera è stato importato nel software specializzato di simulazione della ventilazione sotterranea VUMA™, e una simulazione concettuale dei requisiti di flusso d'aria, basata sulle resistenze di sistema, sulle velocità e sulle quantità basate sulle dimensioni di sviluppo esistenti e pianificate e sui flussi d'aria richiesti.

La strategia di ventilazione proposta si basa su un sistema di scarico per cui l'aria contaminata viene espulsa dalla miniera sotterranea attraverso i ventilatori di scarico principali situati nel sottosuolo presso le due gallerie di scarico. Questi ventilatori a flusso assiale verranno azionati da motori elettrici.

Le quantità stimate di ventilazione di aria fresca sono calcolate sulla base di un fattore di utilizzo dell'aria di $4,5 \text{ m}^3/\text{s}/\text{ktpm}$ e in eccesso rispetto a Euro 5 (<10ppm di zolfo) e conformi con le linee guida di diluizione Euro 3 (>50ppm zolfo) DPM (particolato diesel), rispettivamente di $0,06 \text{ m}^3/\text{s}/\text{kW}$ e $0,12 \text{ m}^3/\text{s}/\text{kW}$.

La stima della potenza diesel attiva sotterranea raggiungerà il picco di 2,3 MW utilizzati e 4,2 MW di potenza diesel totale nell'anno 4. La base di questo calcolo è 4 x LHD (potenza motore di picco di 170 kW) e 6 x camion da trasporto (potenza motore di picco di 293 kW). Nel calcolo è stato utilizzato un fattore di utilizzo del 10% per le attrezzature elettroidrauliche, mentre le attrezzature di supporto diesel sono state inserite al 25% e al 50% in base all'utilizzo previsto e all'uso intermittente previsto. Su questa base, la ventilazione richiesta per la diluizione del DPM per le attrezzature conformi a Euro 5 che operano con un diesel con <10 ppm di zolfo e il 25% di perdite sarebbe di $\sim 180 \text{ m}^3/\text{s}$ e per il diesel con >50 ppm di zolfo sarebbe di $360 \text{ m}^3/\text{s}$. Considerando che in Italia il diesel è disponibile con un tenore di zolfo di 10 ppm, si raccomanda che per l'operatività della miniera di zinco di Gorno AltaZinc consideri l'adozione di attrezzature con standard di emissione Euro 5. L'adottare questa strategia richiederebbe una capacità di ventilazione di circa $180 \text{ m}^3/\text{s}$.

Il posizionamento e le dimensioni dell'infrastruttura di ventilazione sono stati basati sull'ubicazione spaziale delle aree di coltivazione / estrazione, sulle quantità massime previste e sulle velocità massime consentite. L'aspirazione di aria fresca nella miniera avviene attraverso il livello Forcella esistente (aggiornato a 4,7 m L x 4,7 m H) e la rampa del trasportatore ZIA recentemente sviluppata (5,5 m L x 3,5 m H) ad una velocità di 6 m/s e una quantità massima di $287 \text{ m}^3/\text{s}$. Riso Parina formerà una via d'aria nominale di aspirazione con una capacità di aspirazione di $38 \text{ m}^3/\text{s}$ a 6 m/s in grado di aumentare in via nominale la via d'aria principale di aspirazione.

A Ponente saranno necessari due condotti di scarico permanenti (1.120 m RL 3 m L x 2 m H) e Piazzole (990 m RL 2,6 m L x 2,4 m H) per consentire una gamma di capacità di scarico di $186 \text{ m}^3/\text{s}$ basata su una velocità di scarico non attrezzata di 15 m/s. Se fosse necessaria una capacità aggiuntiva, la potenza del ventilatore può essere incrementata assieme alla velocità della via d'aria fino a circa 22 m/s, raggiungendo in questo modo una capacità di scarico di $270 \text{ m}^3/\text{s}$.

Al fine di ventilare adeguatamente le gallerie minerarie durante lo sviluppo e l'estrazione in ritirata, saranno impiegati ventilatori di ventilazione forzata in ogni unità attiva del minerale per fornire aria fresca dal tunnel di direzione alle facce di lavoro. Le varie lavorazioni alla cieca (sviluppi e coltivazioni) sono ventilate con ventilazione forzata da ventilatori locali ausiliari.

Lo studio termodinamico quale parte dello Studio di valutazione non è stato completato. Si raccomanda che la simulazione della ventilazione per il DPM, la diluizione della polvere e la simulazione termodinamica vengano completate durante una successiva fase di studio.



Lo schema di ventilazione di base per la Miniera sotterranea di Zinco di Gorno viene fornito più oltre.

13.1.1.1 *Introduzione*

I presupposti chiave del progetto sono che per le attività di estrazione alla Miniera di Gorno verranno impiegati i metodi di estrazione drift and fill e Long Hole Retreat and Fill, che utilizzano attrezzature di estrazione meccanizzate diesel ed elettroidrauliche.

Il progetto del procedimento di ventilazione si basa su parametri di progettazione approvati e consolidati e sosterrà un ambiente termico favorevole a una produzione sicura e redditizia. Il progetto di ventilazione soddisfa quindi tutti i requisiti di produzione, le temperature della roccia vergine che vanno da 10 °C a 30 °C e le temperature di scarto di 27,5 °C Bulbo umido e o temperature alla sezione di entrata $\leq 29,0$ °C Bulbo umido. La diluizione dei contaminanti di fonte radioattiva non è stata considerata in questo processo.

Per lo studio di valutazione sono stati utilizzati i seguenti criteri di progettazione della miniera:

- Combinazione di metodi di estrazione Drift and Fill e Long-hole Retreat and Fill (con riempimento dei vuoti di coltivazione)
- Livello di precisione dello studio di valutazione.
- Tasso massimo di produzione - 800 kt/a
- Massima profondità definita della risorsa 700 m (sotto la superficie)
- Rangedi temperatura della roccia vergine - da 10°C a 30°C

La simulazione di ventilazione utilizza il lavoro di progettazione della miniera completato in questo studio di valutazione e lo sviluppo storico e i dati elettronici di coltivazione rilevati. I criteri di progettazione della ventilazione e i requisiti di ventilazione stimati per gli scenari per il tasso di produzione di 800 kt/a sono dettagliati nelle sezioni successive.

14.1.1.1 *Requisiti di aria di ventilazione*

Il tasso di produzione (800 kt/a) rappresenta lo scenario di massimo tasso di produzione e considera la ventilazione simultanea di tutte e tre le sezioni di produzione (ovest inferiore, ovest superiore e est superiore).

Per determinare il volume d'aria richiesto per ventilare la Miniera di Zinco di Gorno, si è preso in considerazione quanto segue:

- Il metodo di estrazione.
- Diluizione delle polveri e dei gas.
- Tasso di produzione previsto.
- Scavi sotterranei e infrastrutture esistenti.
- Stima della potenza delle attrezzature alimentate a diesel.
- Stima della manodopera in sotterraneo.
- Stima della potenza delle attrezzature elettriche sotterranee.
- Contenuto di DPM nell'aria e perdite del sistema.

15.1.1.1 Metodologia di ventilazione

L'aria fresca aspirata sarà prelevata dalla superficie da tre accessi primari della miniera, vale a dire:

- IAW di servizio: Condotto di aspirazione principale Forcella 940 m RL (aggiornato a 4,7 m L x 4,7 m H) - 133 m³/s
- IAW Dedicato: Livello 600 m RL Riso Parina (lungo 10km) 2,5 m L x 2,5 m H - 38 m³/s
- IAW di servizio: Rampa di Convogliamento 881 m RL Zia (recentemente sviluppata a 5,5 m L x 3,5 m H) - 154 m³/s

Tali sorgenti di aria fresca IAW consistono di:

- L'aria fresca (52 m³/s) entrerà nel condotto 881 m RL e si dividerà in un'alimentazione di aria fresca verso le seguenti aree:
 - Scivolo di scarico e area di frantumazione prima di continuare verso i sistemi di rampe della sezione mineraria occidentale superiore e inferiore - 83 m³/s
 - rimonta di accesso alla sezione mineraria superiore orientale (990 m RL) - 67 m³/s
- L'aria fresca (110m³/s) entrerà nel condotto 940m RL e si dividerà in un'alimentazione di aria fresca verso le seguenti aree:
 - L'aria fresca (38 m³/s) entrerà nel condotto di 1.160 m RL e scenderà dalla rimonta esistente per aumentare l'aria fresca per le due sezioni minerarie, occidentale e orientale
- L'aria fresca (30 m³/s nominali) entrerà nella galleria di 600 m RL e sarà trasportata per circa 10km fino alla sezione mineraria occidentale inferiore sita a Zorzone. Quest'aria sarà usata per aumentare la quantità di aria fresca della rampa di 650 m RL che alimenterà il sistema della rampa occidentale inferiore nell'area mineraria di Zorzone. Se dovesse essere necessaria ulteriore aria per la sezione mineraria occidentale e orientale, l'aria fresca a 600 m RL può essere trasferita al livello di Forcella a 940 m RL attraverso il rialzo esistente.

L'aria di scarico sarà espulsa dalla miniera utilizzando due installazioni di ventilatori di scarico all'interno degli scavi sotterranei esistenti al fine di mitigare il rumore dei ventilatori stessi. L'aria di scarico sarà espulsa dai due ingressi di superficie alla miniera, e cioè:

- Condotto di scarico a 990m RL (sezione mineraria orientale): - 100 m³/s
- Condotto di scarico a 1.120 m RL (sezione mineraria occidentale superiore): - 100 m³/s

Le estremità di scavo negli sterili saranno sottoposte a ventilazione forzata per fornire un'adeguata ventilazione sul fronte di lavoro. Le forature minerarie e le estremità di coltivazione cieche durante lo sviluppo saranno sottoposte a ventilazione forzata fino al punto in cui uno sfondamento viene realizzato al livello superiore o nello scavo adiacente nel caso di drift and fill.

La figura qui sotto illustra il layout concettuale di ventilazione proposto a Gorno, in cui l'obiettivo è un tasso di produzione stimato di 800 kt/a.

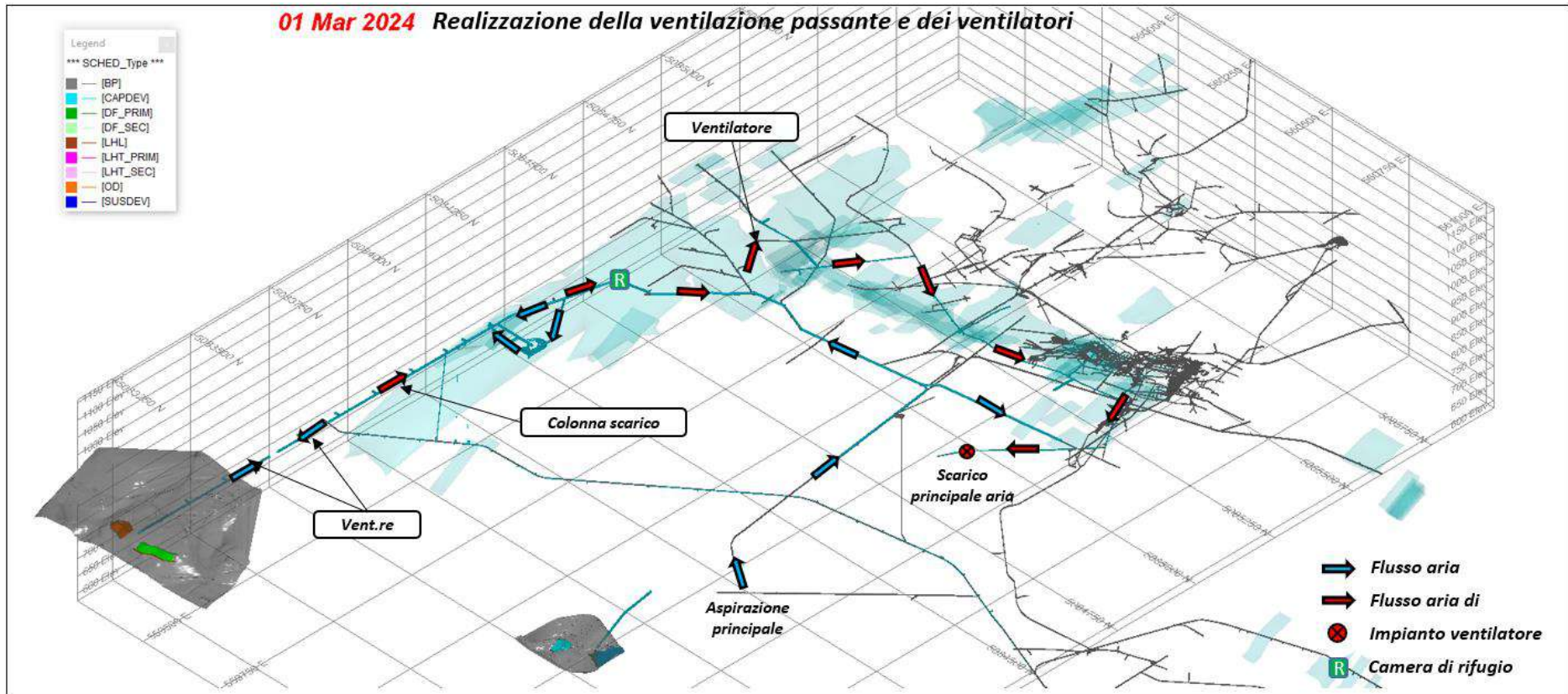
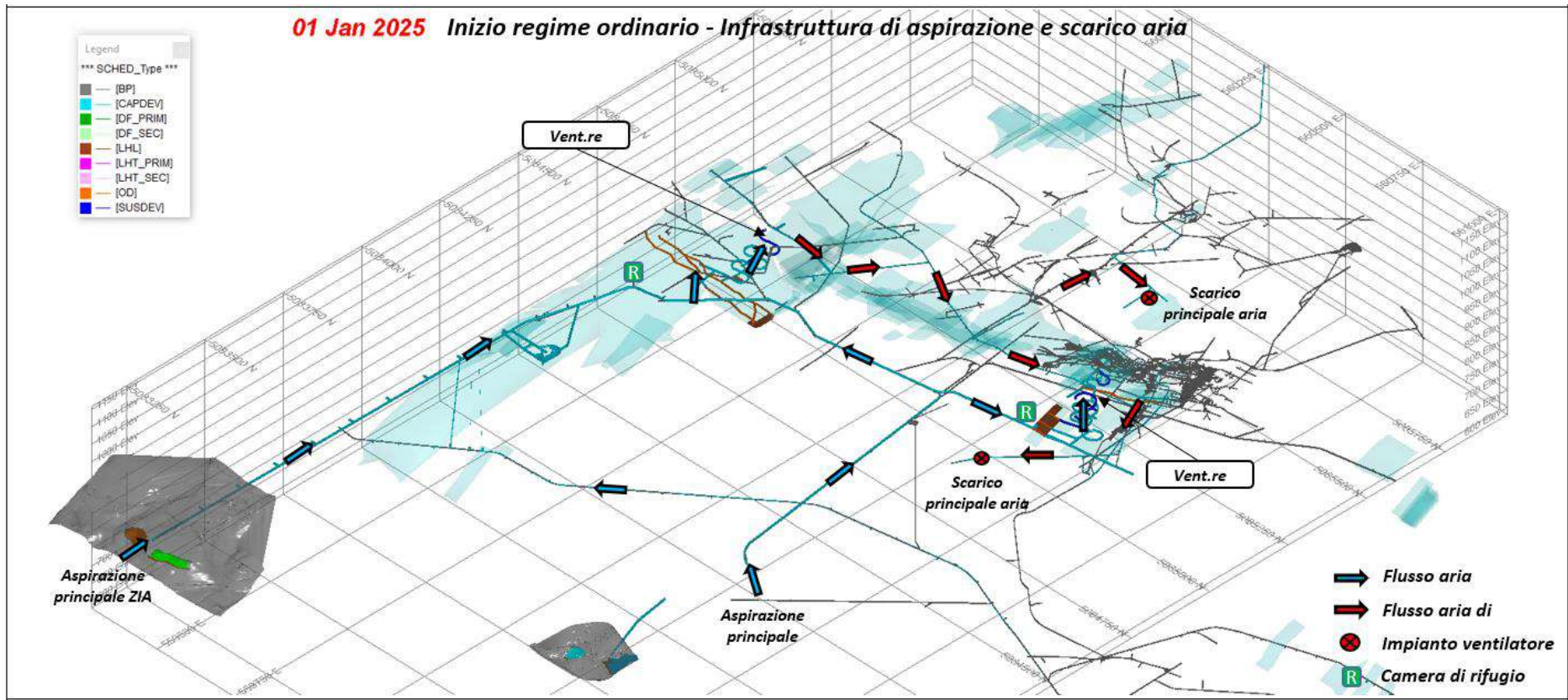


Figura 3-30: Schema concettuale di ventilazione (pre-produzione)

Figura 3-31: Schema concettuale di ventilazione (infrastruttura di ventilazione stabilita per lo stato permanente)



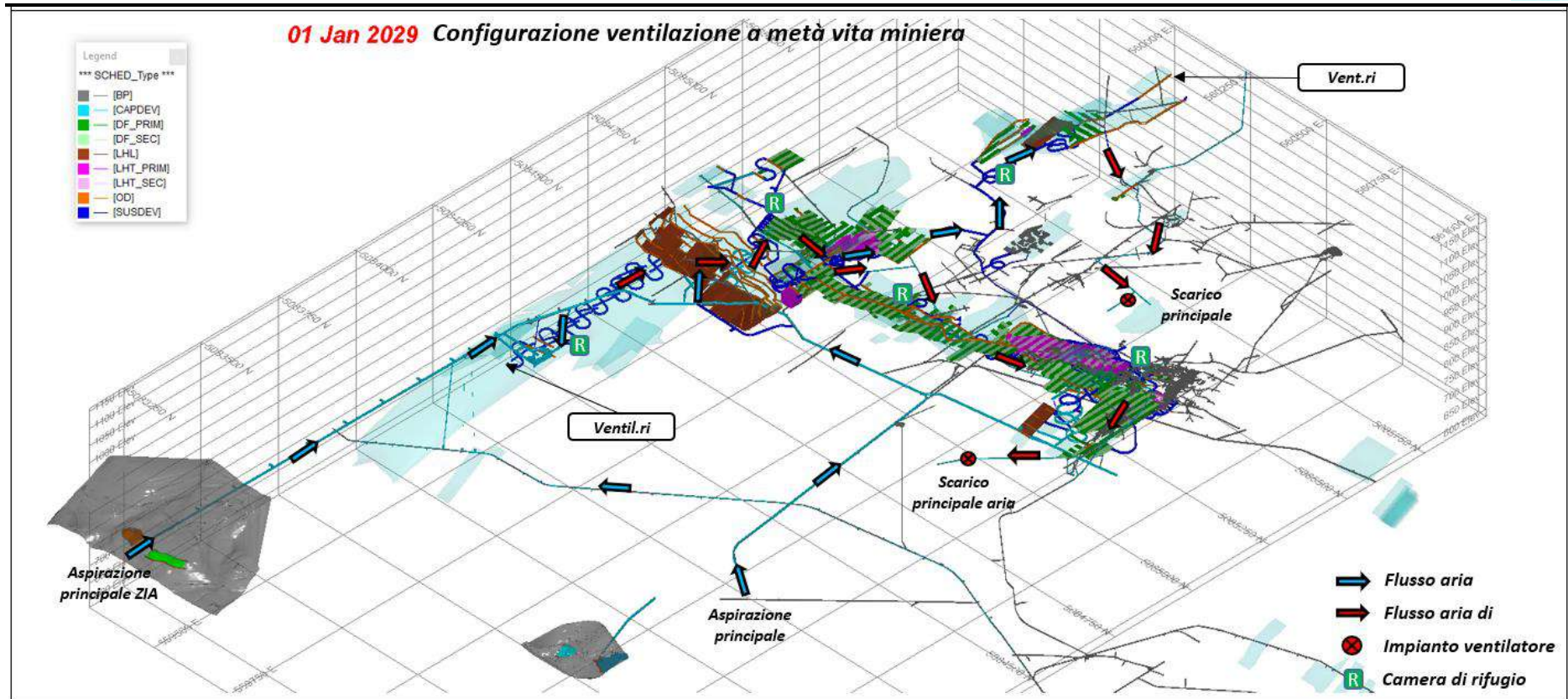


Figura 3-32: Schema concettuale di ventilazione (a piena produzione - sviluppo delle rampe di Ponente e Zorzone)

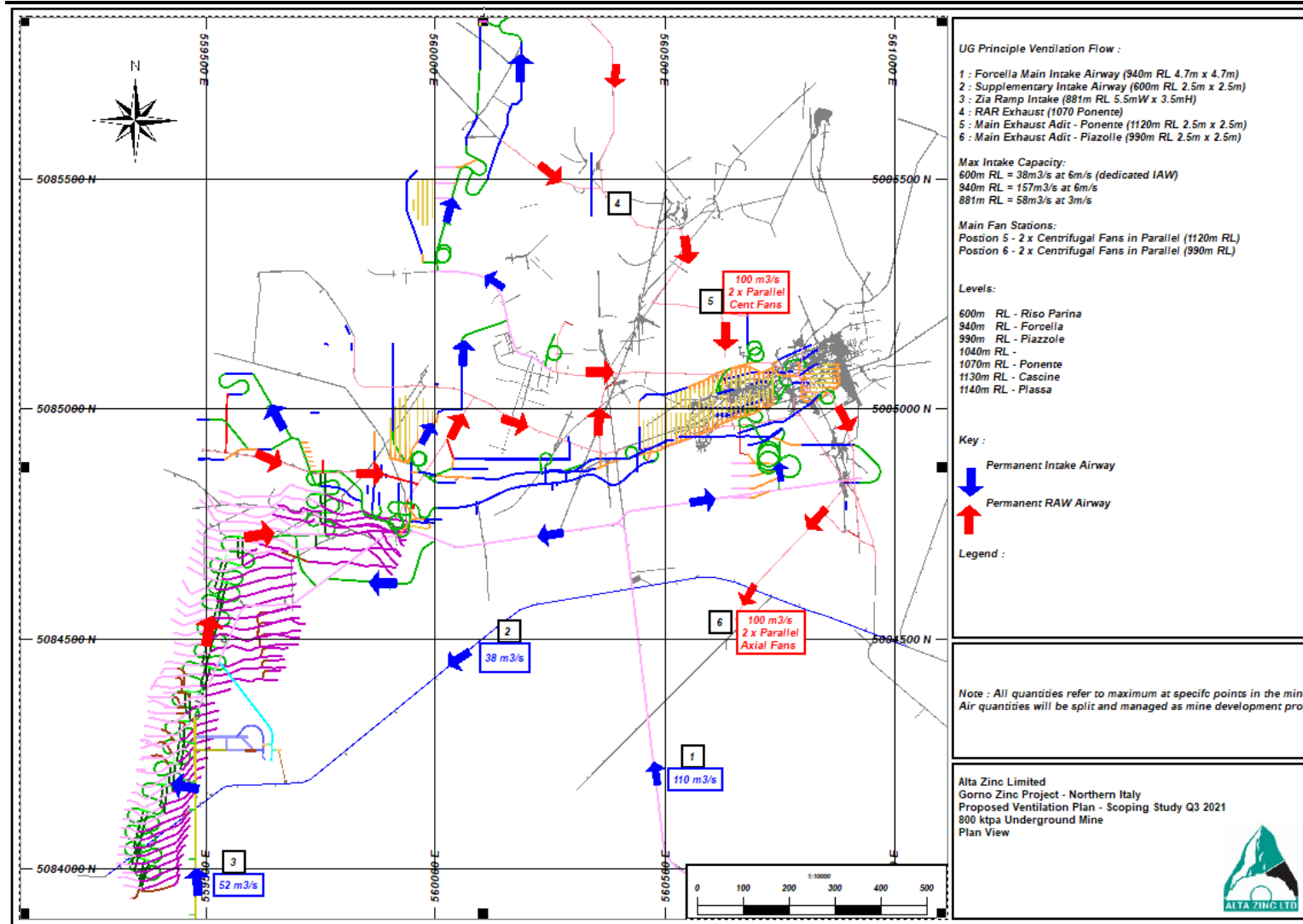


Figura 3-33: Miniera di Gorno - Schema di ventilazione concettuale (800 kt/a - Modellato su stato finale)

16.1.1.1 Dimensioni dell'infrastruttura di ventilazione primaria

La Tabella 3-15 dettaglia le dimensioni delle vie d'aria primarie e le quantità massime.

Tabella 3-15: Dimensioni della via d'aria primaria

Infrastruttura di ventilazione primaria	Velocità stimata / Quantità (m/s) a 180 m ³ /s	Dimensioni del tunnel (Massimo raccomandato)
Vie di aspirazione aria		
Condotto 600 RL	38 m ³ /s (6,1 m/s)	38 m ³ /s (2,5 m L x 2,5 m H; 6,0 m/s)
Condotto 940 RL	110m ³ /s (5,0 m/s)	133 m ³ /s (4,7 m L x 4,7 m H; 6,0 m/s)
Condotto 881 RL	58m ³ /s (3 m/s)	58 m ³ /s (5,5 m L x 3,5 m H; 3,0 m/s) ^{Nota 1}
Vie di scarico aria ^{Nota 2}		
Condotto 900 (Piazzole)	100m ³ /s (16,0 m/s)	94 m ³ /s (2,6 m L x 2,4 m H; 1 off; 15 m/s)
Condotto 1.120 (Ponente)	100m ³ /s (16,7 m/s)	90 m ³ /s (3,0 m L x 2,0 m H; 1 off; 15 m/s)

Nota 1: Per la rampa del trasportatore ZIA viene utilizzata la velocità di aspirazione aria ridotta di 3 m/s per evitare la raccolta di polvere sul nastro generata dal flusso d'aria.

Nota 2: Le vie di scarico d'aria non sono vie di passaggio e normalmente permetteranno un accesso limitato o nullo all'uomo a causa delle alte velocità dell'aria. Di conseguenza le velocità delle vie di scarico d'aria possono essere aumentate a 22 m/s nel caso in cui sia necessaria aria aggiuntiva a scapito di un maggiore fabbisogno di potenza a causa delle maggiori perdite per attrito.

17.1.1.1 Gradiente di temperatura della roccia vergine

Le temperature della roccia vergine vanno da 10 °C in superficie a meno di 30 °C alla massima profondità di estrazione prevista di circa 340 m sotto la quota di riferimento di 940 mamsl. La massima elevazione superficiale prevista all'interno dell'area economica definita è di circa 1.700 mamsl con una profondità sotto i lavori di superficie di circa 1.000 mamsl, quindi 700 m sotto la superficie che indica una VRT (temperatura della roccia vergine) massima di 30,0 °C. La maggior parte dello sviluppo si trova all'interno della litologia della formazione di Gorno. La conduttività termica e la diffusività sono state assegnate come da Tabella 17-12 di cui sopra.

18.1.1.1 Attrezzature diesel

La Tabella 3-16 qui sotto riporta in dettaglio le attrezzature diesel sotterranee necessarie per lo sviluppo e il funzionamento del piano minerario concettuale.

Tabella 3-16: Dettagli delle attrezzature diesel sotterranee

Attività	Tipo di attrezzature	Numero di unità	Potenza del motore (kW)	Efficienza del sistema (%)	Consumo di carburante (g/kWh)	Potenza massima del motore (kW)	Totale KW (kW)	Utilizzo (%)	Potenza effettiva (kW)	Consumo di carburante (kg/h)	Consumo di carburante (l/h)	Consumo di carburante (l/h/macchina)	Efficienza (%)	Carico termico del diesel (kW)	Carico termico del sistema (kW)	Perdita (%)	Fattore aria (m³/s/kW)	Fabbisogno d'aria (m³/s)	
Flotta primaria	Dumper di carico	LH209L Dumper di carico da 9t	4	ND	220	170	680	75%	510	112,2	134,9	33,71	37%	868		25%	0,06	38	
	Camion	Camion TH430 30t	6	ND	220	293	1.758	75%	1.319	290,1	348,6	58,11	32%	2.802		25%	0,06	99	
	Long-hole	DL320	3	119	85%	220	110	330	10%	33	7,3	8,7	2,91	38%	54	54	25%	0,06	2
	Short-hole	DD220L	4	135	85%	220	70	280	10%	28	6,2	7,4	1,85	38%	46	81	25%		-
	Impianti di carico	Charmec MF 605DA	3	ND	220	110	330	50%	165	36,3	43,6	14,54	38%	269		25%	0,06	12	
	Impianto di supporto	DS311	2	70	85%	220	62	124	10%	12	2,7	3,3	1,64	38%	20	21	25%	0,06	1
Flotta complementare	Mezzi da sottosuolo	Multimec MF100	2	86,5	220	96	192	50%	96	21,1	25,4	12,69	38%	157	173	25%	0,06	7	
	LDV (Veicoli commerciali modificati)	Landcruiser	3	ND	220	75	225	25%	56	12,4	14,9	4,96	37%	96		25%	0,06	4	
		LDV - Esplosivi	1	ND	220	75	75	25%	19	4,1	5,0	4,96	37%	32		25%	0,06	1	
	Veicoli di supporto	Livellatore	1	ND	220	148	148	50%	74	16,3	19,6	19,57	38%	121		25%	0,06	6	
		Manitou	1	ND	220	75	75	25%	19	4,1	5,0	4,96	38%	31		25%	0,06	1	
		Bobcat	0	ND	220	25	-	25%	-	-	-	-	38%	-		25%	0,06	-	
		TLB 416	0	ND	220	55	-	25%	-	-	-	-	38%	-		25%	0,06	-	
	Altri veicoli	Sec D&B Rig - Hurmaster LPD	0	ND	220	180	-	25%	-	-	-	-	38%	-		25%	0,06	-	
	Pompa spritz-beton	0	ND	220	75	-	50%	-	-	-	-	38%	-		25%	0,06	-		
Totale		30					4.217		2.331	512,7	616,3			4.495	329			173	

19.1.1.1 Altre fonti di calore

Altre fonti di calore aggiunte alla rete di ventilazione per lo studio concettuale sono dettagliate in Tabella 3-17.

Tabella 3-17: Fonti di calore sensibili

Area	Tipo di attrezzature	Tipo	Numero di unità	Potenza del motore (kW)	Totale installato Potenza (kW)	Efficienza del sistema (%)	Guadagno termico sensibile (kW)
Flotta TM3	Varie	Tutto	9	410,5	1210	85%	181,5
Gestione del minerale	Frantoio primario	Frantoio CJ411	1	110	110	85%	16,5
	Alimentatori a nastro	SW0732	2	6	12	85%	1,8
	Alimentatore vibrante	SH1645M	1	37	37	85%	5,55
	CV-01 sotterraneo	-	1	160	160	85%	24
	CV-02 sotterraneo	-	1	110	110	85%	16,5
	CV-03 sotterraneo	-	1	20	20	85%	3
Pompaggio	Pompe circ. acqua		3	85	255	81%	48,45
	Drenaggio acque profonde		6	15	90	85%	13,5
					0	85%	0
Ventilazione	Ventilatori booster sotterranei				0	85%	0
	Vent.re soffiante		5	37	185	85%	27,75
	Aspiratori		5	55	275	85%	41,25
	Ventilatori a getto		10	15	150	85%	22,5
					0	85%	0
Argano in sotterraneo	Argano su rimonta				0	85%	0
	App. Sollevamento verticale				0	85%	0
					0	85%	0
Altro	Compressore sotterraneo				0	85%	0
					0	85%	0
	Dispositivo di cernita				0	85%	0
Totale			45	1.061	2.614	85%	402

A causa delle modeste temperature della roccia crostale, il guadagno di calore dagli strati di roccia non è stato considerato quale parte dello studio della ventilazione di valutazione in questa fase.

20.1.1.1 Requisiti di quantità

I requisiti totali di quantità d'aria per il progetto concettuale della miniera di Gorno sono stati basati sul carico diesel effettivo previsto per i macchinari in sotterranea. Il carico diesel effettivo è stato calcolato in base alla potenza di picco del motore e all'utilizzo dell'attrezzatura. È stato selezionato un fattore di aria di 0,06 m³/s/kW poiché nell'Unione Europea è comune la fornitura di 5ppm e 50ppm diesel. Alla stima della quantità d'aria necessaria è stato applicato un fattore di perdita del 25%. La quantità stimata richiesta

per ventilare la miniera di Gorno a un tasso di produzione previsto di ~800 kt/a è di 180 m³/s basata sull'uso di diesel a basso contenuto di zolfo e un fattore di aria di 0,06m³/s/kW, tuttavia, nella simulazione di ventilazione è stato usato un requisito di 200 m³/s.

Il gas radon è noto per essere presente in concentrazioni limitate all'interno delle opere sotterranee storiche. I suoi livelli di concentrazione sono attualmente monitorati dalle squadre di perforazione esplorativa in corso sul posto. Aneddoticamente, la ventilazione naturale diluisce il gas Radon in modo sufficiente, al di sotto dei limiti di esposizione. Sulla base dei requisiti di ventilazione stimati nelle gallerie cieche e nelle aree di ventilazione passante, si prevede che ci sarà un flusso d'aria in quantità sufficiente a diluire qualsiasi potenziale gas radon al di sotto della concentrazione limite di esposizione. Il monitoraggio e il test dei gas nocivi costituiranno parte della pratica di ventilazione standard della miniera. Nella successiva fase di studio, dovrà essere intrapreso un lavoro per determinare le concentrazioni previste di gas nocivi.

Il tasso massimo di ventilazione basato sull'infrastruttura selezionata e sulle velocità delle vie d'aria è di circa 230 m³/s. La strategia di ventilazione di Gorno è essenzialmente divisa in due distinti distretti di ventilazione, e cioè:

- Sezione rampa Occidentale Inferiore e Rampa Orientale (~100m³/s – perdite di pressione statica ~2,3 kPa),
- Sezione rampa Occidentale Superiore (~100m³/s – perdite di pressione statica ~2,3 kPa), e

Ciascuno di questi distretti di ventilazione sarà dotato di un aspiratore principale di superficie basato sulle resistenze del sistema e sulle quantità di ventilazione desiderate di ciascuno (Sezione 1.4.9).

21.1.1.1 Controlli della ventilazione

L'installazione di porte di ventilazione, paratie e guarnizioni costituirà la base del controllo dell'aria. Le paratie saranno usate quale arresto permanente delle perdite da e nelle aree storiche abbandonate della Miniera di Gorno.

22.1.1.1 Requisiti di refrigerazione

Durante il processo di modellazione VUMA è stato determinato che le temperature di uscita non sembrano avvicinarsi ai limiti di progetto. È stato inserito un ulteriore aumento di ventilazione interna (non verso la superficie) per aumentare l'aria fresca nelle aree di scarico dei camion, poiché la modellazione iniziale ha mostrato che i limiti di temperatura di bulbo umido e di bulbo secco venivano superati.

La refrigerazione e/o il riscaldamento dell'aria ambiente durante le stagioni estiva / invernale non sono considerati necessari nella miniera di Gorno per produrre un'atmosfera sotterranea confortevole per i lavoratori in sotterranea.

23.1.1.1 Ventilatori principali

La modellazione e la simulazione di ventilazione basate sulle resistenze del sistema e sulle quantità di scarico desiderate nelle tre installazioni di aspiratori mostrano i seguenti requisiti indicativi dell'infrastruttura dei ventilatori principali:

- Il circuito di ventilazione del condotto di aspirazione di 990 RL indicava una pressione statica totale del sistema di 2,6 kPa (perdita di pressione dinamica stimata di 300 Pa dotato di un camino di eduazione di 2m) e un massimo di 130m³/s richiederebbe un'installazione di due (2) ventilatori assiali

di 1,7 m di diametro operanti ad una potenza assorbita di circa 2x170 kW (efficienza stimata dell'85%). Potenza installata del motore di 2 x 200 kW.

- Il condotto di aspirazione di 1120 RL richiederebbe un'installazione del ventilatore simile a quella del ventilatore principale di 990 RL. La pressione statica totale indicata di 2,6 kPa (perdita di pressione dinamica stimata di 300 Pa dotato di un cammino di eduazione di 2m) e un massimo di 130m³/s richiederebbe un'installazione di due (2) ventilatori assiali di 1,7 m di diametro operanti ad una potenza assorbita di circa 2x170 kW (efficienza stimata dell'85%). Potenza installata del motore di 2 x 200 kW.

Una capacità totale installata di 4 ventilatori assiali a media pressione che forniscono una quantità massima di ventilazione di 260 m³/s con una potenza assorbita di 0,68 MW. La curva del ventilatore usata per determinare la dimensione adeguata del ventilatore principale è mostrata nell'Appendice C (AL 17-2000). Dal momento che la capacità massima installata supera le quantità calcolate richieste per il DPM (Particolato Diesel), la polvere e la diluizione del calore, tali ventilatori saranno fatti funzionare a velocità ridotta (150 kW assorbiti da ciascun ventilatore) e se fosse richiesto un flusso d'aria aggiuntivo la velocità verrà aumentata.

24.1.1.1 Ventilatori ausiliari

La ventilazione ausiliaria sarà richiesta alle estremità dello sviluppo, nei tunnel di produzione del minerale e nelle estremità dello sviluppo dei tunnel di rampa. Questi "vicoli ciechi" verranno ventilati forzatamente usando ventilatori a flusso assiale da 37 kW e condotti flessibili in PVC per forzare le quantità richieste di aria fresca sui fronti di sviluppo e produzione.

Le gallerie di sviluppo saranno ventilate utilizzando un sistema di sovrapposizione di scarico forzato che utilizza un ventilatore assiale da 37 kW accoppiato con una colonna di ventilazione di scarico d'aria da 55 kW che scarica nella galleria di riflusso più vicina. Si stima che per il tasso di produzione previsto saranno necessari circa cinque (5) ventilatori di ventilazione forzata ausiliari e cinque (5) ventilatori di scarico ausiliari. Oltre a ciò, alle estremità di sviluppo, sono stati pianificati dieci (10) ventilatori a getto per le forature minerarie e la ventilazione della testata di produzione cieca.

Le colonne di ventilazione di scarico non supereranno i 15 m di distanza dal fronte prima dell'esplosione, e le colonne di ventilazione forzata non supereranno i 10 m dal fronte prima del brillamento.

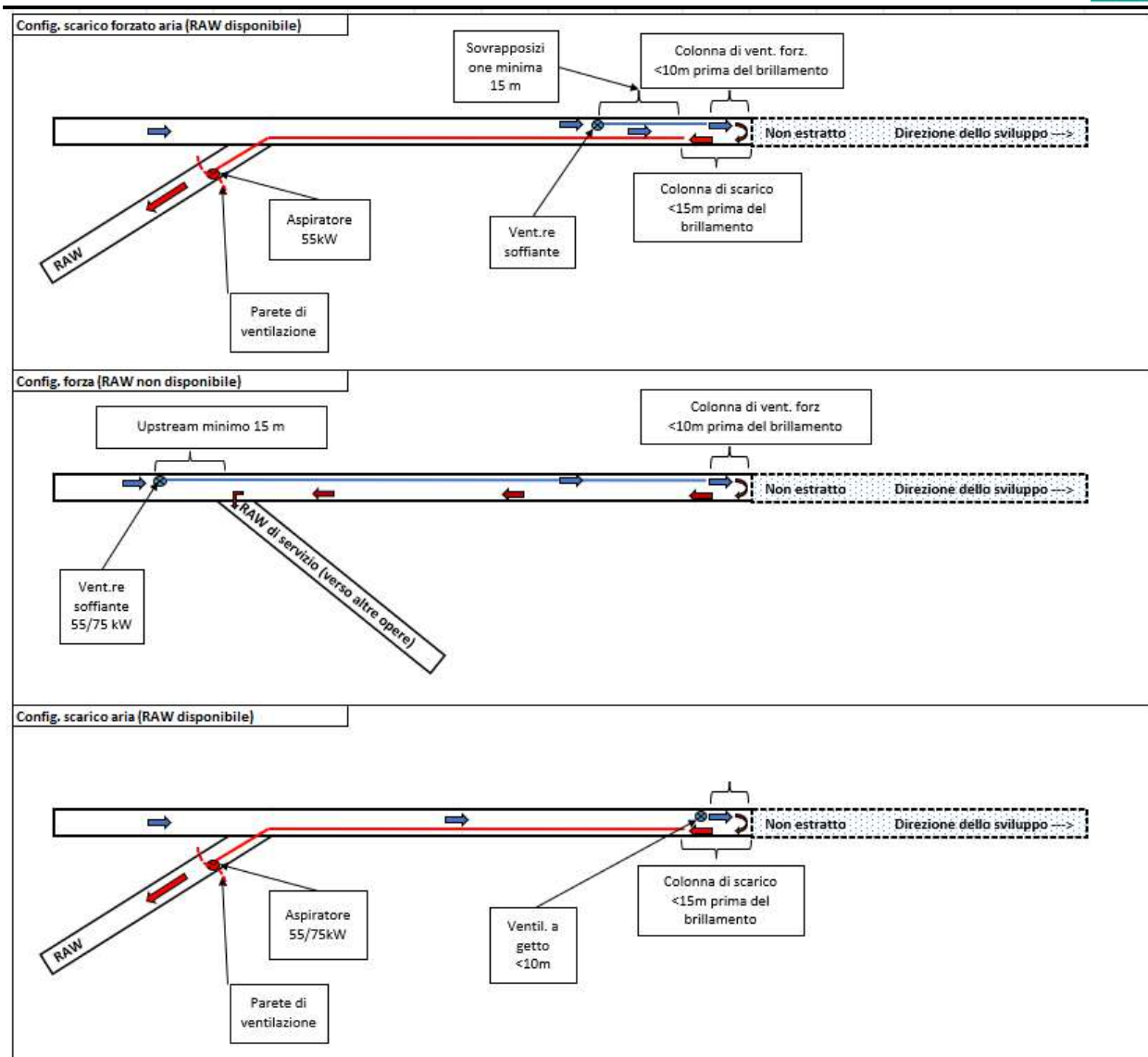


Figura 3-34: Configurazioni di ventilazione estremità di sviluppo

25.1.1.1 Emissioni e polvere

Le stime delle emissioni generate dall'attrezzatura mineraria primaria alimentata a diesel sono delineate nella Tabella 3-19 e le ipotesi dei parametri nella Tabella 3-18. La base della stima utilizza il consumo di carburante come calcolato nel modello di costo operativo a base zero in congiunzione con i requisiti stimati del flusso d'aria per ventilare la miniera in sotterraneo.

Tabella 3-18: Parametri utilizzati per la stima delle emissioni

Parametri	Valore	Unità
Tipo diesel	10	ppm S (mg/kg)
Emissioni specifiche DPM	0,2295	g/kWh

Fattore di emissione di HC	0,033	g/kWh
Fattore di emissione di CO	0,375	g/kWh
Massa d'aria molare	28,96	g/mol
Riferim. Densità Aria	1,063	kg/m ₃
Conversione fattore S	97%	%
Massa molare di SO ₂	64,066	g/mol
Massa molare di CO ₂	44,01	g/mol
Massa molare di S	32,065	g/mol
Massa molare di H ₂ O	18,01528	g/mol
Massa molare di NO	30,0061	g/mol
Massa molare di NO ₂	46,0055	g/mol
NO: Tasso di NO ₂	85: 15	NO : NO ₂
Massa molare di NOx	32,41	g/mol

Le stime per la polvere generata dalle attrezzature minerarie primarie alimentate a diesel sono delineate in Tabella 3-20. La base della stima utilizza le t.km e le ore di funzionamento delle attrezzature calcolate nel modello di costo operativo a base zero. Il calcolo della generazione della polvere è basato sul documento AP-42 dell'Environmental Protection Agency (EPA) per il calcolo della polvere generata su strade non asfaltate. Quale parte del futuro lavoro di studio, per ulteriore precisione dovrebbe esserne esaminata l'applicabilità al veicolo sotterraneo a bassa velocità.

La distanza media del viaggio di ritorno dell'LHD è stata prevista in 300m e la dimensione delle particelle della strada (<0,075mm) del 5%. Per mantenere la polvere sotto i 3mg/m³ sarà necessaria un'umidità della strada del 10%. Tale limite sarà generalmente mantenuto dai normali canali di drenaggio dell'acqua di miniera; tuttavia, laddove le strade si asciugano nelle aree ad alto traffico, la superficie sarà inumidita da un'idropulitrice dotata di una barra a spruzzo. Le strade saranno progettate, mantenute e bagnate in modo da assicurare che il particolato delle polveri non superi il limite di esposizione massimo consentito di 3 mg/m³. Saranno implementate attrezzature e procedure di monitoraggio al fine di garantire che le emissioni e le polveri soddisfino lo standard richiesto stabilito dalla miniera e/o dalle autorità di regolamentazione.

Tabella 3-19: Stima delle emissioni dall'uso di attrezzature diesel nel sottosuolo

Stima delle emissioni		LOM	2022	2023	2024	2025	2026	2027	2028	2029	2030	2031	2032	2033
Consumo totale di carburante	milioni di litri	14,4	0,0 0	0,21	0,58	1,56	1,87	1,94	2,00	1,97	1,84	1,54	0,79	0,13
Valutazione del motore dell'attrezzatura	kWh	kWh												
Caricatrici	3A	50.838.601	0	843.167	2.021.377	5.683.864	6.396.535	6.511.987	6.532.896	6.695.986	6.076.572	5.446.867	4.128.467	500.883
Camion	2	10.798.567	0	207.293	471.536	1.273.555	1.401.260	1.386.474	1.350.498	1.370.473	1.264.670	1.163.708	820.108	88.993
Mezzi da sottosuolo	5	30.165.555	0	444.670	1.121.765	3.283.389	3.724.932	3.854.468	3.940.162	4.083.712	3.634.474	3.196.224	2.552.229	329.529
Impianti di carico	3	2.338.423	0	45.060	100.985	267.272	300.776	301.755	294.384	294.216	277.833	257.321	179.476	19.345
LDV (Veicoli commerciali modificati)	5	4.093.741	0	79.813	178.434	466.205	526.803	525.087	514.500	514.480	490.606	450.819	312.454	34.539
Normative Euro NOx	Limite di NOx	3.442.315	0	66.331	148.657	393.443	442.763	444.203	433.352	433.105	408.989	378.794	264.200	28.477
Caricatrici	5													
Camion	7		0	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5
Mezzi da sottosuolo	2		0	7	7	7	7	7	7	7	7	7	7	7
Impianti di carico	5		0	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2
LDV (Veicoli commerciali modificati)	2		0	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5
Emissioni			0	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2
Quantità di ventilazione (operativa)	Mm ³													
Massa d'aria	tonnellate _{Aria}	28.041	0	413	1.121	3.027	3.626	3.768	3.888	3.825	3.585	2.987	1.542	259
H ₂ O	tonnellate H ₂ O	29.807.817	0	439.513	1.191.948	3.217.378	3.854.677	4.004.920	4.132.944	4.066.252	3.810.467	3.175.673	1.638.699	275.346

Stima delle emissioni		LOM	2022	2023	2024	2025	2026	2027	2028	2029	2030	2031	2032	2033
CO ₂	tonnellate CO ₂	16.632	0	245	665	1.795	2.151	2.235	2.306	2.269	2.126	1.772	914	154
CO	tonnellate CO	38.082	0	562	1.523	4.110	4.925	5.117	5.280	5.195	4.868	4.057	2.094	352
NOx	tonnellate NOx	19	0	0	1	2	2	2	2	3	2	2	2	0
SOx	mg SOx	297	0	5	12	33	37	38	38	39	36	32	24	3
DPM (TC, Carbonio totale)	g DPM _{TC}	232.598.2 46	0	3.429.63 9	9.301.08 3	25.106.04 6	30.079.0 59	31.251.44 4	32.250.4 51	31.730.0 35	29.734.07 6	24.780.61 6	12.787.19 9	2.148.59 8
HC	g HC	11.667.459	0	193.507	463.906	1.304.447	1.468.005	1.494.50 1	1.499.30 0	1.536.729	1.394.573	1.250.05 6	947.483	114.953
H ₂ O	mg/m ₃	1.677.674	0	27.825	66.705	187.568	211.086	214.896	215.586	220.968	200.527	179.747	136.239	16.529
CO ₂	mg/m ₃	593,1	0,0	593,1	593,1	593,1	593,1	593,1	593,1	593,1	593,1	593,1	593,1	593,1
CO ₂	mg/m ₃	1.358,1	0,0	1.358,1	1.358,1	1.358,1	1.358,1	1.358,1	1.358,1	1.358,1	1.358,1	1.358,1	1.358,1	1.358,1
NOx	mg/m ₃	0,7	0,0	0,8	0,7	0,7	0,7	0,6	0,6	0,7	0,6	0,7	1,0	0,7
SOx	mg/m ₃	10,6	0,0	11,5	10,3	10,9	10,3	10,1	9,9	10,3	9,9	10,6	15,8	11,7
DPM (TC, Carbonio totale)	mg/m ₃	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0
HC	mg/m ₃	0,4	0,0	0,5	0,4	0,4	0,4	0,4	0,4	0,4	0,4	0,4	0,6	0,4

Tabella 3-20: Stima delle polveri generate dalle attrezzature minerarie primarie

Stima delle polveri		LOM	2022	2023	2024	2025	2026	2027	2028	2029	2030	2031	2032	2033
Scarti e minerale trasportati	tonnellate	7.227.63 9	0	114.79 1	323.84 3	815.462	963.633	936.888	961.050	918.075	897.706	790.323	432.191	73.676
Distanza percorsa dal veicolo	Mass a km percorsi	1.789.07 4	0	24.116	60.476	166.136	227.573	252.426	279.370	250.858	250.192	178.271	85.933	13.723

Stima delle polveri			LOM	2022	2023	2024	2025	2026	2027	2028	2029	2030	2031	2032	2033
Caricatrici	33,3	km percorsi	240.921	0	3.826	10.795	27.182	32.121	31.230	32.035	30.603	29.924	26.344	14.406	2.456
Camion	59,5	km percorsi	1.548.153	0	20.290	49.681	138.954	195.452	221.196	247.335	220.255	220.268	151.927	71.527	11.267
Percentuale di particelle della strada(<0,075 mm)	5%														
Fattori E (kg/km veicolo)	10%	Umidità strada													
Caricatrici	33,3	kg/km		0,03	0,03	0,03	0,03	0,03	0,03	0,03	0,03	0,03	0,03	0,03	0,03
Camion	59,5	kg/km		0,04	0,04	0,04	0,04	0,04	0,04	0,04	0,04	0,04	0,04	0,04	0,04
Stima delle polveri generate (strade bagnate)		kg	64.641	0	867	2.165	5.966	8.211	9.142	10.137	9.088	9.069	6.423	3.083	491
Caricatrici		kg	7.099	0	113	318	801	947	920	944	902	882	776	425	72
Camion		kg	57.541	0	754	1.847	5.165	7.265	8.221	9.193	8.186	8.187	5.647	2.658	419
Polveri		kg	64.641	0	867	2.165	5.966	8.211	9.142	10.137	9.088	9.069	6.423	3.083	491
Quantità di ventilazione (operativa)	5.400	Mm ³	28.041	0	413	1.121	3.027	3.626	3.768	3.888	3.825	3.585	2.987	1.542	259
Massa d'aria	59,500	tonnellate _{Aria}	29.807.817	0	439.513	1.191.948	3.217.378	3.854.677	4.004.920	4.132.944	4.066.252	3.810.467	3.175.673	1.638.699	275.346
Quantità di polveri		mg/m ₃	2,3	0,0	2,1	1,9	2,0	2,3	2,4	2,6	2,4	2,5	2,2	2,0	1,9

26.1.1.1 *Sicurezza*
1.1.1.1.1 Uscita secondaria

Le opere storiche della Miniera di Gorno sono estese, con numerose aperture verso la superficie. L'entrata / uscita primaria delle attrezzature e del personale avverrà attraverso la galleria principale 940 RL (Forcella). Le uscite secondarie in caso di emergenza sono:

1. 600 m RL (Riso Parina) - circa 10 km dal sito del vecchio impianto di processo
2. 1.160 m RL (Pian Bracca) - elevazione massima del pozzo storico di estrazione
3. Due possibili condotti di ventilazione di scarico principale / rialzi situati a 940 m RL, 990 m RL e 1.120 m RL
4. Il portale di Ponente (ventilazione principale dedicata)
5. Rampa di trasporto ZIA di nuova realizzazione
6. Ulteriori aperture storiche ad est attraverso il livello 1.039 m RL (Parina)

Prima di ricominciare l'attività mineraria in un'area si dovrebbe redigere un piano operativo per garantire che l'accesso alle vie di uscita secondarie sia sicuro e praticabile. Le aree minerarie di nuovo sviluppo dovranno prevedere un'uscita secondaria, sia che si tratti di vie di fuga dedicate tra i vari livelli, che di camini di ventilazione di ritorno dotati di una scala di fuga o di camere di rifugio di emergenza installate.

2.1.1.1.1 Camere di rifugio e Autorespiratori

In condizioni di emergenza (in particolare atmosfere velenose e nocive), il personale in sotterraneo indosserà il proprio SCSR (Autorespiratore) e proseguirà verso la via di fuga più vicina o, in mancanza di un'uscita sicura, verso la camera di rifugio più vicina e contatterà la sala controllo per ulteriori istruzioni. Laddove si trovino zone cieche della miniera, da cui non si può accedere a vie di fuga secondarie, saranno installate camere di rifugio modulari autocontenute (dotate di aria fresca alternativa, generatori di ossigeno, comunicazioni, razioni, illuminazione, servizi igienici).

Nella stima del capitale sono state incluse due (2) camere di rifugio modulari autosufficienti per 24 persone.

Le opere storiche della Miniera di Zinco di Gorno presentano numerose vie di fuga; queste faranno parte della via di fuga e del piano di preparazione alle emergenze.

Laddove si stanno sviluppando nuovi scavi senza che esista una chiara via di fuga, saranno implementate le seguenti strategie di mitigazione dell'emergenza:

- Autorespiratore in grado di fornire un minimo di 30 minuti di aria respirabile,
- Autorespiratori di maggiore autonomia, posizionati in punti strategici in prossimità della fine dello sviluppo,
- Camere di rifugio in aree prive di chiare vie d'uscita secondarie.

3.1.1.1.1 Controllo e risposta agli incendi

Tutte le attrezzature minerarie mobili meccanizzate devono essere installate con un mezzo di estinzione dell'incendio del veicolo. Oltre ai sistemi automatici, tutti i veicoli devono trasportare un estintore a polvere azionato a mano. Tutte le principali installazioni elettriche (dispositivi di commutazione, trasformatori, ecc.) devono avere un estintore a polvere montato in prossimità dell'installazione ed essere chiaramente contrassegnate e segnalate. Le installazioni quali i frantoi e i nastri trasportatori, devono avere un sistema automatico di estinzione degli incendi che serva l'intera lunghezza dell'installazione con un sistema di sprinkler ad acqua di riserva installato lungo l'intera lunghezza dei nastri trasportatori, e tali nastri devono essere di tipo non infiammabile.

Le attività ingegneristiche e il personale che svolge attività di taglio, molatura, saldatura o lavoro con torcia a gas, oltre a rispettare gli standard della miniera e le procedure operative per tali attività, dovranno essere anche in possesso di un mezzo efficace per estinguere potenziali incendi derivanti da tali attività.

Un servizio di salvataggio in miniera sarà costituito, mantenuto, addestrato e gestito efficacemente allo scopo di fornire una risposta efficace e rapida alle emergenze in sotterranea. Un minimo di cinque (5) membri della squadra deve essere scelto dalla società mineraria e addestrato nell'uso delle attrezzature antincendio, degli apparecchi di rianimazione, dell'assistenza medica, delle corde di sicurezza e nelle altre attività specializzate, come la rettifica dei passaggi in roccia. Questa squadra lavorerà in collaborazione con i servizi di emergenza italiani e ne incrementerà il numero.

27.1.1.1 *Risparmio energetico*

4.1.1.1.1 Potenza del ventilatore (controllo della domanda di potenza del ventilatore principale)

Tutti i ventilatori principali di superficie proposti per la ripresa delle attività di produzione mineraria saranno dotati di controlli pre-rotazionali delle pale di guida in ingresso e di un mezzo per controllare la velocità dei ventilatori (Motori a velocità variabile [VSDs]). I ventilatori controllati con VSD permetteranno di risparmiare energia durante i periodi di ridotta attività mineraria o di aumentarla al massimo per un'efficiente eliminazione dei fumi delle esplosioni.

1.1.1 Ventilatori ausiliari

I ventilatori a risparmio energetico verranno presi in considerazione per tutti i requisiti dei ventilatori ausiliari. Parametri di definizione dell'igiene sul lavoro

I parametri di igiene sul lavoro saranno conformi alle normative industriali europee o alle normative locali del governo italiano. I parametri di riferimento del settore per l'igiene sul lavoro sono delineati nell'Appendice D.

3.7.11 Programmazione della miniera

Per realizzare il piano di coltivazione della miniera di Zinco di Gorno è stato utilizzato un'applicativo del software Datamine (EPS).

28.1.1.1 Parametri di progettazione

Parametri di progettazione si basano sulle attività richieste e sui tempi stimati per realizzare ciascuna attività del piano minerario.

Nelle aree in cui verrà utilizzato il metodo di estrazione Long Hole Longitudinal, la sequenza di coltivazione ha seguito le considerazioni geotecniche per lo sviluppo delle gallerie di produzione, seguita dall'apertura delle camere di coltivazione in arretramento dal fondo delle gallerie di produzione e conclusa dal riempimento dei vuoti creati dal basso verso l'alto "bottom-up" tramite l'utilizzo del mix di ripiena cementizio ("paste fill").

Nella programmazione sono stati inclusi dei tempi di attesa per assicurare un tempo di maturazione sufficiente perché il riempimento ("paste fill") raggiunga la resistenza necessaria prima di passare all'estrazione dello slot successivo.

Nelle aree in cui verrà utilizzato il metodo di estrazione trasversale Drift and Fill, la sequenza ha seguito generalmente le considerazioni geotecniche per lo sviluppo iniziale di 6 m in direzione dell'avanzamento seguito dall'allargamento dei restanti 4 m in arretramento.

Verranno estratti dei pannelli primari alternati di 10 m, seguiti dal riempimento dei vuoti minerari dello scavo con "paste-fill". Nella programmazione sono stati inclusi dei tempi di attesa per assicurare un tempo di maturazione sufficiente perché il riempimento ("paste fill") raggiunga la resistenza necessaria prima dell'estrazione pannelli secondari tra i pannelli di coltivazione primari riempiti. Laddove un certo numero di livelli mineralizzati si sovrappongono l'un l'altro, la sequenza generale è quella di estrarre e riempire completamente il livello più basso prima di estrarre il successivo ad altezza superiore, con il filone più alto estratto per ultimo

Nelle aree in cui verrà utilizzato il metodo di estrazione Long Hole Transversal, la sequenza generale ha seguito le considerazioni geotecniche per lo sviluppo iniziale di 5 m L x 5 m H in direzione dell'avanzamento fino a raggiungere la fine dell'orizzonte mineralizzato, seguito dalla realizzazione di una camera che raggiunga il limite superiore del filone mineralizzato, dalla perforazione di fori di produzione fino alla profondità desiderata e dal brillamento di cariche in arretramento. Questi pannelli trasversali verranno estratti alternando di 10 m i pannelli primari, seguiti dal riempimento delle camere della galleria con materiale cementizio in pasta. Verranno estratti dei pannelli primari alternati di 10 m, seguiti dal riempimento dei vuoti minerari con "paste-fill". Nella programmazione sono stati inclusi dei tempi di attesa per assicurare un tempo di maturazione sufficiente perché il riempimento ("paste fill") raggiunga la resistenza necessaria prima dell'estrazione pannelli secondari tra i pannelli di coltivazione primari riempiti. Verranno coltivate con priorità porzioni di giacimento a tenore più elevato per massimizzare la produzione di concentrato di metallo al fine di garantire rapidi un rapido periodo di ammortamento del recupero del capitale impiegato. Questo spiega lo scavo del livello Forcella verso est, dove si trova una mineralizzazione di tenore superiore.

Per questo livello di valutazione non è stata considerata nessuna miscelazione del minerale, in quanto il tenore medio non varia significativamente, sebbene le aree con tenori superiori alla media hanno la priorità nei primi anni di produzione.

Il modello operativo della miniera sotterranea presuppone le seguenti fasi di lavoro sotterraneo e disposizioni dei turni:

- Giorni lavorativi all'anno - 360.
- Turni di lavoro al giorno - 2.
- Durata del turno in sotterraneo, ore - 10 (con 2 ore di pausa tra un turno e l'altro per la ventilazione dei fumi delle esplosioni)
- Ore effettive per turno - 6,7 ore

I parametri di progettazione utilizzati nello sviluppo del programma di produzione sotterranea sono riassunti nella Tabella 3-21 qui sotto, sono stati calcolati in base ai turni disponibili, alla dimensione delle sezioni trasversali, all'avanzamento pianificato per le esplosioni e ai calcoli dei cicli di lavorazione dell'attività mineraria.

Tabella 3-21: programmazione per postazione di lavoro

Voce di programmazione	Unità	Totale	Tasso di addetti ⁵	N° di addetti ¹
Discesa nastro trasp. ZIA ^{Nota2}	metri lineari/mese	120	240	1
Accesso primario e accessi secondari ^{Nota 3}	metri lineari/mese	120		
Forature minerarie orizzontali	metri lineari/mese	90	240	1
Tasso di caricamento dei pozzi (Drift and Fill)	t/mese	2.500	15.000	2
Tasso di caricamento dei pozzi (LHRF Longitudinal)	t/mese	15.000	15.000	2
Tasso di caricamento dei pozzi (LHRF Transversal)	t/mese	15.000		
Raises verticali	metri lineari/mese	60	Nota 4	-
Riempimento in pasta (Sezione Drift and Fill)	m ³ /g	500	1.000	1
Riempimento in pasta (Sezione LHRF)	m ³ /g	500		

Nota 1: Addetti per turno

Nota 2: Lo sviluppo della rampa ZIA dalla superficie comprende un tempo di costruzione di 3 mesi per il metodo milano "cut-and-cover" dell'area del portale all'interno del sito dell'impianto ZIA. Inoltre, i primi 75 m di sviluppo dopo la costruzione del portale sono programmati a 25 m/mese per consentire tassi di sviluppo conservativi sotto la strada di accesso pubblico.

Nota 3: L'inizio dello sviluppo sotterraneo della rampa di ribaltamento dalle rampe discenderia esplorative di Zorzone aumenta lo sviluppo a 120 m/mese sull'arco di tre mesi (60, 90, 120 m/mese) per consentire all'impresa mineraria di stabilire e ottimizzare il ciclo minerario.

Nota 4: L'attività di sollevamento verrà completata dal personale di Long Drilling come e quanto richiesto.

Nota 5: Il tasso di addetti è definito come la produttività delle attrezzature per una particolare attività mineraria (ad esempio, lo sviluppo degli scarti), quindi due turni di operatori e una sola suite di attrezzature minerarie primarie (tasso finale multiplo).

29.1.1.1 Risorse

Nel programma di produzione sono state previste:

- Sonde di perforazione a doppio braccio che producono gli scarti dagli accessi primari e secondari in conto capitale.
- Sonde di perforazione a doppio braccio che sviluppano i tunnel produzione riferiti come costo operativo

- Addetti al riempimento per tutte le sezioni di riempimento dei vuoti.

La produzione di minerale con i vari metodi di estrazione è stata uniformata, le ore di funzionamento delle attrezzature, gli addetti e le risorse sono stati calcolati nel modello dei costi operativi di estrazione. Dalle attività minerarie concluse durante la coltivazione e dai vuoti minerari esistenti creati in passato sono stati calcolati i volumi di riempimento richiesti.

30.1.1.1 Programmi di sviluppo della miniera

La pianificazione del ripristino di Riso Parina inizierà nel 1° trimestre del 2022, mentre il ripristino dell'area problematica dovrebbe iniziare nel 2° trimestre del 2022. È probabile che sia necessario un finanziamento pre-progetto di circa 3 milioni di euro per il ripristino completo di Riso Parina. Dopo il ripristino di Riso Parina, si è ipotizzato che la mobilitazione della flotta mineraria e la costruzione dell'infrastruttura mineraria inizieranno nel 2° trimestre del 2023, con l'inizio della costruzione dell'impianto di processo nel 1° trimestre del 2024.

La costruzione del box-cut del portale ZIA è prevista per la durata di 1 mese per scavare e installare coperture in cemento armato rinforzato in acciaio prima del riempimento nel 3° trimestre del 2023 (l'inizio dello sviluppo del portale ZIA inizia dopo l'inizio delle attività di brillamento sotterraneo con l'inizio dello sviluppo sotterraneo previsto nel 2° trimestre del 2023).

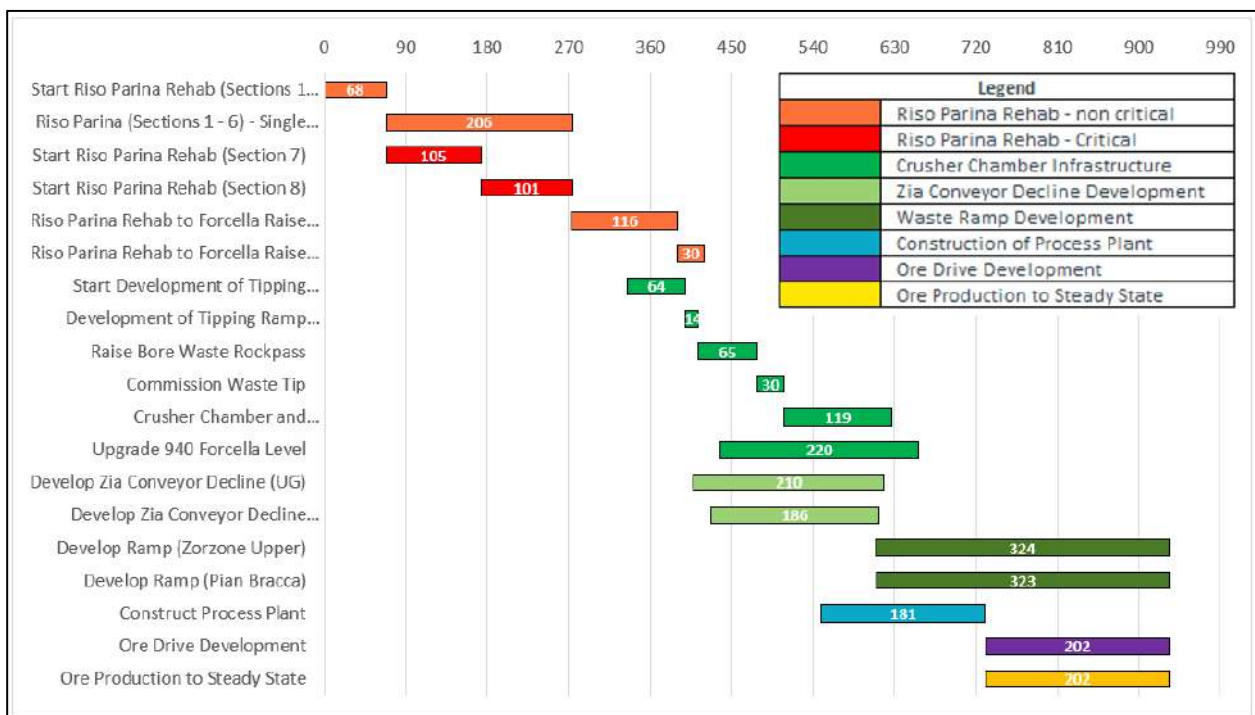


Figura 3-35: Programma di Incremento progressivo che illustra il percorso critico del progetto

Il programma di produzione della miniera è illustrato in Figura 3-36. Il programma di produzione della miniera riassume lo sviluppo degli scarti e lo sviluppo della foratura mineraria al di sotto del cut-off marginale dell'1% (BCO, sotto il cut-off), il minerale ROM prodotto dagli scavi di coltivazione e dallo sviluppo delle gallerie minerarie al di sopra del cut-off marginale dell'1% (Sopra il cut-off).

Le Figura 3-37 e Figura 3-38 riassumono il movimento della roccia di scarto per tipo di roccia e di destinazione.

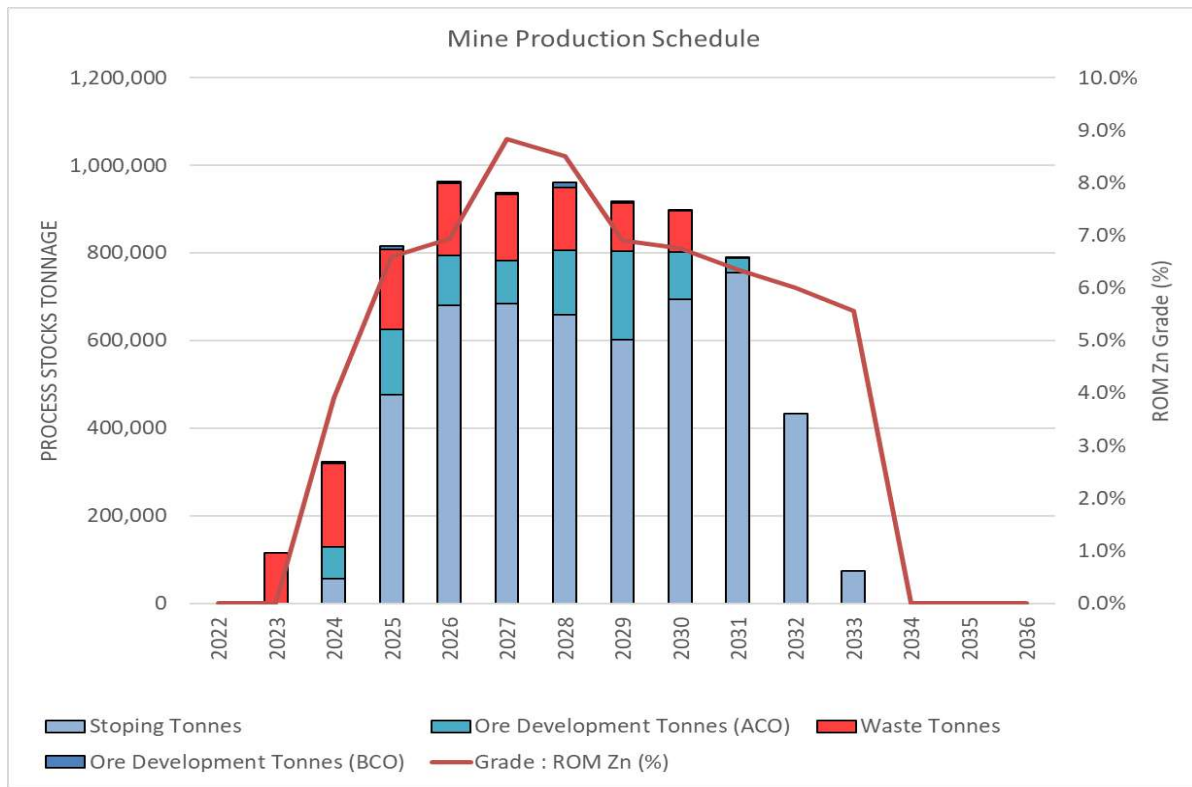


Figura 3-36: Programma di produzione in sotterraneo

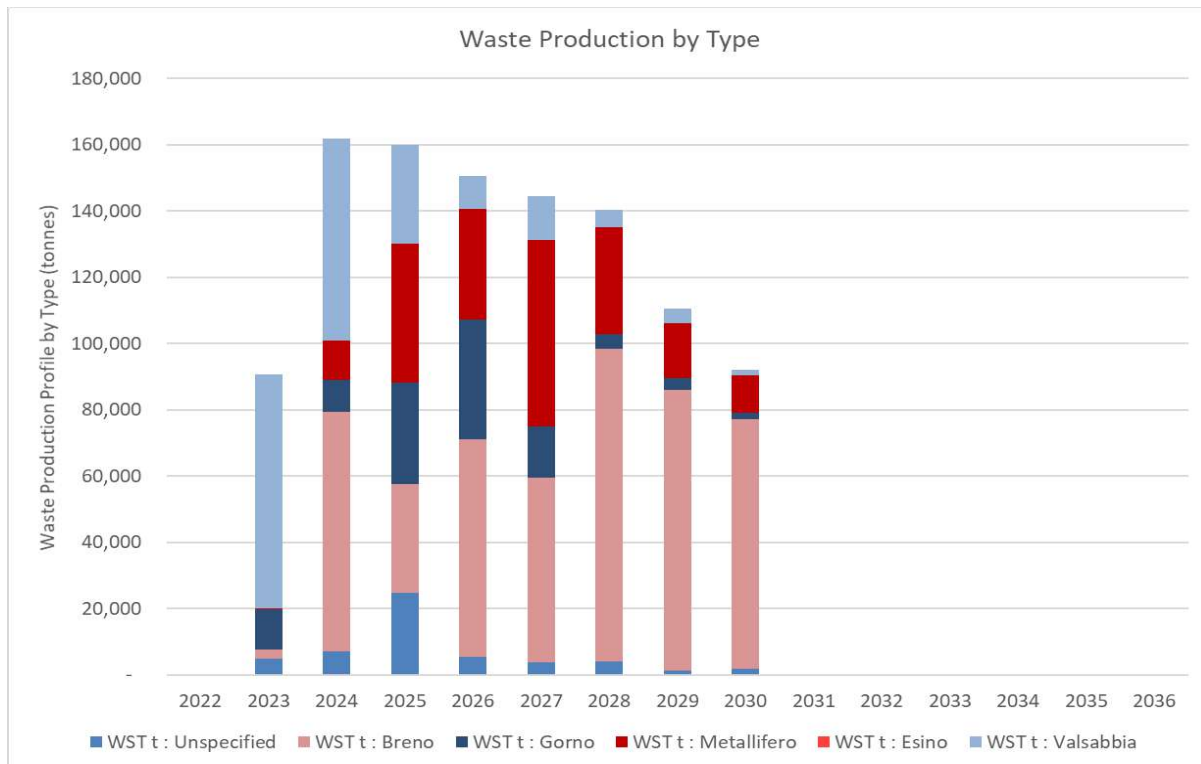


Figura 3-37: Produzione di scarti per tipo di roccia

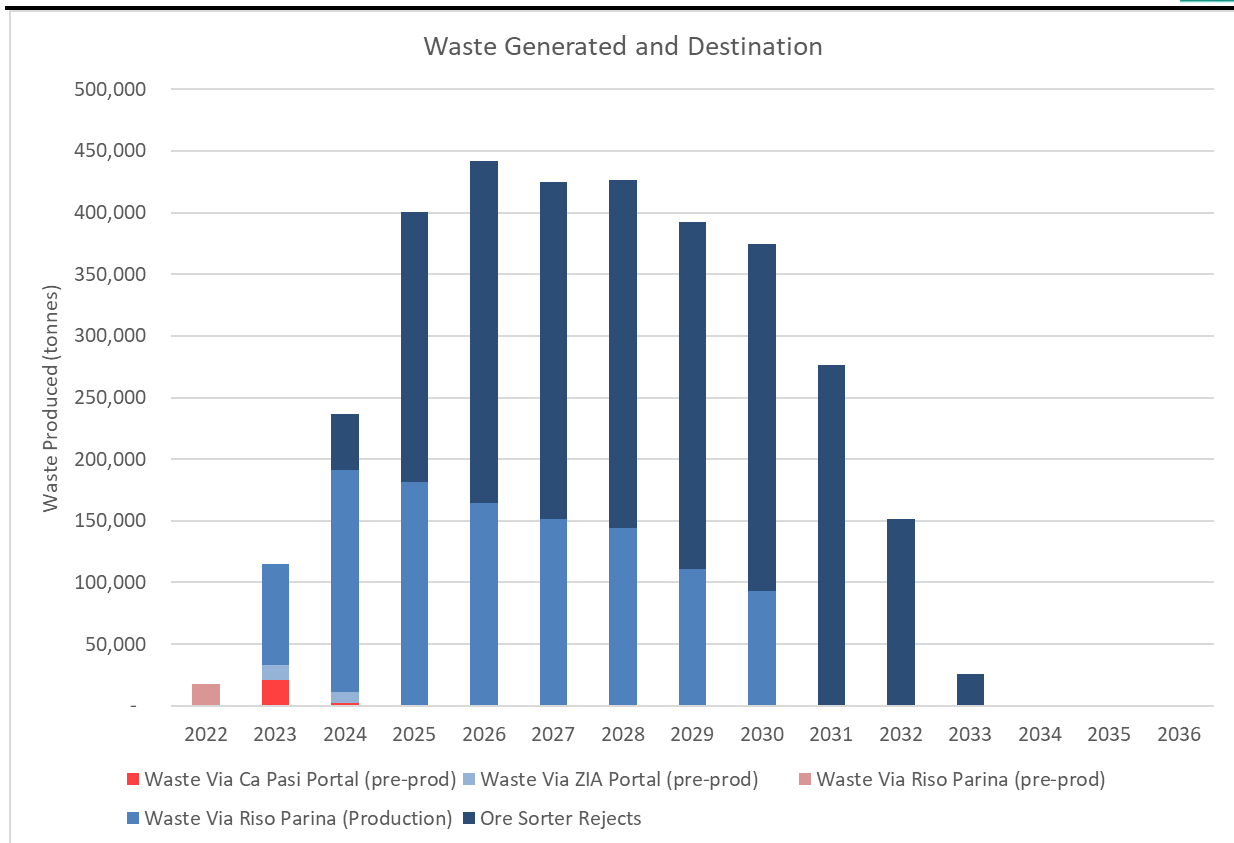
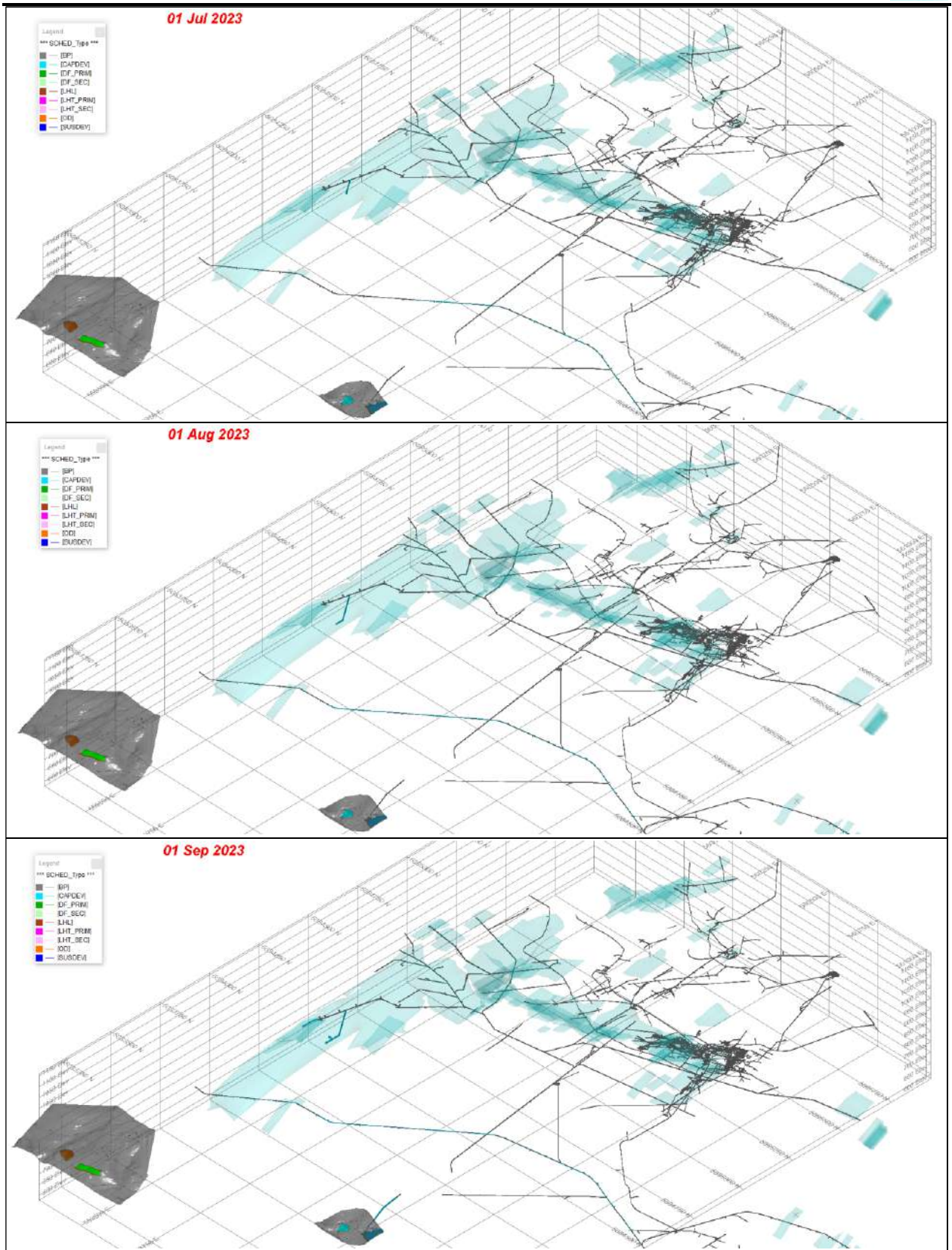
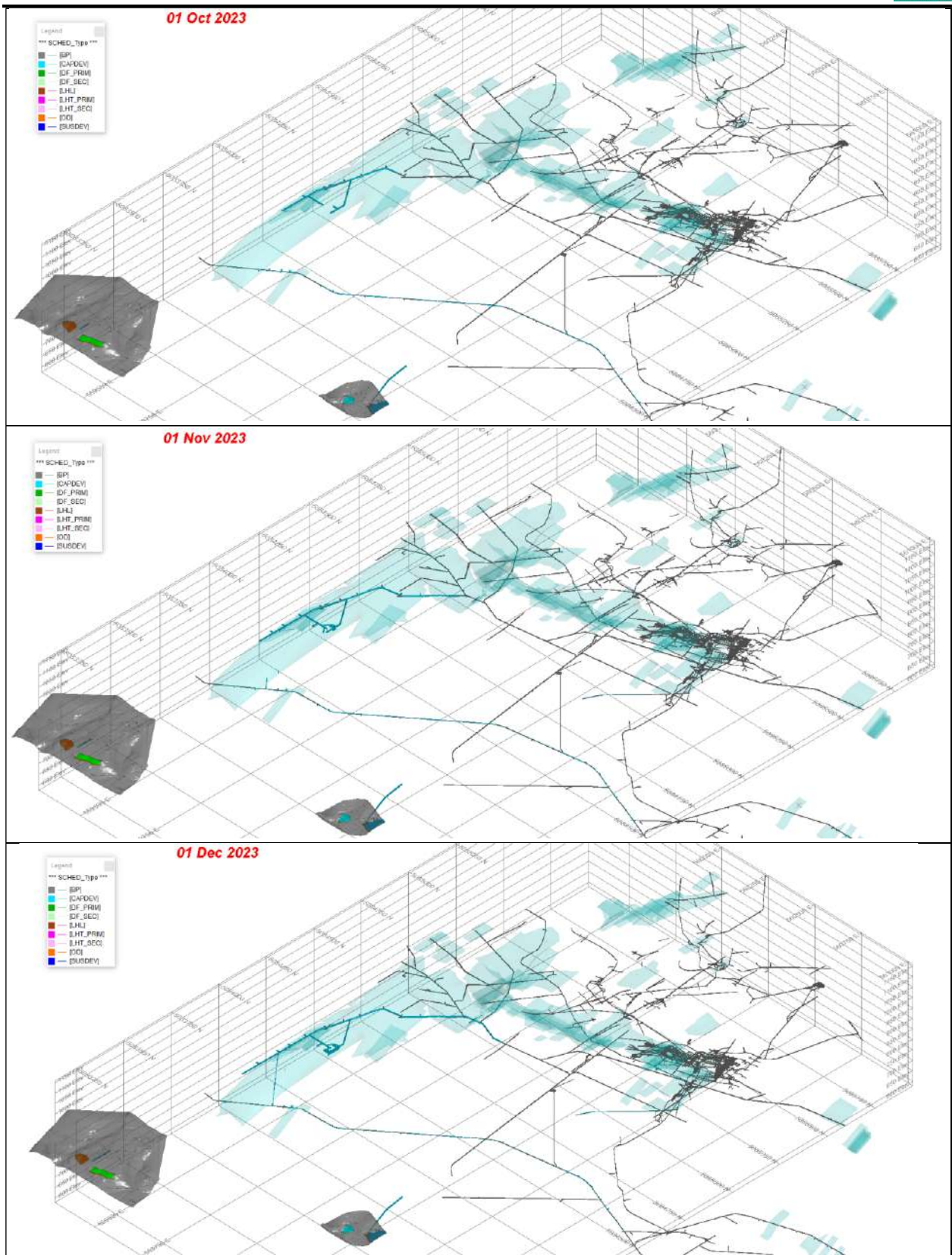


Figura 3-38: Produzione di scarti per destinazione





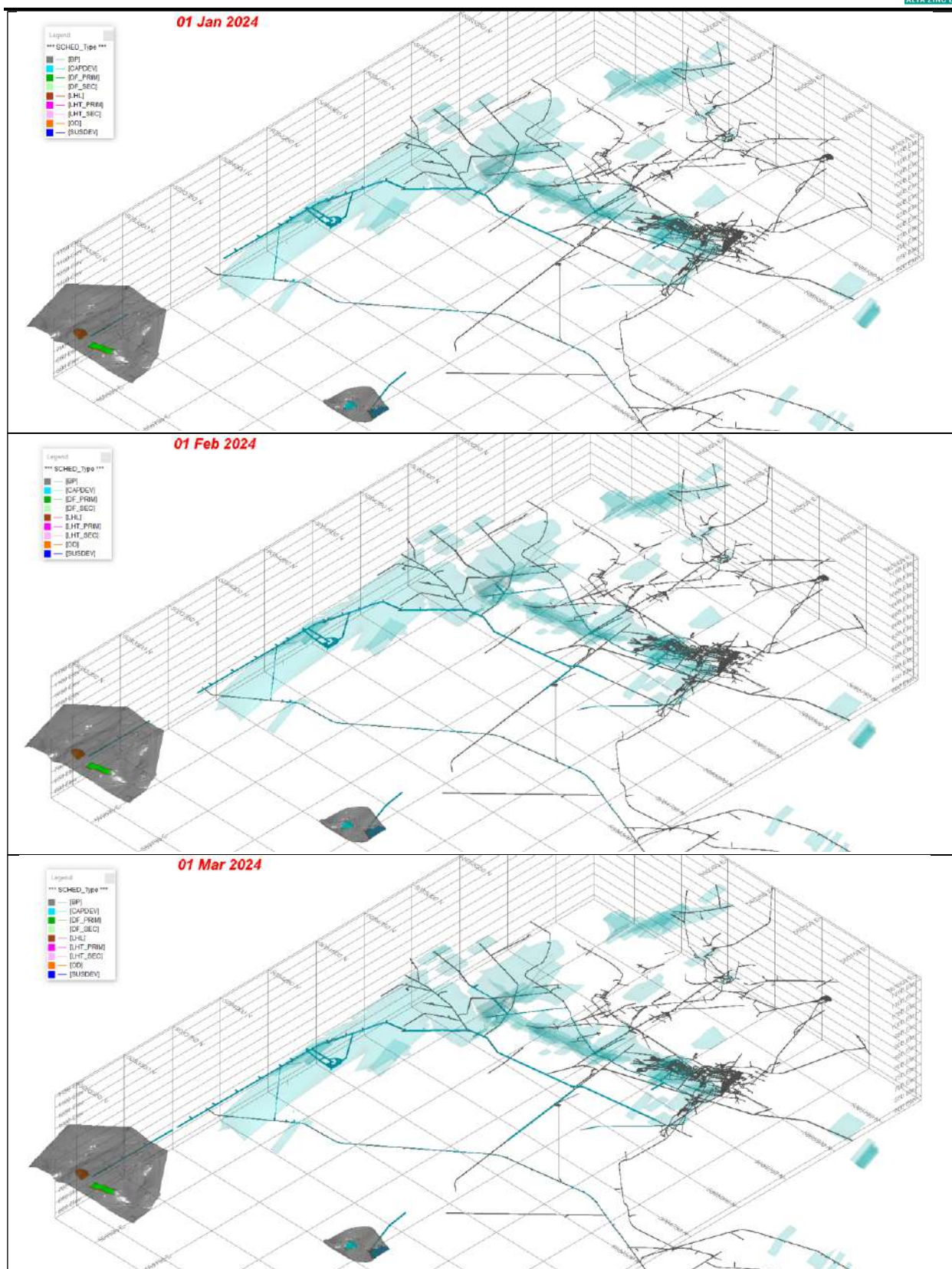
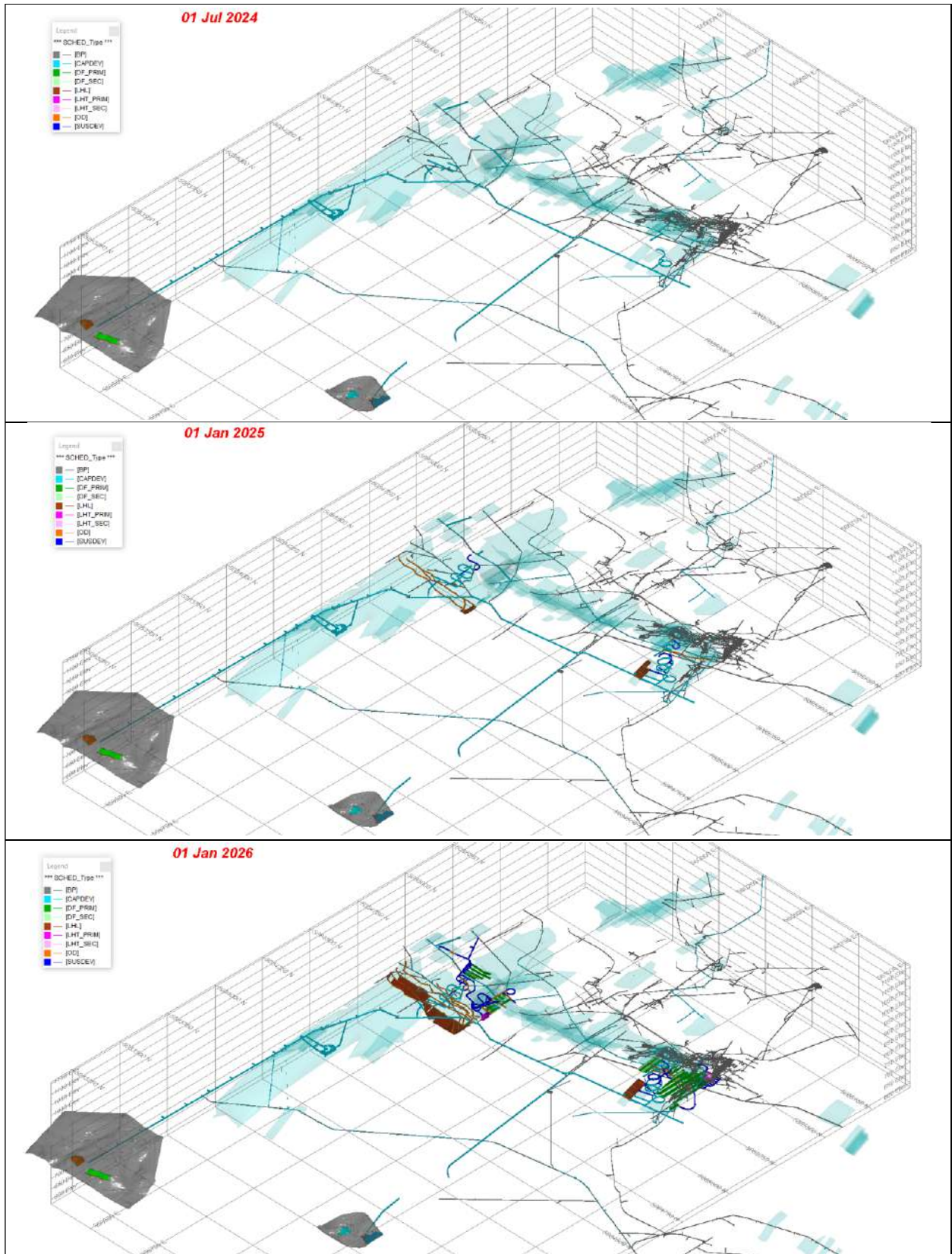
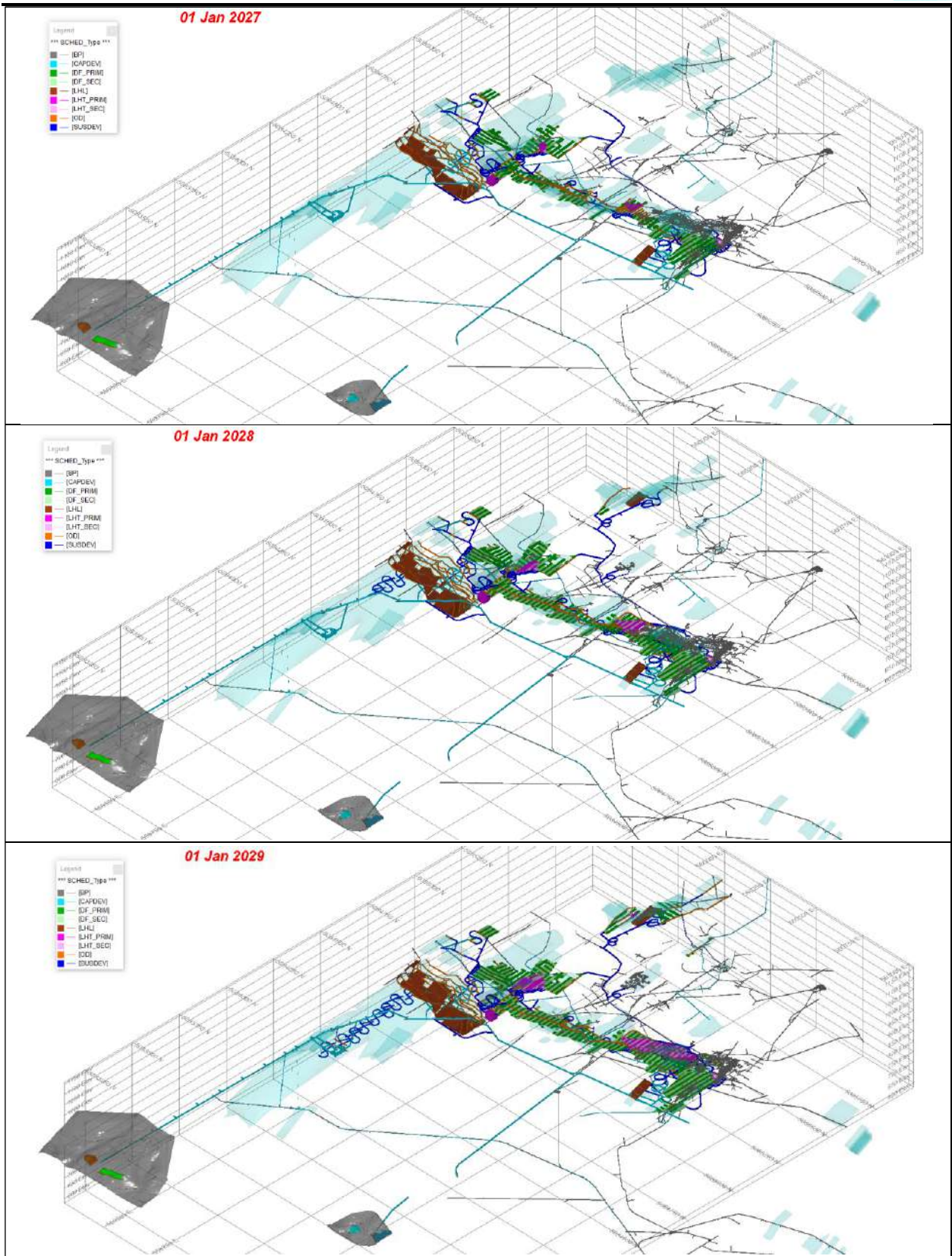
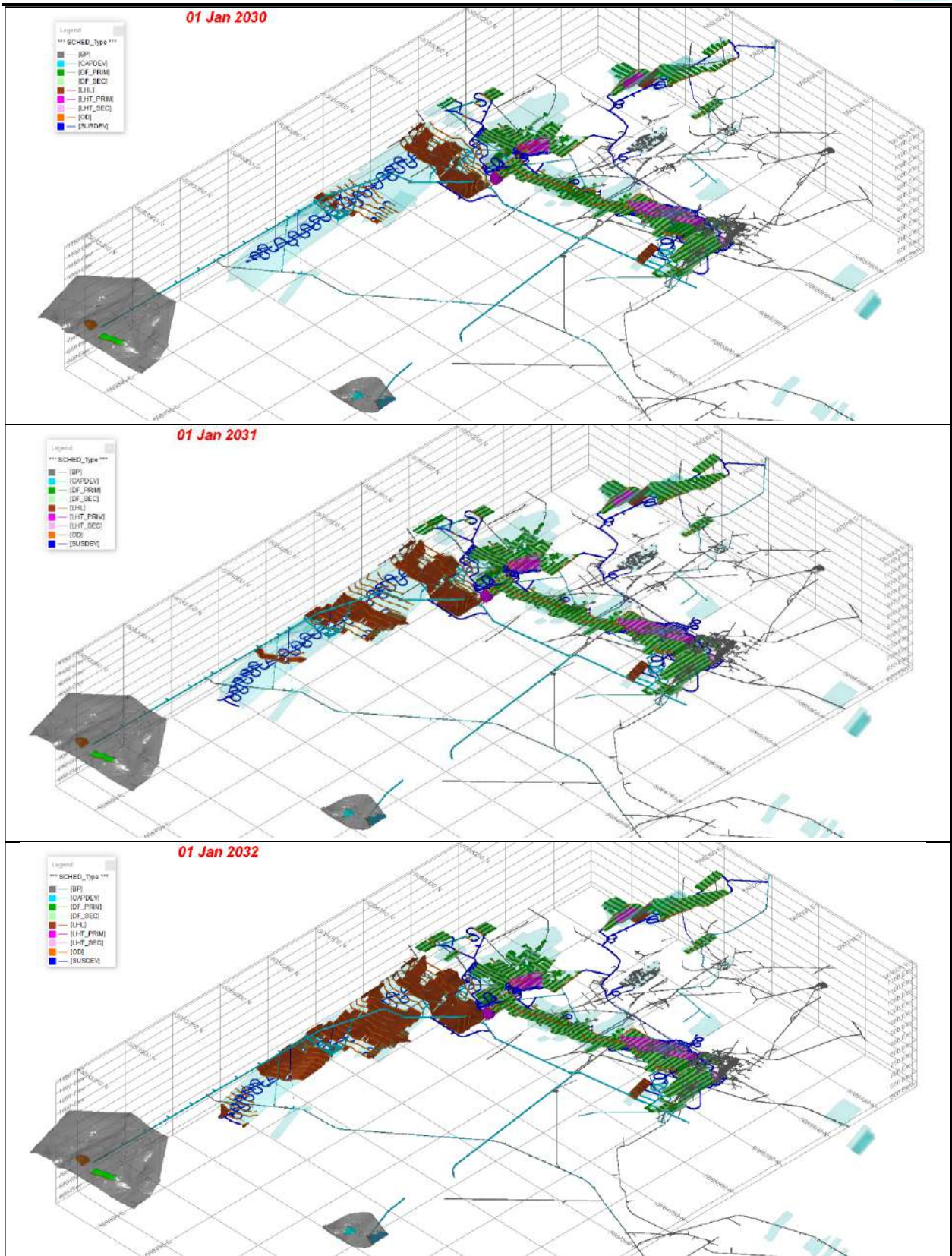


Figura 3-39: Sequenza di produzione in sotterraneo della Miniera di Zinco di Gorno (sviluppo delle infrastrutture)







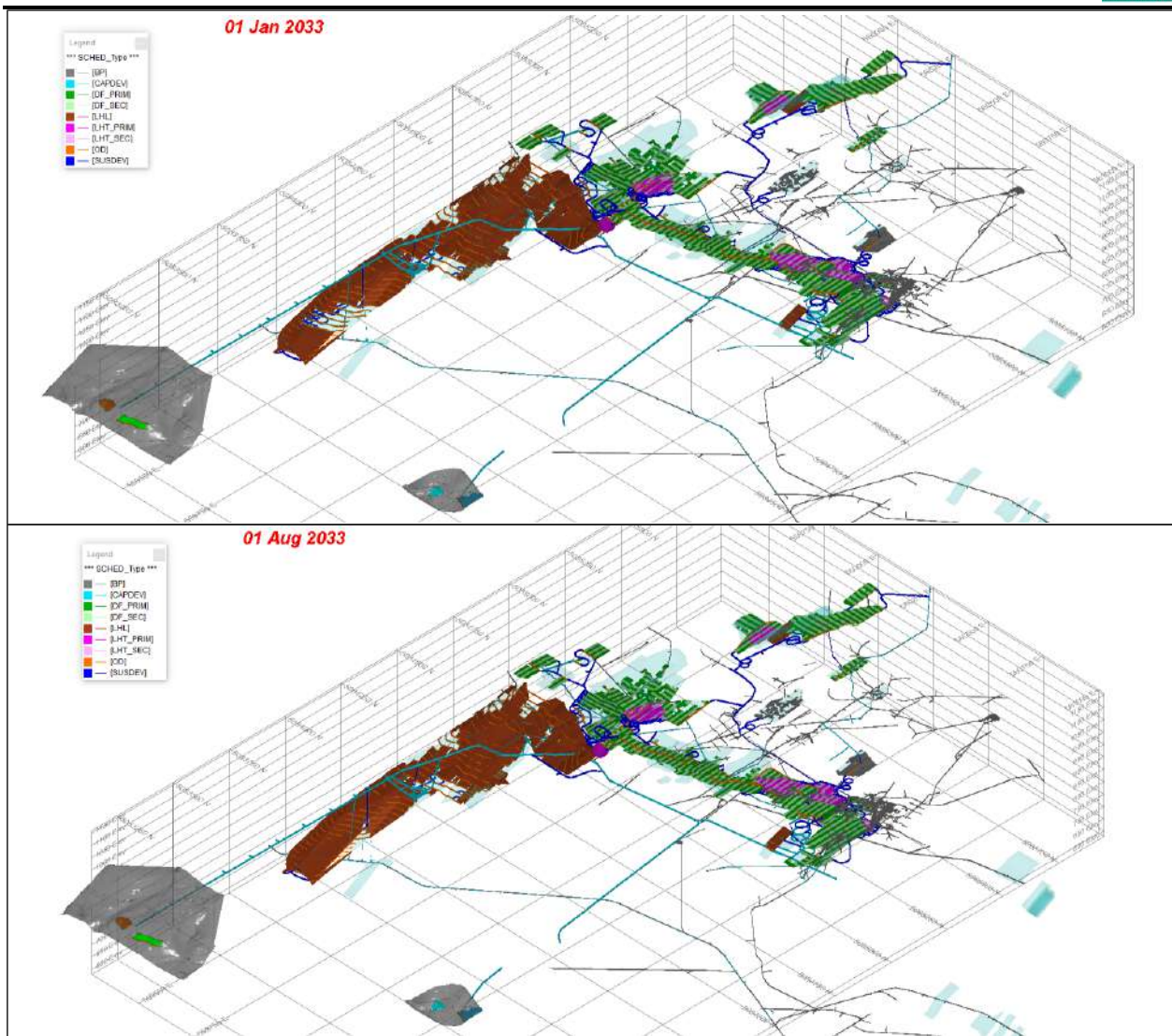


Figura 3-40: Sequenza di produzione della Miniera di Zinco di Gorno

1.1.1.1 Ripristino di Riso Parina

Il ripristino del sito di Riso Parina richiederà vari livelli di ripristino che vanno da aree estese in cui non sarà necessaria quasi nessuna azione a zone limitate che richiedono la potenziale ricostruzione di pesanti archi in acciaio (con tecniche di supporto al suolo moderne simili o alternative), rivestimento e spruzzatura di calcestruzzo. Il lavoro precedente di AMC (2017) ha valutato l'intera lunghezza del tunnel di Riso Parina e ha identificato 17 zone con diverse raccomandazioni di supporto. Questo lavoro è stato utilizzato per sviluppare un programma di alto livello per il ripristino del tunnel di Riso Parina. Un appaltatore minerario italiano, Tecme, ha condotto una ricognizione dell'intera lunghezza del tunnel di Riso Parina e ha fornito una stima dei lavori di ripristino (3,0 milioni di euro); tale importo è stato incluso nella stima del capitale delle infrastrutture sotterranee.

Il programma previsto prevede che un'unica squadra inizi i "primi lavori" nel 1° trimestre 2022 per tre mesi, per garantire che le Zone 1 - 6 siano sicure e transitabili per il trasporto di persone e materiali tramite locomotiva alla prima area critica (Zona 7) che attraversa la faglia. La zona 7 e la zona 8 saranno oggetto di attività successive; tuttavia, sono previsti il potenziamento e il ripristino continui delle zone 1 - 6 (squadra secondaria) contemporaneamente ai lavori di ripristino critico nelle zone 7 - 8. Una volta che tali zone critiche saranno completamente ripristinate, le due squadre lavoreranno simultaneamente al ripristino delle Zone 9 - 17.

I tipi di supporto raccomandati da AMC per le varie zone sono stati codificati per lo sviluppo del programma di ripristino, come segue:

- B1 2,0 m armatura solida galvanizzata (16mm). Coppa 150 mm x 150 mm Resina composta spin-to-stall a colonna intera. Schema quadrato o a diamante 1,5m x 1,5m (da parete a parete)
- B2 Pareti Split Set galvanizzate 1,5m. Pareti superiori Split Set galvanizzate 1,8m. Schema quadrato o a diamante 1,5m x 1,5m
- B3 Split Set galvanizzato 1,5 m. Bullonatura a punti
- B4 1,8m Split Set galvanizzato. Da parete a parete. Schema quadrato o a diamante 1,5m x 1,5m
- B5 1,8m armatura solida (16mm). Coppa 150 mm x 150 mm Resina composta spin-to-stall a colonna intera. Schema quadrato o a diamante 1,5m x 1,5m (da parete a parete) ove necessario
- A1 Calcestruzzo fibrorinforzato 50 mm. Da parete a parete.
- A2 Calcestruzzo fibrorinforzato 75mm. Da parete a parete.
- A3 Calcestruzzo fibrorinforzato 100mm. Da parete a parete.
- M1 Rete galvanizzata (6mm x 150mm x 150mm Apertura quadrata) da parete a parete 1,5m.
- M2 Non attribuito
- M3 Rete galvanizzata (6mm x 150mm x 150mm Apertura quadrata) dove richiesto.
- Archi Z1: Barre filettate in acciaio 254mm x 146mm (37kg/m) - 2,0m distanza archi. Rivestimento: Barre filettate in acciaio 178 mm x 102 mm (19 kg/m) / Lamiera in acciaio (10 mm).
- Z2 Non attribuito
- Z3 Archi in Calcestruzzo fibrorinforzato a 1,5 m di distanza tra gli anelli

La Figura 3-41 illustra le varie zone e l'estensione del tunnel di Riso Parina.

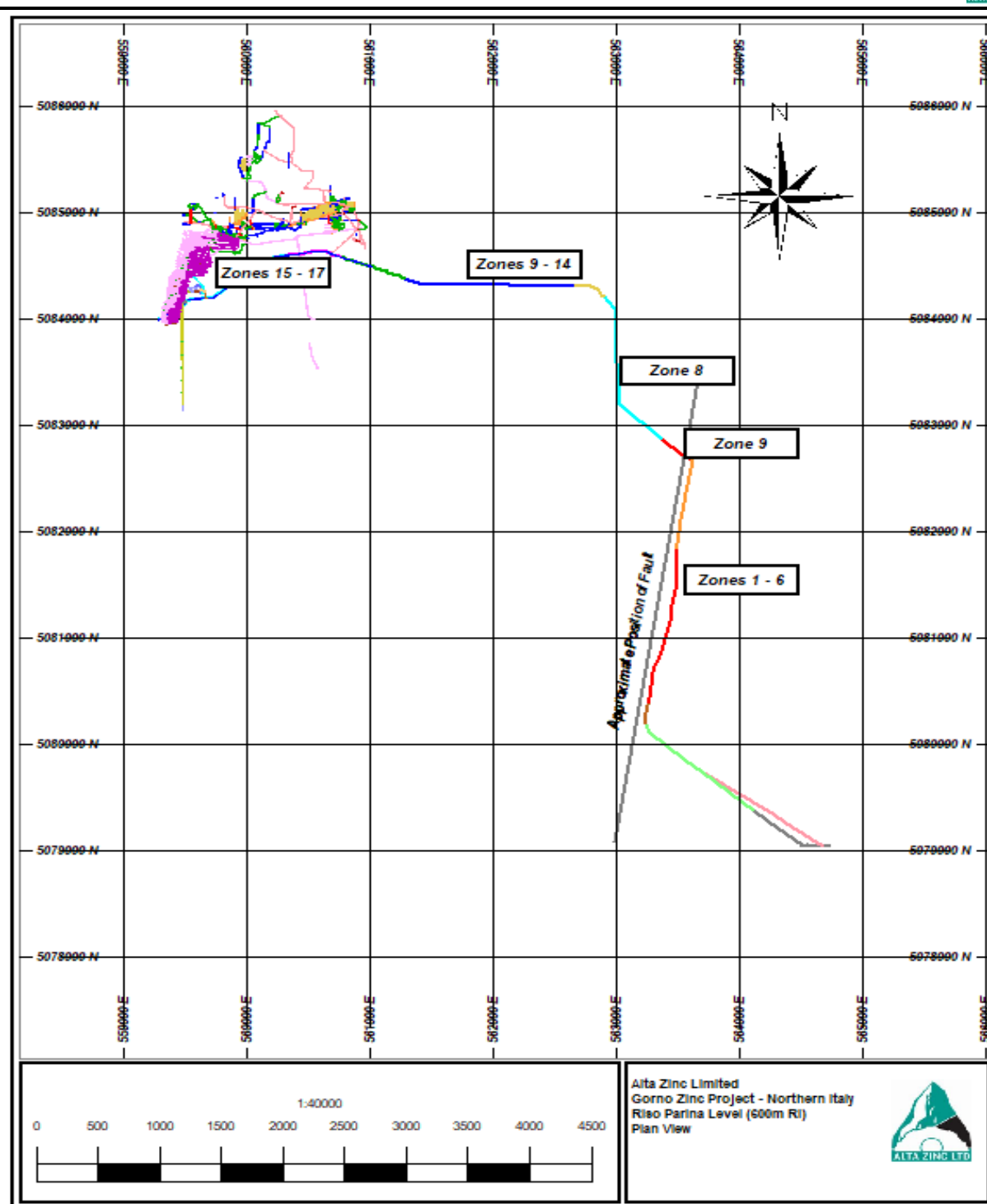


Figura 3-41: Illustrazione che mostra l'estensione del tunnel di Riso Parina.

La Tabella 3-22 qui sotto dettaglia il tipo di supporto per ciascuna zona e il tempo di ripristino stimato.

Tabella 3-22: Programma del ripristino di Riso Parina

	Distanza			Elevazione			Gradiente (1 in n)	Condizioni del tunnel			Lavoro di supporto al ripristino					Tempi di ripristino					
	Da	A	Lunghezza	Da	A	Delta		Condizioni	Massa di roccia	Supporto attuale	Bulloni	Reti	Aereo	Nastri metallici	Archi	Bulloni	Reti	Aereo	Nastri metallici	Archi	Totale
Sezione 1	0	750	750	547,75	552,67	4,92	1: 152	Scarso	Gorno / Altamente fratturato	Sparso	B1		A1		28	0	2	0	0	30	
Sezione 2	750	1.920	1.170	552,67	560,62	7,95	1: 147	Buono	Breno	Sconosciuto	B3	M3			11	39	0	0	0	50	
Sezione 3																					
Sezione 4	1.920	2.140	220	560,62	561,97	1,35	1: 163	Scarso	Sconosciuto	Sconosciuto	B2	M3			10	7	0	0	0	17	
Sezione 5	2.140	3.612	1.472	561,97	571,67	9,70	1: 152	V Scarso	Sconosciuto / Parallelo ad una faglia importante	Sparso	B3	M3	A2		Z3	14	49	7	0	22	91
Sezione 6	3.612	4.395	783	571,67	577,29	5,62	1: 139	V Scarso	Sconosciuto / Parallelo ad una faglia importante	Sparso	B2	M1			35	52	0	0	0	87	
Sezione 7	4.395	4.738	343	577,29	579,48	2,19	1: 157	E Scarso	Sviluppo di faglia / Collasso parete superiore	Set di binari in acciaio			A3		Z1	0	0	2	0	103	105
Sezione 8	4.738	6.251	1.513	579,48	589,59	10,11	1: 150	E Scarso	San Giovanni / Ripristino import.	Centine sparse e putrelle	B1	M1	A3		56	101	9	0	0	101	
Sezione 9	6.251	6.532	281	589,59	591,48	1,89	1: 149	Scarso	Sconosciuto	Sparso	B5	M3			15	9	0	0	0	24	
Sezione 10	6.532	6.695	163	591,48	592,58	1,10	1: 148	Scarso	Sconosciuto	Sparso	B4	M1			4	11	0	0	0	11	
Sezione 11																					
Sezione 12	6.695	6.845	150	592,58	593,58	1,00	1: 150	Scarso	Sconosciuto	Sparso	B4	M1			4	10	0	0	0	36	
Sezione 13	6.845	7.910	1.065	593,58	598,05	4,47	1: 238	Scarso	Sconosciuto	Sparso	B3	M3			10	36	0	0	0	45	
Sezione 14	7.910	8.477	567	598,05	600,38	2,33	1: 243	Scarso	Sconosciuto	Sparso	B3	M3			5	19	0	0	0	24	
Sezione 15	8.477	10.182	1.705	600,38	607,70	7,32	1: 233	Scarso	Sconosciuto	Sparso	B3					16	0	0	0	0	16
Sezione 16																					
Sezione 17																					
Totale / Media			10.182			59,95	1: 170								206	333	20	0	125	637	

3.7.12 Programmi di alimentazione e produzione dell'impianto

Il programma di alimentazione dell'impianto è stato sviluppato basandosi sulle date di messa in servizio previste per l'impianto e dal previsto incremento progressivo della coltivazione della Miniera di Zinco di Gorno. Nella programmazione dei tonnelli si tiene conto dell'immagazzinamento e della manipolazione, anche se è richiesto un immagazzinamento minimo per tutta la LOM. Le Figura 3-42 e

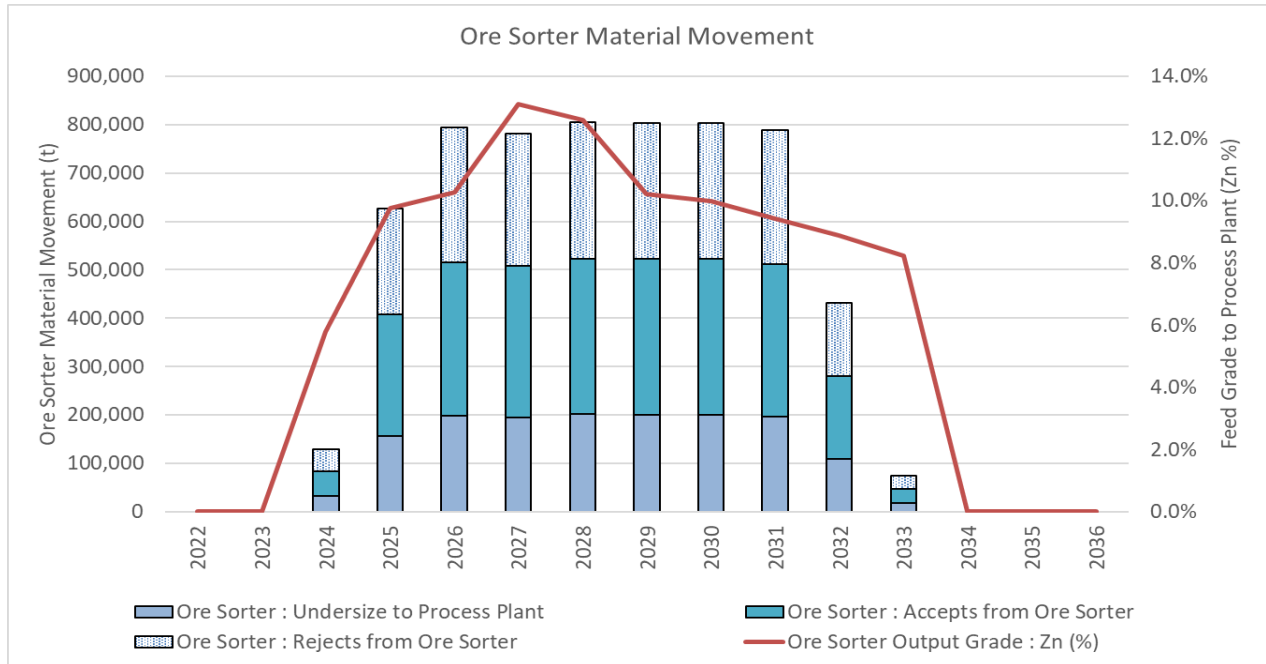


Figura 3-43: Programma di alimentazione impianto

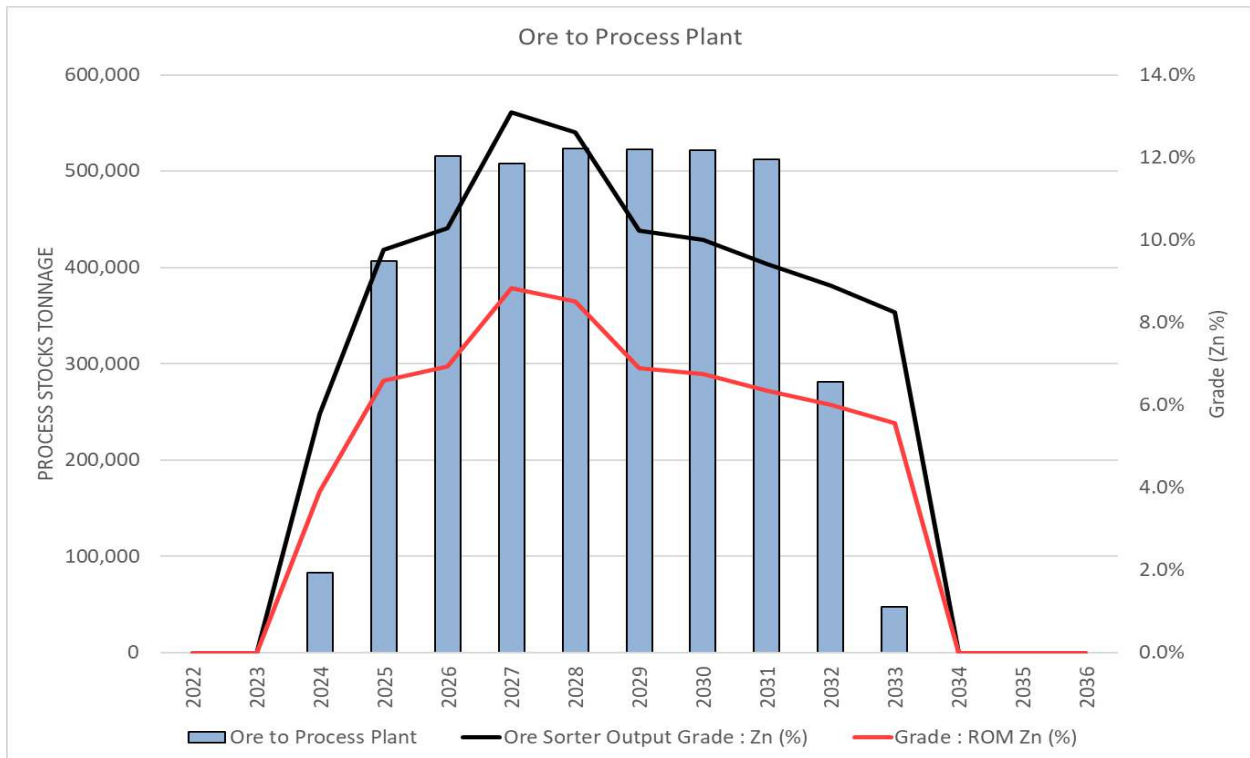


Figura 3-42: Programmi di alimentazione impianto

Figura 3-43mostrano il programma del tonnello di alimentazione dell'impianto di processo del sito ZIA.

Le immagini da Figura 3-44 fino a fino a **Error! Reference source not found.** illustrano l'output di concentrato dell'impianto di processo prodotto per i flussi di concentrato di Zinco e Piombo / Argento.

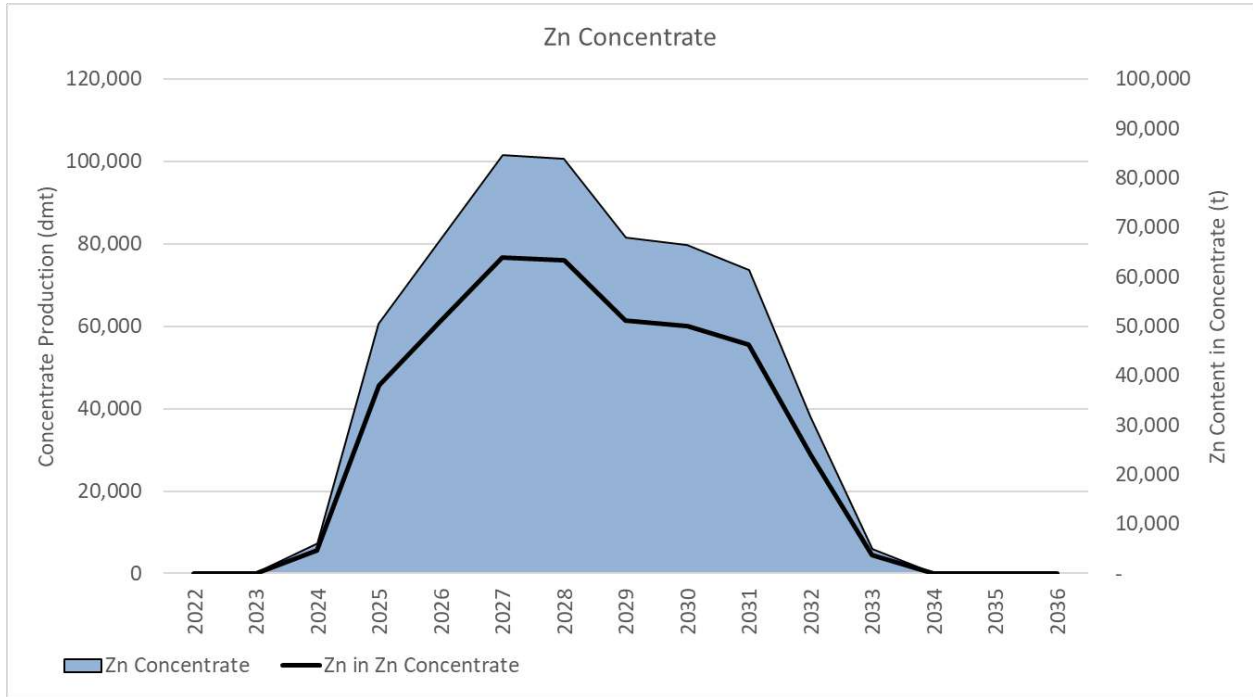


Figura 3-44: Produzione di concentrato di Zinco

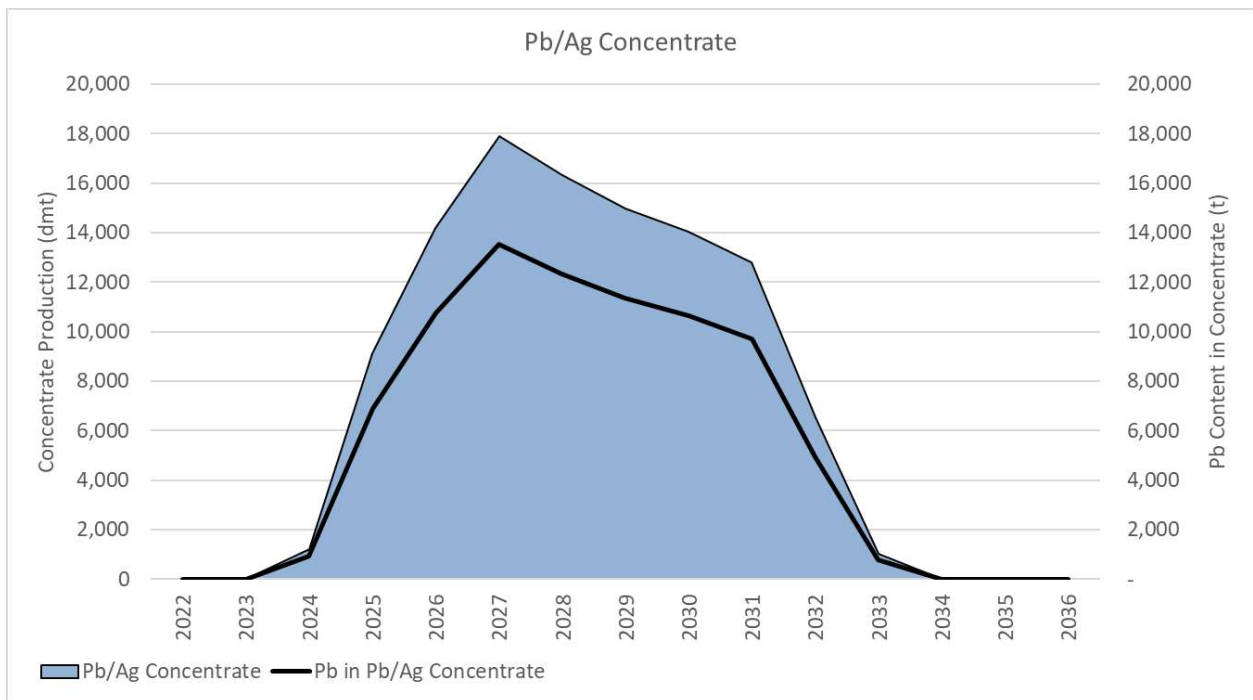


Figura 3-45: Produzione di concentrato di Piombo / Argento

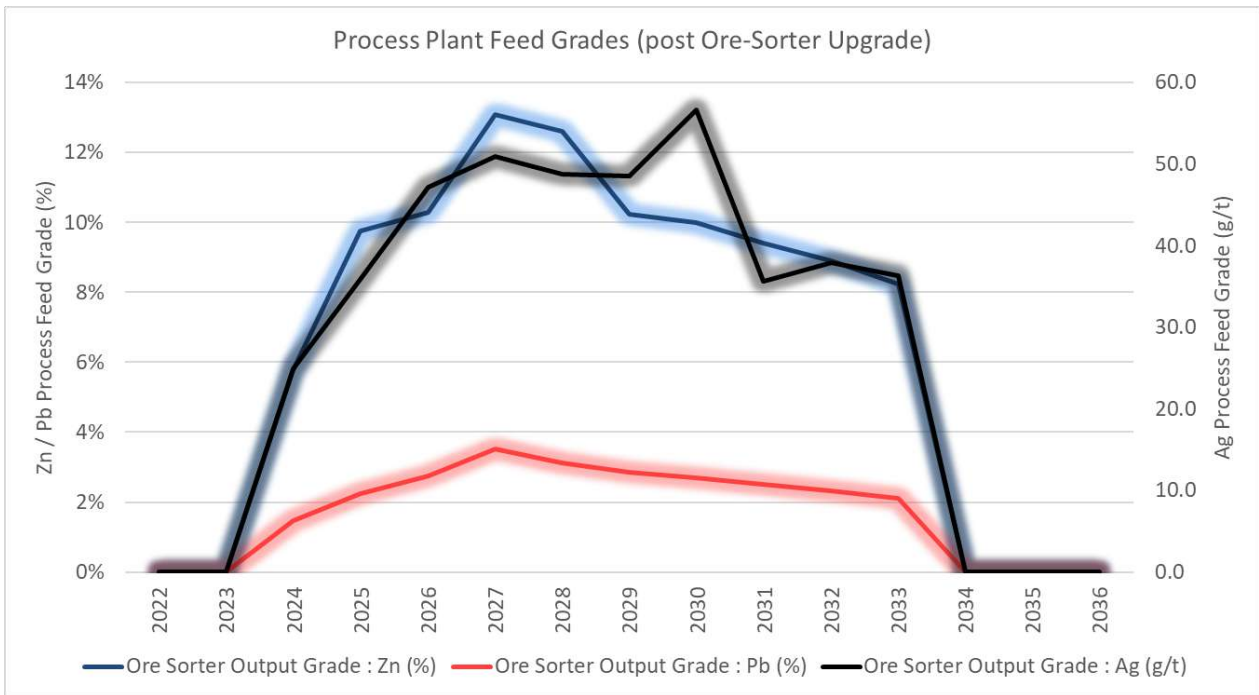


Figura 3-46: Tenori di alimentazione dell'impianto (dopo il potenziamento del selezionatore di minerali)

2.1.1.1 Programmi di stoccaggio

Oltre ai contenitori per i minerali grezzi e fini, presso l'impianto ZIA non verranno effettuati ulteriori stoccaggi in superficie a lungo o medio termine. È disponibile un certo numero di opzioni di stoccaggio sotterraneo nel caso in cui si verificano ritardi prolungati e non pianificati presso l'impianto di lavorazione; tali stoccaggi sono:

- Gallerie in disuso (nuove e storiche) e aree di stoccaggio temporaneo;
- Un certo numero di fornelli storici è disponibile (in particolare nell'area di Pian Bracca);
- Cameroni (di recente estrazione e storici).

3.7.13 Stima delle riserve minerali

In conformità con le linee guida del National Instrument 43-101 Standards of Disclosure for Mineral Projects e gli standard di definizione CIM per le risorse minerarie e le riserve di minerali, SAMREC e JORC, nonché le loro definizioni per la divulgazione di Riserve di Minerali / Minerarie, solo i blocchi di minerali classificati nelle categorie "Measured" e "Indicated" sono autorizzati a guidare l'ottimizzazione per la dichiarazione di una riserva di minerale a un livello di studio di pre-fattibilità (PFS) o fattibilità. Le Risorse di Minerali "Inferred" e i blocchi geologici potenziali, indipendentemente dal tenore e dal recupero, non hanno alcun valore economico e sono trattati come scarti.

Nessuna Riserva può essere calcolata includendo la risorsa minerale "Inferred" in questo caso il livello di confidenza di questo studio di valutazione non soddisferebbe i requisiti di un livello di studio PFS o di fattibilità.

3.7.14 Risorse minerali incluse nei Progetti della Miniera

Il processo per stimare le Risorse di Minerali incluse nel progetto di miniera sotterranea per il giacimento della Miniera di Zinco di Gorno è dettagliato nelle sezioni precedenti di questo rapporto:

1. L'ottimizzazione MSO degli scavi di estrazione per la Risorsa di Minerali è stata intrapresa solo sulle Risorse di Minerali Indicate e Inferite;
2. I tenori e le tonnellate del modello di Risorse di Minerali sono stati modificati da un recupero minerario e da una diluizione basati sull'ottimizzazione MSO degli scavi di estrazione e sui fattori di modifica utilizzati nel processo di pianificazione e programmazione della miniera;
3. Per eseguire le ottimizzazioni della forma degli scavi è stata utilizzata la suite di software di ottimizzazione MSO di Datamine™. Il software MSO di Datamine™ è uno strumento accettato nel settore per l'ottimizzazione delle aree di coltivazione. Sono state applicate una serie di sensibilità che testano i tenori di cut-off per determinare la sequenza di estrazione della miniera del Caso Base.
4. Il risultato dell'ottimizzazione MSO degli scavi è stato ulteriormente raffinato manualmente, mantenendo un'altezza minima di estrazione di 2 m nelle sezioni Drift and Fill e di 1,2 m nelle sezioni Long Hole Longitudinal (senza accesso umano). In entrambi i casi la minima diluizione del diaframma di HW / FW di 0,15 m rispettivamente è stata mantenuta dalla zona a mineralizzazione al 2% Zn.
5. Un rapporto di estrazione del 90% nelle sezioni Drift and Fill è stato utilizzato per tener conto delle perdite dei pilastri apicali utilizzati per il riempimento efficace dei vuoti degli scavi. Nelle sezioni Long Hole (sia longitudinali che trasversali) è stato utilizzato un rapporto di estrazione

del 100%. In una piccola sezione di pannelli e pilastri sotto la valle del fiume (<100 kt) è stato applicato un rapporto di estrazione del 70% per garantire la stabilità del sistema di pilastri rigidi.

6. Rimozione di coltivazione e sviluppo (contenente 200 kt di risorse estraibili) nelle aree che si trovano entro 25 m in verticale dalla topografia e 25 m su entrambi i lati del torrente Val Vedra. Questo formerà una corona o un pilastro di protezione sotto il letto del torrente.

La Tabella 3-23 riassume la Dichiarazione di Inventario di Minerale per il giacimento della Miniera di Zinco di Gorno basato sul lavoro dettagliato di cui sopra.

Tabella 3-23: Inventario del minerale sotterraneo della Miniera di Zinco di Gorno al 20 settembre 2021

Inventario del minerale	Tonnellaggio (kt)	Contenuto in Zn (t)	Contenuto in Pb (t)	Contenuto in Ag (t)	Tenore di Zn (%)	Tenore di Pb (%)	Tenore di Ag (%)
Misurato	0	0	0	0	0,00%	0,00%	0,0
Indicato	4.573	321.544	84.245	4.659	7,03%	1,84%	31,7
Inferito	1.463	107.407	27.783	1.282	7,34%	1,90%	27,3
Totale inventario	6.037	428.951	112.028	5.941	7,11%	1,86%	30,6

Note:

1. Le risorse minerarie stimate giacenti nelle gallerie della Miniera di Zinco di Gorno sono definite all'interno di un progetto minerario guidato dal processo di ottimizzazione della forma minabile (MSO) al cut-off del 3,5% di Zn_{eqv} .
2. Le ottimizzazioni MSO degli scavi di estrazione sono state eseguite solo sui materiali delle risorse minerarie indicate e inferite.
3. L'arrotondamento, secondo quanto richiesto dalle linee guida di reporting, può avere come risultato differenze evidenti di totali tra tonnellate, tenore e contenuto
4. Le misure di tonnellaggio e tenore sono in unità metriche, il contenuto del minerale è basato su unità metriche e imperiali
5. Tenore economico minimo di cut-off del 3,5% Zn_{eqv} applicato agli scavi di coltivazione
6. Tenore economico minimo di cut-off del 1,0% Zn_{eqv} applicato alle forature minerarie
7. Perdita per diaframma minimo di 0,15 in HW/FW rispettivamente
8. Altezza minima di estrazione di 2 m negli scavi di coltivazione in Drift and Fill e di 1,2 m in LHRF (Longitudinali).
9. Nessun potenziale geologico, giacimento o rifiuto mineralizzato contribuisce a valorizzare l'ottimizzazione MSO
10. Rapporto di estrazione variabile applicato. LHRF del 100%, 70% Pannelli e pilastri e 90% Drift and Fill.
11. Esclusione della corona di pali (25m verticalmente e 50m orizzontalmente dalla linea centrale del torrente Val Vedra) circa 200 kt/mese di perdita di minerale.

4 Costi operativi

I costi operativi sono stati stimati da un modello basato su attività a base zero e calcolati per periodo in base al programma di produzione della miniera per l'operatività in sotterraneo. I costi presentati sono denominati in dollari USA reali e ciascuna componente di costo presentata in valuta locale (Euro) è stata convertita in dollari USA reali al tasso di cambio di 0,86 euro per 1 US\$. I costi operativi sono presentati nelle seguenti categorie principali:

1. Costi di estrazione diretti
2. Costo di processo
3. Costo in miniera
4. Costo extra miniera
5. Costo del capitale di supporto (compreso l'accantonamento ai fini ambientali)

Le spese di trasporto / trattamento del concentrato sono incluse nei Costi extra miniera. Con penali per gli elementi deleteri detratte dal flusso delle entrate. Non sono state considerate dovute commissioni d'agenzia a causa della centralità del progetto rispetto a una significativa rete logistica e di fonderie europee.

4.1 Costi operativi di estrazione

Il modello dei costi operativi in sotterraneo è sviluppato come modelli di costi operativi basati su attività a base zero.

Il modello dei costi operativi della miniera in sotterraneo presuppone un modello di operatore in sotterraneo proprietario con una assunzione in leasing delle attrezzature minerarie (interessi del 5%, piano di rimborso su 60 mesi). Il modello basato sull'attività considera le seguenti attività estrattive principali:

1. Sviluppo e attività di trasporto su gomma;
2. Coltivazione in Long-hole con raccolta e trasporto meccanizzati;
3. Riempimento a ridosso dei pozzi di coltivazione;
4. Coltivazione in Short-hole con raccolta e trasporto meccanizzati;
5. Logistica; e
6. Servizi di pompaggio e minerari.
7. Gestione del minerale
8. Gestione degli scarti

Le quantità programmate dal piano e dalla programmazione della miniera sono state usate per calcolare i flussi dei costi operativi su una base per periodo. Nei costi operativi di estrazione, oltre ai tassi e alle quantità unitari variabili è stato previsto un accantonamento di costo fisso.

La Tabella 4-1 e la Tabella 4-12 di seguito riassumono i costi operativi minerari utilizzati nel modello finanziario.

Tabella 4-1: Sintesi del costo operativo di estrazione per la Miniera di Zinco di Gorno (per Attività)

Attività di estrazione	Unità	Regime ordinario 2025 - 2032	LOM totale
Perforazione profonda	US\$m	28,5	35,4
Perforazione a foro corto	US\$m	20,3	20,7
Brillamento	US\$m	23,8	27,4
Caricamento primario	US\$m	18,1	19,9
Caricamento secondario	US\$m	0,0	0,0
Trasporto	US\$m	33,0	35,4
Supporto	US\$m	14,8	15,2
Gestione del terreno	US\$m	2,7	3,2
Logistica	US\$m	13,0	14,4
Manutenzione	US\$m	14,3	16,2
Costruzione	US\$m	5,0	6,0
Riempimento vuoti	US\$m	9,8	11,8
Pompaggio	US\$m	0,8	0,9
Smaltimento scarti	US\$m	11,4	12,6
Servizi minerari	US\$m	24,1	28,7
Subtotale	US\$m	219,5	247,7
Margine Impresa	US\$m	0,0	0,0
Totale costi	US\$m	219,5	247,7
Attività di estrazione	Unità	Regime ordinario	LOM
Perforazione profonda	US\$ / tonnellata _{ROM}	5,3	5,9
Perforazione a foro corto	US\$ / tonnellata _{ROM}	3,8	3,4
Brillamento	US\$ / tonnellata _{ROM}	4,4	4,5
Caricamento primario	US\$ / tonnellata _{ROM}	3,3	3,3
Caricamento secondario	US\$ / tonnellata _{ROM}	0,0	0,0
Trasporto	US\$ / tonnellata _{ROM}	6,1	5,9
Supporto	US\$ / tonnellata _{ROM}	2,7	2,5
Gestione del terreno	US\$ / tonnellata _{ROM}	0,5	0,5
Logistica	US\$ / tonnellata _{ROM}	2,4	2,4
Manutenzione	US\$ / tonnellata _{ROM}	2,6	2,7
Costruzione	US\$ / tonnellata _{ROM}	0,9	1,0
Riempimento vuoti	US\$ / tonnellata _{ROM}	1,8	2,0
Pompaggio	US\$ / tonnellata _{ROM}	0,1	0,1
Smaltimento scarti	US\$ / tonnellata _{ROM}	2,1	2,1
Servizi minerari	US\$ / tonnellata _{ROM}	4,5	4,7
Subtotale	US\$ / tonnellata_{ROM}	40,6	41,0
Margine Impresa	US\$ / tonnellata _{ROM}	0,0	0,0
Totale costi	US\$ / tonnellata_{ROM}	40,6	41,0

Tabella 4-2: Sintesi del costo operativo di estrazione per la Miniera di Zinco di Gorno (per Risorsa)

Risorsa mineraria	Unità	Regime ordinario 2025 - 2032	LOM totale
Capitale	US\$m	0,0	0,0
Locazione	US\$m	17,4	18,6
Fisso	US\$m	0,0	0,0
Energia	US\$m	10,1	11,2
Acqua	US\$m	2,0	2,2
Carburante	US\$m	15,4	16,8
Lubrificanti	US\$m	0,5	0,5
Pneumatici	US\$m	3,1	3,4
Parti di usura	US\$m	29,9	35,0

Materiali di consumo per brillamento	US\$m	14,6	17,0
Materiali di consumo di supporto	US\$m	15,5	18,1
Manutenzione	US\$m	35,3	38,7
Danni	US\$m	3,2	3,5
Ricostruzioni	US\$m	7,6	7,6
Manodopera	US\$m	63,6	73,5
Impresa	US\$m	0,0	0,0
Servizi	US\$m	0,0	0,0
Assicurazioni	US\$m	0,9	1,1
Valore recupero	US\$m	0,0	0,0
Subtotale	US\$m	219,1	247,3
Margine Impresa	US\$m	0,0	0,0
Totale costi per attività	US\$m	219,1	247,3
Costi per risorsa			
	Unità	Regime ordinario	LOM
Capitale	US\$ / tonnellata _{ROM}	0,0	0,0
Locazione	US\$ / tonnellata _{ROM}	3,2	3,1
Fisso	US\$ / tonnellata _{ROM}	0,0	0,0
Energia	US\$ / tonnellata _{ROM}	1,9	1,9
Acqua	US\$ / tonnellata _{ROM}	0,4	0,4
Carburante	US\$ / tonnellata _{ROM}	2,8	2,8
Lubrificanti	US\$ / tonnellata _{ROM}	0,1	0,1
Pneumatici	US\$ / tonnellata _{ROM}	0,6	0,6
Parti di usura	US\$ / tonnellata _{ROM}	5,5	5,8
Materiali di consumo per brillamento	US\$ / tonnellata _{ROM}	2,7	2,8
Materiali di consumo di supporto	US\$ / tonnellata _{ROM}	2,9	3,0
Manutenzione	US\$ / tonnellata _{ROM}	6,5	6,4
Danni	US\$ / tonnellata _{ROM}	0,6	0,6
Ricostruzioni	US\$ / tonnellata _{ROM}	1,4	1,3
Manodopera	US\$ / tonnellata _{ROM}	11,8	12,2
Impresa	US\$ / tonnellata _{ROM}	0,0	0,0
Servizi	US\$ / tonnellata _{ROM}	0,0	0,0
Assicurazioni	US\$ / tonnellata _{ROM}	0,2	0,2
Valore recupero	US\$ / tonnellata _{ROM}	0,0	0,0
Subtotale	US\$ / tonnellata_{ROM}	40,6	41,0
Margine Impresa	US\$ / tonnellata _{ROM}	0,0	0,0
Totale costi	US\$ / tonnellata_{ROM}	40,6	41,0

4.2 Costi operativi di processo

I costi operativi della lavorazione per flottazione sono stati derivati dal lavoro metallurgico di prova e dallo studio di valutazione intrapreso da vari consulenti, come riassunto nel PFS 2018 riportato da Lycopodium Consultants e anche dalle successive revisioni e analisi di Holland and Holland Consulting nel loro studio del 2021.

I costi operativi sono stati rettificati per adeguarli ai costi locali di energia, reagenti e manodopera.

Tabella 4-3: Stime dei costi di processo per i minerali della Miniera di Zinco di Gorno

Costo di processo	LOM US\$m	US\$ / tonnellata _{Frantumato}	US\$ / tonnellata _{ROM}
Dispositivo di cernita sotterraneo Nota1	0,0	0,0	0,0
Manodopera	32,8	8,4	5,4
Energia	18,4	4,7	3,0
Manutenzione	6,8	1,7	1,1
Parti di ricambio	7,0	1,8	1,2
Reagenti	27,1	6,9	4,5

Costo di processo	LOM US\$m	US\$ / tonnellata _{Frantumato}	US\$ / tonnellata _{ROM}
Sacchi di concentrato	4,5	1,2	0,7
Contingenza	1,4	0,4	0,2
Totale costo di processo	97,9	25,0	16,2

Nota 1: I costi del dispositivo di cernita dei minerali sono inclusi nel costo della manodopera, dell'energia, della manutenzione e dei pezzi di ricambio, e non sono specificamente separati.

4.3 Costi in miniera

I costi in miniera per la Miniera di Zinco di Gorno sono stati stimati da principi primi basati sui tassi stimati di retribuzione della manodopera locale e comprendono gli accantonamenti per i depositi e le attrezzature. I costi in miniera sono calcolati per le attrezzature indirette, le scorte e le voci accessorie.

I costi per le voci accessorie sono sintetizzati nella Tabella 4-4 qui sotto:

Tabella 4-4: Numero e costo della manodopera indiretta

Costi in miniera	US\$/mese	US\$m LOM Totali	US\$/t _{ROM}
Management e impresa	941	0,1	0,02
Alloggio ^{Nota 1}	3.272	0,4	0,06
Costi ufficio	5.972	0,7	0,11
Computer e Servizi IT	14.812	1,6	0,27
Spese di viaggio	4.558	0,5	0,08
Varie	5.317	0,6	0,10
Salute e sicurezza	4.390	0,5	0,08
Spogliatoio e lampisteria	6.683	0,7	0,12
Impresa estrattiva	0	0,0	0,00
Totale costi	45.943	5,1	0,84

Nota 1: Non è previsto alcun accantonamento per vitto e alloggio per i dipendenti di qualsiasi livello, poiché questi saranno reperiti presso la manodopera locale.

4.4 Costi extra miniera

Il costo extra-miniera include il trasporto del minerale della Miniera di Zinco di Gorno alla struttura di trasporto ferroviario di Bergamo (30,5 km) per il successivo trasporto al porto di Genova, e infine all'acquirente, del prodotto concentrato. Il trasporto sarà a carico di un'impresa specializzata che soddisfi i requisiti di trasporto e il tasso unitario di US\$ 0,15/t.km è basato su un tasso parametrato dell'Impresa.

Si prevede che gli scarti prodotti dalle attività che sviluppano scarti, e quelli provenienti dal Dispositivo di cernita, vengano trasferiti sottoterra a 600 m RL e trasportati tramite locomotiva e tramogge al Portale di Riso Parina (fase inclusa nei costi operativi). Gli scarti verranno scaricati in un frantumatore di aggregati mobile per il trasporto "gratuito" da parte degli acquirenti.

I costi di trasporto, trattamento e raffinazione del concentrato sono forniti da AltaZinc e consistono di:

- Costo di trasporto del concentrato per US\$47,75/wmt
- Costo di trattamento del concentrato di Zn di US\$156.56/wmt
- Costo di trattamento del concentrato di Pb/Ag US\$130.50/wmt
- Costo di raffinazione di Ag di US\$1.0/oz

Tabella 4-5: Costi operativi extra miniera

Costi extra miniera	Unità	Valore	US\$m LOM	US\$/t _{ROM}
Trasporto su strada del prodotto (Riso --> Genova)	US\$/t.km	0,15	3,7	0,68
Trasporto su strada degli scarti (Riso --> Ponte Nossa) ^{Nota 1}	US\$/t.km	0,15	0,0	0,00
Trasporto del Concentrato - Zn Conc	US\$/wmt	47,75	32,7	6,05
Trasporto del Concentrato - Pb Conc	US\$/wmt	47,75	5,6	1,04



Trattamento del Concentrato - Zn Conc	US\$/tonn.metrica asciutto	156,56	98,7	18,26
Trattamento del Concentrato - Pb Conc	US\$/tonn.metrica asciutto	130,50	14,1	2,61
Raffinazione metalli preziosi	US\$/oz	1,0	3,2	0,59
Totale costi			157,9	29,23

Nota 1: Dopo la frantumazione della roccia di scarto in aggregato a Riso Parina, si presume che la rimozione degli scarti sia "Free-issue" per i potenziali acquirenti.

Le penali per gli elementi deleteri vengono detratte dal flusso delle entrate.

4.5 Costi del capitale di supporto

Oltre alla strategia di sostituzione dell'attrezzatura mineraria e al costo che fa parte del costo operativo della miniera, un ulteriore accantonamento di capitale di supporto del 2% è stato applicato al costo operativo minerario della Miniera di Zinco di Gorno. Un accantonamento del 5% del costo del capitale meccanico all'anno è incluso nel costo operativo di lavorazione che equivale a 0,991 US\$/tonnellata_{ROM}. La sostituzione dell'attrezzatura mineraria è inclusa nei costi operativi; ciò rappresenta la maggior parte degli accantonamenti dei costi di capitale sostenuti per l'estrazione diretta. L'accantonamento di capitale di supporto è stato stimato sulla base della vita utile della miniera e delle nuove costruzioni.

Inoltre, l'accantonamento del capitale di supporto include lo sviluppo continuo degli scarti per accedere alle nuove aree di giacenza mineraria. L'accantonamento del capitale di supporto per la LOM totale equivale a US\$42,1 milioni o US\$7,0/t_{ROM}.

4.6 Accantonamento a fini ambientali

Un accantonamento a fini ambientali di US\$ 1,66 / tonnellata di minerale (US\$ 10 m) è stato applicato ai fini del ripristino del sito dopo la fine della vita utile della miniera, ed è incluso nell'accantonamento del capitale di supporto. Ciò è considerato adeguato in quanto ci sarà un disturbo minimo alla superficie, senza discariche di scarti o depositi di sterili in superficie e l'impianto di lavorazione occupa un sito industriale esistente ed edifici esistenti.

4.7 Detrazioni dalle vendite di concentrato

Le detrazioni dalle vendite dei concentrati di zinco e piombo/argento includono le penali per gli elementi nocivi contenuti nei concentrati di zinco e piombo/argento in base alla loro concentrazione, e una detrazione per le commissioni di agenzia (1,25%) in base alle entrate nette delle vendite.

Tabella 4-6: Costi detrazioni concentrato

Detrazioni concentrato	LOM Totale (US\$m)	US\$/t _{conc} (tonn.metrica asciutto)	US\$/t _{minerale} frantumato	US\$/t _{minerale} frantumato
Penale elementi nocivi Zn	12,7	20,2	3,2	2,1
Penale elementi nocivi Pb/Ag	2,1	19,0	0,5	0,3
Commissioni di agenzia ^{Nota 1}	0,0	0,0	0,0	0,0
Totale detrazioni	14,8	20,0	3,8	2,4

Nota 1: Non sono previste commissioni d'agenzia a causa della vicinanza di potenziali fonditori off-take e delle avanzate reti di trasporto disponibili.

4.8 Sintesi dei costi operativi

Una sintesi dei costi operativi totali viene presentata nella Tabella 4-7.

Tabella 4-7: Sintesi costi operativi incluse le detrazioni

Sintesi dei costi operativi	Unità	Totale LOM	2025	2026	2027	2028	2029	2030	2031	2032	2033
Costi di estrazione in sotterraneo	US\$m	245,3	29,0	32,4	31,0	31,7	32,0	30,8	32,6	20,8	5,0
Costo di processo	US\$m	95,9	10,1	12,9	12,8	13,0	13,0	13,0	12,8	7,0	1,2
Costo in miniera	US\$m	4,9	0,5	0,7	0,7	0,7	0,7	0,7	0,7	0,3	0,1
Costo extra miniera	US\$m	156,1	14,9	20,4	25,5	25,0	20,6	20,2	18,4	9,5	1,5
CAPEX di supporto	US\$m	39,4	8,3	7,5	6,7	6,6	4,8	4,4	0,7	0,4	0,1
Subtotale	US\$m	541,5	62,8	73,9	76,6	77,0	71,1	69,1	65,1	38,1	7,9
Detrazioni	US\$m	14,6	1,4	1,9	2,4	2,3	1,9	1,9	1,7	0,9	0,1
Totale costi	US\$m	556,1	64,2	75,8	79,0	79,3	73,0	70,9	66,8	39,0	8,0
Costi di estrazione in sotterraneo	US\$/t _{ROM}	41,5	46,2	40,9	39,6	39,4	39,8	38,4	41,3	48,1	67,9
Costo di processo	US\$/t _{ROM}	16,2	16,2	16,3	16,3	16,2	16,2	16,2	16,2	16,2	16,2
Costo in miniera	US\$/t _{ROM}	0,8	0,8	0,9	0,8	0,8	0,8	0,8	0,8	0,8	0,8
Costo extra miniera	US\$/t _{ROM}	26,4	23,8	25,7	32,6	31,1	25,7	25,1	23,4	22,1	20,4
CAPEX di supporto	US\$/t _{ROM}	6,7	13,2	9,5	8,5	8,2	6,0	5,5	0,8	1,0	1,4
Subtotale	US\$/t_{ROM}	91,7	100,3	93,1	98,0	95,6	88,5	86,0	82,5	88,2	106,7
Detrazioni	US\$/t _{ROM}	2,5	2,2	2,4	3,1	2,9	2,4	2,3	2,2	2,1	1,9
Totale costi	US\$/t_{ROM}	94,1	102,5	95,5	101,0	98,5	90,9	88,3	84,7	90,3	108,6

5 Costo in conto capitale

5.1 Costi del capitale di estrazione

I costi del capitale per l'estrazione sono stati calcolati in base a tassi di riferimento internazionali per la mobilitazione delle attrezzature e la costruzione di un'Area di Servizi Minerari (MSA) che comprende officine per attrezzature pesanti, magazzini e strutture amministrative. Il capitale di estrazione è suddiviso in infrastrutture di superficie e sotterranee.

L'estrazione in sotterraneo nella Miniera di Zinco di Gorno è considerata un'operazione in sotterraneo gestita dal suo proprietario. I costi di proprietà delle attrezzature minerarie sono inclusi come costo di leasing al 5% su 60 mesi e sono inclusi nel modello di costo operativo. Lo sviluppo iniziale della rampa occidentale e la realizzazione del sistema di Galleria di riflusso (RAW) sono costati nel modello di costo operativo, tuttavia, l'innalzamento dei singoli fornelli del diametro di 2.4 m e l'istituzione e il supporto della zona del portale sono stati inclusi nella stima del capitale dell'infrastruttura mineraria.

Per la durata della fase iniziale del capitale (2022 - fine del 2024) è stato inserito un ricarico del 10% sul modello dei costi operativi per un appaltatore minerario per stabilire la miniera. Il modello dei costi operativi per tale periodo è stato riallocato alla fase iniziale del capitale e rimosso dal costo operativo. Tutte le attività di sviluppo degli scarti utilizzate per lo Sviluppo della Riserva Mineraria (ORD) sono state riallocate ai costi del capitale di supporto e rimosse dai costi operativi.

La stima del capitale per lo sviluppo sotterraneo iniziale è stata confrontata con i costi effettivi di sviluppo minerario dell'appaltatore a Gorno, aumentati dai prezzi del 2017. I costi effettivi fatturati per Gorno si confrontano favorevolmente con una deduzione del 10% sul margine dell'appaltatore al modello dei costi operativi a base zero.

I costi di capitale dell'infrastruttura mineraria di superficie della Miniera di Zinco di Gorno sono comprensivi di trasporto, installazione e contingenza di costo. Il trasporto e l'installazione sono calcolati al 5% del prezzo di acquisto del capitale. La Tabella 5-1 riassume il capitale dell'infrastruttura di superficie stimato per la miniera da 800 kt/a.

Le contingenze del capitale minerario sono state applicate su una base per voce / pacchetto e hanno incluso il corrispettivo fornito alla data e alla valuta di base, il livello di comprensione / valutazione tecnica, il preventivo o la fattura proforma e la probabilità di cambiamento nella quantità o nel prezzo.

Tabella 5-1: Costo in capitale dell'infrastruttura mineraria di superficie della Miniera di Zinco di Gorno, US\$x1000

Capitale infrastruttura di superficie	Unità	2022	2023	2024	Totale (US\$x1000)
Infrastruttura sul sito					
Edificio Principale Amm.vo (sito di ZIA)	US\$x1000	-	-	-	-
Edifici supplementari per uffici (Ca Pasi)	US\$x1000	68,0	68,0	-	136,0
Parcheggi	US\$x1000	-	-	-	-
Stoccaggio acqua potabile (Ca Pasi)	US\$x1000	-	7,0	7,0	14,0
Stoccaggio acqua per estrazione (Ca Pasi)	US\$x1000	-	-	-	-
Stoccaggio acqua per estrazione (Ca Pasi)	US\$x1000	-	-	-	-
Stazione di pompaggio principale (Flygt 2400.402 HT)	US\$x1000	-	120,6	-	120,6
Stoccaggio carburante in superficie	US\$x1000	-	36,3	-	36,3
Costruzione del portale - Taglio	US\$x1000	-	8,0	-	8,0
Costruzione del portale - Supporto	US\$x1000	-	32,7	-	32,7
Archi in calcestruzzo / Scatolari	US\$x1000	-	182,4	-	182,4
Costruzione del portale - Riempimento e compattazione	US\$x1000	-	2,3	-	2,3

RAR principale alla superficie – opere civili	US\$×1000	-	30,9	30,9	61,7
Ventilatore principale in superficie	US\$×1000	-	687,5	687,5	1.375,0
Costruzione del ventilatore di ritorno in superficie	US\$×1000	-	55,0	55,0	110,0
Terrazzamento Portale Ca Pasi	US\$×1000	-	-	-	-
Officina (6m x 9m x 6m) - 7 sezioni	US\$×1000	-	263,5	-	263,5
Deposito di lubrificanti e vernici per l'officina	US\$×1000	-	44,3	-	44,3
Attrezzature e utensili per l'officina	US\$×1000	-	171,9	-	171,9
Distribuzione dell'energia 15Kv - 10kv (3500 KVA)	US\$×1000	-	302,1	-	302,1
Energia d'emergenza (1,25 MVA)	US\$×1000	-	199,7	-	199,7
Trasformatori 1000 kVA (Superficie)	US\$×1000	-	11,7	11,7	23,4
Quadri di distribuzione e pannelli elettrici	US\$×1000	-	28,9	28,9	57,8
Distribuzione cablaggio Alta Tensione	US\$×1000	-	26,8	26,8	53,6
Distribuzione cablaggio Bassa Tensione	US\$×1000	-	15,5	15,5	30,9
Quadri di distribuzione e cablaggio	US\$×1000	-	17,2	17,2	34,4
Lampisteria	US\$×1000	-	14,3	14,3	28,6
Lampade da casco	US\$×1000	-	9,9	9,9	19,8
Strumenti di rilevamento gas (GDI)	US\$×1000	-	8,6	8,6	17,2
Autorespiratori (Draeger Oxyboks K25)	US\$×1000	-	49,4	49,4	98,9
Spogliatoio	US\$×1000	-	41,8	41,8	83,6
Locale mensa	US\$×1000	-	7,0	7,0	13,9
Capannone magazzini 16m x 28m x 4m	US\$×1000	-	102,0	102,0	204,0
Attrezzatura per i rilievi	US\$×1000	-	118,8	-	118,8
Edificio del cancello di sicurezza	US\$×1000	-	28,6	28,6	57,3
Strade di superficie	US\$×1000	-	-	-	-
Ponti da adeguare	US\$×1000	-	306,3	306,3	612,6
Amministrazione	US\$×1000	-	-	-	-
Arredamenti per ufficio	US\$×1000	-	13,0	13,0	26,0
Software di contabilità e implementazione	US\$×1000	-	48,1	48,1	96,3
Altro software specializzato	US\$×1000	-	22,0	22,0	44,0
Informatica e software	US\$×1000	-	26,0	26,0	52,0
Totale generale	US\$×1000	68,0	3.107,9	1.557,5	4.733,4

Tabella 5-2: Costo di capitale infrastruttura sotterranea, trasporto, installazione e costi di contingenza

Capitale infrastruttura di superficie	Costo base	Trasporto	Installazione	Totale (Escl. Contingenza)	Contingenza di costo	Totale (Incl. Contingenza)
Infrastruttura sul sito						
Edificio Principale Amm.vo (sito di ZIA)	0	0%	0%	0	0%	0
Edifici supplementari per uffici (Ca Pasi)	112.360	5%	5%	123.596	10%	135.956
Parcheggi	0	0%	0%	0	0%	0
Stoccaggio acqua potabile (Ca Pasi)	12.083	5%	5%	13.292	5%	13.956
Stoccaggio acqua per estrazione (Ca Pasi)	0	0%	0%	0	0%	0
Stoccaggio acqua per estrazione (Ca Pasi)	0	0%	0%	0	0%	0
Stazione di pompaggio principale (Flygt 2400.402 HT)	99.656	5%	5%	109.621	10%	120.583
Stoccaggio carburante in superficie	26.389	5%	5%	29.028	25%	36.285
Costruzione del portale - Taglio	6.615	5%	5%	7.277	10%	8.004
Costruzione del portale - Supporto	27.000	5%	5%	29.700	10%	32.670
Archi in calcestruzzo / Scatolari	157.950	5%	5%	173.745	5%	182.432
Costruzione del portale - Riempimento e compattazione	1.890	5%	5%	2.079	10%	2.287
RAR principale alla superficie – opere civili	51.019	5%	5%	56.121	10%	61.733
Ventilatore principale in superficie	1.000.000	5%	5%	1.100.000	25%	1.375.000
Costruzione del ventilatore di ritorno in superficie	100.000	5%	5%	110.000	0%	110.000
Terrazzamento Portale Ca Pasi		0%	0%	0		0
Officina (6m x 9m x 6m) - 7 sezioni	191.625	5%	5%	210.788	25%	263.484
Deposito di lubrificanti e vernici per l'officina	32.222	5%	5%	35.444	25%	44.306

Attrezzature e utensili per l'officina	125.000	5%	5%	137.500	25%	171.875
Distribuzione dell'energia 15Kv - 10kv (3500 KVA)	287.698	0%	0%	287.698	5%	302.083
Energia d'emergenza (1,25 MVA)	165.000	5%	5%	181.500	10%	199.650
Trasformatori 1000 kVA (Superficie)	17.000	5%	5%	18.700	25%	23.375
Quadri di distribuzione e pannelli elettrici	42.000	5%	5%	46.200	25%	57.750
Distribuzione cablaggio Alta Tensione	39.000	5%	5%	42.900	25%	53.625
Distribuzione cablaggio Bassa Tensione	22.500	5%	5%	24.750	25%	30.938
Quadri di distribuzione e cablaggio	25.000	5%	5%	27.500	25%	34.375
Lampisteria	20.833	5%	5%	22.917	25%	28.646
Lampade da casco	18.000	5%		18.900	5%	19.845
Strumenti di rilevamento gas (GDI)	15.625	5%		16.406	5%	17.227
Autorespiratori (Draeger Oxyboks K25)	89.700	5%		94.185	5%	98.894
Spogliatoio	60.833	5%	5%	66.917	25%	83.646
Locale mensa	10.139	5%	5%	11.153	25%	13.941
Capannone magazzini 16m x 28m x 4m	148.354	5%	5%	163.190	25%	203.987
Attrezzatura per i rilievi	90.000	5%	5%	99.000	20%	118.800
Edificio del cancello di sicurezza	41.667	5%	5%	45.833	25%	57.292
Strade di superficie		0%	0%	0	0%	0
Ponti da adeguare	506.250	5%	5%	556.875	10%	612.563
Amministrazione	0	0%	0%	0	0%	0
Arredamenti per ufficio	22.500	5%	5%	24.750	5%	25.988
Software di contabilità e implementazione	83.333	5%	5%	91.667	5%	96.250
Altro software specializzato	40.000	5%	5%	44.000	0%	44.000
Informatica e software	45.000	5%	5%	49.500	5%	51.975
Totale generale	3.734.242	4,6%	4,4%	4.072.730	16,2%	4.733.419

La Tabella 5-3 sintetizza il costo in capitale dell'infrastruttura mineraria sotterranea consentito nel modello finanziario.

Tabella 5-3: Costo in capitale dell'infrastruttura mineraria sotterranea

Capitale dell'infrastruttura sotterranea	Unità	2022	2023	2024	Totale (US\$x1000)
Servizi		-	-	-	-
Distribuzione acqua di servizio	US\$x1000	72,3	72,3	-	144,6
Distribuzione acqua di ritorno	US\$x1000	72,3	72,3	-	144,6
Linee prodotto	US\$x1000	-	-	617,7	617,7
Distribuzione linea pasta di riempimento	US\$x1000	-	-	137,0	137,0
Distribuzione elettrica	US\$x1000	-	169,3	169,3	338,7
Sottostazioni (1000kVA)	US\$x1000	-	35,1	35,1	70,1
Quadri di distribuzione e pannelli elettrici	US\$x1000	-	28,9	28,9	57,8
Stazioni di pompaggio principali (Flygt 2400 HT)	US\$x1000	-	63,0	63,0	126,1
Stazioni di pompaggio satellite (Flygt BS 2670HT)	US\$x1000	-	30,7	30,7	61,4
Ventilazione		-	-	-	-
Porte di ventilazione (avvolgibili non automatizzate)	US\$x1000	-	51,6	51,6	103,1
Ventilazione ausiliaria (AL 8-75 75kW)	US\$x1000	-	82,5	82,5	165,0
Colonne di ventilazione ausiliaria	US\$x1000	-	4,5	4,5	9,0
Sviluppo specializzato		-	-	-	-
Pozzo per sterile (Pozzo 1)	US\$x1000	-	-	503,5	503,5
Ripristino di Riso Parina	US\$x1000	1.964,3	1.964,3	-	3.928,6
Automazione e comunicazione		-	-	-	-
Brillamento centralizzato	US\$x1000	-	74,8	74,8	149,5
Livello rack	US\$x1000	-	11,0	11,0	22,0
Stazione miniera portale, esterno	US\$x1000	-	110,0	110,0	220,0
Fibra per dati (switch inclusi)	US\$x1000	-	25,3	25,3	50,6
Accesso wireless per punto di estrazione	US\$x1000	-	10,4	10,4	20,9
Software. Controllo attrezzature (esterno)	US\$x1000	-	10,4	10,4	20,9

Cavo esterno	US\$x1000	-	0,8	0,8	1,7
Comunicazioni in fibra ottica in sotterraneo	US\$x1000	-	45,5	45,5	91,1
Sottostazione radio	US\$x1000	-	13,8	13,8	27,5
Cavo "Leaky feeder" (incl. Amplificatori di frequenza)	US\$x1000	-	12,7	12,7	25,3
Ripetitore esterno. Radio digitale	US\$x1000	-	2,2	2,2	4,4
Terminali fissi	US\$x1000	-	1,7	1,7	3,3
Terminali dei veicoli Radio digitale	US\$x1000	-	8,8	8,8	17,5
Terminali dei dipendenti Radio digitale	US\$x1000	-	12,7	12,7	25,4
Sistema comunicazioni radio in sotterraneo inventariato	US\$x1000	-	11,0	11,0	21,9
Stazioni di monitoraggio qualità dell'aria in sotterraneo	US\$x1000	-	-	49,4	49,4
Rete di monitoraggio qualità dell'aria in sotterraneo	US\$x1000	-	-	71,5	71,5
Video	US\$x1000	-	14,4	14,4	28,7
Rete in fibra ottica	US\$x1000	-	7,5	7,5	14,9
Rete in fibra ottica - Terminale	US\$x1000	-	6,5	6,5	12,9
Infrastruttura sotterranea	-	-	-	-	-
Magazzino accessori	US\$x1000	-	11,9	-	11,9
Stazione di Rifugio - 24 persone	US\$x1000	-	106,9	106,9	213,8
Manipolazione minerale e scarti	-	-	-	-	-
Frantoio	US\$x1000	-	-	148,0	148,0
Alimentatore e vaglio blindati	US\$x1000	-	-	26,0	26,0
Scivoli / carico / scarico	US\$x1000	-	-	121,0	121,0
CV01 in sotterraneo	US\$x1000	-	-	2.134,7	2.134,7
CV02 in sotterraneo	US\$x1000	-	-	1.935,5	1.935,5
CV03 in sotterraneo	US\$x1000	-	-	227,7	227,7
Attrezzatura mineraria mobile	-	-	-	-	-
Insieme delle attrezzature minerarie meccanizzate	US\$x1000	-	184,5	-	184,5
Nota1					
Totale generale	US\$x1000	2.108,9	3.257,0	6.923,7	12.289,6

Nota 1: I costi dell'attrezzatura mineraria mobile fanno parte dei costi operativi come costi di leasing, generalmente applicati al tasso di interesse del 5% su 60 mesi. Un frantoio mobile cingolato di seconda mano è incluso nella stima del capitale per la frantumazione della roccia di scarto fino all'aggregato nel sito Portale di Riso Parina.

Tabella 5-4: Costo di capitale infrastruttura sotterranea, trasporto, installazione e costi di contingenza

Capitale dell'infrastruttura sotterranea	Costo base	Trasporto	Installazione	Totale (Escl. Contingenza)	Contingenza di costo	Totale (Incl. Contingenza)
Servizi						
Distribuzione acqua di servizio	\$119.484	5,0%	5,0%	\$131.432	10%	\$144.575
Distribuzione acqua di ritorno	\$119.484	5,0%	5,0%	\$131.432	10%	\$144.575
Linee prodotto	\$510.510	5,0%	5,0%	\$561.561	10%	\$617.717
Distribuzione linea pasta di riempimento	\$103.750	5,0%	5,0%	\$114.125	20%	\$136.950
Distribuzione elettrica	\$267.720	5,0%	5,0%	\$294.492	15%	\$338.666
Sottostazioni (1000kVA)	\$51.000	5,0%	5,0%	\$56.100	25%	\$70.125
Quadri di distribuzione e pannelli elettrici	\$42.000	5,0%	5,0%	\$46.200	25%	\$57.750
Stazioni di pompaggio principali (Flygt 2400 HT)	\$99.656	5,0%	5,0%	\$109.621	15%	\$126.064
Stazioni di pompaggio satellite (Flygt BS 2670HT)	\$48.563	5,0%	5,0%	\$53.419	15%	\$61.432
Ventilazione						
Porte di ventilazione (avvolgibili non automatizzate)	\$75.000	5,0%	5,0%	\$82.500	25%	\$103.125

Ventilazione ausiliaria (AL 8-75 75kW)	\$120.000	5,0%	5,0%	\$132.000	25%	\$165.000
Colonne di ventilazione ausiliaria	\$6.580	5,0%	5,0%	\$7.238	25%	\$9.047
Sviluppo specializzato						
Pozzo per sterile (Pozzo 1)	\$366.183	5,0%	5,0%	\$402.802	25%	\$503.502
Ripristino di Riso Parina				\$3.571.429	10%	\$3.928.571
	\$3.571.429					
Automazione e comunicazione						
Brillamento centralizzato	\$123.570	5,0%	5,0%	\$135.927	10%	\$149.520
Livello rack	\$20.000	5,0%	5,0%	\$22.000	0%	\$22.000
Stazione miniera portale, esterno	\$200.000	5,0%	5,0%	\$220.000	0%	\$220.000
Fibra per dati (switch inclusi)	\$46.002	5,0%	5,0%	\$50.603	0%	\$50.603
Accesso wireless per punto di estrazione	\$18.999	5,0%	5,0%	\$20.899	0%	\$20.899
Software. Controllo attrezzature (esterno)	\$18.999	5,0%	5,0%	\$20.899	0%	\$20.899
Cavo esterno	\$1.504	5,0%	5,0%	\$1.655	0%	\$1.655
Comunicazioni in fibra ottica in sotterraneo	\$82.791	5,0%	5,0%	\$91.070	0%	\$91.070
Sottostazione radio	\$25.000	5,0%	5,0%	\$27.500	0%	\$27.500
Cavo "Leaky feeder" (incl. Amplificatori di frequenza)	\$23.001	5,0%	5,0%	\$25.301	0%	\$25.301
Ripetitore esterno. Radio digitale	\$4.000	5,0%	5,0%	\$4.400	0%	\$4.400
Terminali fissi	\$3.000	5,0%	5,0%	\$3.300	0%	\$3.300
Terminali dei veicoli Radio digitale	\$15.938	5,0%	5,0%	\$17.531	0%	\$17.531
Terminali dei dipendenti Radio digitale	\$23.077	5,0%	5,0%	\$25.385	0%	\$25.385
Sistema comunicazioni radio in sotterraneo inventariato	\$19.910	5,0%	5,0%	\$21.901	0%	\$21.901
Stazioni di monitoraggio qualità dell'aria in sotterraneo	\$40.833	5,0%	5,0%	\$44.917	10%	\$49.408
Rete di monitoraggio qualità dell'aria in sotterraneo	\$50.000	5,0%	5,0%	\$55.000	30%	\$71.500
Video	\$22.714	5,0%	5,0%	\$24.985	15%	\$28.733
Rete in fibra ottica	\$11.796	5,0%	5,0%	\$12.976	15%	\$14.922
Rete in fibra ottica - Terminale	\$10.232	5,0%	5,0%	\$11.255	15%	\$12.943
Infrastruttura sotterranea						
Magazzino accessori	\$9.375	5,0%	5,0%	\$10.313	15%	\$11.859
Stazione di Rifugio - 24 persone	\$169.000	5,0%	5,0%	\$185.900	15%	\$213.785
Manipolazione minerale e scarti						
Frantoio	\$103.500	5,0%	5,0%	\$113.850	30%	\$148.005
Alimentatore e vaglio blindati	\$18.200	5,0%	5,0%	\$20.020	30%	\$26.026
Scivoli / carico / scarico UG-CV01	\$110.000	5,0%	5,0%	\$121.000	0%	\$121.000
	\$1.552.500			\$1.707.750	25%	\$2.134.688
UG-CV02		5,0%	5,0%	\$1.548.360	25%	\$1.935.450
	\$1.407.600					
CV03 in sotterraneo	\$165.600	5,0%	5,0%	\$182.160	25%	\$227.700
Attrezzatura mineraria mobile						
Insieme delle attrezzature minerarie meccanizzate ^{Nota1}	\$145.833	5,0%	5,0%	\$160.417	15%	\$184.479
Totale generale	\$9.944.331	3,2%	3,2%	\$10.581.621	16,1%	\$12.289.560

5.2 Costo in conto capitale del processo

I costi di capitale dell'impianto di processo per flottazione sono stati presi direttamente dal lavoro di studio tecnico del 2021 intrapreso da Holland and Holland Consultants.

Tabella 5-5: Stima del capitale dell'impianto di processo

Capitale dell'impianto di processo	Totale (€x1000)	Totale (US\$x1000)
Costo dell'attrezzatura installata	22.198	25.812
Edifici e sviluppo del sito	17759	20650
Servizi	9990	11616,27907
Subtotale	49.947	58.078
Ingegneria e costruzione	8.741	10.164
Contingenza	12.487	14.520
Totale spese in conto capitale per l'infrastruttura	71.175	82.762

5.3 Altre spese in conto capitale

I seguenti coefficienti di capitale sono stati applicati nella stima del capitale per la quota dell'accantonamento in conto capitale per EPCM (engineering, approvvigionamento, e gestione delle opere) e per i costi dei proprietari:

- 0,0% di accantonamento in conto capitale per i costi dei proprietari
- 17,5% di quota capitale per l'Engineering, Procurement, and Construction Management (EPCM) per l'impianto di processo;
- 10% di mark-up dell'impresa mineraria per lo sviluppo del capitale iniziale;
- 5% di oneri per trasporto sulle voci di capitale relative all'estrazione e all'infrastruttura;
- 5% di oneri per montaggio sulle voci di capitale relativi a estrazione e infrastruttura per installazione / montaggio / scarico;
- 25% di contingenza media ponderata per la contingenza dei costi dell'impianto di processo; e
- 16,3% di contingenza media ponderata per la contingenza dei costi dell'infrastruttura mineraria e di superficie.

5.4 Capitale di supporto

Un ulteriore 2% sui costi operativi per l'estrazione è stato accantonato per i costi del capitale di supporto. La percentuale è motivata dalla vita utile della miniera per l'impianto di processo, e per la sostituzione dell'attrezzatura di estrazione meccanizzata è accantonata nel modello dei costi operativi basato sui costi di ricostruzione, sulla vita dell'attrezzatura e sul costo del leasing. Il costo operativo di processo include una deduzione del 5% sul capitale meccanico all'anno per la sostituzione dell'attrezzatura ed equivale a US\$0.991/tonnellata_{ROM}.

5.5 Ripristino e recupero

È stato incluso, nella stima dei costi in conto capitale da sostenere, un accantonamento di US\$10 milioni per il ripristino e la chiusura della miniera, con un flusso di cassa a fine vita della miniera per il ripristino del sito.



L'accantonamento a fini ambientali si basa su US\$1,6 /tonnellata, pari a circa US\$10 milioni nel corso del LOM. Un valore di recupero di 10 milioni di dollari è contabilizzato alla fine del LOM (vita utile della miniera) per il valore di vendita residuo delle infrastrutture e delle attrezzature. Si raccomanda che, laddove appropriato, le strutture acquisite siano di natura mobile / temporanea per garantire una smobilitazione rapida ed efficace in termini di costi dell'infrastruttura del sito in superficie.



6 Metodi di recupero

Una descrizione completa della metodologia di lavorazione, dei test metallurgici e dei recuperi, delle stime dei costi di capitale e operativi sono inclusi nel rapporto di Holland and Holland Consultants, 4° trimestre 2021.

7 Infrastruttura del progetto

7.1 Infrastruttura

La Miniera di Zinco di Gorno si trova a circa 30 km a nord-nord-est della città italiana di Bergamo e a circa 9 km a nord-ovest della cittadina di Ponte Nossola.

La Miniera di Zinco di Gorno è in gran parte un "brown-fields" a causa delle estese attività minerarie storiche; in ogni caso l'estrazione è cessata negli anni '80. AltaZinc ha acquisito la proprietà della miniera nel 2015 e vi ha condotto attività di esplorazione fino ad oggi. La località abitata più vicina è Zorzone, un villaggio di montagna piccolo e moderno che fornisce accesso all'attuale ingresso primario alla miniera sotterranea, presso il portale di Ca Pasi e al nuovo portale proposto, e al sito dell'impianto di processo situato all'interno della zona industriale di ZIA. L'infrastruttura del programma di esplorazione a Ca Pasi è limitata ma funzionale; tuttavia, perché la miniera sia operativa sarà necessario aggiornare i cavi elettrici, le condotte idriche, fognarie e di altro tipo.

Il sito è attualmente accessibile (25 km) dalla strada asfaltata secondaria ad una sola corsia (SP 46 / SP 27) ad ovest, che collega la strada regionale asfaltata a doppia corsia SS 671 verso la città capoluogo di provincia di Bergamo (28 km). Dalla SP 27, delle strade secondarie asfaltate di montagna (bidirezionali a corsia unica) accedono al villaggio di Zorzone e a Ca Pasi, e infine al sito industriale e al portale di Ca Pasi. Il percorso stradale esistente per l'accesso ai siti di ZIA e Ca Pasi è in buone condizioni; tuttavia, il percorso è montagnoso, con profili tortuosi / tornanti. Il progetto prevede che l'uso dei grandi camion / mezzi di trasporto debba essere limitato al trasporto dei materiali di consumo per ridurre la pressione su queste strade; quindi, il progetto ha identificato Riso Parina come infrastruttura sotterranea critica per il trasporto dei concentrati e degli scarti tramite il livello 600 m RL al portale Riso Parina. Da Riso Parina ci sono solo circa 3 km di strada principale asfaltata a una corsia (SP46), che si collega alla strada regionale asfaltata a doppia corsia SS 671 verso la città capoluogo di provincia di Bergamo (28 km).

Non esistono vie d'acqua/canali o reti ferroviarie nelle immediate vicinanze dell'area del progetto, e tutti i materiali da costruzione, le attrezzature e i materiali di consumo dovranno essere trasportati tramite camion pesanti e rimorchi da Ponte Nossola, Bergamo o altri centri industriali regionali del Nord Italia. Il porto marittimo più vicino è quello di Genova, circa 230 km a sud-sud-ovest dell'area del progetto, porto cui si accede tramite autostrade europee standard e trasporto ferroviario fino a Bergamo.

La cittadina di Zorzone è elettrificata con una linea di distribuzione principale a tensione ridotta a 220 KV situata in prossimità dell'abitato. Una linea di distribuzione aerea da 35 KV corre in prossimità del sito della miniera accanto alla strada asfaltata principale R444a.

Le stime delle acque superficiali e sotterranee indicano che il progetto avrà un bilancio idrico positivo (51 m³/h) risultante dall'entrata delle acque freatiche nella miniera sotterranea. Sulla base degli afflussi di acque freatiche misurati non è prevista l'estrazione da corsi d'acqua o da un campo di pozzi.

La Figura 7-1 presenta uno schema dell'infrastruttura proposta nel sito del progetto al portale di Ca Pasi.

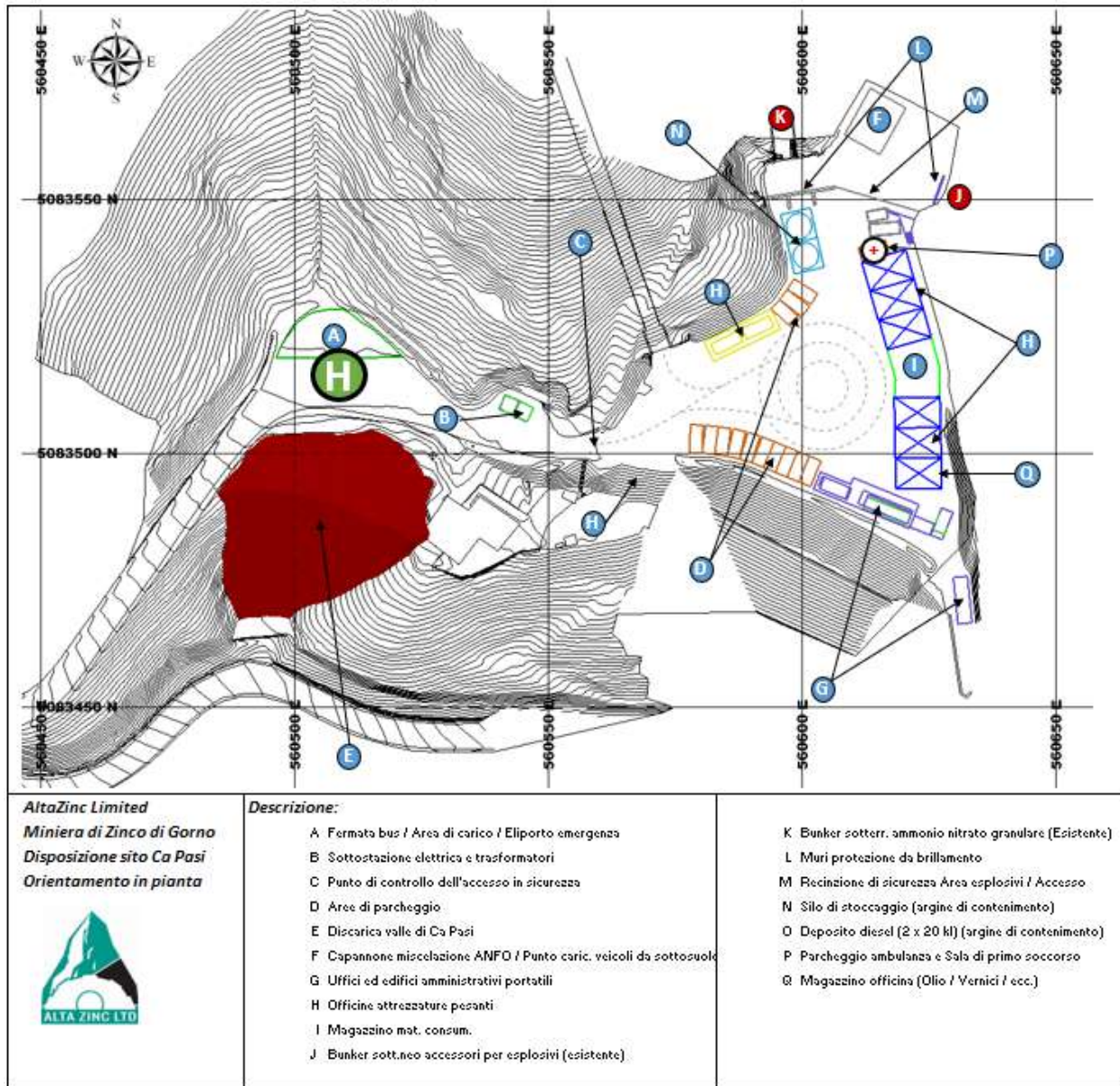


Figura 7-1: Infrastruttura del sito minerario di superficie (sito del portale di Ca Pasi)

7.2 Alimentazione elettrica

La rete elettrica italiana fa parte della rete sincrona dell'Europa continentale ed è attualmente la maggiore rete elettrica sincrona (per potenza collegata) del mondo. Essa è interconnessa come un'unica rete elettrica a 50 Hz di frequenza di rete a blocco di fase che fornisce oltre 400 milioni di clienti in 24 paesi, inclusa la maggior parte dell'Unione Europea. Gli operatori dei sistemi di trasmissione che gestiscono questa rete hanno formato l'Unione per il coordinamento della trasmissione dell'elettricità (UCTE), ora parte della Rete europea degli operatori dei sistemi di trasmissione dell'elettricità (ENTSO-E).

La distribuzione di energia elettrica all'interno della regione Lombardia è fornita dall'impresa pubblica/privata italiana Terna. La produzione di energia elettrica in Italia è fornita da numerose aziende elettriche private (Edipower, EGL Italia, Edison, A2A, Enel, Enipower, EPH, Serene, Tirreno Power e Sorgenia, per citarne alcune).

L'energia elettrica è generata da un mix di combustibili fossili ed energie rinnovabili (in particolare energia idroelettrica) con una capacità totale installata di 116 GW. L'obiettivo dell'Italia per l'elettricità rinnovabile totale di 100 TWh nel 2020, include 20 TWh di eolico, 42 TWh di idroelettrico, 19 TWh di biomassa, 12 TWh di solare e 7 TWh di geotermico. La capacità totale di generazione per l'Italia è di circa 280-300 TWh.

Le infrastrutture esistenti della rete di distribuzione elettrica consistono in una linea sulla direttrice nord-ovest / sud-est a 220KV e 380kV in prossimità della cittadina di Ponte Nossa. Il sito industriale di ZIA e il portale di Ca Pasi sono entrambi serviti da linee elettriche di media tensione.

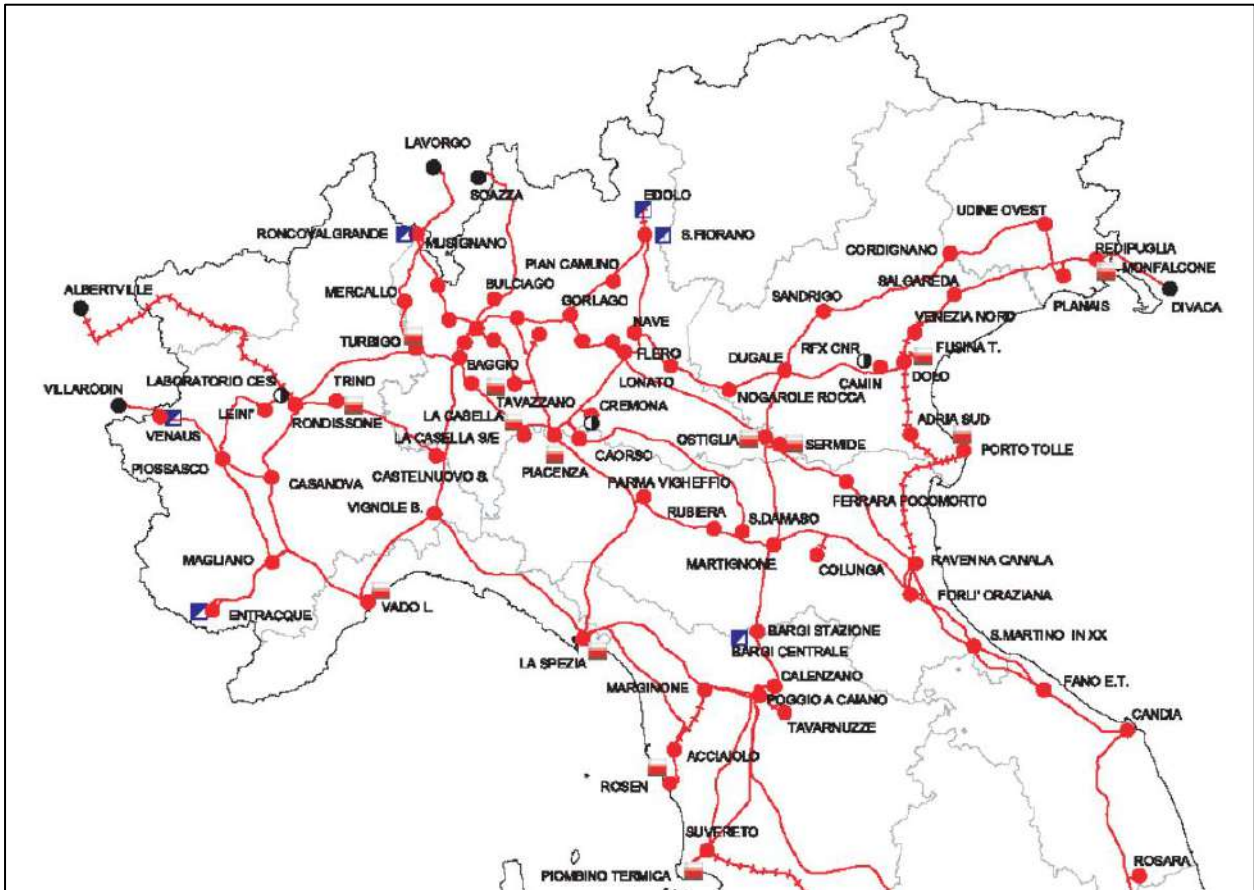


Figura 7-2: Rete di distribuzione elettrica nazionale italiana AT (220kV)

Nella Miniera di Zinco di Gorno si stima che le linee a MT esistenti (30kV) verranno potenziate dal fornitore elettrico Enel per soddisfare la domanda elettrica dell'impianto di processo (14,5 MVA installati, 2,8 MW in operatività) e della miniera sotterranea (3,5 MVA installati, attivi 2,4 MW, 2,65 MVA reattivi). Si propone che nuovi trasformatori-riduttori da 30kV/15kV vengano installati presso il sito di processo di ZIA con alimentatori per l'impianto di processo e la miniera sotterranea attraverso la rampa d'accesso di Zia.

Le alimentazioni a 15KV saranno utilizzate per essere distribuite alle lavorazioni sotterranee, all'impianto di ripiena, all'impianto di processamento, alle officine e agli edifici amministrativi tramite trasformatori-riduttori standard e quadri di distribuzione alle tensioni appropriate nei vari edifici e infrastrutture. Le tensioni verranno ulteriormente ridotte a una tensione adeguata per i motori specificati. La tensione trifase nel sottosuolo sarà di 400 volt e quella monofase in superficie sarà di 220-240 volt.

La domanda massima stimata per il funzionamento in sotterraneo sarà di 3,5 MVA con un carico operativo previsto di 2,4MW. Si prevede l'installazione di un generatore di emergenza per una potenza stimata di

1,25 MW nell'area del portale Ca Pasi con un'alimentazione ad anello attraverso la galleria Forcella fino ai lavori in sotterraneo per la fornitura di energia di emergenza ai ventilatori principali e alle infrastrutture di pompaggio. È previsto che i ventilatori principali di superficie saranno collegati alla rete elettrica attraverso i lavori in sotterraneo per evitare la costruzione di torri di sospensione e trasmissione dei conduttori aerei. Si raccomanda di rivedere tale metodologia tramite ulteriori studi, per assicurarsi che sia conforme ai regolamenti minerari italiani, in quanto i cavi potrebbero essere esposti a danneggiamento in caso di condizioni di emergenza relative ad un incendio sotterraneo.

Il consumo massimo stimato per l'impianto di lavorazione che opera a 520 kt/a è di 4,15 MVA, con un carico operativo previsto di 2,8 MW.

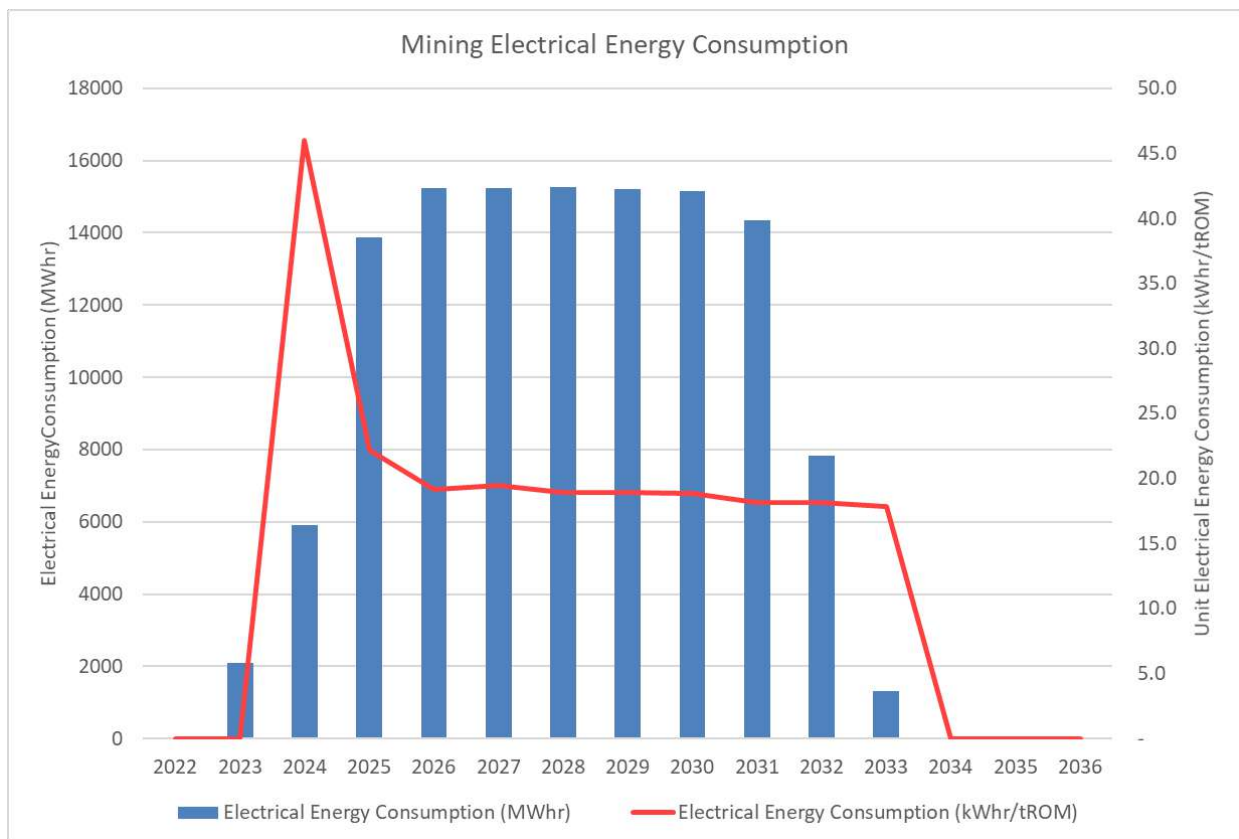


Figura 7-3: Consumo di energia elettrica nelle opere minerarie

7.3 Acqua

Il piano di gestione dell'acqua del progetto è fondamentale per mantenere un'adeguata performance ambientale e operativa del progetto stesso. Il principio adottato per la gestione delle acque del sito è quello di intercettare l'acqua pulita che entra nella miniera, tenerla separata dalle attività minerarie e poi scaricare l'acqua pulita in eccesso non necessaria per le operazioni nei corsi d'acqua vicini. L'acqua usata per l'estrazione e il processo sarà considerata sporca, così come l'acqua che scorre sul terreno all'interno delle aree operative. L'acqua sporca sarà drenata per gravità o sarà pompata fino al livello di 600 m RL e scaricata con un tubo dal portale di Riso Parina all'impianto di trattamento delle acque vicino al sito di Turbina.

A Ca Pasi l'acqua freatica raccolta in superficie sarà pompata di nuovo nel sottosuolo e reticolata ai serbatoi di stoccaggio dell'acqua di processo RAW (attraverso le opere sotterranee) presso l'impianto di processo ZIA o trasferita al livello 600 m RL per l'eventuale trattamento. L'impianto di stoccaggio dell'acqua proposto avrà una capacità di 4.800 m³ (circa 9 giorni di stoccaggio a 21,5m³/h di consumo giornaliero netto).

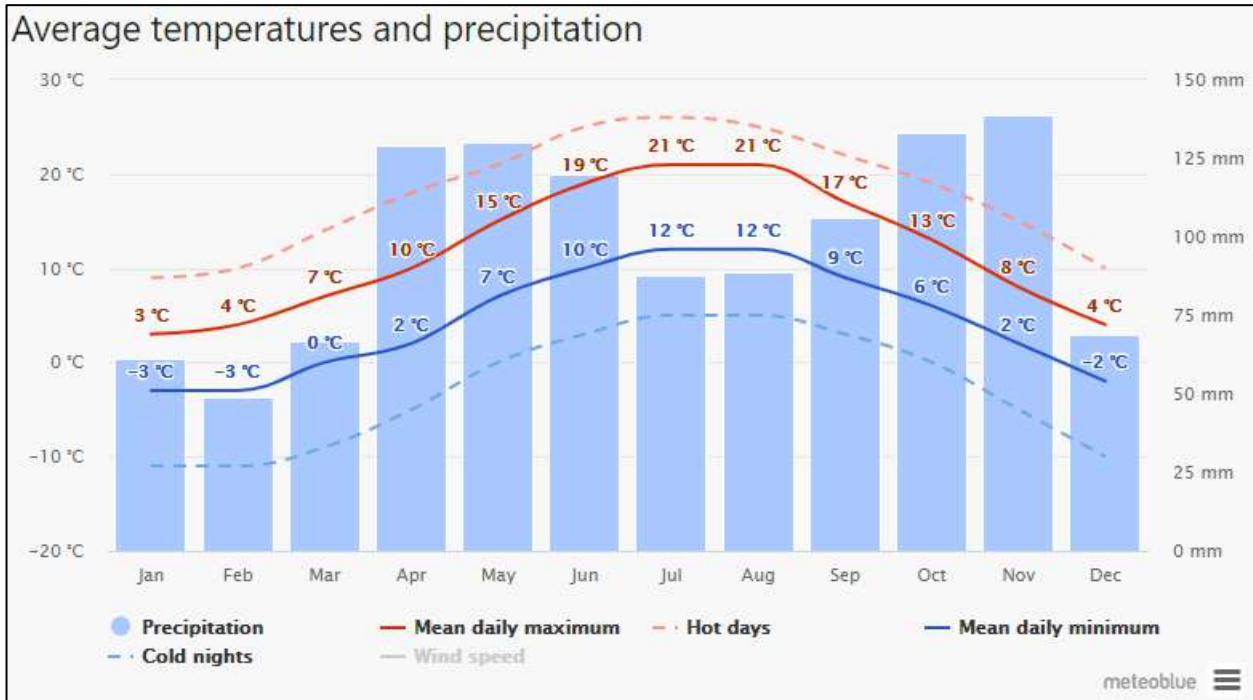


Figura 7-4: Precipitazioni e temperatura medie annuali (Oltre il Colle)

La precipitazione media, secondo i dati di Oltre il Colle, è di circa 85 mm al mese con le precipitazioni minori nei mesi di dicembre, gennaio e febbraio, corrispondenti a 50 mm. L'area stimata di 15.130 m² del bacino idrografico rifornirà il bacino di stoccaggio dell'acqua; quindi l'uso di 85 mm al mese dovrebbe consentire una raccolta potenziale di ~1.300 m³ di precipitazioni (senza considerare l'evaporazione e la ricarica delle acque sotterranee e la traspirazione delle piante).

Attualmente, tutta l'acqua che entra nella miniera (93,6 m³/h) viene mantenuta pulita e separata da qualsiasi attività mineraria o esplorativa e poi scaricata direttamente nei corsi d'acqua di superficie (con un adeguato monitoraggio dei campioni ambientali). Durante le operazioni è previsto che questa situazione di convogliamento e scarico di acqua pulita continui. La maggior parte dell'acqua pulita che entra nella miniera viene catturata al livello di Ponente e stoccata dietro un muro di contenimento non pressurizzato (diga di Ponente), dove l'acqua pulita verrà drenata per gravità tramite una condotta per essere scaricata nei corsi d'acqua vicini.

Per le operazioni minerarie di Gorno, il consumo idrico di picco è stimato a 0,083 m³ per tonnellata estratta o 8 m³/ora (esclusa la ripiena). Dato che l'ingresso dell'acqua nella miniera è stato stimato in 93,6 m³/h, ciò porterà la miniera sotterranea ad avere un bilancio idrico positivo di 86 m³/h. L'impianto di processo rimetterà in circolazione quanta più acqua possibile, ma perderà 21,5 m³/h di acqua che sarà permanentemente bloccata nel riempimento in pasta scaricato nel sottosuolo. Quindi, supponendo che l'impianto di trattamento ricircoli 105 m³/h di acqua dell'impianto di processo in un ciclo chiuso, avrà bisogno di 21,5 m³/h di acqua di reintegro da aggiungere per sostituire l'acqua persa nella ripiena. Tale

acqua di reintegro sarà reintrodotta nell'impianto di processo dalla miniera sotterranea. Pertanto, l'uso totale di acqua della miniera e dell'impianto di processo sarà di 29,5 m³/h, mentre il saldo di 64 m³/h di acqua pulita sarà tenuto separato dalle attività di estrazione e lavorazione e scaricato nei corsi d'acqua locali.

L'acqua usata dalla miniera e qualsiasi ulteriore entrata d'acqua non catturata come pulita, sarà trattata come acqua sporca e questa sarà rilevata da un sistema di fossati costruito a lato delle strade sotterranee. L'acqua sporca proveniente dalle attività minerarie verrà fatta defluire per gravità, attraverso il sistema dei fossati, tramite un pozzo di raccolta centralizzato situato al livello di Forcella, 940 m RL, in prossimità del punto di scarico degli scarti. Da questo pozzo di raccolta, l'acqua sporca della miniera sarà drenata al livello Riso Parina (600 m RL) e catturata attraverso un fosso di drenaggio nella galleria Riso Parina, da dove drencherà per gravità fino al portale Riso Parina e in seguito fino all'impianto di trattamento delle acque nel sito di Turbina, prima dello scarico nel corso d'acqua Riso.

Il tasso di pompaggio sotterraneo di 20 l/s sarà necessario per 15 ore al giorno per soddisfare i requisiti dell'acqua di reintegro dell'impianto sotterraneo e di processo. Poiché la miniera sotterranea ha un bilancio idrico positivo, non sarà necessario alcun prelievo dai torrenti o dai pozzi vicini.

Il ripristino completo del consumo dell'impianto (ipotizzato a 21,5 m³/h) richiede che il 60% delle precipitazioni all'interno del bacino idrografico sia disponibile per il bacino di stoccaggio dell'acqua. La Figura 7-5 illustra il consumo stimato di acqua freatica.

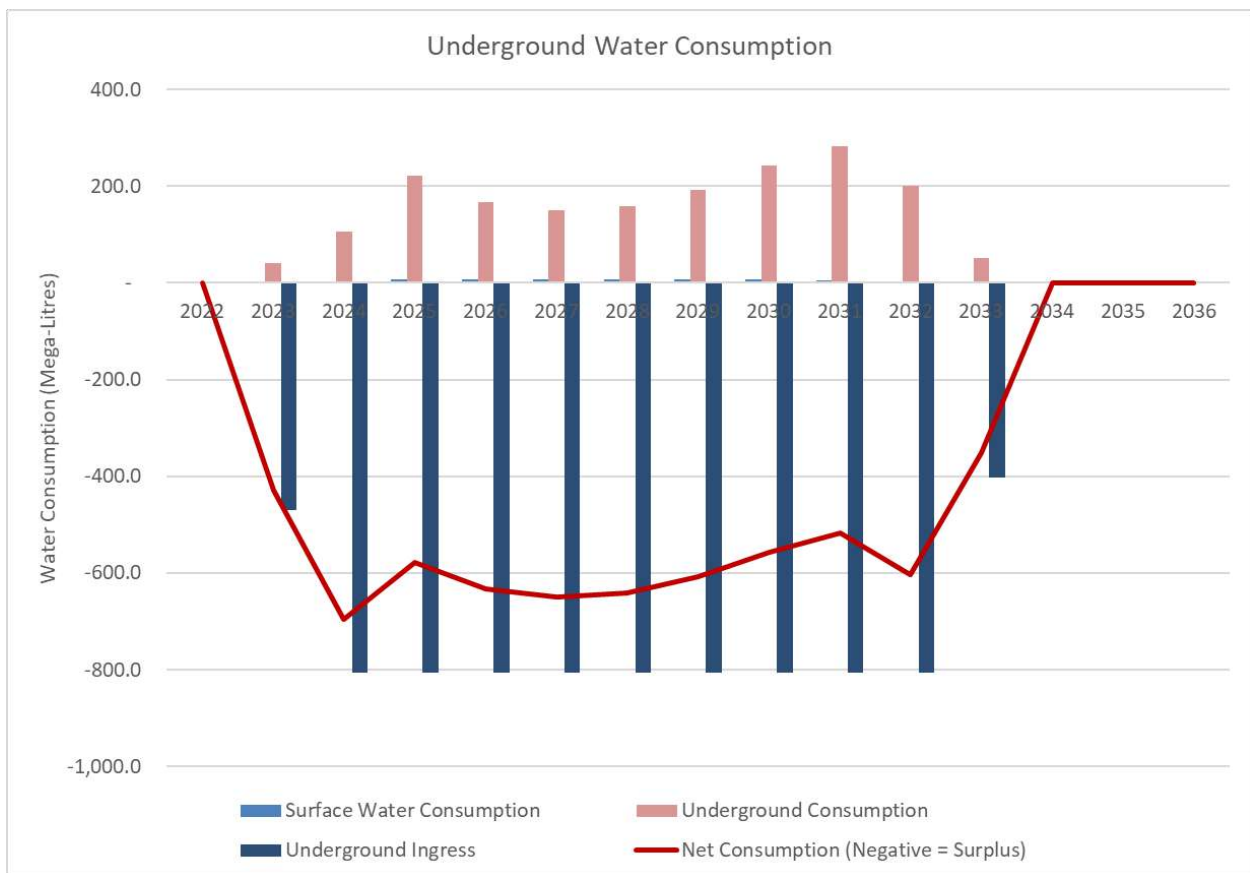


Figura 7-5: Consumo di acqua freatica

L'acqua pulita prelevata dal bacino di Ponente alimenterà per gravità i serbatoi di stoccaggio dell'acqua di reintegro dell'impianto di lavorazione, situati nell'area dell'infrastruttura del terrazzamento del portale ZIA, per essere utilizzata nell'impianto di processo. Nell'area del terrazzamento ZIA verrà costruito un serbatoio di stoccaggio dell'acqua non trattata, di 4.200 m³ (5 giorni di stoccaggio), per alimentare l'impianto di processo e del materiale di ripiena.

Al Portale Ponente, un bacino sotterraneo esistente (2,5 m L x 162 m P X 1,5 m H, 600 m³) verrà utilizzato quale stoccaggio primario di acqua di servizio, per fornire acqua di servizio alle lavorazioni sotterranee. Durante l'estrazione degli orizzonti di coltivazione di Ponente, si stima che una stazione di pompaggio "booster" sarà installata presso il bacino di stoccaggio dell'acqua di servizio principale.

Il piano di gestione dell'acqua del progetto sarà sviluppato in modo da garantire un impatto minimo sull'ambiente circostante. Tutta l'acqua piovana superficiale all'interno dell'area ZIA e dell'area Ca Pasi verrà raccolta nelle loro aree di stoccaggio dell'acqua dedicate. L'acqua in eccesso verrà trasferita al serbatoio di stoccaggio dell'acqua per essere utilizzata all'interno dell'impianto di lavorazione, riducendo la quantità di acqua richiesta dal bacino di Ponente.

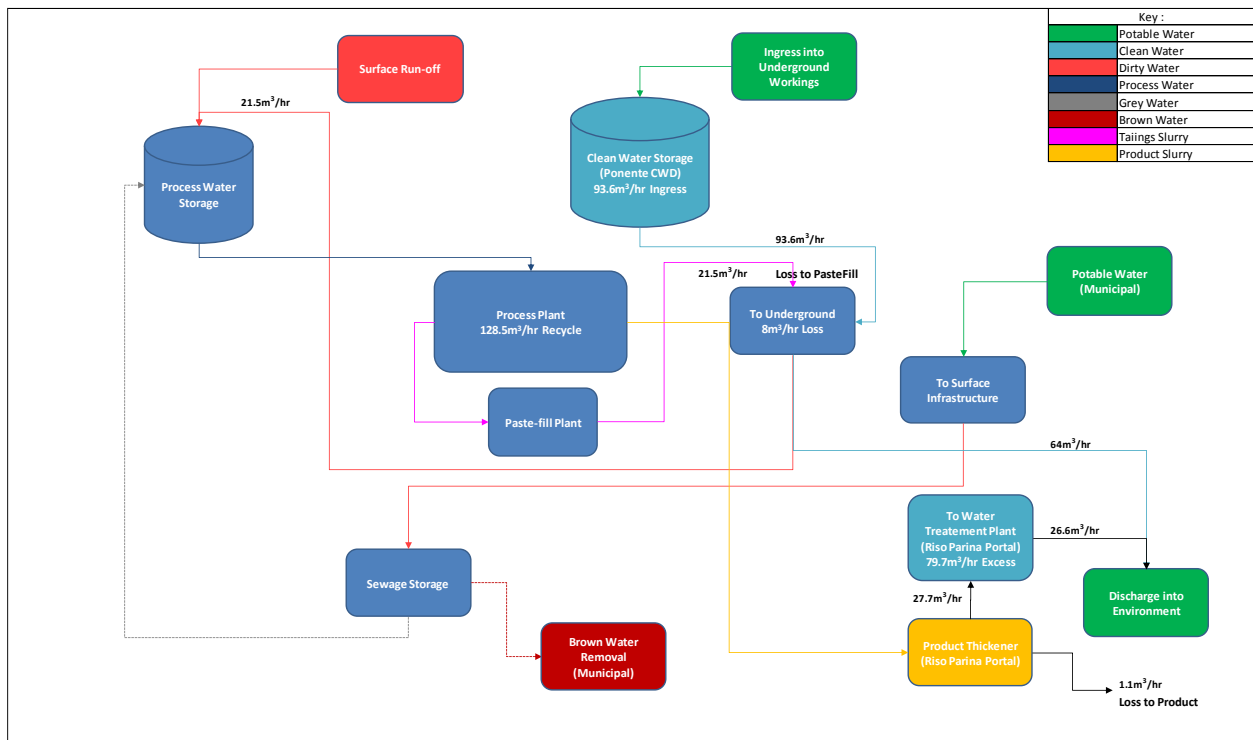


Figura 7-6: Bilancio idrico concettuale

7.4 Smaltimento degli sterili

La strategia di smaltimento degli sterili sarà gestita in due fasi, e cioè;

1. Fase 1 - Fase di incremento progressivo: gli sterili vengono pompati all'impianto di ripiena situato nel sito dell'impianto ZIA; la pasta cementizia (5%) viene preparata e pompata nelle gallerie sotterranee per essere depositata nei vuoti di coltivazione. Durante la fase di incremento progressivo non sono disponibili nuovi vuoti di coltivazione sufficienti per il deposito di tutti gli sterili prodotti. I vuoti di coltivazione storici conosciuti e censiti, situati nelle aree di Pian Bracca e di Ponente, verranno utilizzati per i materiali di riempimento in eccesso (122,5 kt di materiale di ripiena, che rappresentano circa il 57% della capacità di stoccaggio stimata di 285 kt); e
2. Fase 2 - Nel corso del regime ordinario, fino alla fine della vita utile della miniera, i vuoti di nuova estrazione saranno largamente sufficienti per accogliere tutti gli sterili prodotti presso l'impianto di processo, con un rapporto medio di riempimento dei pozzi del 96% per la vita utile della miniera (LOM). Negli ultimi due anni della vita utile della miniera sarà necessario un po' di stoccaggio storico (75 kt) di ripiena nei pozzi storici.

Nei pozzi storici sarà necessario depositare un tonnellaggio totale del 6% di sterili nel corso della LOM.

Figura 7-7: la figura seguente illustra il programma di deposito nei vuoti di coltivazione degli sterili / della ripiena.

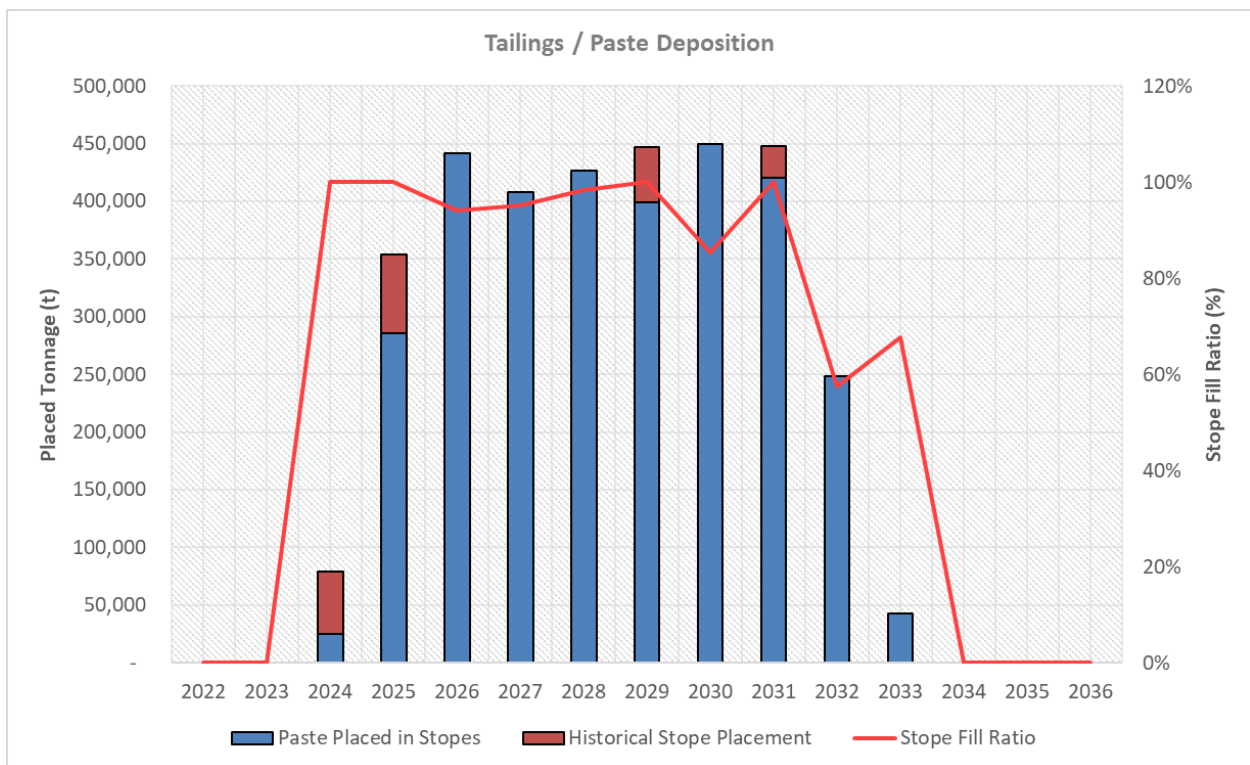


Figura 7-7: Strategia di deposizione di sterili / ripiena

7.5 Comunicazioni

Il settore delle telecomunicazioni in Italia è composto da operatori di telecomunicazioni fisse con licenza (BH Telecom è il più grande avente la maggiore copertura), un settore di telefonia mobile altamente

competitivo con numerosi fornitori che coprono il 99% della popolazione; hanno inoltre un tasso di penetrazione del 63,29% per quanto riguarda l'operatività su rete 4G+.

Si propone che il sito della miniera venga collegato alla rete di telecomunicazioni dati e voce per il tramite di una stazione ripetitrice con cavo in fibra o in rame o per il tramite della rete cellulare. Le comunicazioni sul sito collegheranno la rete pubblica ai vari sistemi di infrastrutture voce, dati e telemetria all'interno della rete locale della miniera, utilizzando un cavo in fibra ottica che supporterà sia le comunicazioni dati che voce. Un sistema di ripetitori fornirà l'infrastruttura per permettere agli apparecchi radio portatili e mobili di comunicare da ogni punto del sito. Le comunicazioni sotterranee verranno realizzate usando una rete di comunicazione radio "leaky-feeder", una delle quali è attualmente situata a Forcella, Pian Bracca e Ponente.

7.6 Effluenti

Le acque reflue dei vari edifici dello stabilimento e del sito minerario verranno convogliate nella rete fognaria comunale per essere trattate presso l'impianto di depurazione comunale.

Gli scarti quali gli idrocarburi provenienti dalla manutenzione delle attrezzature e i rifiuti chimici del laboratorio, saranno raccolti e stoccati per la successiva raccolta da imprese che li rimuoveranno dal sito e li smaltiranno in conformità con le normative applicabili. La separazione degli scarti e il riciclaggio di tutti i materiali interessati saranno condotti in loco e gestiti / monitorati dal responsabile ambientale nominato.

I rifiuti provenienti dagli uffici e i rifiuti indifferenziati verranno raccolti da un'impresa di pulizie che smaltirà i materiali di scarto in una discarica comunale.

7.7 Trasporti

7.7.1 Vie d'acqua

L'Italia ha circa 2.400 km di vie d'acqua navigabili per vari tipi di traffico commerciale, anche se per un valore totale limitato. Nelle regioni settentrionali di Lombardia e Veneto, vi sono dei traghetti per pendolari che operano sul lago di Garda e sul lago di Como, per collegare le città e i villaggi di entrambe le sponde dei laghi.

Non esistono sistemi fluviali navigabili nelle immediate vicinanze dell'area del progetto. Vi sono due fiumi principali situati a est e a ovest dell'area del progetto; tuttavia, il loro uso per il trasporto è limitato, poiché ci sono numerosi impianti idroelettrici e nessun sistema di chiuse osservabile. Non si reputa che il trasporto via fiume possa costituire una rete di trasporto utilizzabile per le operazioni minerarie proposte.

7.7.2 Infrastrutture ferroviarie

La rete ferroviaria italiana è estesa e ben servita, con una lunghezza totale di 24.227 km, di cui 16.723 km di linee attive. Il gestore statale dell'infrastruttura, Rete Ferroviaria Italiana (RFI), amministra la maggior parte dell'infrastruttura ferroviaria italiana. Altre linee regionali minori sono controllate da altre società, come le Ferrovie Emilia Romagna e le Ferrovie del Sud Est, che gestiscono altre linee ferroviarie per circa 3.000 km.

La rete italiana è in gran parte elettrificata; 11.921 km utilizzano sia i 3 kV CC sulle linee convenzionali che i 25 kV CA sulle linee ad alta velocità.

L'ultimo nodo di trasporto ferroviario sulla linea Bergamo nord-est è nella cittadina di Albino, luogo in cui la linea termina. A Bergamo è disponibile un terminal di carico merci su rotaia. Si propone che il concentrato di prodotto venga caricato o in sacchi sigillati e poi in container oppure in container intermodali nel sito di Riso Parina e trasportato su strada fino al terminal ferroviario di Bergamo, per essere trasportato tramite ferrovia al porto di Genova per la spedizione finale alla fonderia o, direttamente tramite ferrovia, ad altre fonderie europee.

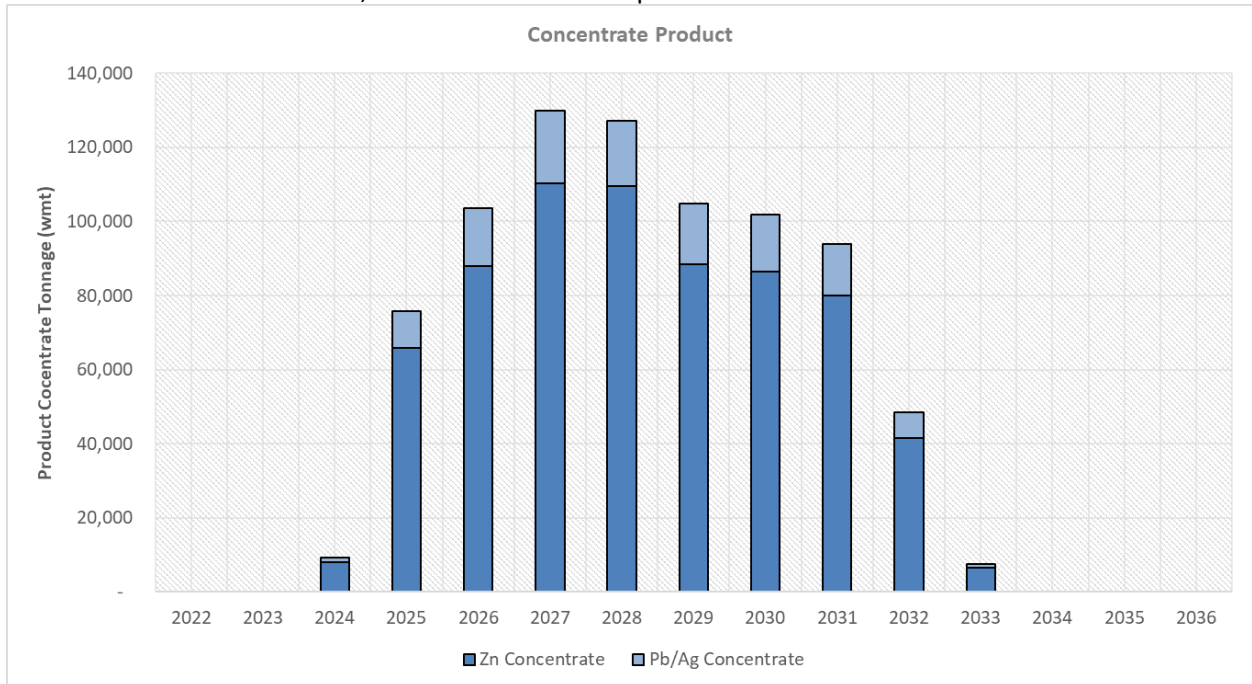


Figura 7-9: Movimentazione del prodotto concentrato

Il fabbisogno di spedizione del prodotto concentrato è di circa 300 wmt / giorno o 11 x container intermodali al giorno che richiedono 11 trasporti per camion al giorno. Il prodotto concentrato sarà caricato in appropriati container intermodali (standard da 20 piedi, peso netto 27.8 t, volume interno 33,1 m³). In base al tempo di ciclo per un viaggio camion-rimorchio da Riso Parina a Bergamo per la consegna dei container al terminal ferroviario di carico merci sono necessari due (2) camion che operino nel turno di giorno o un singolo camion che operi su 2 turni di 10 ore per il trasporto del prodotto. I container vuoti saranno riportati al terminal ferroviario di Bergamo per il carico della spedizione successiva. Si presume che la movimentazione dei container venga effettuata dalla società Freight Rail di Bergamo.

Il raccordo ferroviario di Bergamo è ampio e funzionale, con binari ferroviari per treni merci attualmente in uso per il carico e lo scarico delle merci. Pare che un raccordo ferroviario in disuso potrebbe essere riutilizzato per il carico dei container di prodotti e lo scarico dei container vuoti di ritorno. Questo raccordo in disuso permetterebbe di caricare un treno di 300 m (non in eccesso) da entrambi i lati con un adeguato spazio di manovra e di impilamento su entrambi i lati del raccordo ferroviario.

Questo raccordo ferroviario permetterebbe la formazione di un treno a ranghi singoli composto da 20 x 14,62 m (1 x 40 ft o 2 x 20 ft) vagoni portacontainer intermodali. Ciò consentirebbe una capacità di carico del treno di 20 vagoni da 62 tonnellate, quindi circa 1.240 tonnellate di carico. Al picco della produzione di prodotto concentrato, sarebbe necessario effettuare un totale di 97 carichi annuali per 120 kt di produzione di prodotto concentrato (circa 2 carichi alla settimana). Supponendo una configurazione di impilamento di 3-2-1 (3 file da 85 m² per 6 container) accessibile a un impilatore a sbraccio da 45 tonnellate, sarà necessaria un'area di impilamento di circa 280 m² (o 566 m² per impilamento singolo) per 72 x 2 container da 20 piedi basandosi sull'impronta del container da 40 piedi di 2,35 m L x 12,035 m P).



Figura 7-10: Raccordo ferroviario merci di Bergamo

Si raccomanda di realizzare uno studio di compromesso in collaborazione con il fornitore del servizio ferroviario per quanto riguarda la soluzione più efficace in termini di costi rispetto al numero di container e di carri ferroviari che saranno richiesti in circolazione, il tempo di carico / manovra e il tempo di inattività della locomotiva di trazione. Si raccomanda inoltre che durante la successiva fase di studio tecnico, venga intrapreso un ulteriore lavoro per studiare il contenitore intermodale ideale, dato che il volume rispetto al tonnellaggio netto non è ideale per la densità del prodotto (20 piedi di mezza altezza in grado di trasportare 40 tonnellate sarebbe la combinazione ideale per i prodotti concentrati proposti).

7.7.3 Trasporto per via aerea

L'Italia ha un totale di 130 aeroporti, di cui 99 con piste asfaltate; questi sono:

Piste pavimentate:

- di oltre 3.047 m: 9
- 2,438 - 3,047 m: 31
- 1,524 - 2,437m: 18
- 914 - 1.523 m: 29
- meno di 914 m: 12

Piste non pavimentate:

- Totale: 31
- 1.524 - 2.437 m: 1
- 914 - 1.523 m: 11
- meno di 914 m: 19

La regione Lombardia, nell'Italia settentrionale è servita da un certo numero di aeroporti internazionali. L'aeroporto internazionale più vicino è quello di Bergamo, situato a circa 61 km di strada a sud-sud-ovest del sito del progetto. L'aeroporto di Bergamo è dotato di una pista singola in asfalto di 2,5 km (10/28) con una lunghezza massima pavimentata di 3,0 km). L'Aeroporto internazionale di Bergamo può ricevere grandi aerei da trasporto limitatamente alla lunghezza della pista e al tipo di aereo. Si presume che le esigenze di trasporto aereo saranno limitate al trasporto di personale e, in circostanze estreme, al trasporto di ricambi e attrezzature di emergenza.

7.7.4 *Trasporto su strada*

La rete stradale italiana è estesa e moderna per un totale di circa 487.700 km, di cui 6.758 km di autostrade con un limite di velocità generale di 130 km/h. Le reti di trasporto in Italia sono integrate nelle reti di trasporto transeuropee che collegano l'Italia al resto d'Europa. Le Autostrade sono vie che formano il sistema nazionale italiano di autostrade, con una lunghezza totale del sistema di circa 6.758 chilometri.

Le strade statali in Italia sono raggruppate in 5 tipi generali, cioè:

Tipi di strade in Italia:

- Tipo A: riservato alle autostrade.
- Tipo B: a doppia carreggiata con almeno due corsie per ogni senso di marcia, spalletta pavimentata a destra, senza traffico trasversale e senza intersezioni a livello. Il limite di velocità sulle strade di Tipo B è di 110 km/h.
- Tipo C : strada a carreggiata unica. Il limite di velocità sulle strade di Tipo C è di 90 km/h.
- Tipo D: strada urbana a doppia carreggiata con marciapiede. Il limite di velocità sulle strade di Tipo D è di 70 km/h.
- Tipo E: strada urbana a singola carreggiata con marciapiede. Il limite di velocità sulle strade di Tipo E è di 50 km/h.
- Tipo F: qualsiasi altra strada, che non può essere classificata come Tipo B, Tipo C, Tipo D e Tipo E. Il limite di velocità nelle strade di Tipo F è di 90 km/h. Se la strada di tipo F è una strada urbana, il limite di velocità è di 50 km/h.

L'Italia ha numerosi itinerari stradali e strade statali, con collegamenti via autobus con molti Paesi. Gli itinerari internazionali collegano l'Italia con Svizzera, Slovenia, Francia, Austria, e si collegano poi con la vasta rete stradale dell'Unione Europea.



Figura 7-11: Rete stradale del Nord Italia

Il sito è attualmente accessibile (25 km) dalla strada asfaltata secondaria ad una sola corsia (SP 46 / SP 27) ad ovest, che collega la strada regionale asfaltata a doppia corsia SS 671 verso la città capoluogo di provincia di Bergamo (28 km). Dalla SP 27, delle strade secondarie asfaltate di montagna (bidirezionali a corsia unica) accedono al villaggio di Zorzone e a Ca Pasi, e infine al sito industriale e al portale di Ca Pasi. L'accesso al sito del progetto può avvenire per il tramite di un percorso alternativo, attraverso la SP36/SP31 proveniente dalla cittadina di Nembro, o in alternativa attraverso la SP27 proveniente dalla cittadina di Villa d' Alme.

Non si prevede che siano necessarie integrazioni o miglioramenti della rete stradale prossimale al sito della miniera; in ogni caso, nel villaggio di Riso, tre ponti a campata stretta (<25m) dovranno essere potenziati per consentire a veicoli più larghi e di massa maggiore di accedere ai vari siti e infrastrutture della miniera. Il progetto prevede che l'uso dei grandi camion/mezzi di trasporto debba essere limitato al trasporto dei materiali di consumo per ridurre la pressione su queste strade; quindi, il progetto ha identificato Riso Parina come infrastruttura sotterranea critica per il trasporto degli scarti e concentrati tramite il livello 600 m RL al portale Riso Parina.

Nei siti di Ca Pasi e ZIA, le infrastrutture stradali pubbliche verranno utilizzate esclusivamente per i materiali di consumo e le merci in entrata; attualmente non è previsto che alcuno scarto, prodotto o minerale venga spostato tramite le infrastrutture stradali pubbliche esistenti.

Tutti i veicoli della miniera (diversi dai veicoli sotterranei) saranno conformi alle leggi statali e saranno legalmente autorizzati a viaggiare sulle strade pubbliche.

7.8 Stoccaggio e distribuzione del carburante

Verrà previsto un deposito di carburante diesel per rifornire i veicoli leggeri, la flotta dei mezzi minerari, gli impianti e le attrezzature mobili e i generatori di backup alimentati a carburante diesel. Tutto il carburante necessario al sito di Ca Pasi verrà consegnato in autocisterne da fornitori commerciali. L'area di stoccaggio del carburante consisterà in 2 serbatoi da 20 kl (7,5 giorni di stoccaggio) nell'area del Portale di Ca Pasi. Tali serbatoi saranno circondati da opere di contenimento, per evitare che la fuoriuscita di carburante contamini l'area del sito o i corsi d'acqua. Le piccole quantità di carburante che dovessero essere necessarie potranno essere ottenute dai distributori locali. Le attrezzature minerarie verranno rifornite alla fine del turno al Portale di Ca Pasi, quale parte della procedura di pulizia per il turno successivo. Le attrezzature mobili minori, per esempio le trivelle, saranno rifornite utilizzando un contenitore specifico caricato sul veicolo di servizio.

Tabella 7-1: Consumo di gasolio

Consumo di gasolio	Unità	Incremento progressivo	Regime ordinario	LOM
Flotta primaria	litri x 1000	475,3	11.417,7	11.893,0
Sonda di perforazione a foro lungo	litri x 1000	1,9	132,3	134,2
Sonda di perforazione a foro corto	litri x 1000	8,5	129,1	137,7
Impianto di supporto	litri x 1000	5,2	52,5	57,7
Caricatrice da 9 t	litri x 1000	125,4	2.650,6	2.776,0
Camion da 30 t	litri x 1000	285,9	7.448,8	7.734,7
Impianto di carico	litri x 1000	48,4	1.004,3	1.052,7
...	litri x 1000	0,0	0,0	0,0
...	litri x 1000	0,0	0,0	0,0
Flotta complementare	litri x 1000	97,7	2.061,9	2.159,6
Mezzo da sottosuolo	litri x 1000	27,2	573,3	600,5
Spaccarocce	litri x 1000	0,0	0,0	0,0
Veicoli per esplosivi	litri x 1000	7,7	163,4	171,1
Livellatore	litri x 1000	30,5	644,6	675,2
Veicoli commerciali modificati	litri x 1000	32,2	680,6	712,9
Flotta di superficie	litri x 1000	16,8	355,5	372,4
ITH	litri x 1000	7,7	163,4	171,1
Gru	litri x 1000	9,1	192,2	201,3
...	litri x 1000	0,0	0,0	0,0
...	litri x 1000	0,0	0,0	0,0
...	litri x 1000	0,0	0,0	0,0
Totale consumi	litri x 1000	589,8	13.835,1	14.425,0
Consumo mensile medio	litri / mese	23.593	175.128	119.215
Consumo medio di carburante	litri / t_{ROM}	7,6	2,4	2,4

7.9 Stoccaggio e distribuzione degli esplosivi

Il sito di stoccaggio degli esplosivi esiste attualmente sul sito in uno scavo sotterraneo realizzato nella collina presso il portale Ca Pasi [Figura 7-1, voce J]. Tale sito verrà ridestinato allo stoccaggio di accessori per esplosivi (micce detonanti, innescanti, fili per detonazione e detonatori).

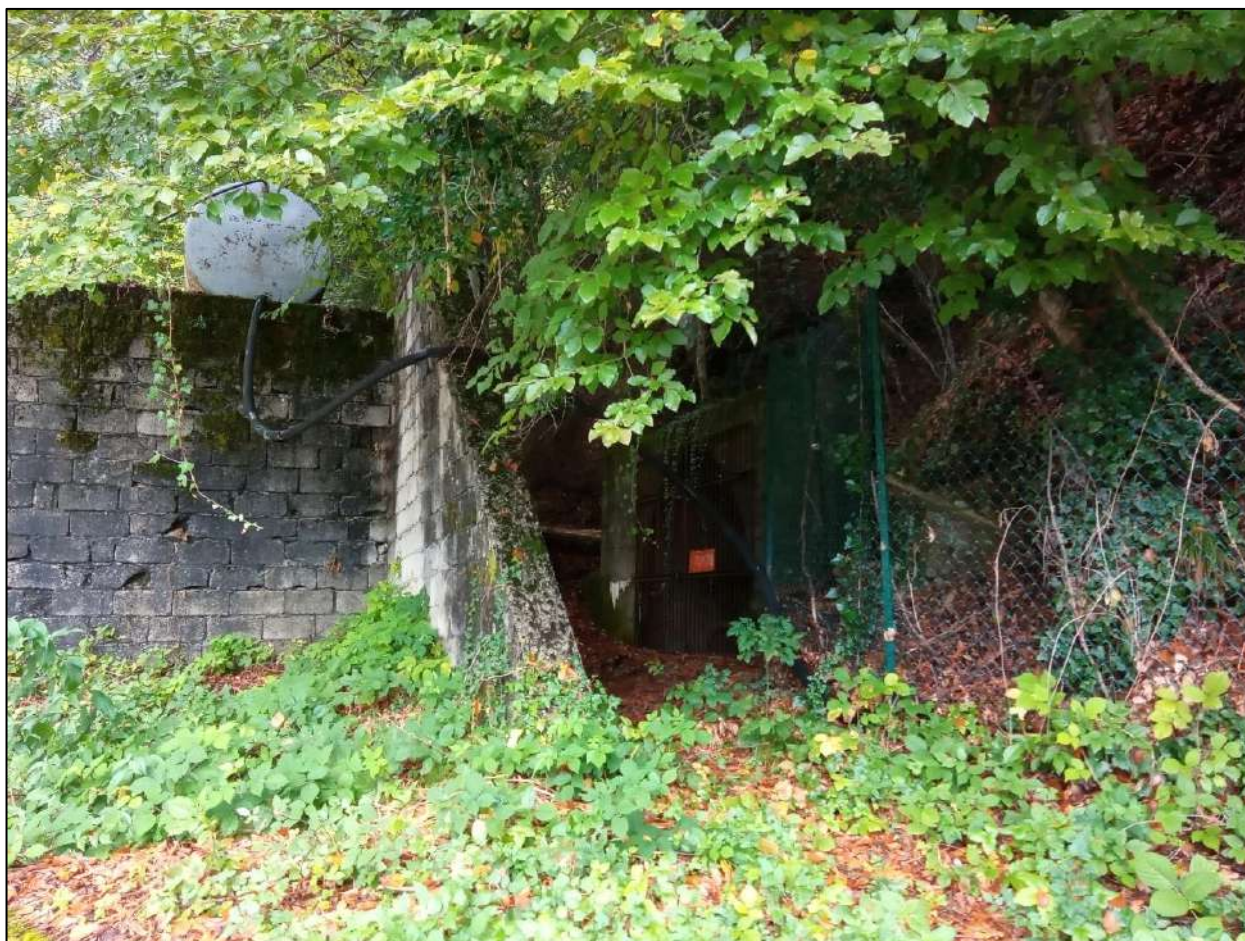


Figura 7-12: Il bunker sotterraneo per esplosivi esistente di Ca Pasi.

Lo stoccaggio degli esplosivi dell'agente principale di brillamento, l'ammonio nitrate granulare (ANP), così come le cartucce per il brillamento dei booster e delle pareti lisce, saranno immagazzinati sottoterra all'interno del ribasso riconvertito sviluppato nel fianco della collina [Figura 7-1, Voce K]. Delle recinzioni ad alta sicurezza e dei muri antideflagrazione proteggeranno l'area di stoccaggio degli esplosivi da accessi non autorizzati [Figura 7-1, voci L e M]. Tale sito verrà ridestinato allo stoccaggio di accessori per esplosivi (micce detonanti, innescanti, fili per detonazione e detonatori).

Le partite sotterranee di ANFO basate su turni saranno preparate nell'area di preparazione dell'ANFO [Figura 7-1, elementi F] mescolando ANP con gasolio prima di essere caricate in un veicolo di servizio specializzato in attesa di essere trasportate verso le opere in sottoterraneo. Le partite di accessori per il brillamento verranno prelevate dall'artificiere dal magazzino sotterraneo e caricate in contenitori sicuri su veicoli commerciali leggeri modificati per essere trasportate ai punti di brillamento.

Tabella 7-2: Requisiti di utilizzo e stoccaggio degli esplosivi e degli accessori per esplosivi

Consumo di esplosivi	Unità	Incremento progressivo	Regime ordinario	Dismissione	LOM totale
Esplosivi	tonnellate	619	11.160	1.415	13.194
Cartucce smooth-wall	#	154.239	596.350	0	750.589
Primers	#	87.319	1.187.716	12.250	1.287.285
Detonatori	#	87.319	1.187.716	12.250	1.287.285

Innescanti	#	1.413	35.409	2.450	39.272
Esplosivi	tonnellate/mese	39	120	109	108
Cartucce smooth-wall	#/mese	9.640	6.412	0	6.152
Primers	#/mese	5.457	12.771	942	10.552
Detonatori	#/mese	5.457	12.771	942	10.552
Innescanti	#/mese	88	381	188	322
Media cariche esplosive per tonnellata estratta	kg / t_{estratta}	1,9	1,7	6,1 Nota 1	1,8

Nota 1: Carico più elevato come risultato della sola valutazione longitudinale LHRF rimanente

7.10 Cemento per operazioni di riempimento in pasta

Presso il sito di processo ZIA saranno costruiti dei silos in cemento dove gli sterili disidratati provenienti dalle operazioni di lavorazione verranno mescolati con il cemento (consegnato e immagazzinato alla rinfusa) prima di essere pompato nel sottosuolo attraverso la rampa di trasporto ZIA. Una rete di tubazioni di reticolazione della pasta di riempimento trasporterà la pasta di riempimento cementizia alle aree di lavoro che richiedono il riempimento dei vuoti di coltivazione. Durante il regime ordinario sarà necessario un picco di 2.570 t/mese con un consumo medio mensile di 1.385 t/mese. Con 2.500 t/mese, saranno necessarie 4 spedizioni da 20 tonnellate al giorno (30 giorni).

Tabella 7-3: Consumo stimato di cemento per operazioni di riempimento in pasta

Consumo di cemento (riempimento in pasta)	Unità	Increment o progressiv o	Regime ordinari o	Dismissio e	LOM totale
Fill - LHRF Long	tonnellate	0	51.382	11.392	62.774
Riempimento - Primario	tonnellate	235	56.544	0	56.778
Riempimento - Secondario	tonnellate	0	20.922	0	20.922
Totale	tonnellate	235	128.848	11.392	140.474
Fill - LHRF Long	tonnellate/mese	0	552	876	515
Riempimento - Primario	tonnellate/mese	15	608	0	465
Riempimento - Secondario	tonnellate/mese	0	225	0	171
Totale	tonnellate/mes e	15	1.385	876	1.151
Media consumo cemento per tonnellata estratta	t / t_{scavate}	6,9	26,6	49,5	27,5

7.11 Strutture di lavaggio

Una struttura per il lavaggio dei veicoli adiacente all'area dell'officina sul terrazzamento del portale di Ca Pasi verrà realizzata per le attrezzature pesanti, mentre strutture di lavaggio satellite verranno situate in sotterraneo nel caso di attrezzature meno mobili (trivelle). Essa includerà una lastra di cemento armato in pendenza verso un bacino di decantazione. Le precipitazioni e gli sversamenti di idrocarburi provenienti dalle varie officine per attrezzature pesanti saranno reindirizzati nel sottosuolo per essere trattati nell'impianto di trattamento delle acque di Riso Parina.

7.12 Officina

In superficie verrà costruita un'officina per veicoli pesanti per la manutenzione, l'assistenza e la revisione delle macchine minerarie meccanizzate. L'officina sarà equipaggiata con una fossa d'ispezione, attrezzature di sollevamento, utensili, depositi di pezzi di ricambio, uffici, depositi di pneumatici e di oli, vernici e liquidi. Gli oli usati e i fluidi dei veicoli saranno catturati in un serbatoio con argine di contenimento e riciclati da un appaltatore autorizzato.

7.13 Edifici

Gli edifici dell'infrastruttura sono classificati come architettonici, sale di controllo o industriali. Gli edifici architettonici comprendono gli uffici amministrativi e le strutture per l'igiene personale. Gli edifici industriali comprendono le officine, i magazzini e le infrastrutture per gli impianti di processo.

Per quanto possibile, gli edifici proposti saranno temporanei e semi-mobili di per sé, tenendo in considerazione la vita utile della miniera e la facilità di smobilitazione una volta che il sito dovrà essere ripristinato. Un certo numero di edifici (sia temporanei [Ca Pasi] che permanenti [ZIA] di per sé) sono già esistenti in entrambi i siti e verranno riutilizzati come richiesto dal progetto. Nella stima del capitale è stato preso in considerazione il riutilizzo di tali infrastrutture esistenti.

7.14 Sicurezza

Tutte le persone che entrano nelle aree delle strutture minerarie dovranno passare attraverso il cancello di sbarramento, continuamente presidiato, per avvicinarsi alle aree di terrazzamento delle infrastrutture ZIA e Ca Pasi dalla strada pubblica. Le guardie di sicurezza che si trovano all'interno dell'edificio amministrativo di sicurezza controlleranno tutte le entrate e le uscite di veicoli e personale.

Attorno a tutte le strutture del progetto verrà costruita una recinzione di sicurezza. Delle recinzioni specifiche di alta sicurezza verranno costruite presso le infrastrutture remote e critiche, compresi i portali e le aree di stoccaggio dei materiali accessori per gli esplosivi. Delle recinzioni di sicurezza con cancelli di accesso bloccabili verranno installate localmente intorno alle strutture di pompaggio remote e al magazzino degli esplosivi.

Ulteriori recinzioni di sicurezza verranno realizzate attorno al magazzino e al piazzale dei depositi.

7.15 Protezione antincendio

La protezione antincendio consisterà nella messa in opera di idranti, armadietti con avvolgitubo ed estintori posizionati strategicamente intorno alle strutture in conformità con i requisiti dei regolamenti pertinenti. L'acqua antincendio verrà fornita da una quantità d'acqua specifica sita nel serbatoio dell'acqua antincendio. L'acqua viene condotta per gravità alle pompe dell'acqua antincendio presso l'impianto di processo. Verranno fornite pompe antincendio, di servizio e di emergenza alimentate a diesel. Verranno posizionati vari tipi di estintori in zone in cui l'acqua non è il mezzo preferibile di estinzione degli incendi, come ad esempio le attrezzature mobili.

Il sistema antincendio in sotterranea consisterà di una condotta antincendio dedicata in acciaio. In punti sotterranei considerati ad alto rischio verranno posizionati degli estintori, nonché un sistema di soppressione degli incendi installato su attrezzature mobili meccanizzate su gomma. In varie zone del sottosuolo verranno installate camere di rifugio; a tutto il personale verrà richiesto di portare con sé un SCSR (Autorespiratore) e verrà addestrato al suo uso. Una squadra di intervento di emergenza in sotterraneo verrà composta da personale addestrato e munita di attrezzature specializzate per il salvataggio e per l'estinzione degli incendi. Il brillamento centralizzato, lo sgombero delle squadre di turno e il monitoraggio ambientale sotterraneo avverranno da una sala controllo centralizzata, costantemente presidiata per monitorare i vari sistemi sotterranei.



8 Studi di mercato e contratti

Un rapporto completo relativo alle stime di marketing, di prezzo, di penali per elementi nocivi e dei costi di trattamento sono inclusi nel rapporto di StoneHouse Consulting, 4° trimestre 2021.

9 Analisi economica

Per valutare i progetti della Miniera di Zinco di Gorno viene usato un metodo di valutazione finanziaria standard di Flusso di cassa attualizzato (DCF). Il modello DCF è riportato al 100% di patrimonio netto imputabile. Gli strumenti chiave per la valutazione finanziaria come il profilo di produzione ROM, i costi operativi e i costi di capitale sono stati descritti in dettaglio nelle precedenti sezioni di questa relazione.

Il modello DCF ha utilizzato il dollaro USA (US\$) come valuta di base in quanto la maggior parte delle stime dei costi operativi e di capitale sono basate su US\$. Laddove indicato (in particolare negli importi di output e di reporting) per la conversione di valuta è stato utilizzato un tasso di cambio (ROE) di 0,86 Euro per 1 US\$.

Le società italiane sono soggette ad una imposta sulle società, nota come “Imposta sul reddito delle società” o IRES (24%), e ad una imposta sulle attività produttive, nota come “Imposta regionale sulle attività produttive” o IRAP (3,9%). L’aliquota dell’imposta sulle società in Italia è del 27,9%, pagabile sui flussi di cassa positivi delle operazioni. Per ammortizzare i flussi di cassa del capitale è stato utilizzato un metodo di ammortamento lineare (SLN) su base quinquennale.

I flussi di cassa sono scontati all'8% per ottenere il Valore attuale netto del Progetto.

9.1 Risultati finanziari chiave

I risultati finanziari chiave sono presentati nelle seguenti tabelle:

Tabella 9-1: Sintesi dei risultati economici

Risultati dopo deduzione delle imposte	Unità	Progetti Gorno Zinc
VAN @ 0%	US\$M	364,0
VAN @ 5%	US\$M	238,7
VAN @ 10%	US\$M	158,0
VAN @ 15%	US\$M	104,9
VAN @ 20%	US\$M	69,3
VAN @ 8%	US\$M	186,2
IRR	%	48,1%
Tempo di ritorno dell’investimento (Avvio del Progetto)	Anni	3
Tempo di ritorno dell’investimento (Avvio del Processo)	Anni	1
ROCE	EBIT/CE	5,8
Tail Cut Economico	Anno	2034

9.2 Spese e reddito operativi

Le spese operative e il reddito dal flusso del prodotto concentrato per tutti i prodotti combinati sono presentati nella Figura 9-1.

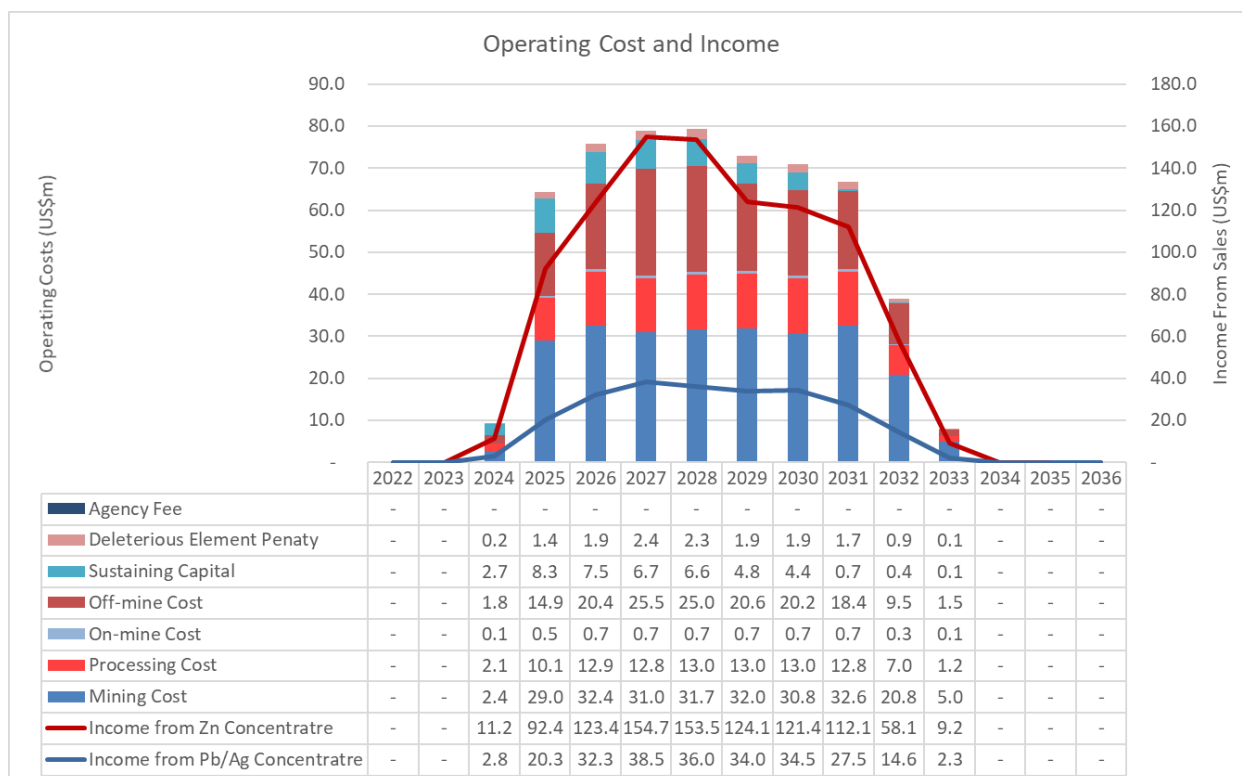


Figura 9-1: Spese e reddito operativi del Progetto

9.3 Metriche chiave dell'estrazione

I risultati finanziari chiave sono presentati nelle seguenti tabelle:

Tabella 9-2: Panoramica e metriche chiave dell'estrazione

Metriche dell'estrazione	Unità	Miniera sotterranea di Zinco di Gorno
Produzione totale di minerale	ktonnellate	6.037
Produzione totale di scarti	ktonnellate	1.191
Totale estratto	ktonnellate	7.228
Metallo estratto		
Zn	tonnellate	428.951
Pb	tonnellate	112.028
Ag	koz	5.941
Contenuti medi di metallo		
Zn	%	7,11%
Pb	%	1,86%
Ag	g/t	30,6
Vita utile della miniera		

Metriche dell'estrazione	Unità	Miniera sotterranea di Zinco di Gorno
Incremento progressivo	Mesi	25
Anni a Regime ordinario	Anni	6,6
Tasso di produzione medio	ktpm	66,3

9.4 Metriche chiave del processo

I risultati finanziari chiave sono presentati nelle seguenti tabelle:

Tabella 9-3: Panoramica e metriche chiave del processo

Metriche del processo	Unità	Zn Concentrato	Pb/Ag Concentrato
Tenore medio del conc.	%	62,9%	75,9%
Produzione totale conc.	tonn.metrica asciutto	630.129	108.111
Massa estratta	%	16,1%	2,8%
Recupero metallurgico			
Zn	%	96,0%	1,0%
Pb	%	6,2%	75,9%
Ag	%	24,4%	58,9%
Termini di pagabilità			
Zn	%	85,0%	0,0%
Pb	%	0,0%	95,0%
Ag	%	0,0%	94,4%
Metallo recuperato nel concentrato			
Zn	tonnellate	396.351	4.129
Pb	tonnellate	6.685	81.840
Ag	koz	1.395	3.368
Metallo utile			
Zn	tonnellate	336.898	0
Pb	tonnellate	0	77.748
Ag	koz	0	3.180

9.5 Metriche di spesa e di capitale operativi per LOM

Le Metriche di spesa e di capitale operativi per LOM sono presentate nella tabella seguente:

Tabella 9-4: Sintesi dei costi operativi e di capitale per LOM

OPEX, CAPEX e Capitale di supporto	Unità	Incremento progressivo	Regime ordinario	LOM
Costi operativi	US\$ / tonnellata_{ROM}	82,7	86,3	84,2
Estrazione in sotterraneo	US\$ / tonnellata _{ROM}	30,8	42,2	41,0
Impianto di concentrazione	US\$ / tonnellata _{ROM}	26,9	16,5	16,2
In miniera	US\$ / tonnellata _{ROM}	1,4	0,9	0,8
Extra miniera	US\$ / tonnellata _{ROM}	23,7	26,8	26,2

OPEX, CAPEX e Capitale di supporto	Unità	Incremento progressivo	Regime ordinario	LOM
Costi operativi	US\$m	6,4	502,2	508,6
Estrazione in sotterraneo	US\$m	2,4	245,3	247,7
Impianto di concentrazione	US\$m	2,1	95,9	97,9
In miniera	US\$m	0,1	4,9	5,1
Extra miniera	US\$m	1,8	156,1	157,9
CAPEX di supporto	US\$ / tonnellata_{ROM}	34,4	6,8	7,0
CAPEX di supporto	US\$m	2,7 Nota 2	39,4	42,1
Capitale iniziale				
Attrezzature per estrazione Nota 1	US\$m	0,0	0,0	0,0
Infrastruttura sotterranea	US\$m	10,6	0,0	10,6
Infrastruttura di superficie	US\$m	4,1	0,0	4,1
Sviluppo della miniera	US\$m	16,5	0,0	16,5
Impianto di processo	US\$m	68,2	0,0	68,2
Altro	US\$m	0,0	0,0	0,0
Subtotale	US\$m	99,4	0,0	99,4
Contingenza	US\$m	16,9	0,0	16,9
Costo totale del capitale iniziale	US\$m	116,3	0,0	116,3
Totale generale costi	US\$m	125,4	541,5	666,9

Nota 1: I costi dell'attrezzatura mineraria mobile fanno parte dei costi operativi come costi di leasing, generalmente applicati al tasso di interesse del 5% su 60 mesi.

Nota 2: SIB Capital nel periodo di incremento progressivo si riferisce alle Attività di Sviluppo della Riserva mineraria non collegate allo sviluppo dell'infrastruttura sotterranea della miniera e prima dell'inizio del Regime Ordinario

9.6 Contributo dei vari elementi al reddito dalle vendite di concentrato

Il contributo dei vari elementi al reddito dalle vendite di concentrato viene presentato nella seguente tabella:

Tabella 9-5: Contributo dei vari elementi al reddito

Contributo	Totale	Zn Concentrato	Pb/Ag Concentrato
Zn	79,8%	79,8%	0,0%
Pb	13,6%	0,0%	13,6%
Ag	6,6%	0,0%	6,6%
Totale	100,0%	79,8%	20,2%

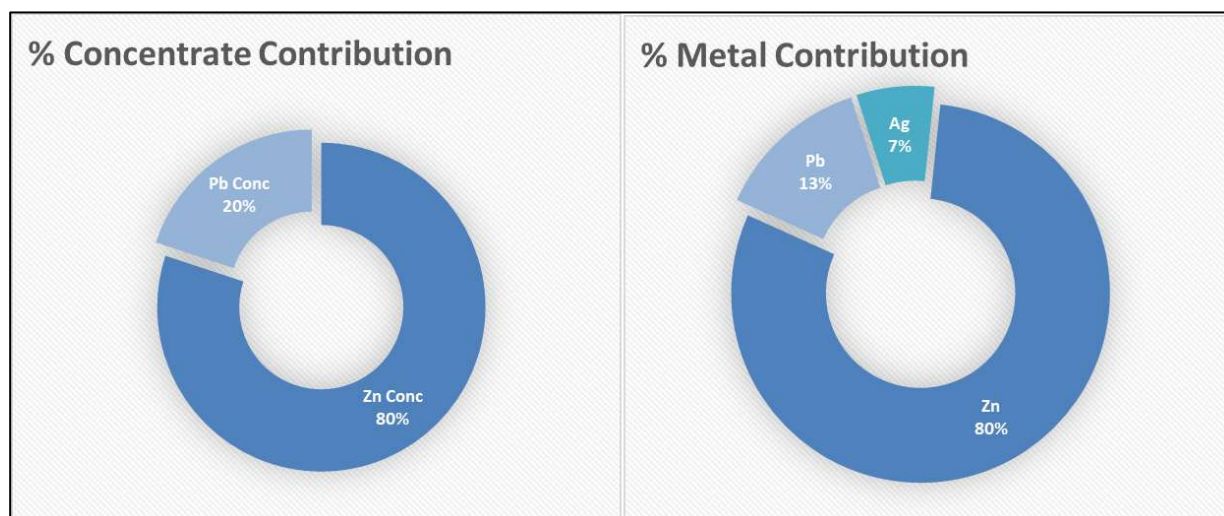


Figura 9-2: Contributo percentuale per elemento e Flusso di concentrato

9.7 Analisi della sensibilità

Nella tabella seguente è elencato un certo numero di sensibilità finanziarie standard.

Tabella 9-6: Risultati dell'Analisi della sensibilità

Motore chiave	Sensibilità	IRR% dopo le imposte	NPV _{8%} dopo le imposte (US\$m)
CAPEX	-30%	65,7%	208,3
	Caso base	48,1%	186,2
	+30%	37,4%	164,1
OPEX	-30%	59,3%	250,2
	Caso base	48,1%	186,2
	+30%	36,1%	121,9
Prezzi del metallo (tutti gli elementi)	-30%	17,6%	36,8
	Caso base	48,1%	186,2
	+30%	72,8%	334,8

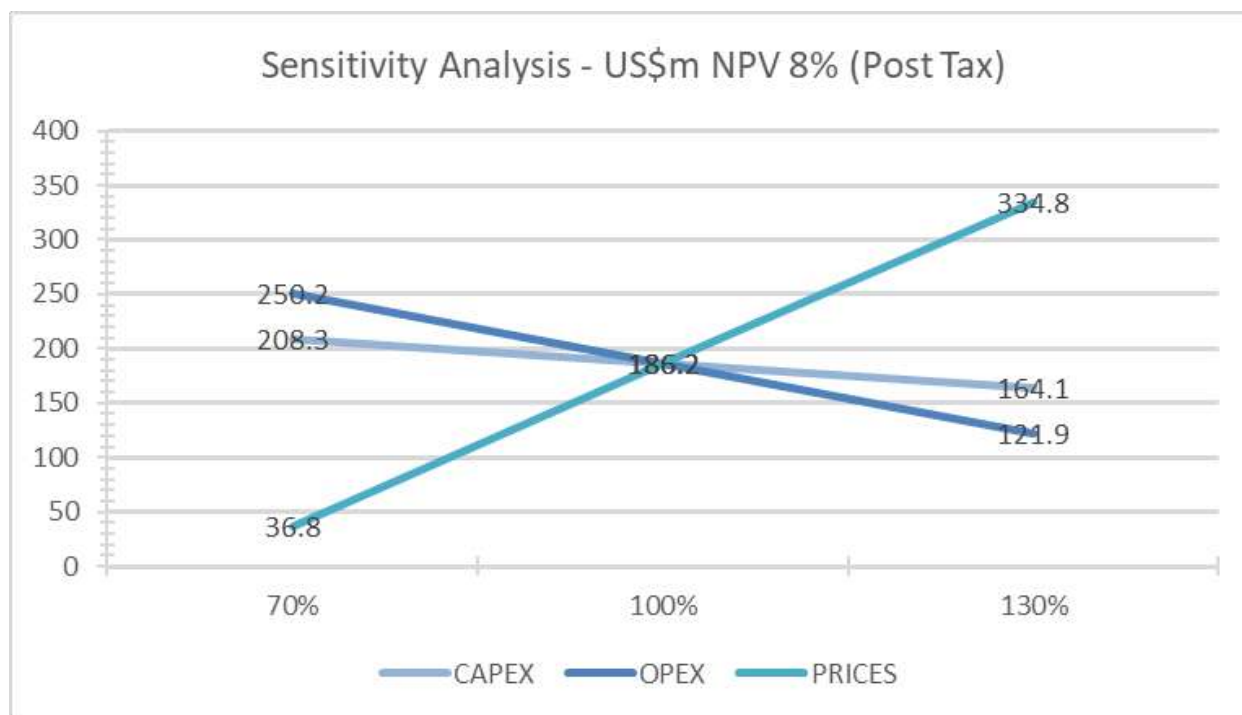


Figura 9-3: Sensibilità finanziaria standard (NPV)

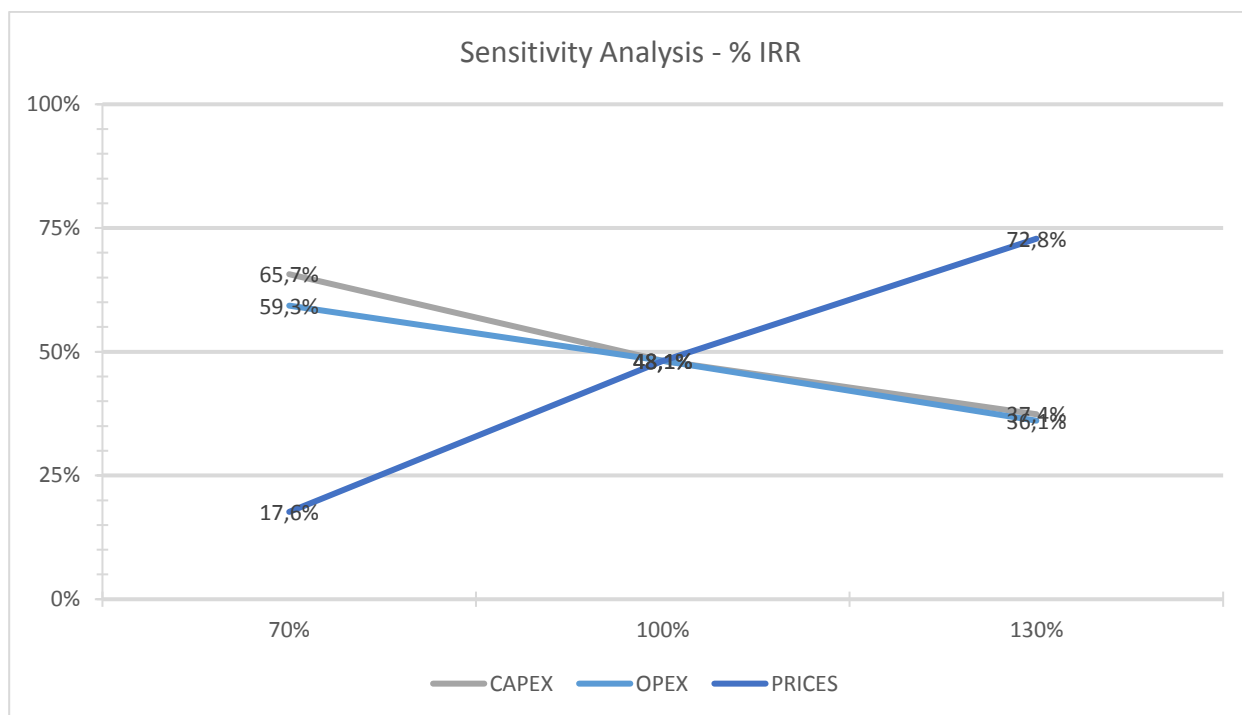


Figura 9-4: Sensibilità finanziaria standard (IRR %)

9.8 Dettaglio del modello di flusso di cassa scontato

L'intera Analisi del modello di flusso di cassa scontato è presentata nell'Appendice A.



10 Potenziale minerario futuro

AltaZinc ha fornito a Maven Mining un modello a blocchi di Risorse Minerali di esplorazione "OBM Exp Areas.csv" e diversi solidi minerali che delineano il potenziale minerario futuro e le aree di esplorazione prossimali alla Miniera di Zinco di Gorno, come indicato nelle sezioni precedenti del documento.

Il modello di risorse minerarie conteneva campi per i tenori dei metalli (Zn, Pb e Ag); tuttavia, non erano presenti campi di classificazione o densità delle risorse. Sono state apportate le seguenti modifiche al modello di risorse minerarie per produrre un modello ingegneristico per la valutazione della futura potenziale area mineraria; le modifiche sono le seguenti:

1. Campo *densità* aggiunto ($SG = 2,8t/m^3$)
2. Campo *classificazione* aggiunto (Classe = 4 [categoria del deposito])
3. Il modello è stato composto verticalmente e gli angoli delle celle sono stati mediati per determinare la superficie mineraria potenziale

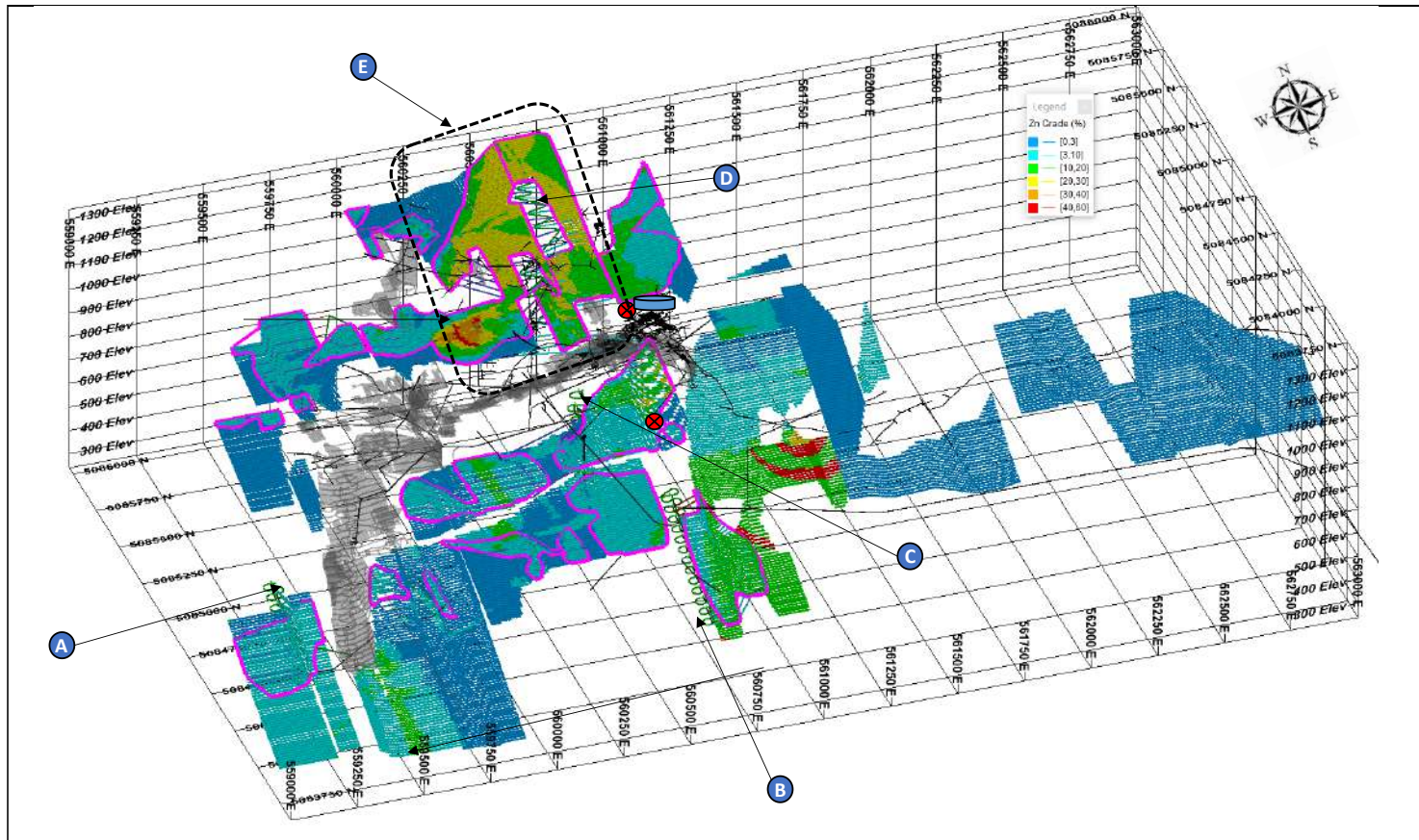
Bisogna notare che, poiché il modello non contiene un campo *densità* o *classificazione*, rappresenta una stima concettuale del minerale mirata per il futuro lavoro esplorativo. La pianificazione, la progettazione e la programmazione della produzione mineraria è completamente concettuale e può essere considerata solo come potenzialità futura, e non può essere parte di una solida strategia di estrazione mineraria prima delle attività di esplorazione di conferma e delle stime delle risorse minerali risultanti.

Le aree oggetto di estrazione individuate dalle esplorazioni sono state identificate dal modello composito sulla base di vaste aree contigue di redditività maggiore di zero (14,25 Mt a 9,8% Zn, 2,26% Pb e 26,8 g/t Ag). La diluizione dello sviluppo della coltivazione mineraria e degli scarti interni è di circa il 9,6%.

I wireframe di coltivazione sono stati sviluppati usando una tecnica della media per il valore Z degli angoli delle celle del modello con le stesse coordinate X e Y sia per FW che HW. A causa del fatto che il modello è ortogonale con dimensioni minime delle celle di 10 x 10 x 2 m, va notato che in alcune aree ci sarà una perdita di minerale e in altre aree una sottostimata diluizione interna. Si prevede che, man mano che le aree di destinazione dell'esplorazione verranno ulteriormente raffinate ai fini della pianificazione della miniera, le conoscenze minerarie di queste aree è destinato ad aumentare in termini di tonnellaggio con un calo marginale del tenore.

I metodi di estrazione pianificati saranno determinati dalla larghezza economica e dall'orientamento in profondità del giacimento. Per estrarre le aree target di esplorazione verrà usata una combinazione di drift and fill e di long hole retreat and fill. Considerando l'attuale modello litologico e la posizione prossimale delle aree di estrazione obiettivo, ci si attende che le condizioni della massa rocciosa presenteranno proprietà simili a quelle definite nell'attuale area di pianificazione della miniera.

La Figura 10-1 illustra le aree di estrazione del target esplorativo redditizio rispetto all'area di pianificazione mineraria dello studio di valutazione.



AltaZinc Limited
Gorno Zinc Mine
Exploration Target Areas
3D View Orientation



Colour Scheme:

- Solid Balck Existing Gorno Development
- Transparent Grey Planned Scoping Study Mine Extraction Area
- Magenta Outlines Exploriation Target Extraction Areas

Description :

- A Western Ramp
- B Deep Eastern Ramp
- C Central Ramp
- D Northern HG Zone Ramp
- E High Grade Wide Zone

Key:



-  Main Exhaust Fan Positions
-  Ponente Clear Water Dam

Figura 10-1: Aree di estrazione del target di esplorazione relative alla pianificazione mineraria dello studio di valutazione

La Figura 10-2 mostra il potenziale profilo di produzione sostitutiva delle aree di estrazione del target di esplorazione che aumenta il profilo di produzione mineraria dello studio di valutazione.

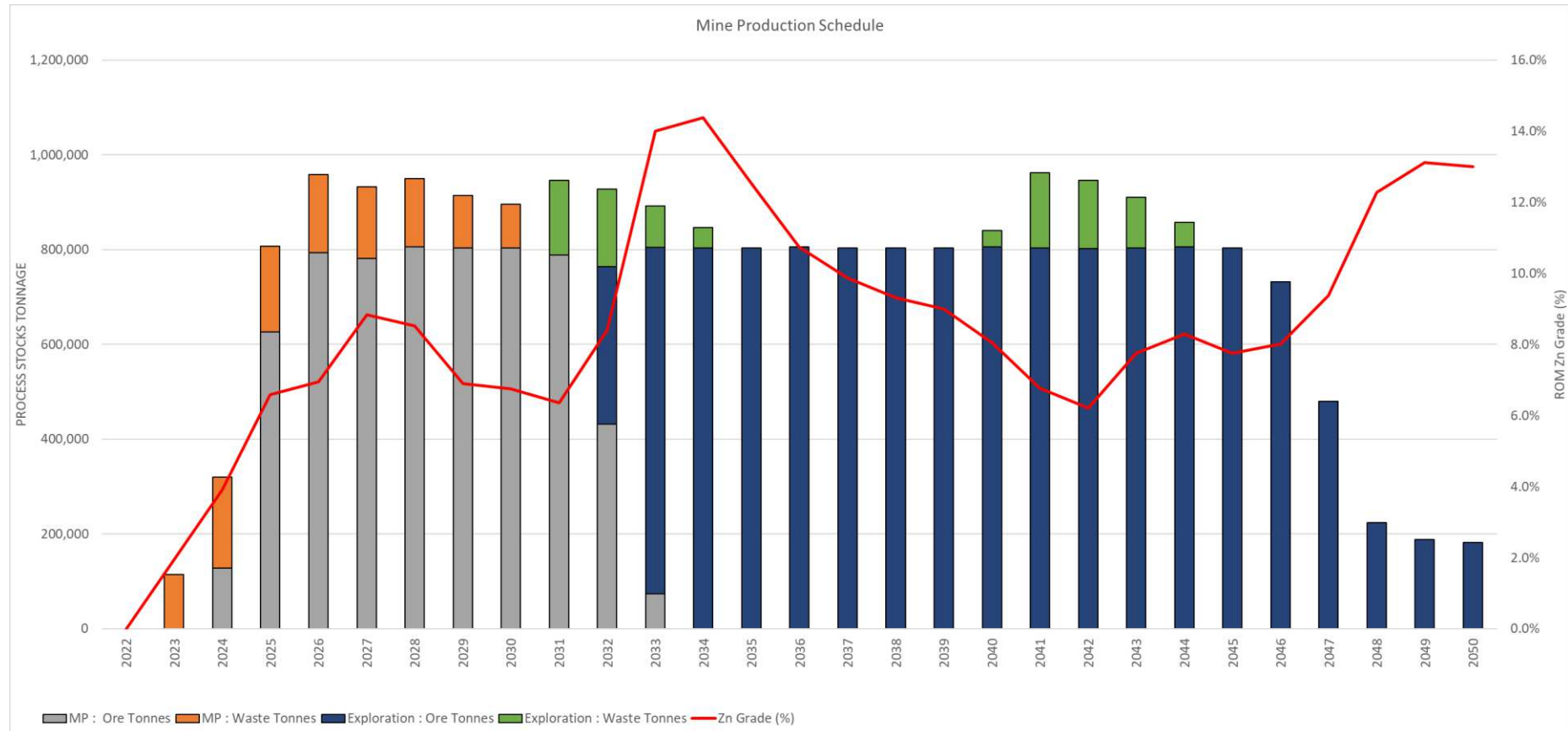


Figura 10-2: I target di esplorazione aumentano il profilo della produzione di miniera

La Figura 10-3 illustra il progetto concettuale della miniera per le aree di estrazione del target di esplorazione.

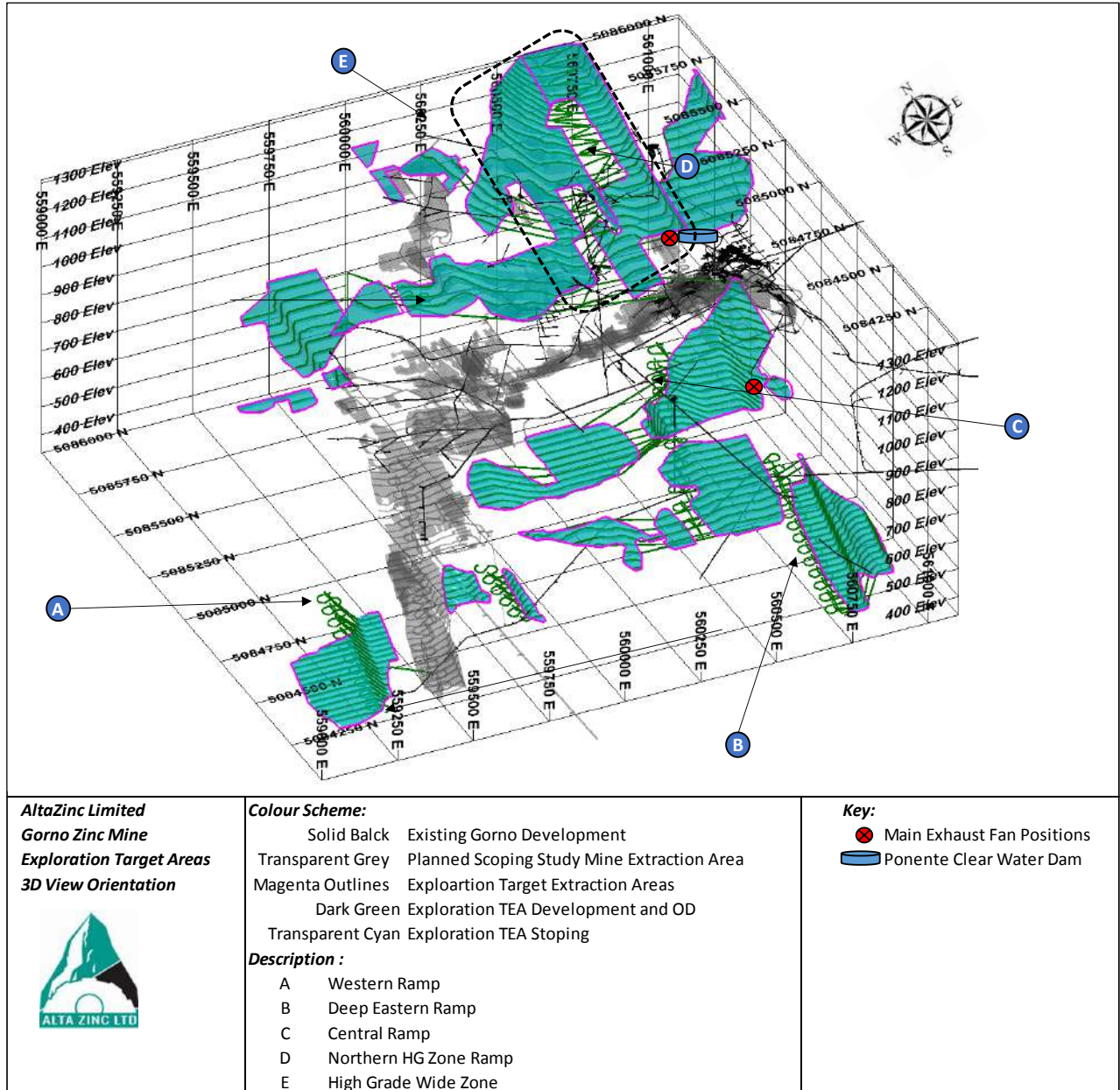


Figura 10-3: Progetto concettuale della miniera per le aree di estrazione del target di esplorazione.

La Figura 10-4 illustra la strategia concettuale di ventilazione per le aree di estrazione del target di

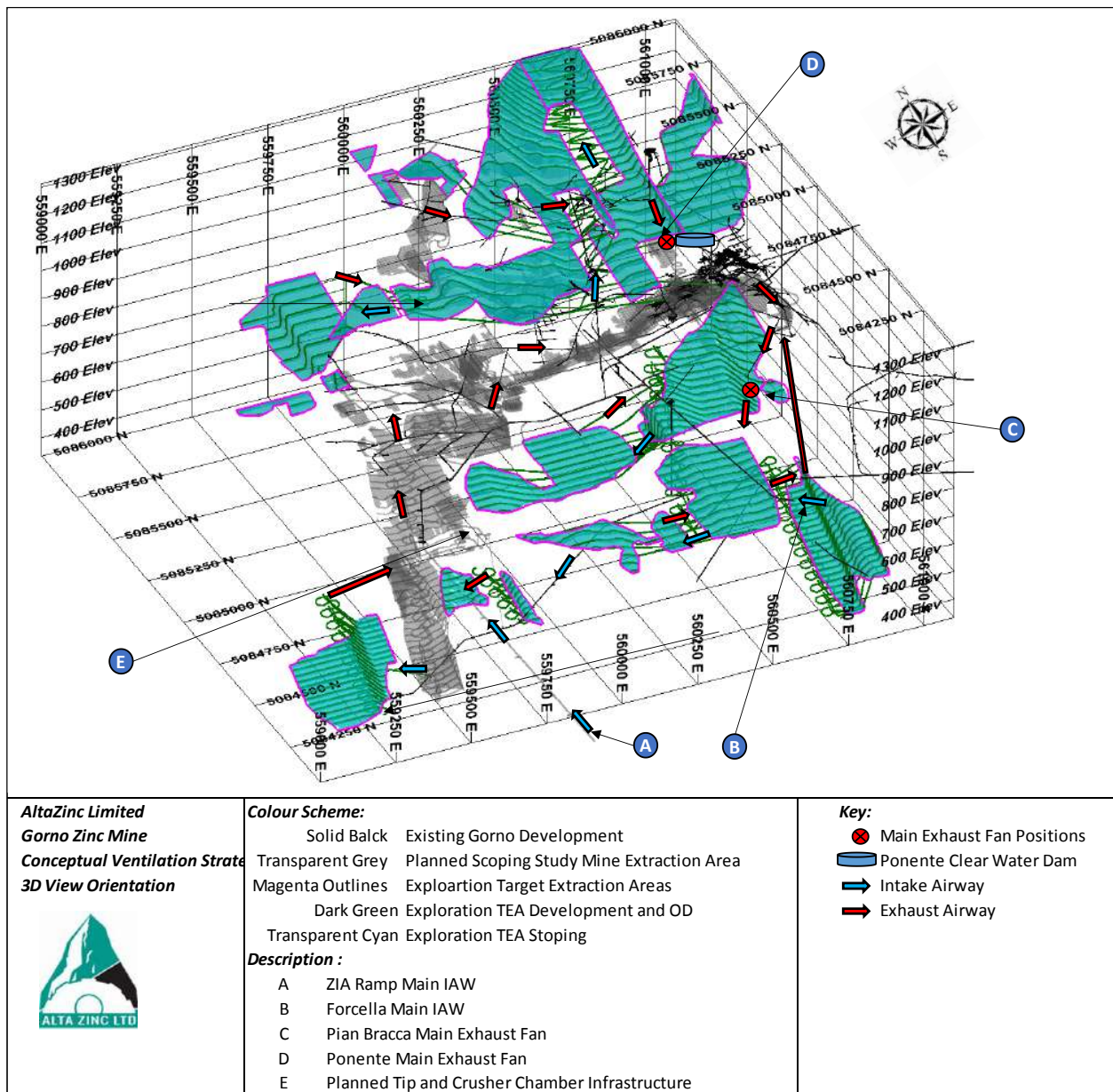


Figura 10-4: Strategia concettuale di ventilazione per le aree di estrazione del target di esplorazione.

La Figura 10-5 illustra le formazioni di masse rocciose relative alle aree di estrazione dei target di esplorazione.

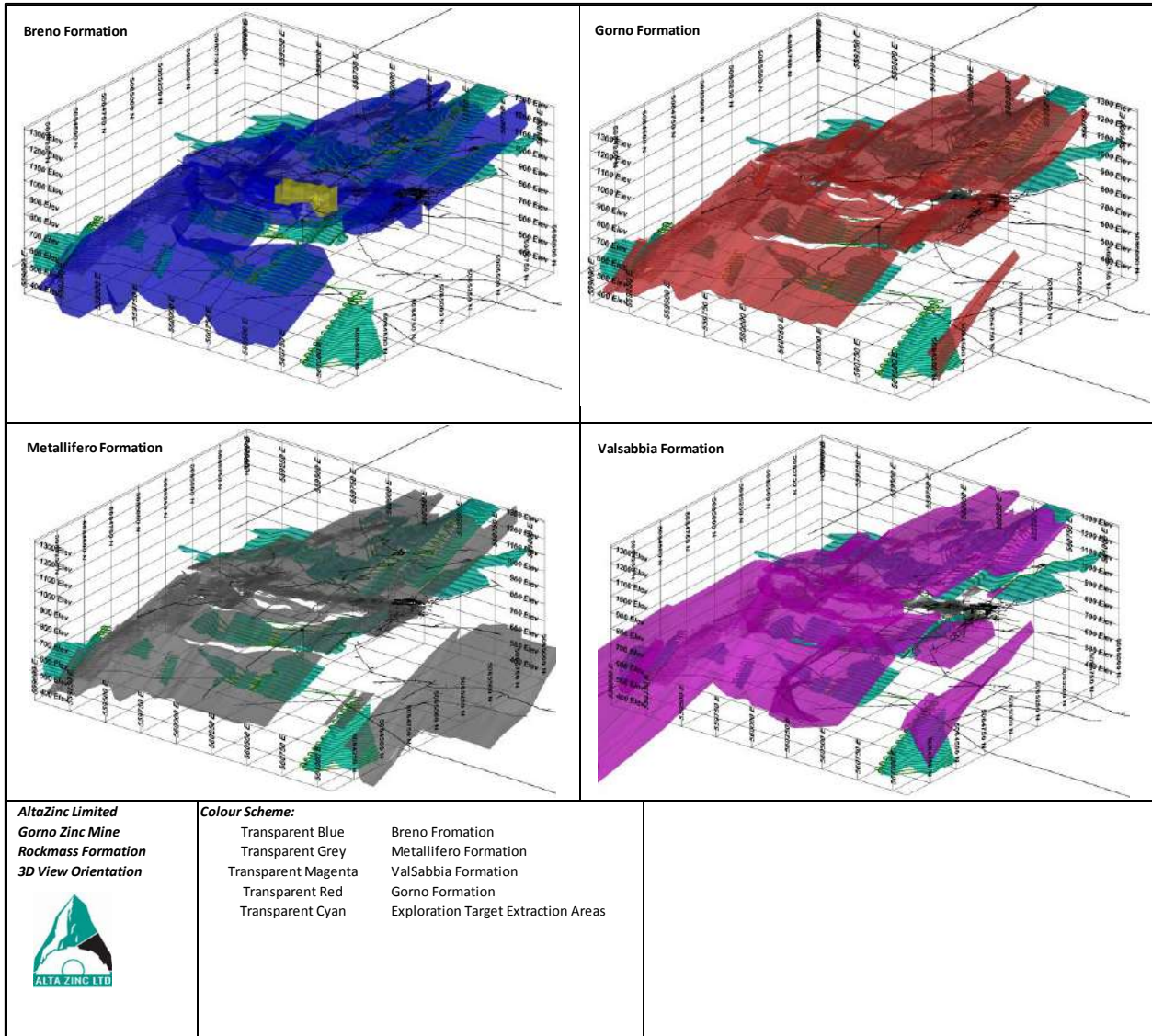


Figura 10-5: Illustrazione che mostra i tipi di masse rocciose relative alle aree di estrazione del target di esplorazione.

La Figura 10-6 illustra una sezione trasversale dell'Area di estrazione target che mostra le formazioni delle masse rocciose.

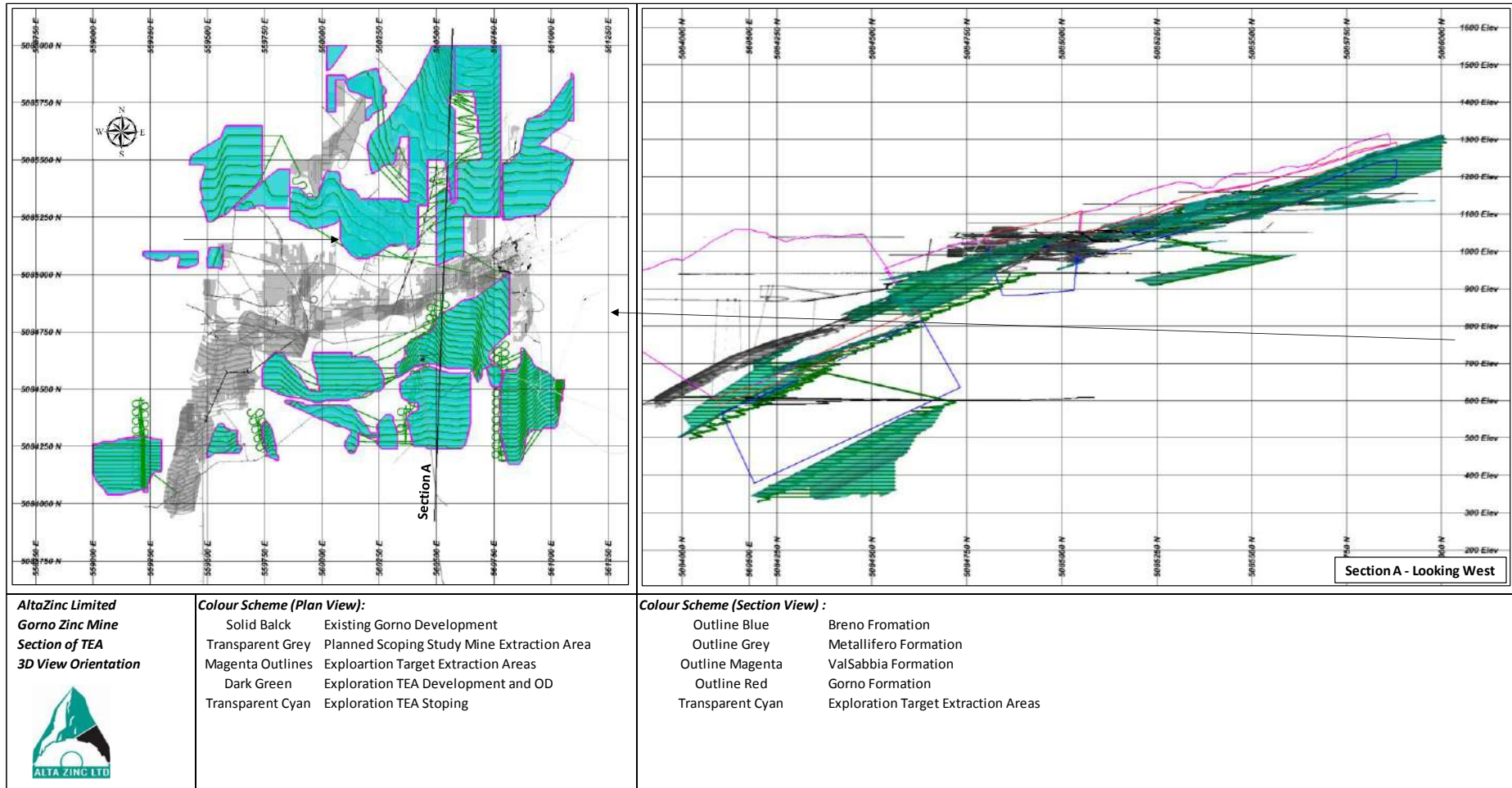


Figura 10-6: Sezione trasversale dell'Area di estrazione target che mostra le formazioni delle masse rocciose.



11 Altre informazioni rilevanti

12 Interpretazioni e conclusioni

12.1 Estrazione

Considerando il potenziale economico indicato del caso di base con un cut-off di Zn_{eqv} del 3,5% e una produzione di 0,8 Mt/anno di minerale trattato, si raccomanda che il progetto proceda alla fase successiva dello studio tecnico a seguito di un programma di esplorazione mirato che si focalizzi sullo sviluppare la *Stima delle risorse minerarie misurate e indicate* partendo dall'attuale *Stima delle risorse minerarie indicate e inferite*. Nelle fasi future è raccomandata l'esecuzione della prova geotecnica e metallurgica, al fine di aumentare il livello di confidenza richiesto dagli stadi successivi di studio tecnico.

Le osservazioni seguenti sono basate sui risultati delle ottimizzazioni in sotterraneo della Miniera di Zinco di Gorno eseguite durante lo studio di valutazione:

- Nel sito e nel portale dell'impianto di ZIA, le volate di roccia, le vibrazioni del terreno, la valutazione delle sovrappressioni e le strategie di mitigazione costituiranno considerazioni importanti durante gli Studi di fattibilità. Tuttavia, ciò è stato mitigato dall'uso del "cut-and-cover".
- Il giacimento della Miniera di Zinco di Gorno supporta una miniera sotterranea su media scala che è suscettibile di meccanizzazione e Long Hole, e di una combinazione di XLP e metodi di estrazione meccanizzata standard Drift and Fill;
- Ci si attende che le condizioni del terreno della Miniera di Zinco di Gorno varieranno da scarse (nell'area di Pian Bracca) a moderate / buone e si raccomanda un lavoro di studio strutturale e geotecnico dettagliato per progredire nella comprensione delle condizioni della massa rocciosa sotterranea in merito al metodo di estrazione, al posizionamento delle infrastrutture, ai tipi di supporto, alle implicazioni di costo e ai vincoli di programmazione;
- Il processo di ottimizzazione delle gallerie di coltivazione indica che diversi metodi di estrazione meccanizzata (o loro combinazioni) possono essere impiegati per l'estrazione in sotterraneo del giacimento della Miniera di Zinco di Gorno, vale a dire: Long Hole blast-hole retreat and fill (sia longitudinale che trasversale) e Drift-and-fill trasversale;
- La miniera in sotterraneo (con la risorsa definita corrente) sostiene una sequenza iniziale dell'estrazione di maggior tenore per massimizzare i flussi di cassa iniziali;
- Si fa notare che in passato vi è stata un'estesa attività all'interno dell'area del giacimento della Miniera di Zinco di Gorno, e che le "perforazioni" nelle vecchie opere sono inevitabili; e
- Esiste il rischio che lo sfruttamento del passato possa aver avuto luogo nella risorsa definita; tuttavia, queste aree e gli esaurimenti sono stati identificati dalle lavorazioni storiche digitalizzate per l'esaurimento nella MRE. Dovrebbe essere intrapreso un lavoro di indagine di conferma per confermare l'estensione di tali esaurimenti.
- Il ritiro "gratuito" di inerti a Riso Parina richiederà un accordo di principio con "acquirenti" da identificare prima dell'inizio della prossima fase di studio; Tuttavia, nella zona vi sono vari produttori di calcare per cemento e aggregati e il mercato è ben sviluppato e questi prodotti hanno un valore commerciale. Quindi, presumere che gli scarti di calcare (che sono commercialmente venduti nelle vicinanze) saranno di libero accesso è una presunzione conservativa.

Si fa notare che, quale parte di una successiva fase di studio, tutte le discipline richiederanno informazioni supplementari e delle serie di test da effettuare per permettere l'ulteriore perfezionamento dei presupposti dello studio di valutazione commisurati ai requisiti di una successiva fase di studio.

13 Raccomandazioni

13.1 Geologia / Valutazione / Esplorazione

Si raccomanda di attuare un programma rapido di esplorazione e valutazione, mirando agli orizzonti di valutazione in sotterraneo per convertire il materiale indicato e inferito in categorie misurate e indicate, al fine di confermare una riserva mineraria a livello di pre-fattibilità;

13.2 Aspetti geotecnici

È ben noto che le raccomandazioni geotecniche sono fattori chiave per la determinazione del metodo di estrazione preferito. I metodi di estrazione devono essere confermati prima dei successivi studi tecnici. Tale lavoro indicherà il metodo più appropriato per l'estrazione e la configurazione delle aree di coltivazione, la geometria e i metodi di supporto richiesti per garantire un'estrazione sicura e sostenibile della risorsa sotterranea.

13.3 Idrologia

Si raccomandano ulteriori studi per migliorare il livello di comprensione relativo all'idrologia e all'idrogeologia del giacimento della Miniera di Zinco di Gorno. Tali informazioni supplementari aumenterebbero anche la confidenza per quanto riguarda le previsioni per la gestione delle acque della Miniera di Zinco di Gorno durante le successive fasi tecniche del progetto.

13.4 Riempimento in pasta

Si riconosce che, in base alla geometria e all'orientamento del giacimento, e alla resistenza prevista della massa rocciosa, sarà necessario un metodo di riempimento cementizio per limitare la diluizione e permettere la massima estrazione della risorsa di alto tenore. Si raccomanda che AltaZinc affidi ad una società di ingegneria specializzata la conduzione del lavoro di ingegneria necessario per migliorare i parametri tecnici di riempimento, le spese operative e di capitale per un impianto di riempimento in pasta durante le successive fasi tecniche del progetto.

13.5 Estrazione

Si fa notare che, quale parte di uno studio di prefattibilità / fattibilità, tutte le discipline richiederanno informazioni supplementari e delle serie di test da effettuare per permettere l'ulteriore perfezionamento dei presupposti dello Studio di Valutazione commisurati ai requisiti di un successivo studio tecnico.

Si nota che le stime del capitale minerario e dei costi operativi sono fattori chiave per il progetto della Miniera di Zinco di Gorno, e si consiglia che il progetto proceda al livello di studio di prefattibilità, che un'appropriata simulazione aggiornata di geotecnica, idrologia, selezione delle attrezzature e simulazione di ventilazione sia completata per supportare le stime di pianificazione e di costi per la miniera in sotterraneo.

Quale parte dello studio di Pre-fattibilità / Fattibilità, è necessario prendere molto seriamente in esame la costruzione di tipo mobile e modulare di tutte le infrastrutture; ciò per minimizzare l'impatto in superficie e il costo di ripristino, e il potenziale che i depositi circostanti possano essere sfruttati dopo l'esaurimento della miniera di zinco di Gorno.

Si raccomanda inoltre - considerando i test supplementari richiesti in vista di un potenziale Studio tecnico successivo - che l'attenta pianificazione di qualsiasi perforazione supplementare di definizione della risorsa per potenziare la stessa, può portare a risparmi di costi se unita con i requisiti per le discipline geoidrologiche e geo-tecniche.

Le aree chiave identificate che richiedono una messa a fuoco nella preparazione di uno Studio di prefattibilità / fattibilità sono:

- Trivellazioni per la definizione delle risorse, campionamento, test e analisi per aumentare la confidenza nella risorsa e consentire la successiva dichiarazione di riserva.
- Trivellazione geotecnica, campionamento, test (nelle aree della miniera proposte al di fuori di Zorzone) e analisi per sostenere la selezione del metodo di estrazione e le dimensioni del pannello di coltivazione al livello commisurato richiesto di studio tecnico. Nella zona inferiore di Zorzone, il lavoro di studio geotecnico è stato completato a Livello di Fattibilità (AMC Consultants 2019).
- Conferma dell'ingresso idrogeotecnico delle acque sotterranee per stimare le quantità di ingresso in base alla progressione dei fronti di estrazione nel corso della LOM.
- Conferma da parte di Enel che la fornitura di energia elettrica sarà soddisfatta in base ai requisiti, per soddisfare le esigenze di estrazione e lavorazione.
- Studio dettagliato delle strade e del traffico per il percorso proposto o per un percorso alternativo con lo scopo di determinare un metodo di trasporto sicuro, sostenibile ed economico del concentrato e della roccia di scarto tra il sito di lavorazione finale a Riso Parina e gli acquirenti finali. Si conferma che tale lavoro è attualmente in corso.
- Studio di ventilazione aggiornato commisurato al livello di studio tecnico intrapreso.
- Svolgere al più presto un'indagine dettagliata delle lavorazioni sotterranee storiche vicine alla valutazione e allo sviluppo pianificati ai fini di identificare potenziali esaurimenti e di pianificazione della miniera.
- Studio logistico ferroviario per determinare le dimensioni e gli orari di spedizione appropriati, la quantità di materiale rotabile, i costi operativi e di capitale.
- Si raccomanda che tali aree storiche, identificate all'interno delle zone umide di Pian Bracca, vengano riempite con una pasta cementizia il prima possibile dopo la messa in funzione dell'impianto di riempimento in pasta. Prima del riempimento in pasta, si raccomanda di supportare anche queste aree per limitare qualsiasi potenziale cedimento successivo (sebbene siano nel loro stato attuale da >40 anni).
- Uno studio dettagliato di ripristino inizierà il più presto possibile per l'estensione delle attività di ripristino richieste a Riso Parina, e in concomitanza redazione di una breve lista di possibili appaltatori per iniziare i lavori con un budget pre-approvato.
- Considerando i quattro diversi tipi di minerale (Ossidi, Scisto nero, Breno e Pian Bracca), si raccomanda che tutti i tipi di minerale previsti siano testati per la fattibilità metallurgica.

Con il progredire degli studi, la maggiore accuratezza dell'aggiornamento della definizione delle risorse, l'idrologia e il lavoro geotecnico forniranno i componenti necessari per un maggiore livello di dettaglio per la disciplina dell'ingegneria mineraria. Come parte degli approfondimenti di ingegneria mineraria, nelle fasi di studio successive dovranno essere presi in considerazione i seguenti punti (ma non necessariamente solo questi):

- Perfezionamento del processo di ottimizzazione delle gallerie di coltivazione in base all'aggiornamento dell'MRE e alle raccomandazioni geotecniche;
- Finalizzazione delle disposizioni di pompaggio basate sulla modellazione delle acque sotterranee;
- Compromesso costi-benefici delle attrezzature (movimentazione del minerale, diesel / batteria / elettrico);
- Simulazione di ventilazione e di modellazione aggiornata, basata sui risultati della selezione delle attrezzature;



- Sviluppo di modelli di costo del capitale di primo principio in linea con il livello di precisione richiesto dal livello di studio intrapreso;
- Aggiornamento e localizzazione dei modelli di costo operativo di primo principio in linea con il livello di precisione richiesto dal livello di studio intrapreso; e,
- Determinare i potenziali clienti del materiale roccioso di scarto del calcare.

13.6 Processo

Si fa notare che il recupero dell'impianto di lavorazione, le stime dei costi operativi e del capitale, sono fattori chiave per la risorsa, e si suggerisce che il progetto proceda al prossimo livello di analisi dello studio, e che vengano completati i test metallurgici appropriati e la progettazione del processo per sostenere le stime dei costi e del recupero per l'impianto del concentratore alla produzione richiesta e per tutta la gamma prevista di tenori di testa.



14 Riferimenti

15 Appendice Risultati dell'ottimizzazione del pozzo

Nessun rapporto di estrazione è stato presentato nel riassunto MSO per le sezioni inferiore e superiore. I risultati dettagliati del 3,5% di Zn_{eqv} dell'ottimizzazione MSO sono riassunti nella Tabella 15-1 qui sotto:

Tabella 15-1: Sintesi del tonnello dell'ottimizzazione LHRF MSO combinata al 3,5% di Zn_{eqv}

Livello	Totale diluito	Diluizione %	Materiale mineralizzato					Totale scarti	Scarti			
			Totale mineralizzato	Inclusione del diaframma mineralizzato			Interno mineralizzato		Diluizione del diaframma di scarto			Scarti interni
				Inclusione	Totale	HW			FW	Inclusione	Totale	
Livello 980	44.618	37,8%	27.749	781	375	406	26.968	16.869	2.714	1.365	1.349	14.155
Livello 970	111.995	20,9%	88.556	1.517	834	682	87.040	23.439	4.133	1.983	2.151	19.305
Livello 960	180.925	16,3%	151.344	2.199	1.041	1.158	149.145	29.581	4.389	2.250	2.139	25.191
Livello 950	175.358	12,3%	153.717	2.732	1.281	1.451	150.986	21.641	3.967	2.067	1.900	17.673
Livello 940	176.349	17,8%	145.021	3.085	1.555	1.531	141.936	31.329	4.374	2.177	2.197	26.955
Livello 930	188.946	13,4%	163.642	3.501	1.769	1.732	160.140	25.304	6.157	3.061	3.096	19.147
Livello 920	124.105	19,1%	100.341	2.808	1.427	1.380	97.534	23.764	5.288	2.622	2.666	18.476
Livello 910	27.446	26,9%	20.076	995	486	510	19.081	7.370	2.095	1.056	1.039	5.275
Livello 900	49.556	19,3%	39.972	1.306	633	673	38.666	9.584	3.534	1.787	1.747	6.050
Livello 890	50.941	17,9%	41.847	871	437	434	40.976	9.094	3.414	1.703	1.711	5.681
Livello 880	64.728	23,7%	49.355	1.002	503	500	48.353	15.373	4.405	2.191	2.214	10.968
Livello 870	46.919	15,1%	39.855	1.171	583	588	38.684	7.064	3.342	1.659	1.683	3.723
Livello 860	38.876	13,5%	33.637	1.293	605	688	32.344	5.239	2.702	1.381	1.321	2.537
Livello 850	30.738	14,5%	26.289	1.021	432	589	25.268	4.449	2.285	1.206	1.078	2.165
Livello 840	31.945	23,6%	24.416	1.158	520	638	23.258	7.529	3.335	1.712	1.623	4.194
Livello 830	43.201	31,7%	29.524	1.886	827	1.059	27.638	13.677	4.880	2.548	2.332	8.797
Livello 820	29.290	38,6%	17.972	1.068	512	556	16.904	11.318	4.136	2.084	2.051	7.182
Livello 810	7.121	40,8%	4.218	183	85	98	4.035	2.903	1.227	616	611	1.675
Livello 800	10.287	40,5%	6.119	340	135	205	5.779	4.168	1.436	748	688	2.732
Livello 790	30.080	49,4%	15.217	506	261	245	14.711	14.863	2.769	1.373	1.396	12.093
Livello 780	64.526	33,2%	43.082	587	320	267	42.495	21.444	1.632	788	844	19.812
Livello 770	71.172	27,8%	51.395	876	441	435	50.519	19.776	3.024	1.502	1.522	16.752
Livello 760	80.966	24,8%	60.906	1.274	628	646	59.632	20.059	3.742	1.879	1.863	16.317
Livello 750	81.109	20,5%	64.502	1.164	588	576	63.338	16.607	3.636	1.808	1.828	12.971
Livello 740	60.669	18,8%	49.261	1.001	540	462	48.260	11.408	2.860	1.390	1.470	8.548
Livello 730	36.206	23,5%	27.700	845	425	421	26.855	8.506	2.914	1.457	1.456	5.592
Livello 720	25.465	26,8%	18.639	841	440	400	17.798	6.827	2.357	1.164	1.193	4.470

Livello 710	17.466	29,2%	12.374	751	396	355	11.623	5.092	1.888	929	958	3.204
Livello 700	15.359	27,1%	11.200	713	361	352	10.487	4.159	1.692	847	845	2.467
Livello 690	13.597	29,7%	9.558	515	268	247	9.042	4.039	1.716	855	861	2.323
Livello 680	16.586	25,8%	12.301	503	265	237	11.798	4.284	1.783	885	898	2.501
Livello 670	21.345	19,5%	17.190	552	283	270	16.638	4.155	1.817	909	908	2.338
Livello 660	24.967	13,6%	21.573	657	323	334	20.917	3.394	1.600	812	788	1.794
Livello 650	30.543	13,1%	26.552	599	308	291	25.953	3.991	1.760	877	883	2.231
Livello 640	40.726	13,8%	35.114	607	306	301	34.507	5.612	2.067	1.035	1.031	3.546
Livello 630	44.299	14,2%	38.017	466	237	229	37.551	6.282	2.019	1.009	1.010	4.263
Livello 620	42.122	16,4%	35.212	458	221	238	34.754	6.909	1.926	973	954	4.983
Livello 610	37.083	18,2%	30.317	411	192	219	29.906	6.766	1.743	885	859	5.022
Livello 600	29.903	28,1%	21.504	403	212	191	21.101	8.399	1.690	837	853	6.709
Livello 590	11.712	43,7%	6.595	146	77	69	6.449	5.117	579	287	293	4.538
Livello 580	1.258	52,2%	602	26	14	12	576	657	71	34	37	586
Totale generale	2.230.503	20,5%	1.772.465	42.821	21.148	21.674	1.729.644	458.038	113.098	56.752	56.345	344.940

Tabella 15-2: Sintesi del tenore medio dell'ottimizzazione LHRF MSO combinata al 3,5% di Zn_{eqv}

Livello	Totale diluito	Diluizione %	Materiale mineralizzato					Totale scarti	Scarti			
			Totale mineralizzato Inclusione	Inclusione del diaframma mineralizzato			Interno mineralizzato Inclusione		Diluizione del diaframma di scarto			Scarti interni Diluizione
				Totale	HW	FW			Totale	HW	FW	
Livello 980	6,6%	5,1%	10,4%	9,9%	9,4%	10,4%	10,4%	0,3%	0,4%	0,5%	0,2%	0,3%
Livello 970	7,6%	17,1%	9,3%	7,7%	6,9%	8,7%	9,3%	1,3%	0,7%	0,8%	0,7%	1,4%
Livello 960	7,4%	24,2%	8,5%	6,7%	6,8%	6,6%	8,6%	1,8%	0,9%	1,0%	0,8%	2,0%
Livello 950	6,7%	28,1%	7,4%	5,7%	5,9%	5,5%	7,4%	1,9%	1,0%	1,0%	1,1%	2,1%
Livello 940	6,3%	26,8%	7,2%	5,8%	5,9%	5,6%	7,3%	1,7%	1,2%	0,9%	1,4%	1,8%
Livello 930	6,6%	27,3%	7,3%	5,9%	5,9%	5,9%	7,4%	1,8%	1,1%	0,9%	1,3%	2,0%
Livello 920	6,3%	20,0%	7,5%	6,3%	6,3%	6,3%	7,5%	1,3%	1,0%	1,0%	1,1%	1,3%
Livello 910	5,9%	16,0%	7,7%	6,6%	6,6%	6,7%	7,7%	0,9%	0,9%	1,0%	0,8%	1,0%
Livello 900	7,3%	10,4%	8,9%	7,5%	7,6%	7,5%	8,9%	0,8%	0,8%	0,8%	0,8%	0,8%
Livello 890	9,9%	10,3%	11,9%	8,7%	8,4%	9,0%	12,0%	1,0%	1,0%	1,1%	0,9%	1,0%
Livello 880	9,2%	16,8%	11,6%	8,8%	8,2%	9,3%	11,6%	1,5%	1,2%	1,3%	1,1%	1,7%
Livello 870	6,8%	15,6%	7,8%	7,2%	6,7%	7,6%	7,8%	1,1%	1,0%	1,3%	0,7%	1,1%
Livello 860	5,7%	17,2%	6,4%	6,2%	6,2%	6,3%	6,4%	1,0%	0,9%	1,2%	0,7%	1,1%
Livello 850	6,1%	12,4%	7,0%	6,7%	6,8%	6,7%	7,0%	0,7%	0,7%	1,2%	0,2%	0,8%
Livello 840	5,8%	12,7%	7,4%	7,3%	7,2%	7,3%	7,4%	0,7%	0,7%	1,0%	0,4%	0,8%
Livello 830	5,4%	9,9%	7,6%	7,8%	8,3%	7,4%	7,6%	0,5%	0,6%	0,8%	0,4%	0,5%
Livello 820	5,5%	12,5%	8,5%	8,1%	7,8%	8,4%	8,5%	0,7%	0,6%	0,7%	0,5%	0,7%
Livello 810	6,0%	14,0%	9,6%	9,4%	9,5%	9,4%	9,6%	0,8%	0,8%	1,0%	0,6%	0,9%

Livello 800	6,4%	16,5%	10,1%	9,3%	9,9%	8,9%	10,1%	1,1%	1,0%	1,2%	0,7%	1,1%
Livello 790	6,2%	9,4%	11,7%	9,3%	8,7%	10,0%	11,8%	0,6%	1,0%	1,1%	0,9%	0,5%
Livello 780	8,9%	6,7%	13,1%	9,3%	7,9%	10,9%	13,1%	0,6%	0,5%	0,6%	0,4%	0,6%
Livello 770	9,0%	18,1%	11,8%	8,5%	7,2%	9,7%	11,9%	1,6%	1,1%	1,4%	0,7%	1,7%
Livello 760	7,8%	22,4%	9,8%	7,9%	7,9%	7,8%	9,9%	1,7%	0,9%	0,9%	0,8%	1,9%
Livello 750	8,7%	9,2%	10,8%	9,1%	8,9%	9,3%	10,8%	0,8%	0,7%	0,7%	0,6%	0,8%
Livello 740	9,0%	5,7%	11,0%	8,6%	8,0%	9,4%	11,0%	0,5%	0,5%	0,5%	0,5%	0,5%
Livello 730	8,0%	7,4%	10,3%	8,9%	9,0%	8,9%	10,3%	0,6%	0,4%	0,3%	0,4%	0,7%
Livello 720	7,2%	10,1%	9,5%	7,9%	8,0%	7,8%	9,6%	0,7%	0,5%	0,3%	0,8%	0,8%
Livello 710	6,6%	12,4%	9,0%	7,1%	7,4%	6,7%	9,1%	0,8%	0,6%	0,2%	1,0%	1,0%
Livello 700	6,4%	14,2%	8,4%	6,6%	7,0%	6,2%	8,6%	0,9%	0,7%	0,4%	1,0%	1,1%
Livello 690	6,2%	16,6%	8,3%	7,2%	7,8%	6,6%	8,4%	1,0%	0,9%	0,5%	1,2%	1,1%
Livello 680	6,5%	12,6%	8,5%	7,9%	8,1%	7,8%	8,5%	0,8%	0,8%	0,6%	1,0%	0,8%
Livello 670	7,0%	9,5%	8,5%	8,3%	8,6%	8,0%	8,5%	0,7%	0,7%	0,5%	0,8%	0,7%
Livello 660	6,6%	10,9%	7,6%	7,1%	7,4%	6,7%	7,6%	0,7%	0,7%	0,6%	0,8%	0,7%
Livello 650	7,2%	10,1%	8,2%	7,6%	7,7%	7,5%	8,2%	0,7%	0,7%	0,7%	0,8%	0,7%
Livello 640	8,2%	7,2%	9,5%	8,5%	8,4%	8,5%	9,5%	0,6%	0,7%	0,6%	0,7%	0,6%
Livello 630	10,2%	5,6%	11,7%	10,3%	10,2%	10,5%	11,8%	0,6%	0,7%	0,7%	0,7%	0,5%
Livello 620	10,4%	4,8%	12,3%	10,1%	10,2%	10,0%	12,4%	0,5%	0,7%	0,7%	0,7%	0,4%
Livello 610	9,5%	5,4%	11,5%	10,4%	10,6%	10,3%	11,5%	0,5%	0,7%	0,7%	0,7%	0,4%
Livello 600	8,2%	4,1%	11,2%	10,5%	10,5%	10,5%	11,2%	0,3%	0,6%	0,5%	0,6%	0,3%
Livello 590	6,4%	1,9%	11,3%	11,3%	11,2%	11,3%	11,3%	0,1%	0,3%	0,2%	0,4%	0,1%
Livello 580	6,0%	0,0%	12,6%	12,3%	12,0%	12,7%	12,6%	0,0%	0,0%	0,0%	0,0%	0,0%
Totale generale	7,4%	15,0%	9,0%	7,4%	7,3%	7,4%	9,0%	1,1%	0,8%	0,8%	0,8%	1,2%

Un'ottimizzazione MSO secondaria è stata eseguita sul modello di blocco esaurito (esaurito dal primo passaggio) per determinare la risorsa aggiuntiva estraibile utilizzando un metodo di estrazione secondaria drift-and-fill nella sezione superiore della miniera. L'ottimizzazione drift-and-fill ha utilizzato un'altezza minima di estrazione di 2 metri e un cut-off di Zn_{eqv} del 3,5%.

Tabella 15-3: Sintesi del tonnello nella sezione superiore dell'ottimizzazione Drift and Fill MSO al 3,5% di Zn_{eqv}

Livello	Totale diluito	Diluizione %	Materiale mineralizzato					Totale scarti	Scarti			
			Totale mineralizzato	Inclusione del diaframma mineralizzato			Interno mineralizzato		Diluizione del diaframma di scarto	Scarti interni		
				Inclusione	Totale	HW					FW	Diluizione
Livello 1160	678	13,2%	589	6	0	6	583	90	75	40	34	15
Livello 1130	15.778	39,6%	9.526	24	7	17	9.502	6.253	1.597	803	794	4.656
Livello 1120	245.900	15,5%	207.887	1.959	853	1.106	205.928	38.013	15.197	7.725	7.473	22.815
Livello 1110	61.720	22,0%	48.142	547	234	313	47.595	13.578	6.344	3.196	3.149	7.234
Livello 1100	36.537	48,1%	18.966	130	79	50	18.837	17.570	5.082	2.544	2.538	12.488

Livello 1090	28.413	18,3%	23.201	509	191	317	22.692	5.212	2.312	1.217	1.095	2.900
Livello 1080	205.442	14,4%	175.920	1.531	710	821	174.389	29.523	9.703	4.892	4.811	19.820
Livello 1070	131.814	27,8%	95.145	1.285	565	721	93.859	36.669	11.068	5.597	5.472	25.601
Livello 1060	61.507	27,7%	44.470	315	148	167	44.154	17.037	5.203	2.610	2.593	11.834
Livello 1050	106.108	43,2%	60.281	1.251	416	835	59.030	45.828	10.627	5.520	5.106	35.201
Livello 1040	594.234	28,9%	422.720	1.736	677	1.059	420.984	171.513	43.558	21.952	21.606	127.956
Livello 1030	519.159	28,7%	369.979	2.688	1.472	1.215	367.291	149.180	28.786	14.251	14.534	120.395
Livello 1020	482.622	24,4%	364.991	2.383	1.170	1.213	362.609	117.631	29.932	15.014	14.917	87.699
Livello 1010	327.708	23,3%	251.405	2.897	1.370	1.527	248.508	76.303	22.978	11.548	11.431	53.325
Livello 1000	679.446	17,1%	563.479	5.363	2.701	2.663	558.116	115.967	37.951	18.986	18.965	78.016
Livello 990	354.997	15,0%	301.590	3.817	1.955	1.861	297.773	53.407	20.847	10.358	10.489	32.560
Livello 980	219.855	25,8%	163.126	1.791	1.132	659	161.335	56.729	19.875	9.696	10.179	36.854
Livello 970	102.601	21,5%	80.501	1.238	514	724	79.264	22.100	8.230	4.214	4.016	13.870
Totale generale	4.174.521	23,3%	3.201.917	29.469	14.195	15.274	3.172.447	972.604	279.366	140.165	139.202	693.238

Tabella 15-4: Sintesi del tenore medio della sezione superiore Ottimizzazione Drift and Fill MSO al 3,5% Zn_{eqv}

Livello	Totale diluito	Diluizione %	Materiale mineralizzato					Totale scarti	Scarti			
			Totale mineralizzato	Inclusione del diaframma mineralizzato			Interno mineralizzato		Diluizione del diaframma di scarto			Scarti interni
				Inclusione	Totale	HW			FW	Inclusione	Totale	
Livello 1160	3,9%	49,7%	4,2%	4,2%	4,2%	4,2%	4,2%	1,9%	2,0%	2,3%	1,5%	1,8%
Livello 1130	16,8%	0,0%	27,9%	26,8%	27,3%	26,5%	27,9%	0,0%	0,0%	0,0%	0,0%	0,0%
Livello 1120	7,9%	5,7%	9,2%	7,9%	7,4%	8,2%	9,3%	0,4%	0,4%	0,4%	0,4%	0,5%
Livello 1110	6,8%	9,6%	8,5%	7,7%	7,9%	7,5%	8,5%	0,7%	0,6%	0,8%	0,4%	0,7%
Livello 1100	7,9%	6,4%	14,7%	13,4%	13,7%	12,9%	14,7%	0,5%	0,4%	0,2%	0,5%	0,6%
Livello 1090	7,3%	5,2%	8,8%	7,8%	8,6%	7,4%	8,8%	0,4%	0,4%	0,5%	0,3%	0,4%
Livello 1080	8,4%	8,1%	9,7%	6,9%	7,0%	6,9%	9,7%	0,7%	0,7%	0,8%	0,6%	0,7%
Livello 1070	8,8%	4,5%	12,0%	7,0%	7,1%	6,9%	12,1%	0,4%	0,4%	0,6%	0,3%	0,4%
Livello 1060	8,2%	1,0%	11,3%	8,6%	7,9%	9,3%	11,3%	0,1%	0,1%	0,2%	0,1%	0,1%
Livello 1050	8,3%	7,1%	14,1%	6,7%	6,5%	6,8%	14,3%	0,6%	0,5%	0,6%	0,3%	0,6%
Livello 1040	14,5%	3,5%	20,2%	13,0%	12,3%	13,4%	20,2%	0,5%	0,6%	0,7%	0,4%	0,5%
Livello 1030	11,8%	3,4%	16,4%	12,0%	11,9%	12,2%	16,4%	0,4%	0,5%	0,6%	0,4%	0,4%
Livello 1020	9,3%	6,1%	12,2%	8,8%	8,0%	9,6%	12,2%	0,6%	0,6%	0,6%	0,5%	0,6%
Livello 1010	7,9%	11,2%	10,0%	6,8%	7,0%	6,7%	10,1%	0,9%	0,7%	0,8%	0,7%	0,9%
Livello 1000	8,3%	5,1%	9,9%	7,0%	7,1%	6,9%	9,9%	0,4%	0,4%	0,3%	0,5%	0,4%
Livello 990	7,4%	6,9%	8,7%	6,1%	6,1%	6,0%	8,7%	0,5%	0,4%	0,4%	0,5%	0,6%
Livello 980	8,0%	9,2%	10,6%	7,3%	6,6%	8,4%	10,6%	0,7%	0,5%	0,4%	0,5%	0,9%
Livello 970	7,4%	8,7%	9,3%	6,4%	6,7%	6,2%	9,3%	0,6%	0,3%	0,4%	0,2%	0,9%
Totale generale	9,6%	5,5%	12,3%	7,9%	7,8%	8,1%	12,4%	0,5%	0,5%	0,5%	0,4%	0,5%

I risultati del passaggio secondario hanno indicato che un potenziale di 4,2 Mt al 9,6% di Zn_{eqv} è potenzialmente disponibile come opzione di estrazione secondaria. All'esame visivo della distribuzione spaziale e della contiguità delle forme dei pozzi, le forme Drift-and-Fill sono state limitate alla porzione superiore del giacimento, dove le larghezze mineralizzate sono relativamente strette.

Tabella 15-5: Sintesi dell'ottimizzazione MSO Sezioni di valutazione superiore e inferiore al 3,5% Zn_{eqv}

Livello	Diluizione del diaframma	Tenore % di diluizione del diaframma	Tonnellate Diluizione Interna <3,5% Zn_{eqv}	Tenore di diluizione Zn_{eqv} (% Zn_{eqv})	Tonnellate Zn_{eqv} >3,5%	Tenore Zn_{eqv} (% Zn_{eqv})	Totale diluito pozzo	Tenore Zn_{eqv} (% Zn_{eqv}) diluito	Diluizione tonnellate %	Tenore diluizione %
Livello 1160	81	2,1%	15	1,8%	583	4,2%	678	3,9%	13,2%	49,7%
Livello 1130	1.620	0,4%	4.656	0,0%	9.502	27,9%	15.778	16,8%	39,6%	0,0%
Livello 1120	17.157	1,3%	22.815	0,5%	205.928	9,3%	245.900	7,9%	15,5%	5,7%
Livello 1110	6.891	1,2%	7.234	0,7%	47.595	8,5%	61.720	6,8%	22,0%	9,6%
Livello 1100	5.212	0,7%	12.488	0,6%	18.837	14,7%	36.537	7,9%	48,1%	6,4%
Livello 1090	2.821	1,7%	2.900	0,4%	22.692	8,8%	28.413	7,3%	18,3%	5,2%
Livello 1080	11.233	1,5%	19.820	0,7%	174.389	9,7%	205.442	8,4%	14,4%	8,1%
Livello 1070	12.354	1,1%	25.601	0,4%	93.859	12,1%	131.814	8,8%	27,8%	4,5%
Livello 1060	5.518	0,6%	11.834	0,1%	44.154	11,3%	61.507	8,2%	27,7%	1,0%
Livello 1050	11.878	1,1%	35.201	0,6%	59.030	14,3%	106.108	8,3%	43,2%	7,1%
Livello 1040	45.294	1,0%	127.956	0,5%	420.984	20,2%	594.234	14,5%	28,9%	3,5%
Livello 1030	31.474	1,5%	120.395	0,4%	367.291	16,4%	519.159	11,8%	28,7%	3,4%
Livello 1020	32.314	1,2%	87.699	0,6%	362.609	12,2%	482.622	9,3%	24,4%	6,1%
Livello 1010	25.875	1,4%	53.325	0,9%	248.508	10,1%	327.708	7,9%	23,3%	11,2%
Livello 1000	43.315	1,2%	78.016	0,4%	558.116	9,9%	679.446	8,3%	17,1%	5,1%
Livello 990	24.664	1,3%	32.560	0,6%	297.773	8,7%	354.997	7,4%	15,0%	6,9%
Livello 980	21.666	1,0%	36.854	0,9%	161.335	10,6%	219.855	8,0%	25,8%	9,2%
Livello 970	9.468	1,1%	13.870	0,9%	79.264	9,3%	102.601	7,4%	21,5%	8,7%
Sezione superiore	308.836	1,2%	693.238	0,5%	3.172.447	12,4%	4.174.521	9,6%	23,3%	5,5%
Livello 980	3.495	2,5%	14.155	0,3%	26.968	10,4%	44.618	6,6%	37,8%	5,1%
Livello 970	5.650	2,6%	19.305	1,4%	87.040	9,3%	111.995	7,6%	20,9%	17,1%
Livello 960	6.589	2,8%	25.191	2,0%	149.145	8,6%	180.925	7,4%	16,3%	24,2%
Livello 950	6.699	2,9%	17.673	2,1%	150.986	7,4%	175.358	6,7%	12,3%	28,1%
Livello 940	7.459	3,1%	26.955	1,8%	141.936	7,3%	176.349	6,3%	17,8%	26,8%
Livello 930	9.658	2,8%	19.147	2,0%	160.140	7,4%	188.946	6,6%	13,4%	27,3%
Livello 920	8.096	2,9%	18.476	1,3%	97.534	7,5%	124.105	6,3%	19,1%	20,0%
Livello 910	3.090	2,7%	5.275	1,0%	19.081	7,7%	27.446	5,9%	26,9%	16,0%
Livello 900	4.840	2,6%	6.050	0,8%	38.666	8,9%	49.556	7,3%	19,3%	10,4%
Livello 890	4.285	2,6%	5.681	1,0%	40.976	12,0%	50.941	9,9%	17,9%	10,3%
Livello 880	5.407	2,6%	10.968	1,7%	48.353	11,6%	64.728	9,2%	23,7%	16,8%
Livello 870	4.512	2,6%	3.723	1,1%	38.684	7,8%	46.919	6,8%	15,1%	15,6%
Livello 860	3.995	2,6%	2.537	1,1%	32.344	6,4%	38.876	5,7%	13,5%	17,2%

Livello	Diluizione del diaframma	Tenore % di diluizione del diaframma	Tonnellate Diluizione Interna <3,5% Zn _{equiv}	Tenore di diluizione Zn _{equiv} (% Zn _{equiv})	Tonnellate Zn _{equiv} >3,5%	Tenore Zn _{equiv} (% Zn _{equiv})	Totale diluito pozzo	Tenore Zn _{equiv} (% Zn _{equiv}) diluito	Diluizione tonnellate %	Tenore diluizione %
Livello 850	3.306	2,6%	2.165	0,8%	25.268	7,0%	30.738	6,1%	14,5%	12,4%
Livello 840	4.493	2,4%	4.194	0,8%	23.258	7,4%	31.945	5,8%	23,6%	12,7%
Livello 830	6.767	2,6%	8.797	0,5%	27.638	7,6%	43.201	5,4%	31,7%	9,9%
Livello 820	5.204	2,2%	7.182	0,7%	16.904	8,5%	29.290	5,5%	38,6%	12,5%
Livello 810	1.410	1,9%	1.675	0,9%	4.035	9,6%	7.121	6,0%	40,8%	14,0%
Livello 800	1.776	2,6%	2.732	1,1%	5.779	10,1%	10.287	6,4%	40,5%	16,5%
Livello 790	3.276	2,3%	12.093	0,5%	14.711	11,8%	30.080	6,2%	49,4%	9,4%
Livello 780	2.219	2,8%	19.812	0,6%	42.495	13,1%	64.526	8,9%	33,2%	6,7%
Livello 770	3.900	2,7%	16.752	1,7%	50.519	11,9%	71.172	9,0%	27,8%	18,1%
Livello 760	5.016	2,7%	16.317	1,9%	59.632	9,9%	80.966	7,8%	24,8%	22,4%
Livello 750	4.800	2,7%	12.971	0,8%	63.338	10,8%	81.109	8,7%	20,5%	9,2%
Livello 740	3.861	2,6%	8.548	0,5%	48.260	11,0%	60.669	9,0%	18,8%	5,7%
Livello 730	3.759	2,3%	5.592	0,7%	26.855	10,3%	36.206	8,0%	23,5%	7,4%
Livello 720	3.198	2,5%	4.470	0,8%	17.798	9,6%	25.465	7,2%	26,8%	10,1%
Livello 710	2.639	2,4%	3.204	1,0%	11.623	9,1%	17.466	6,6%	29,2%	12,4%
Livello 700	2.405	2,5%	2.467	1,1%	10.487	8,6%	15.359	6,4%	27,1%	14,2%
Livello 690	2.231	2,3%	2.323	1,1%	9.042	8,4%	13.597	6,2%	29,7%	16,6%
Livello 680	2.286	2,4%	2.501	0,8%	11.798	8,5%	16.586	6,5%	25,8%	12,6%
Livello 670	2.369	2,4%	2.338	0,7%	16.638	8,5%	21.345	7,0%	19,5%	9,5%
Livello 660	2.257	2,6%	1.794	0,7%	20.917	7,6%	24.967	6,6%	13,6%	10,9%
Livello 650	2.359	2,5%	2.231	0,7%	25.953	8,2%	30.543	7,2%	13,1%	10,1%
Livello 640	2.673	2,4%	3.546	0,6%	34.507	9,5%	40.726	8,2%	13,8%	7,2%
Livello 630	2.485	2,5%	4.263	0,5%	37.551	11,8%	44.299	10,2%	14,2%	5,6%
Livello 620	2.385	2,5%	4.983	0,4%	34.754	12,4%	42.122	10,4%	16,4%	4,8%
Livello 610	2.154	2,6%	5.022	0,4%	29.906	11,5%	37.083	9,5%	18,2%	5,4%
Livello 600	2.093	2,5%	6.709	0,3%	21.101	11,2%	29.903	8,2%	28,1%	4,1%
Livello 590	726	2,5%	4.538	0,1%	6.449	11,3%	11.712	6,4%	43,7%	1,9%
Livello 580	97	3,3%	586	0,0%	576	12,6%	1.258	6,0%	52,2%	0,0%
Sezione inferiore	155.919	2,6%	344.940	1,2%	1.729.644	9,0%	2.230.503	7,4%	20,5%	15,0%
Inferiore + Superiore	464.754	1,7%	1.038.178	0,8%	4.902.091	11,2%	6.405.024	8,8%	22,3%	8,8%



16 Appendice B: Progetto e pianificazione della miniera

17 Appendice C: Criteri di progettazione della ventilazione

17.1 Criteri di progettazione della ventilazione

Quelli che seguono sono i parametri di progettazione della Ventilazione e dell'Igiene del Lavoro accettabili del settore, che saranno applicati in questo studio. Questi parametri sono consolidati, adatti allo scopo, di buona pratica nel settore, generalmente derivati da una combinazione di requisiti legali, fattori pratici ed economici.

Tabella 17-1: Principali velocità delle vie d'aria

Velocità delle vie d'aria	Unità	Valori
Tunnel e rampe (equipaggiate con nastro trasportatore)	m/s	3
Tunnel e rampe (senza nastro trasportatore)	m/s	6 - 8
gallerie di entrata (dedicati)	m/s	10 - 18
gallerie di entrata (trasporto di uomini e materiali)	m/s	10 - 12
Vie di scarico aria laterali (dedicate)	m/s	10 - 15
Vie d'aspirazione aria laterali (dedicate)	m/s	10 - 15
Fori Raise-bored (Con impianto per entrata)	m/s	10 - 15
Fori Raise-bored (Con impianto per riflusso)	m/s	18 - 22
Pozzi di scarico (Senza impianti)	m/s	18 - 22

Tabella 17-2: Fattori d'attrito

Fattori d'attrito	Unità	Valori
Vie d'aria di ritorno	Ns ² /m ⁴	0,016
Condotto di sfiato zincato	Ns ² /m ⁴	0,004
Condotto di sfiato in PVC	Ns ² /m ⁴	0,002
Fori Raise-bored	Ns ² /m ⁴	0,004
Pozzi (equipaggiati e rivestiti in cemento)	Ns ² /m ⁴	0,025
Pozzi (non equipaggiati e rivestiti in cemento)	Ns ² /m ⁴	0,004
Via d'aria generale	Ns ² /m ⁴	0,016

Tabella 17-3: Fattori di perdita

Fattori di perdita delle condotte di ventilazione	Unità	Valori
Basso	mm ² /m ²	25 mm ² /m ²
Basso / Moderato	mm ² /m ²	50 mm ² /m ²
Moderato	mm ² /m ²	100 mm ² /m ²
Moderato / Elevato	mm ² /m ²	250 mm ² /m ²
Elevato	mm ² /m ²	500 mm ² /m ²
Molto elevato	mm ² /m ²	1000 mm ² /m ²

Tabella 17-4: Fattori di perdita e di utilizzo dell'aria

Fattori di perdita e di utilizzo dell'aria	Unità	Valori
Perdite sistema primario	%	20%
Impegni	%	10%
Teloni temporanei per infiltrazioni	%	50%
Perdite muri di sezione	%	20%
Condotte di ventilazione (acciaio)	% / 100m	10%
Condotte di ventilazione (PVC)	% / 100m	10%
Perdite / Muri - no muri permanenti	m ³ /s	0,22

Tabella 17-5: Parametri ventilazione di sviluppo

Criteri di progettazione ventilazione sviluppo meccanizzato	Unità	Valori
Quantità di forza al fronte ^{Nota 1}	m ³ /s/m ²	0,25 m ³ /s/m ²
Quantità di fumi di scarico al fronte	m ³ /s/m ²	0,5 m ³ /s/m ²
Distanza della colonna di ventilazione forzata dal fronte (dopo il brillamento)	m	15m
Distanza della colonna di scarico dei fumi dal fronte (dopo il brillamento)	m	30m
Distanza di sovrapposizione	m	7-20m

Nota 1: Il numero massimo di ventilatori ausiliari in una singola colonna di ventilazione sarà di due, ed entrambi i ventilatori verranno installati sul lato di aspirazione della colonna di ventilazione come mostrato nel layout obbligatorio dall'Ingegnere di ventilazione del pozzo.

Tabella 17-6: Resistenze apparecchiature di ventilazione

Resistenze apparecchiature di ventilazione	Unità	Valori
Porta di sfiato in legno	Ns ² /m ⁸	5 Ns ² /m ⁸
Porta di sfiato in acciaio	Ns ² /m ⁸	20 Ns ² /m ⁸
Hang Flaps	Ns ² /m ⁸	1,5 Ns ² /m ⁸
Fornello pieno	Ns ² /m ⁸	1.000 Ns ² /m ⁸
Teloni in rete	Ns ² /m ⁸	4 Ns ² /m ⁸
Fabric Seal	Ns ² /m ⁸	2,5 Ns ² /m ⁸
Paratia	Ns ² /m ⁸	∞ Ns ² /m ⁸
Punto di estrazione bloccato	Ns ² /m ⁸	25 Ns ² /m ⁸

Tabella 17-7: Ventilazione delle attrezzature diesel

Ventilazione delle attrezzature diesel	
Standard del settore	0,12m ³ /s/kW (Diesel con > 50ppm Zolfo) 0,06m ³ /s/kW (Con motori EURO o TIER 3, Diesel con <50ppm Zolfo, convertitori catalitici, e buona manutenzione del motore)
Carico termico del diesel	1,5kW/kW nominali

Tabella 17-8: Temperature massime di bulbo umido e di bulbo secco

Temperature di bulbo umido / di bulbo secco	
Temperature di bulbo umido / di bulbo secco	27,5/32,5°C massimo bulbo umido / bulbo secco (Non acclimatato) 32,5/37,0°C massimo bulbo umido / bulbo secco (Acclimatato)
Stress da calore	29.0°C bulbo umido

Stress da calore (Cabina con aria condizionata)	32,5/37,0°C massimo bulbo umido / bulbo secco
---	---

Tabella 17-9: Fonti di calore generali

Fonti di calore	Unità	Valori
Illuminazione	W/illuminazione	72
Persone	W/persona	275
Calore di brillamento	W/t	0,5
Roccia spaccata	W/m fronte esposto	0,5

Tabella 17-10: Parametri generali

Parametri generali	Unità	Valori
Valore calorifico del combustibile	J/L	35400
Acqua prodotta da 1 L di gasolio	L/L	5
Peso specifico del carburante diesel	kg/l	0,832
Potenza di raffreddamento specifica	W/m ²	250
Calore latente dell'acqua	J/kg	2450

17.2 Miniera di Gorno - Criteri di progettazione della ventilazione specifica del sito

Le seguenti tabelle riassumono i dati specifici del sito utilizzati per la simulazione della ventilazione e descrivono le condizioni ambientali e le proprietà termodinamiche della massa di roccia di Gorno.

Tabella 17-11: Presupposti di pressione e temperatura nel sito di Gorno

Pressione e temperatura	Unità	Valori
Altezza di riferimento	metri sul livello medio del mare (m slm)	940 m slm
Temperatura in superficie dell'aria aspirata	°C bulbo umido / bulbo secco	19/25°C
Pressione barometrica (riferimento)	kPa	91 kPa
Densità Aria (riferimento)	kg/m ³	1,063 kg/m ³

Tabella 17-12: Presupposti proprietà termodinamiche della roccia nel sito di Gorno

Proprietà della massa di roccia	Unità	Formazione di Gorno
VRT (Temp. Roccia vergine superf.)	°C	15,0
Gradiente VRT	°C/m	0,0245
Densità massa di roccia	t/m ³	2,84
Flusso di calore	mW/m ²	84
Conduttività termica	W/m.K	3,43
Capacità termica specifica	kJ/kg.K	0,92
Diffusività	m ² /s x 10 ⁻⁶	0,3
Temperatura acqua freatica	°C	23,0

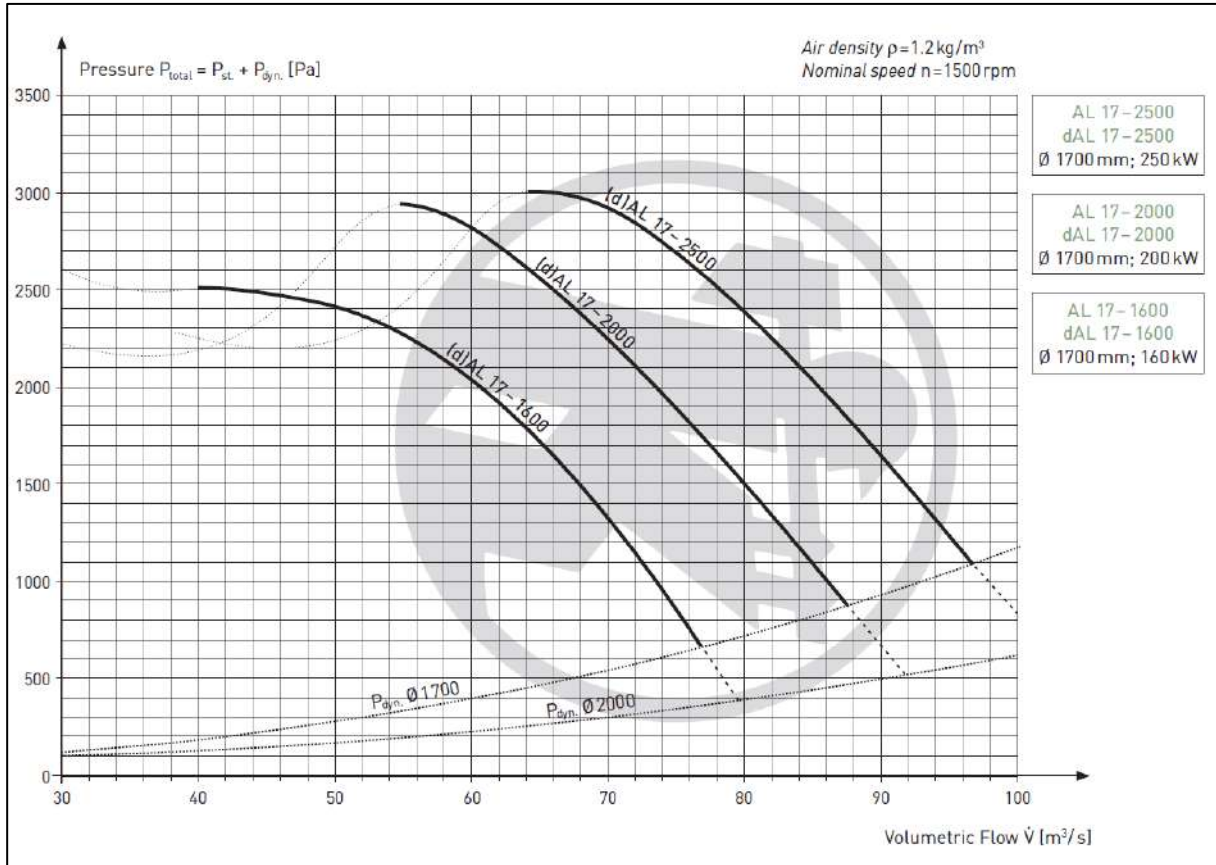


Figura 17-1: Curve del ventilatore assiale per la selezione del ventilatore ai pozzi di scarico 1.120 RL e 990 RL



18 Appendice D: Igiene sul lavoro

5.1.1.1.1 Illuminazione

Tabella 18-1: Livelli di illuminazione

Descrizione	Livello di illuminazione
Discenteria materiale	20lux
Discenteria seggiovia	50lux
Discenteria nastro trasportatore	50lux
Stazioni a livello	160lux
Sottostazioni	100lux
Officine	160lux
Locali batterie	100lux
Camere di rifugio	20lux
Vie di trasporto e di movimento	20lux
Scarichi	120lux
Punti caricamento nastro trasp.	120lux

6.1.1.1.1 Limiti emissioni gas di scarico (Macchinari diesel)

La definizione dei limiti di scarico varia a seconda dei requisiti normativi e della progettazione del motore. In tutti i casi l'obiettivo delle parti deve essere il cercare il livello più basso raggiungibile per ogni motore della loro flotta. Fermo restando questo obiettivo, devono essere rispettati i seguenti limiti per le emissioni gassose:

Tabella 18-2: Limiti emissioni gas di scarico diesel

Limiti emissioni gas di scarico	Valore
CO	1.200 ppm
NO _x	750 ppm
CO ₂	5.000 ppm

7.1.1.1.1 Esposizione al rumore

Si raccomanda la compilazione di un codice di pratica obbligatorio per il rumore, che deve essere completato come parte del protocollo legale per il programma di salute professionale del dipendente.

Inoltre, a tutti i dipendenti devono essere fornite protezioni per l'udito, e i produttori di rumore ad alta energia, come i ventilatori ausiliari, devono essere attenuati acusticamente. Tutti i trapani da roccia devono essere del tipo silenziato con un livello massimo di rumore di progetto di 110 dB (A).

- Macchine / Fonti di rumore - $\leq 110\text{dB(A)}$
- Rumore intermittente - $\leq 105\text{ dB(A)}$
- Esposizione personale al rumore (turni di 8 ore) - $\leq 85\text{ dB(A)}$
- Il numero singolo di attenuazione (SNR) dei dispositivi di protezione dell'udito non dovrà superare gli 85 dB(A).

8.1.1.1.1 Vibrazione

- Limite di progettazione < 2,5m/s²

9.1.1.1.1 Tolleranze al calore

Si raccomanda la compilazione di un codice di pratica obbligatorio per la gestione dello stress termico, che deve essere completato come parte del protocollo legale per il programma di salute professionale del dipendente.

Tabella 18-3: Requisiti relativi al calore

Categoria	Gamma di temperature	Interpretazione	Azione generale
A: Caldo in modo abnorme	Bulbo umido > 32,5 °C o Bulbo secco > 37,0 °C o Temperatura Globo > 37,0 °C Temperatura Globo Bulbo umido ≥ 30,0 °C e laddove sono svolti lavori pesanti MDI/cMDI: 35,1 - 40,0 °C Vedi Nota: (1) e (2) di seguito	Rischio inaccettabile di disturbi da calore	Il lavoro può essere intrapreso solo sulla base della valutazione dei rischi, della supervisione e dei protocolli da parte di esperti. Maschera protettiva obbligatoria.
B	29,0 > bulbo umido ≤ 32,5 °C e bulbo secco ≤ 37,0 °C Temperatura globo: come per bulbo secco Temperatura Globo Bulbo umido ≥ 25 °C < 30 °C e dove si svolge un lavoro da moderato a pesante o dove il carico di lavoro è ≥ 160 W/m ² su base continua MDI/cMDI: 28,1 - 35,0 °C Vedi Nota: (3)	Potenzialmente generatore di disturbi da calore	Maschera protettiva obbligatoria
C	27,5 > Bulbo umido ≤ 29,0 °C e Bulbo secco ≤ 37,0 °C Temperatura del globo: come per Bulbo secco Vedi Nota: (3)	Potenzialmente generatore di disturbi da calore	Maschera protettiva obbligatoria
D	Bulbo umido ≤ 25,0 °C e Bulbo secco ≤ 32,5 °C Temperatura del globo: come per Bulbo secco	Rischio di disturbi da calore trascurabile	Nessuna precauzione speciale. Il monitoraggio ambientale deve essere sufficientemente sensibile per rilevare aumenti delle derive critiche del carico termico ambientale. Il programma di monitoraggio per soddisfare questo requisito deve essere specificato

Nota: (1) Temperature superiori a 32,5°C a bulbo umido o a 37 °C a bulbo secco. I dipendenti non devono essere esposti a questa categoria in via routinaria, tranne che sulla base di una valutazione del rischio, supervisione e protocolli da parte di esperti.

(2) Anche se alcuni indici utilizzano in modo conveniente la temperatura del globotermometro come alternativa alla temperatura a bulbo secco, specialmente quando GT - DB > 2°C, si deve fare attenzione quando si registrano alte temperature a bulbo secco in combinazione con alti carichi di calore solare a causa di una possibile somma dei carichi di calore.

(3) Al fine di creare un database più sensibile sia per la gestione ambientale che per il monitoraggio delle statistiche sanitarie e di sicurezza, per la registrazione storica devono essere utilizzate le

suddivisioni B e C. I reparti operativi sono comunque liberi di utilizzare anche qualsiasi altra procedura per aumentare la sensibilità dei dati. Le pratiche relative alle maschere protettive restano identiche per B e per C.

Il concetto di HEG, applicabile ad altre categorie, non è applicabile in modo rigido. Tuttavia, laddove dei dipendenti selezionati, compresi gli uomini della squadra, intraprendono tale lavoro, devono essere messi in atto sistemi per garantire un adeguato recupero e che le esposizioni siano riportate nel registro di sorveglianza medica. A causa delle conseguenze acute dell'esposizione al calore, tali aree devono essere chiaramente designate come "Vietato entrare" o "Vietato l'accesso".

In termini di un HSM formale, è necessario prendere delle **precauzioni**. In vista delle conseguenze acute di aumenti critici del carico termico ambientale, è di fondamentale importanza il monitoraggio continuo. **Temperatura a globo umido (WBGT)**

L'indice WBGT richiede la conoscenza della temperatura naturale del bulbo umido (t_{nwb}), della temperatura del globo (t_g) e della temperatura dell'aria a bulbo secco (t_a).

Il WBGT è calcolato per l'esposizione interna sulla superficie, o per l'esposizione esterna senza carico solare (e cioè misurata all'esterno all'ombra):

- $WBGT = 0,7 t_{nwb} + 0,3 t_g$

Per esposizione esterna al sole:

- $WBGT = 0,7 t_{nwb} + 0,2 t_g + 0,1 t_a$

Calcolo della WBGT

Laddove un dipendente sia **continuamente esposto** a un ambiente caldo (temperatura del globo $> 37^\circ\text{C}$), l'esposizione al calore ambientale è considerata come **una serie di medie orarie ponderate in base al tempo**. Laddove l'esposizione del dipendente sia **intermittente** (interrotta per almeno 15 minuti da pause trascorse in zone fresche), la media ponderata in base al tempo deve essere eseguita **su periodi di due ore**.

Per i lavori in cui l'esposizione al calore e lo sforzo siano intermittenti, la media ponderata in base al tempo deve essere derivata registrando il tempo trascorso in ogni compito, compresi i periodi di riposo, e i tempi corrispondenti trascorsi in luoghi caldi e in luoghi più freschi durante il recupero/riposo.

La **media ponderata in base al tempo di due ore** è calcolata con la seguente equazione:

$$\text{Media WBGT} = \frac{(WBGT_1) \times (T_1) + (WBGT_2) \times (T_2) + \dots + (WBGT_n) \times (T_n)}{(T_1) + (T_2) + \dots + (T_n)}$$

Nell'equazione sopra riportata, $WBGT_1$, $WBGT_2$ e $WBGT_n$ sono valori misurati per i vari intervalli di lavoro e di riposo durante i periodi di tempo totale. T_1 , T_2 e T_n è la durata dei rispettivi intervalli in minuti.

10.1.1.1.1 Stress da freddo

Limiti per il parametro rilevante del carico del freddo ambientale

- Temperatura di raffreddamento equivalente = 4°C
- Temperatura TWA (Valore Limite di Soglia - Media Ponderata nel Tempo) a bulbo secco (su 4 ore) = 6°C

Quando la valutazione del rischio identifica il superamento dei limiti dei parametri rilevanti della norma sul freddo ambientale, attenersi al COP dello stress da freddo.

Tempo massimo di esposizione

- Da 0°C a -18°C - Nessuna restrizione
- Da -19°C a -34°C - Cinquanta minuti ogni ora
- Da -35°C a -57°C - Due periodi di 30 minuti ciascuno, dopo un intervallo di almeno 4 ore
- Al di sotto di -57°C - 50 minuti durante qualsiasi periodo di 8 ore

Tabella 18-4: Categorie di temperatura

Categoria	Gamma di temperature	Interpretazione	Azione generale
A "Freddo anomalo"	-30°C	Rischio grave (congelamento)	Arrestare il lavoro; Evacuare
B "Freddo severo"	5°C ma non -30°C	Rischio potenziale	Implementare CSM2 formale
C "Freddo"	> 5°C	Rischio trascurabile	Nessuna precauzione speciale; monitorare la temperatura di raffreddamento equivalente 3

Note:

- Le gamme di temperatura sono date in termini di temperatura di raffreddamento equivalente.
- CSM: Gestione dello stress da freddo.
- Ai fini della categorizzazione, gli ambienti termici che superano i 10°C di bulbo secco non devono essere riportati.

11.1.1.1.1 Ergonomia

Diversi punti critici devono essere evidenziati in termini di rischi ergonomici per quanto riguarda l'interfaccia di progettazione della stazione di lavoro; questi includono:

- Posizioni e movimenti del corpo
- Disposizione generale del posto di lavoro
- Movimentazione dei carichi

Si raccomanda vivamente di condurre un'indagine ergonomica quale parte del processo di valutazione dei rischi. Inoltre, i produttori di macchinari devono dimostrare il loro dovere di cura del personale fornendo materiale esplicativo sui loro macchinari a questo proposito.

12.1.1.1.1 Acqua di servizio

Il consumo stimato di acqua di servizio basato sul metodo di estrazione, è:

- 0,5 litri/tonnellata di roccia estratta

13.1.1.1.1 Acqua potabile

Tabella 18-5: Requisiti di qualità dell'acqua potabile

Qualità dell'acqua potabile	Requisiti fisici	Requisiti chimici	Requisiti di conduttività
Limite ammissibile	Odore e gusto - Accettabili	pH 5,5 min pH 9,5 max	
Limite raccomandato	Torbidità 1 (NTU) Colore 20 mg/l di Platino	pH 6,0 min pH 9,0 max	70 ms/s
Limite massimo ammissibile	Torbidità 5 (NTU) Colore non specificato		
Limite massimo			300 ms/m

*(NTU) = Espresso in unità nefelometriche di torbidità

Tabella 18-6: Macro determinazione dell'acqua

Macro determinanti	Formula	Limite massimo ammissibile (mg/l)
Durezza totale	CaCO ₃	650
Magnesio	Mg	100
Sodio	Na	400
Cloro	Cl	600
Solfato	SO ₄	600
Nitrati + nitriti	N	10
Fluoruri	F	1,5
Zinco	Zn	5

Tabella 18-7: Micro determinazione dell'acqua

Micro determinanti	Formula	Limite massimo ammissibile (µg/l)
Arsenico	As	300
Cadmio	Cd	20
Rame	Cu	1000
Cianuro	Cn	300
Ferro	Fe	1000
Piombo	Pb	100
Manganese	Mn	1000
Mercurio	Hg	10
Composti fenolici	Fenolo	10
Selenio	Se	50

Tabella 18-8: Limiti batteriologici dell'acqua

Limiti batteriologici	
Totale conta batteri coliformi	5 per 100ml
Conta coliformi fecali	Zero per 100ml
Conteggio sulle piastre standard	Non specificato

14.1.1.1.1 Particolati

Tabella 18-9: Bande di classificazione del particolato

Bande di classificazione	
Categoria	Livello di esposizione personale
A	Esposizioni ≥ l'OEL (Limite di esposizione professionale) o miscele di esposizioni ≥ 1
B	Esposizioni ≥ 50% dell'OEL e < OEL o

	miscele di esposizioni $\geq 0,5$ e < 1
C	Esposizioni $\geq 10\%$ dell'OEL e $< 50\%$ dell'OEL o miscele di esposizioni $\geq 0,1$ e $< 0,5$

15.1.1.1.1 Gas e vapori

Tabella 18-10: Bande di classificazione di gas e vapori

	Bande di classificazione
Categoria	Livello di esposizione personale
A	Esposizioni \geq l'OEL (Limite di esposizione professionale) o miscele di esposizioni ≥ 1
B	Esposizioni $\geq 50\%$ dell'OEL e OEL o miscele di esposizioni $\geq 0,5$ e 1

16.1.1.1.1 Frequenza di campionamento obbligatoria

La frequenza di campionamento obbligatoria dipende dalla classificazione della categoria. La tabella seguente mostra la frequenza pertinente per la classificazione della categoria:

Tabella 18-11: Inquinanti (gas e vapori tossici esclusi)

CATEGORIA	FREQUENZA minima
A	Campionare il 5% dei dipendenti con un HEG (Emoencefalografo) su base trimestrale con un minimo di 5 campioni per HEG, qualunque sia il maggiore.
	Campionare il 5 % dei dipendenti con un HEG (Emoencefalografo) su base semestrale con un minimo di 5 campioni per HEG, qualunque sia il maggiore.
	Campionare il 5 % dei dipendenti con un HEG su base annuale con un minimo di 5 campioni per HEG, qualunque sia il maggiore.

Tabella 18-12: Gas e vapori tossici

CATEGORIA	FREQUENZA minima
A	Campionare il 5% dei dipendenti con un HEG (Emoencefalografo) su base trimestrale con un minimo di 5 campioni per HEG, qualunque sia il maggiore.
	Campionare il 5 % dei dipendenti con un HEG su base annuale con un minimo di 5 campioni per HEG, qualunque sia il maggiore.

Nonostante la tabella di cui sopra, la miniera deve prendere ulteriori campioni intermedi per aumentare la confidenza che gli HEG siano adeguatamente classificati, specialmente quando i risultati sono molto divergenti.

17.1.1.1.1 DPM - Monitoraggio particolato diesel

La tabella sottostante fornisce alcune linee guida sui livelli di esposizione attualmente utilizzati a livello internazionale per il DPM:

Tabella 18-13: Monitoraggio ambientale livelli di esposizione

Agenzia normativa	Data di presentazione	Linee guida di esposizione / Limite	Sostanza misurate
Canada (Diesel Committee)	1990	1,5 mg/m ³	RCD
Limite di esposizione svizzero MAK	1994	0,1 mg/m ³	EC
MSHA	2001	0.4 – 0.16 mg/m ³	TC
Svizzera, tunnelling	N/A	0,2 mg/m ³	TC
Germania, Tunnelling ed estrazione no-carbone.	N/A	0,3 mg/ m ³ TRK Values	EC
Altre applicazioni		0,1 mg/m ³ TRK Values	EC
Pratica del settore	2013	0,15 mg/m ³	EC

18.1.1.1.1 Controllo delle polveri

Oltre all'impegno delle miniere nell'adempiere ai requisiti del Codice di Pratica sugli inquinanti aerei, come richiesto dalla legge, saranno applicate le seguenti misure minime per limitare o prevenire la generazione di polvere:

- La perforazione a umido deve essere attuata in ogni momento (incluso per le operazioni di scavo dei pozzi).
- Irrigazione della roccia frantumata prima dell'inizio delle operazioni di legatura o di carico.
- La velocità critica delle installazioni dei nastri trasportatori non deve essere superata.

19.1.1.1.1 Codice di Pratiche (COP) approvato

Verrà preso in considerazione il seguente COP approvato:

- Esposizione personale agli inquinanti aerei.
- Prevenzione delle esplosioni di gas infiammabili in miniere diverse da quelle di carbone.
- Esposizione personale al rumore.
- Esposizione personale allo stress termico.
- Prevenzione degli incendi.

Perdita dell'udito indotta dal rumore:

- Tutte le macchine portatili saranno silenziate.
- Tutti i ventilatori saranno silenziate.
- La fornitura di protezioni acustiche sarà conforme alla strategia OESH (Sicurezza e salute occupazionale e ambientale) per le miniere.

19 Appendice E: Specifiche delle attrezzature

Tutte le schede delle specifiche e le immagini provengono da materiale originale OEM pubblicamente disponibile. Il tipo di equipaggiamento selezionato per la Miniera di Zinco di Gorno è rappresentativo del tipo, delle dimensioni e delle qualità. Nessuna approvazione o raccomandazione è implicita nell'uso delle schede di specifiche OEM.

Dumper di carico (LHD)

The LH209L is Sandvik's low profile loader with the largest payload capacity, 9 600 kg. The LH209L is highly proven and reliable, providing excellent performance in low profile applications, as the 1690 mm canopy height enables operations at 1.8 meter working heights.

The LH209L features a Z linkage boom construction, making the loader extremely powerful with high break out force for easy loading and high bucket fill factor.

To reduce engine emissions and increase operator comfort, the LH209L can be equipped with a Euro Stage IV engine and a closed cabin.

CAPACITIES

Tramming capacity	9 600 kg
Break out force, lift	20 400 kg
Break out force, tilt	19 270 kg
Standard bucket	4,6 m ³

SPEEDS FORWARD & REVERSE (LEVEL/LOADED) WITH MERCEDES-BENZ OM906LA ENGINE

1st gear	4.4 km/h
2nd gear	8.9 km/h
3rd gear	15.0 km/h
4th gear	24.8 km/h

BUCKET MOTION TIMES

Raising time	7 sec
Lowering time	4 sec
Dumping time	2.5 sec

OPERATING WEIGHTS

Total operating weight	24 300 kg
Front axle	10 800 kg
Rear axle	13 500 kg

LOADED WEIGHTS

Total loaded weight	33 900 kg
Front axle	25 100 kg
Rear axle	8 800 kg

OPERATIONAL CONDITIONS AND LIMITS

Environmental temperature	From -20° C to +50° C
Standard operating altitude	Below 2500 m

REQUIREMENTS AND COMPLIANCE

Compliance with 2006/95/EC Low voltage directive
Compliance with 2004/108/EC Electromagnetic compatibility directive
Design based on EN 1589-1, Machines for underground mines. Mobile machines working underground. Safety. Part 1: Rubber tyred vehicles.
Electrical system based on IEC 60204-1, Safety of machinery – Electrical equipment of machines – Part 1: General requirements
CONTAINS FLUORINATED GREENHOUSE GASES (closed cabin option)
Refrigerant R134a under pressure max 38 bar/550 PSI.
Rfilled weight 2,000 kg
CO2e 2,860 tons
GWP: 1430
Information based on the F Gas Regulation (EU) No 517/2016

POWER TRAIN

ENGINE	
Diesel engine	Mercedes-Benz OM906LA
Output	170 kW @ 2100 rpm
Torque	810 Nm @ 1200 -1500 rpm
Number of cylinders	In-line 6
Displacement	6.73 l
Cooling system	Liquid cooled
Combustion principle	4-stroke turbo with intercooler
Air filtration	Two stage filtration, dry type
Electric system	24 V
Emissions	Tier 3, Euro Stage III A
Exhaust system	Double wall exhaust pipe with catalytic purifier/muffler
Average fuel consumption at 40 % load	18 l/h
Fuel tank refil capacity	270 l

CONVERTER	
Dana SOHC 3402	

TRANSMISSION	
Power shift transmission with modulation	Dana SOH R32421, electrical gear shift control, four gears forward and reverse

AXLES

Front axle	Kessler 0101, Spring applied hydraulically released brakes, Limited-slip differential, fixed
Rear axle	Kessler 0101, Spring applied hydraulically released brakes, Limited-slip differential, oscillating

TIRES

Tire size (Tires are application approved. Brand and type subject to availability)	20.5 R25
--	----------

OPERATOR'S COMPARTMENT

CABIN (Cabin option replaces the standard canopy)
FOPS certification according to EN ISO 3471
FOPS certification according to EN ISO 3449
Sealed air conditioned, over pressurized, noise suppressed closed cabin
Sound absorbent material to reduce noise
Laminated glass windows
Cabin mounted on rubber mounts to the frame to reduce vibrations
Air conditioning unit located outside the cabin to reduce noise inside the cabin
Adjustable joystick

CANOPY (Standard)

FOPS certification according to EN ISO 3471
FOPS certification according to EN ISO 3449
Adjustable joystick
Inclinometer to indicate operating angle
Emergency exit
Floor washable with water to reduce dust
Three-point contact access system with replaceable and colour coded handles and steps
12 V output for communication radio connection
Remote circuit breaker switch

OPERATOR'S SEAT

Low frequency suspension
Height adjustment
Adjustment according to the operator's weight
Fore-aft isolation
Padded and adjustable arm rests
Adjustable lumbar support
Two-point seat belt

DASHBOARD AND DISPLAYS

Critical warnings and alarms	Displayed as warning lights
Instrument panel	Electric gauges
Instrument panel	Illuminated switches

FRAME

REAR AND FRONT FRAME	
Welded structure, high strength steel	
Central hinge	Adjustable lower bearing
Tanks	Fuel tank bolted and hydraulic tank welded to rear frame
Automatic central lubrication	

HYDRAULICS

Door interlock for brakes and boom, bucket, and steering hydraulics	
Oil cooler for hydraulic and transmission oil	
Fittings	ORFS and SAE
Hoses	ORFS and SAE
Hydraulic oil tank capacity	200 l
Sight glass for oil level	2 pcs

STEERING HYDRAULICS

Hydraulically operated, center-point articulation, power steering with two double acting cylinders. Steering controlled by electro-hydraulic joystick, interlock protection.	
Steering main valve	Open center type
Steering hydraulic cylinders	130 mm, 2 pcs
Steering pump	Gear type
Steering and servo hydraulic pumps	No additional steering pump or separate servo hydraulic pump.

BUCKET HYDRAULICS

The oil flow from steering hydraulic pump is directed to bucket hydraulics when steering is not used	Joystick bucket and boom control (electro-hydraulic), equipped with gear pump that delivers oil to the bucket hydraulic main valve.
Boom system	2-link
Lift cylinders	180 mm, 2 pcs
Dump cylinder	160 mm, 1 pcs
Main valve	Open center type
Pump for bucket hydraulics	Gear type

BRAKES

Service brakes are spring applied, hydraulically released multistep wet brakes on all wheels. Two independent circuits: one for the front and one for the rear axle. Service brakes also function as an emergency and parking brake. Brake system performance comply with requirements of EN ISO 3450, AS2958.1 and SABS 1589.
--

Neutral brake

Automatic brake activation system, ADA	
Emergency brake release pump	Electric, 2.2 kW

ELECTRICAL EQUIPMENT

MAIN COMPONENTS	
Alternator	38 V, 100 A
Batteries	2 x 12V
Starter	5.5 kW, 24 V

Driving and working lights	LED lights: 4 pcs in front (1 mounted to canopy) 4 pcs in rear (1 mounted to canopy)
----------------------------	--

Parking, brake and indicator (bilateral) lights	LED lights: 2 pcs in front 2 pcs in rear
---	--

Reverse alarm	
Flashing beacon	



INCLUDED SAFETY FEATURES

- _____ FIRE SAFETY
- _____ Portable fire extinguisher, 12 kg
- _____ Hot side - cold side design
- _____ Heat insulation on exhaust manifold, turbo, and isolated exhaust pipe

ENERGY ISOLATION

- _____ Lockable main switch, ground level access
- _____ Emergency stop push buttons according to EN ISO 13850
- _____ Pressure release in the radiator cap
- _____ Automatic discharge for pressure accumulators (brake system and pilot circuit)
- _____ Frame articulation locking device
- _____ Mechanical boom locking device
- _____ Wheel chocks and brackets

DOCUMENTATION

STANDARD MANUALS	
Operator's Manual	English and other EU languages
Maintenance Manual	English and other EU languages
Parts Manual	English
Service and Repair Manual	English
ToolMan	2 x USB stick in PDF format, includes all the manuals
Decals	English, Finnish, Swedish, Spanish, Russian, French, Polish, Portuguese, Turkish

GRADE PERFORMANCE

Mercedes-Benz OM906LA

Empty									
Percent grade	0.0	2.0	4.0	6.0	8.0	10.0	12.5	14.3	17.0
Ratio					1:12	1:10	1:8	1:7	
1st gear (km/h)	4.4	4.3	4.2	4.2	4.1	4.0	4.0	4.0	3.9
2nd gear (km/h)	9.1	8.8	8.5	8.4	8.2	7.9	7.2	6.8	6.1
3rd gear (km/h)	15.3	14.6	14.0	12.7	11.2	9.4	7.5		
4th gear (km/h)	25.4	23.4	18.9	13.6					

Loaded									
Percent grade	0.0	2.0	4.0	6.0	8.0	10.0	12.5	14.3	17.0
Ratio					1:12	1:10	1:8	1:7	
1st gear (km/h)	4.4	4.2	4.1	4.1	4.0	3.9	3.9	3.8	3.8
2nd gear (km/h)	8.9	8.6	8.3	8.0	7.3	6.6	5.6	4.9	4.1
3rd gear (km/h)	15.0	14.2	12.4	10.2	7.8				
4th gear (km/h)	24.8	19.8	12.9						

OPTIONS

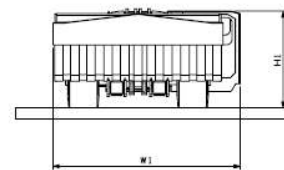
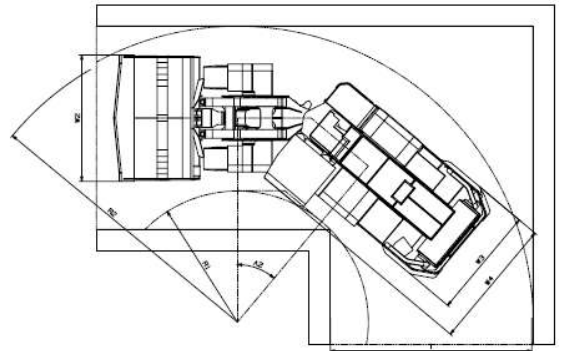
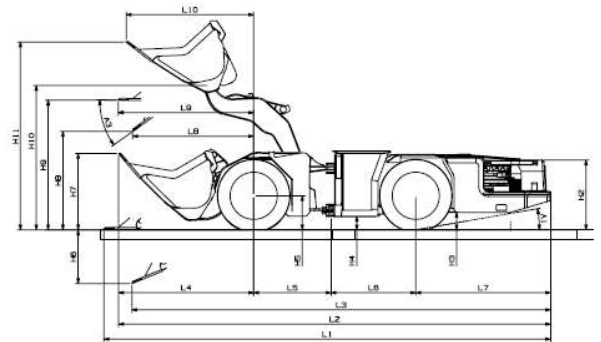
- _____ Safety cabin, 2-point seatbelt, corner light, ROPS/FOPS and A/C unit, height 1690 mm
- _____ Cover grills for lamps
- _____ Disabled 3rd and 4th gear
- _____ Spare rim 17.00-25/2 (for tyres 20.5 R25)
- _____ Harsh conditions package
- _____ Proximity Detection System interface
- _____ Jump start interface
- _____ Wiggins quick filling set for fuel and oils (hydraulic, engine and transmission)
- _____ Wiggins fuel fill system
- _____ ANSUL fire suppression system, including auto shutdown
- _____ ANSUL fire suppression system, with CHECKFIRE, including auto shutdown
- _____ Emergency steering
- _____ My Sandvik Digital Services Knowledge Box™ on-board hardware

OPTIONAL ENGINES

Engine Volvo TAD671VE 185 kW, 2200 rpm, Euro Stage IV, (Tier 4f). Only with cabin.

DIMENSIONS WITH 4.6 M³ BUCKET (STANDARD)

The dimensions are indicative only



INCLUDED SAFETY FEATURES

FIRE SAFETY

- Portable fire extinguisher, 12 kg
- Hot side - cold side design
- Heat insulation on exhaust manifold, turbo, and isolated exhaust pipe

ENERGY ISOLATION

- Lockable main switch, ground level access
- Emergency stop push buttons according to EN ISO 13850
- Pressure release in the radiator cap
- Automatic discharge for pressure accumulators (brake system and pilot circuit)
- Frame articulation locking device
- Mechanical boom locking device
- Wheel chocks and brackets

DOCUMENTATION

STANDARD MANUALS

Operator's Manual	English and other EU languages
Maintenance Manual	English and other EU languages
Parts Manual	English
Service and Repair Manual	English
ToolMan	2 x USB stick in PDF format, includes all the manuals
Decals	English, Finnish, Swedish, Spanish, Russian, French, Polish, Portuguese, Turkish

GRADE PERFORMANCE

Mercedes-Benz OM906LA

Empty									
Percent grade	0.0	2.0	4.0	6.0	8.0	10.0	12.5	14.3	17.0
Ratio					1:12	1:10	1:8	1:7	
1st gear (km/h)	4.4	4.3	4.2	4.2	4.1	4.0	4.0	4.0	3.9
2nd gear (km/h)	9.1	8.8	8.5	8.4	8.2	7.9	7.2	6.8	6.1
3rd gear (km/h)	15.3	14.6	14.0	12.7	11.2	9.4	7.5		
4th gear (km/h)	25.4	23.4	18.9	13.6					

Loaded									
Percent grade	0.0	2.0	4.0	6.0	8.0	10.0	12.5	14.3	17.0
Ratio					1:12	1:10	1:8	1:7	
1st gear (km/h)	4.4	4.2	4.1	4.1	4.0	3.9	3.9	3.8	3.6
2nd gear (km/h)	8.9	8.6	8.3	8.0	7.3	6.6	5.6	4.9	4.1
3rd gear (km/h)	15.0	14.2	12.4	10.2	7.8				
4th gear (km/h)	24.8	19.8	12.9						

OPTIONS

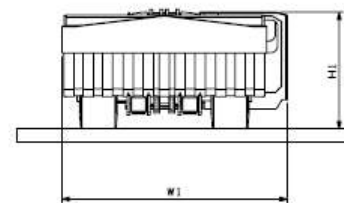
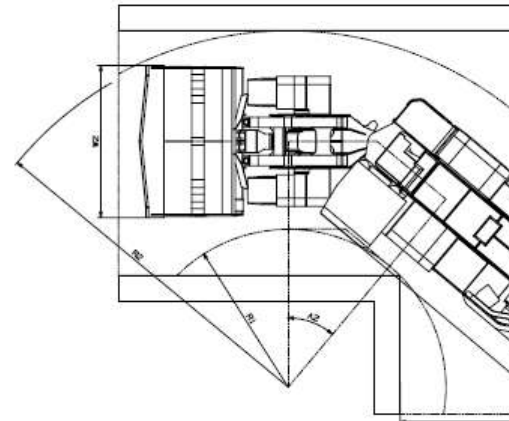
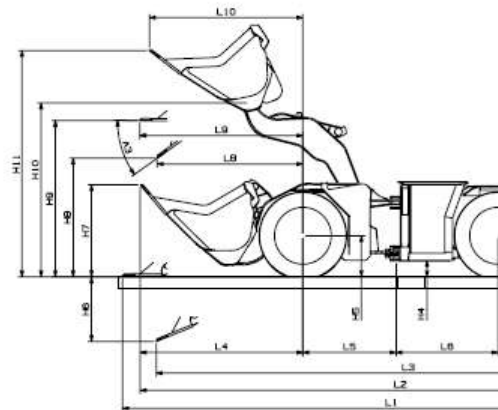
- Safety cabin, 2-point seatbelt, corner light, ROPS/FOPS and A/C unit, height 1690 mm
- Cover grills for lamps
- Disabled 3rd and 4th gear
- Spare rim 17.00-25/2 (for tyres 20.5 R25)
- Harsh conditions package
- Proximity Detection System Interface
- Jump start interface
- Wiggins quick filling set for fuel and oils (hydraulic, engine and transmission)
- Wiggins fuel fill system
- ANSUL fire suppression system, including auto shutdown
- ANSUL fire suppression system, with CHECKFIRE, including auto shutdown
- Emergency steering
- My Sandvik Digital Services Knowledge Box™ on-board hardware

OPTIONAL ENGINES

Engine Volvo TAD871VE 185 kW, 2200 rpm, Euro Stage IV, (Tier 4). Only with cabin.

DIMENSIONS WITH 4.6 M³ BUCKET (STANDARD)

The dimensions are indicative only



Camion da trasporto

TECHNICAL SPECIFICATION SANDVIK TH430

The TH430 is a reliable, hard-working dump truck specifically designed for underground conditions. With its robust structure, compact size and fit-for-purpose components, the truck is tailored to meet the productivity targets in challenging environments. The truck's new heavy-duty axles, using limited slip differentials to maintain traction, improve availability and reduce total costs of ownership.

The truck is equipped as standard with an enclosed and air conditioned cabin for increased operator safety and comfort. The cabin uses dust and noise resistant upholstery materials and is ROPS and FOPS certified to protect the operator in case of roll over or falling objects.

Equipped with Sandvik Intelligent Control System and a 5,7" display as standard, the TH430 answers to today's demands for data, connectivity and digitalization. The touch screen color display in the cabin provides service information, easy system diagnostics and alarm log files, as the Sandvik Intelligent Control System monitors the equipment health and provides early warnings.

The TH430 is an ideal choice for:

- Ramp or level production haulage in medium sized mines
- Mine development projects in medium and large mines
- Tunneling projects with restricted headroom
- Three pass loading with LH410 loader

CAPACITIES	
Maximum payload capacity (SAE heaped 2:1)	30 000 kg
Standard dump box	14.5 m ³
Dump box range	14 - 18 m ³

SPEEDS (LEVEL/LOADED) with Volvo TAD1342VE Tier 2	
1st gear	6.6 km/h
2nd gear	11.7 km/h
3rd gear	20.5 km/h
4th gear	36.6 km/h

DUMP BOX MOTION TIMES & MOVEMENTS	
Discharging time	14 sec
Dumping angle	61°

OPERATING WEIGHTS *	
Total operating weight	29 500 kg
Front axle	21 900 kg
Rear axle	7 600 kg

LOADED WEIGHTS *	
Total loaded weight	59 500 kg
Front axle	29 200 kg
Rear axle	30 300 kg

* Unit weight is dependent on the selected options



OPERATIONAL CONDITIONS AND LIMITS	
Environmental temperature	From -20°C to +50°C
Standard operating altitude	With engine Volvo TAD1342VE from -1500 m to +2000 m at 25 °C without rated power derate
Standard operating altitude	With engine Volvo TAD1362VE from -1500 m to +1000 m at 25 °C without rated power derate

REQUIREMENTS AND COMPLIANCE	
Compliance with 2006/95/EC Low voltage directive	
Compliance with 2004/108/EC Electromagnetic compatibility directive	
Compliance with 2006/42/EC Machinery directive (Equipment for EU area, achieved with relevant options)	
Design based on EN 1099-1, Machines for underground mines. Mobile machines working underground. Safety. Part 1: Rubber tyred vehicles.	
Design based on MDG 15, Guideline for mobile and transportable equipment for use in mines. (Equipment for Australia, achieved with relevant options)	
Electrical system based on IEC 60204-1, Safety of machinery - Electrical equipment of machines - Part 1: General requirements	
CONTAINS FLUORINATED GREENHOUSE GASES (closed cabin option)	
Refrigerant R134a under pressure max 38 bar/550 PSI	
Filed weight: 2.0 kg	
CO2eq: 2.860 tons	
GWP: 1430	
Information based on the * Gas Regulation (EU) NO 517/2016	

POWER TRAIN	
ENGINE	
Diesel engine	Volvo TAD1342VE Tier 2
Output	310 kW (418 hp) @ 2100 rpm
Torque	2005 Nm @ 1260 rpm
Number of cylinders	In-line 6
Displacement	12.8l
Cooling system	Liquid cooled
Combustion principle	4+stroke, direct injection, turbo, after cooler
Air Filtration	Dry type
Electric system	24 V
Emissions	Tier 2, Euro Stage II
Ventilation rate (Ultra low sulphur diesel)	MSHA: 18,500 CFM Ventilation Rate
Particulate Index (Ultra low sulphur diesel)	MSHA Particulate Ventilation Index: 10,500 CFM
Exhaust system	Catalytic converter with muffler
Average fuel consumption at 50% load	59 l/h
Fuel tank refil capacity	530l

CONVERTER	
Dana C8000 Series with Lock up	
AXLES	
Front axle	Kessler D102 series spring applied hydraulic operated brakes, equipped with standard differential, oscillation
Rear axle	Kessler D102 series, standard differential, fixed
TIRES	
Tire size (Tires are application approved. Brand and type subject to availability.)	26.5 R 25 E4 **
HYDRAULICS	
Filling pump for hydraulic oil	
Door interlock for brakes	
Oil cooler for hydraulic and transmission oil capability up to 50°C ambient temperature	
ORFS fittings	
Hydraulic oil tank capacity: 265 l	
Sight glass for oil level: 2 pcs	
STEERING HYDRAULICS	
Fully hydraulic, center articulated, power steering with two double acting cylinders. Closed-center system with a load sensing pilot type pump and pilot operated/orbita wheel steering.	
Steering main valve	Pilot operated
Steering hydraulic cylinders	100 mm, 2 pcs
Steering pump	Variable displacement piston pump
DUMP BOX HYDRAULICS	
Fully hydraulic system, equipped with variable displacement piston pump. Oil flows to box hydraulic system from the steering hydraulics. Oil flow from the brake circuit pump is divided to the brake system and oil cooler motor.	
Hydraulic pump	Variable displacement piston pump
Control valve	Solenoid operated
Main valve	Solenoid operated
Cylinders	140 mm, 2 pcs
BRAKES	
Service brakes are spring applied, hydraulically operated multi disc wet brakes on all wheels. Two independent circuits: one for the front and one for the rear axle. Service brakes also function as an emergency and parking brake. Brake system performance complies with requirements of EN ISO 3450, 482058-1 and SABS 1580	
Neutral brake	
Automatic brake activation system, ABA	
Electrically driven emergency brake release pump	
Foot operated brake pedal, fully modulated	
Brake oil tank capacity: 76 l	
TRANSMISSION	
Fully automatic transmission with electric remote shifting system. Four forward and two reverse gears.	
Dana 8000 Series	

OPERATOR'S COMPARTMENT

The TH430 cabin uses dust and noise resistant upholstery materials and is ROPS and FOPS certified to protect the operator in case of roll over or falling objects. The cabin includes illuminated entrance with three-point contact handles and anti-slip steps, as well as emergency exits. In addition, the cabin is mounted on rubber mounts to reduce whole body vibration.

CABIN

- ROPS certification according to EN ISO 3471
- FOPS certification according to EN ISO 3449
- Sealed, air conditioned, over pressurized, noise suppressed closed cabin
- Sound absorbent material to reduce noise
- Safety glass windows
- Cabin mounted on rubber mounts to the frame to reduce vibrations
- Air conditioning unit located outside the cabin to reduce noise inside the cabin
- Cyclone pre-filter for A/C device
- Adjustable steering wheel
- No high pressure hoses in the operator's compartment
- Inclinometer to indicate operating angle
- Emergency exit
- Floor washable with water to reduce dust
- Three-point contact access system with replaceable and colour coded handles and steps
- 12 V output for communication radio connection
- Remote circuit breaker switch

OPERATOR'S SEAT

- Low frequency suspension
- Height adjustment
- Adjustment according to the operator's weight
- Fore-aft isolation
- Padded and adjustable arm rests
- Adjustable lumbar support
- Selectable damping
- Two-point seat belt

MEASURED VIBRATION LEVEL

Whole body vibration was determined while operating the truck in a simulated working cycle consisting of loading, unloading and driving with and without load. The value is determined applying standards EN 1032 and ISO 2631-1.

Maximum r.m.s. value a_w [m/s ²] driving with load	0,64
VDV ₅ over 15 min period [m/s ^{1.75}] driving with load	5,9

MEASURED SOUND LEVEL

The sound pressure level and sound power level at the operator's compartment have been determined in stationary conditions on high idle and at full load, with engine Volvo TAD1362VE.

Sound pressure level L_{pA} [dB re 20 µPa]	81 dB
Sound power level L_{wA} [dB ew 1 p W]	117 dB

CONTROL SYSTEM, DASHBOARD AND DISPLAYS

- Sandvik Intelligent Control System
- Critical warnings and alarms displayed as text and with light
- 5.7" display with adjustable contrast and brightness
- Instrument panel with illuminated switches
- My Sandvik Digital Services Knowledge Box™ on-board hardware

FRAME

REAR AND FRONT FRAME

- High strength structure with optimized material thicknesses. Reduced own weight for higher overall hauling capacity and long structural lifetime. Welded steel construction.
- Central hinge with adjustable lower bearing
- Tanks are part of the frame structure
- Automatic central lubrication

ELECTRICAL EQUIPMENT

MAIN COMPONENTS

Alternator	24 V, 150 A
Batteries	2 X 12V,950 CCA
Starter	24 V, 7kW
Driving lights	LED lights: 4 pos in front 2 pos in rear
Working lights	LED lights: 1 pc in rear of cabin 1 pc in side of unit
Parking, brake and indicator (brinkeri) lights	LED lights: 2 pos in front 2 pos in rear
Control system	5.7" Color display, 3 modules, Inbuilt system diagnostics
Reverse alarm (CE)	
Flashing beacon	
Reverse camera	



INCLUDED SAFETY FEATURES

FIRE SAFETY

- Portable fire extinguisher, 12 kg (CE)
- Hot side - cold side design
- Insulation of combustibles and ignition source
- Heat insulation on exhaust manifold, turbo, and isolated exhaust pipe

ENERGY ISOLATION

- Lockable main switch, ground level access
- Emergency stop push buttons according to EN ISO 13850
- Pressure release in the radiator cap
- Automatic discharge for pressure accumulators (brake system and pilot circuit)
- Frame articulation locking device
- Mechanical dump box locking device
- Wheel chocks and brackets

DOCUMENTATION

STANDARD MANUALS

Operator's Manual	English and other EU languages
Maintenance Manual	English and other EU languages
Parts Manual	English
Service and Repair Manual	English
TooMan	2 x USB stick in pdf format, includes all the manuals
Decals	English and other EU languages

OPTIONS

- Lower cabin height, 2445 mm
- Cold climate package (Incl. cabin heater, cabin window defroster and side mirrors with defrost system)
- Cover grille for lamps
- Gear limit
- Spare rim 2200-25/3.0 (for tyres 26.5R25)
- Electrical retarder TELMA for Volvo TAD1362VE and TAD1342VE engines
- Harsh conditions package
- Proximity detection system interface
- Control system tool kit
- Driving direction lights (red / green)
- Blue or clear flashing beacon
- Jump start interface
- Wiggins quick filling set for fuel and oils (hydraulic, engine and transmission)
- Wiggins fuel filling system
- Integrated Weighing System (IWS)
- CE Declaration of conformity
- CRN pressure accumulator
- ANSUL Twin fire suppression system (CE)
- Fire suppression system Eclipse™ with auto shutdown (CE)
- Safety rail
- Emergency steering (CE)
- Tire pressure monitoring system

OPTIONAL ENGINE

Diesel engine	Volvo TAD1362VE
Output	315 kW (422 hp)
Emissions	Euro Stage III B (Tier 4i)
Engine brake	No



GRADE PERFORMANCE

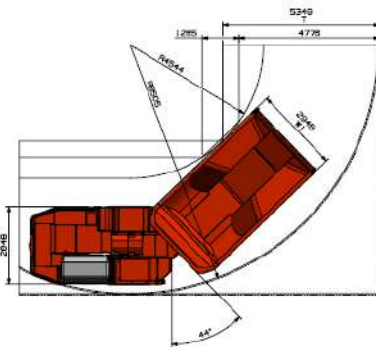
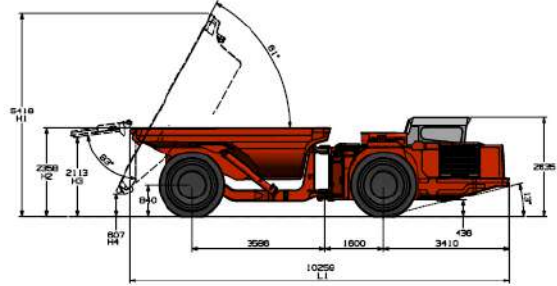
Volvo TAD1342VE, Tier 2 (3% rolling resistance, with lock-up)										
Empty										
Percent grade	0.0	2.0	4.0	6.0	8.0	10.0	12.5	14.3	17.0	20.0
					1:12	1:10	1:8	1:7	1:6	1:5
1st gear (km/h)	6.7	6.7	6.7	6.6	6.6	6.6	6.6	6.6	6.5	6.5
2nd gear (km/h)	12.0	11.9	11.8	11.8	11.7	11.7	11.6	11.5	11.5	11.4
3rd gear (km/h)	21.0	20.8	20.6	20.4	20.2	20.0	17.7	16.2	14.3	
4th gear (km/h)	37.4	36.6	36.2	30.5	25.1					
Loaded										
Percent grade	0.0	2.0	4.0	6.0	8.0	10.0	12.5	14.3	17.0	20.0
					1:12	1:10	1:8	1:7	1:6	1:5
1st gear (km/h)	6.7	6.5	6.6	6.6	6.5	6.5	6.4	6.4	6.4	5.9
2nd gear (km/h)	11.9	11.7	11.6	11.5	11.4	10.3	9.0	8.2		
3rd gear (km/h)	20.7	20.3	18.9	15.5						
4th gear (km/h)	36.5	27.9								

Volvo TAD1302VE, Stage III B / Tier 4i (3% rolling resistance, with lock-up)										
Empty										
Percent grade	0.0	2.0	4.0	6.0	8.0	10.0	12.5	14.3	17.0	20.0
					1:12	1:10	1:8	1:7	1:6	1:5
1st gear (km/h)	6.1	6.1	6.1	6.0	6.0	6.0	6.0	6.0	5.9	5.9
2nd gear (km/h)	10.9	10.8	10.8	10.7	10.6	10.6	10.5	10.5	10.4	10.3
3rd gear (km/h)	19.1	18.9	18.7	18.5	18.3	18.1	17.0	16.2	14.4	
4th gear (km/h)	34.0	33.4	32.8	30.0	25.9					
Loaded										
Percent grade	0.0	2.0	4.0	6.0	8.0	10.0	12.5	14.3	17.0	20.0
					1:12	1:10	1:8	1:7	1:6	1:5
1st gear (km/h)	6.1	6.0	6.0	6.0	5.9	5.9	5.8	5.8	5.8	5.5
2nd gear (km/h)	10.8	10.7	10.5	10.4	10.3	9.8	9.0	8.2		
3rd gear (km/h)	18.8	18.4	17.6	15.5						
4th gear (km/h)	33.1	27.9								



DIMENSIONS WITH 14.5 M³ BOX

Dimensions are shown in millimeters and based on standard vehicle configuration (dump box for 2.3 m³ material, heaped volume definition with 44 mm tire deflection, unloaded. The dimensions are indicative only.



AVAILABLE BOXES

With 90% fill factor	14.5 m ³	16 m ³	18 m ³	14 m ³ ejector box
Box capacity (m ³)	14.5 m ³	16 m ³	18 m ³	14 m ³ ejector box
Material broken density (kg/m ³)	2300 kg/m ³	2100 kg/m ³	1900 kg/m ³	1900 kg/m ³
Overall machine length (mm) L1	10 260	10 400	10 450	10 450
Dump position height (max) (mm) H1	5 200	5 630	5 700	-
Dumpbox spillguard (mm) H2	2 360	2 410	2 560	2 530
Ejector box tailgate height (mm) H3	-	-	-	2 113
Discharge height (mm) H4	610	450	410	530
Dumpbox width (mm) W1	2 950	2 950	2 950	2 960
Dumpbox turning radius (mm) R1	4 540	4 540	4 600	4 600
Minimum turning radius (mm) T	5 350	5 350	5 310	5 300

Impianti di perforazione

Sandvik DD211L is a low-profile single-boom electro-hydraulic drill designed to work in excavations with headroom as low as 1.7 meters.

The robust universal boom has a large optimum shaped coverage, 360-degree rotation and full automatic parallelism for fast and easy face drilling. The boom can also be used for cross-cutting. The hose layout is specifically designed to maximize protection in low headings.

The exceptional "V"-shape layout is designed for good visibility and balance, which, combined with the powerful four-wheel-drive articulated carrier, ensures fast and safe manoeuvring even in low headroom conditions.

The drilling system allows high drilling performance with good drill steel economy and high machine reliability.

The operator environment and added automatic functions allow the operator to concentrate on safe, fast and accurate drilling.

All the service points are well-protected but easy to access.



HYDRAULIC ROCK DRILL	
Type of rock drill	RDX5 (TS2-433)
Percussion power	20 kW
Percussion pressure	210 bar
Percussion rate	67 Hz
Rotation speed	Max. 250 rpm (with OMS80)
Rotation torque	400 Nm (with OMS80)
Hole size diameter (drifting)	43 - 64 mm
Hole size diameter (out hole)	76 - 127 mm
Hole length	T38 - Hex 35 - R32
Minimum drift size	T38 - Hex 35 - Alpha 330 T38 - Hex 35 - R35
T-section width	Shank adapter T38 (male)
Transport width	Weight 210 kg
Transport height	Length 980 mm
Transport length	Profile height 90 mm
Total weight	Inflating device for accumulator Specification TS2-430

FEED				
Type of feed	TF500-10' Optional	TF500-12' Standard	TF500-14' Optional	TF500-16' Optional
Feed force	Max. 25 kN	Max. 25 kN	Max. 25 kN	Max. 25 kN
Total length	4 660 mm	5 270 mm	5 880 mm	6 490 mm
Hole length	2 830 mm	3 440 mm	4 050 mm	4 660 mm
Rod length	3 090 mm	3 700 mm	4 305 mm	4 915 mm
Net weight	470 kg	500 kg	530 kg	560 kg

BOOM	
Type of boom	B26XLS-NV (TS2-257)
Parallel coverage	36 m ²
Parallelism	Automatic hydraulic
Boom extension	1 700 mm
Feed extension	1 800 mm
Boom weight, net	2 010 kg
Roll-over angle	360°

HYDRAULIC SYSTEM	
Powerpack	HPP555 (1 x 55 kW)
Filtration (pressure / return)	20 µ / 10 µ
Oil tank volume	160 liters (drilling)
Filling pump for hydraulic oil	Manual
Oil cooler (water actuated)	1 x OW30 (1 x 30 kW)
Hydraulic low level indicator	Stop drilling when the oil level in drilling tank is low
Safety shut down	Low water pressure, low air pressure, low oil level
Oil drilling safety temperature	Above 75°C

DRILLING CONTROL SYSTEM	
Type of control system	THC561 (TS2-361)
Operating principle	Hydraulic control
Manual boom control	Direct control Fully proportional Hydraulic parallelism
Drilling control	Adjustable collaring power Feed / percussion control Anti-jamming system
Automatic cycle	Stop and return automatics
Drilling reaming selector	Two rotation speeds can be preset
Drilling and boom movement inhibition	2 x switches and 1 x door interlock

ELECTRIC SYSTEM	
Standard voltage	380 - 575 V (± 10%), 50 Hz
Total installed power	70 kW
Main switch gear	MSE-LJH
IP classification	Specification TS2-132
Starting method	Star delta starter 380 - 575 V
Automatic cable reel	TCRLPII with spooling system
Cable reel control	Operator station and rear of unit
Cable reel end switch	Automatic brake application before end of cable
Proximity detection ready	1 x power cable available in the operator compartment
Battery switch	1 x double pole lockable switch
Working lights	2 x 43 W LED (24 V)
Driving lights	6 x 43 W LED (24 V)
Amber flashing light	LED (24 V)
Operator station light	Standard
Sealed AGM batteries	2 x 12 V, 95 Ah

AIR AND WATER SYSTEM	
Flushing of holes	By water
Water booster pump	WBP1 (4 kW)
Water pump capacity	33 l/min at 15 bar (input pressure = 4 bar)
Water pump inlet pressure	2 bar (Min.)
Flushing water pressure	10 - 15 bar
Shank lubrication device	SLU-1 (air / oil mist)
Air compressor	CTN16 (1.6 m ³ /min at 7 bar)
Manual air flushing	1 x 60 liters air receiver
Rock drill oil consumption	180 - 250 g/h
Rock drill air consumption	250 - 350 l/min

OPERATOR'S SAFETY CANOPY	
Canopy certification	FOPS / ROPS (ISO 3449) with mechanical stopper
Unit height in tramming	High position : 1 950 mm Low position : 1 775 mm
Operation	Seated operations
Operator's seat	Ergonomic T-back seat
Sound pressure level according to EN 1622B	Operator station: 98 dB(A)

CARRIER

Sandvik DL230L is a low-profile single-boom electro-hydraulic production drilling jumbo designed to work in excavations with headroom as low as 1.7 meters.

Sandvik DL230L is capable of drilling several lines of parallel holes, up, down and horizontally, as deep as 23 meters.

The 360 degree rotation in full parallel coverage area plus wide angle ranges forward and backwards make the robust universal telescopic boom suitable for various drilling applications. The long reach of the boom also enables safe access to potentially unsafe or narrow places such as vein, reef or raise drilling.

The exceptional 'V' shape layout is designed for good visibility and balance. This and the powerful four-wheel-drive articulated carrier ensure fast and safe manoeuvring even in low headroom conditions.

The operator environment and added automatic function allow the operator to concentrate on safe, fast and accurate drilling. All the service points are well protected but easy to access.



1. SANDVIK DL230L - LOW PROFILE LONGHOLE DRILL

OPTIONAL FEATURES AND PACKAGES**HYDRAULIC ROCK DRILL**

Type of rock drill	HLY5 (TS-232)
Percussion power	20 kW
Percussion pressure	Max. 220 bar
Percussion rate	67 Hz
Rotation speed	Max. 250 rpm (with OMS125)
Rotation torque	625 Nm (with OMS125)
Weight	210 kg
Length with shank adapter	1 100 mm
Profile height	90 mm
Inflating device for accumulator	Specification 2-9110

DRILLING MODULE

Type of feed	LHF2000 (TS2-175)
Rod length	1 220 - 1 830 mm (4' - 6')
Feed force	20 kN
Feed and return speed	Up to 5 and 10 m / min
Stinger extension	600 mm (front stinger) 1 200 mm (rear stinger)

Type of rod handling system	ERHC12 (TS2-168)
Storing capacity (R32 / T38 / T45)	13 / 12 / 11 rods
Retaining centralizer	FCC3

DRILLING MODULE DIMENSIONS

Feed	Rod length	Total length
LHF2004	1 220 mm	2 850 mm
LHF2005	1 525 mm	3 155 mm
LHF2006	1 830 mm	3 460 mm

BOOM

Type of boom	B26LC (TS2-15B)
Parallelism	Automatic hydraulic
Boom extension	800 mm
Feed extension	1 200 mm
Boom weight, net	1 850 kg
Roll-over angle	360°

HYDRAULIC SYSTEM

Powerpack	HPP555 (55 kW)
Filtration (pressure / return)	20 µ / 10 µ
Oil tank volume	160 liters (drilling)
Filling pump for hydraulic oil	Manual
Oil cooler (water actuated)	1 x OW30 (30 kW)
Hydraulic low level indicator	Stop drilling when the oil level in drilling tank is low
Oil drilling safety temperature	Above 75°C
Tool set for hydraulic adjustment	Specification 2-9100

DRILLING CONTROL SYSTEM

Type of control system	THC560, LH
Operating principle	Hydraulic control
Manual boom control	Direct control Fully proportional Hydraulic parallelism
Power control	Adjustable full power Adjustable collaring power
Rotation control	Adjustable rotation speed Reversible rotation
Drilling and boom movement inhibition	2 x switches and 1 x door interlock

ELECTRIC SYSTEM

Standard voltage	500 - 575 V (± 10%), 50 Hz
Total installed power	75 kW
Main switch gear	MSE-1JH
IP classification	Specification TS2-132
Starting method	Star delta starter 500 - 575 V
Automatic cable reel	TCR LP with spooling system
Cable reel control	Operator station and rear of unit
Cable reel end switch	Automatic brake application before end of cable
Front working lights (combined working and driving)	2 x 35 W HID and 4 x 70 W (24 V)
Rear driving lights	2 x 70 W (24 V)
Amber flashing light	Beacon (24V)
Operator station light	1 x 21 W (24V)
Batteries	2 x 12 V, 120 Ah

AIR AND WATER SYSTEM

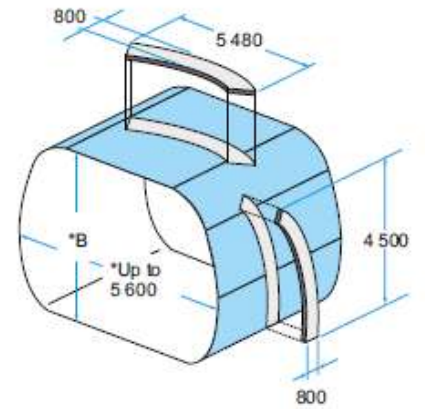
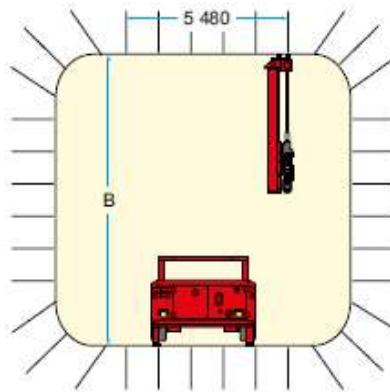
Flushing of holes	By water
Water booster pump	WBP2
Water pump capacity	100 l/min
Water pump inlet pressure	2 bar (min.)
Flushing water pressure	10 - 15 bar
Shank lubrication device	Air / oil mist, KVL10-1
Air compressor	CTN16 (1.6 m³/min at 7 bar)
Rock drill oil consumption	180 - 250 g/h
Rock drill air consumption	250 - 350 l/min
Flushing on rock drill return	2 x 60 liters air receiver

OPERATOR'S SAFETY CANOPY

Canopy certification	FOPS / ROPS (ISO 3449 / 3471)
Unit height in tramming	High position : 1 950 mm Low position : 1 775 mm
Operation	Seated operations
Operator's seat	Ergonomic T-back seat
Sound pressure level EN 791	Operator station: 96 dB(A) Emitted: 124 dB(A)

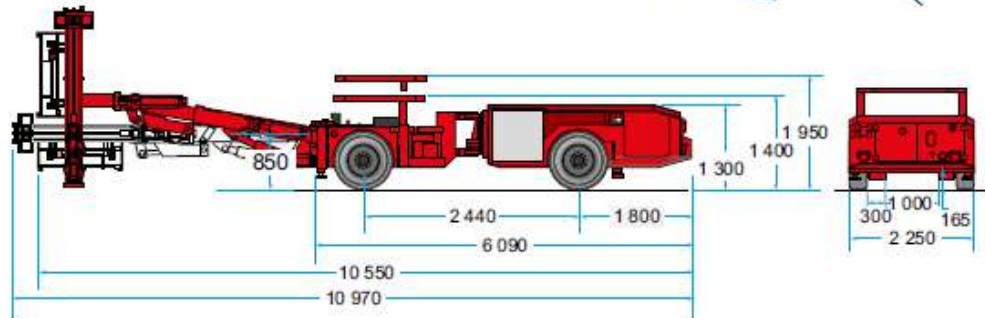
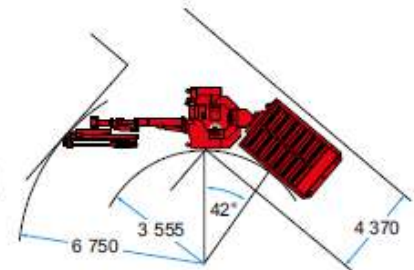
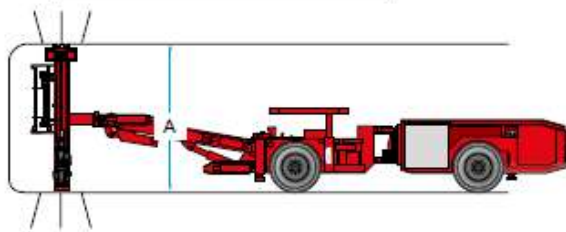
CARRIER

Type of carrier	TCLP (frame steered)
Carrier articulation	± 42°
Rear axle oscillation	± 15°
Ground clearance	300 mm
Diesel engine	Deutz BF4M2012 (74 kW)
Diesel engine control	Electronic, EMR
Exhaust catalyzer	Standard
Transmission	Hydrostatic, automotive
Wheel motor	4 x radial piston
Tires	315/85 x 15
Service brakes	Hydrostatic
Parking and emergency brakes	SAHR fail safe type wet disc
Neutral braking	Brakes applied when neutral activated
Tramming speed	12 km/h (Horizontal) 5 km/h (14%±1.7°B°)
Gradeability / sideways tilt	Max. 15° / 15°
Fuel tank	60 liters
Tramming oil tank	50 liters
Carrier stabilization	Vertical (front and rear)
Brake release	Manual pump
Tramming alarm	Standard
Wheel chocks and holder	2 pcs
Documents box	A3 format
Access point	Yellow reflective (stair and handrails)
Colour scheme	Sandvik
Documentation	2 x Operator's manual 2 x Maintenance manual 2 x Technical manual (in English) 2 x Parts manual (in English) PDF manuals



*Maximum with rear stinger 1 200 mm and rear stinger extension option
All dimensions in mm

	A	B
DL230L (LHF2004)	3 000	4 000
DL230L (LHF2005)	3 300	4 300
DL230L (LHF2006)	3 600	4 600



All dimensions in mm

Sandvik DS211L-V is a low-profile single boom electro-hydraulic drilling machine designed to work in excavations with headroom as low as 2.25 meters.

It can drill and install short bolts (up to 2.2 meters) or drill long-holes (up to 10 meters) in any direction.

Derived from Sandvik DD211L face drilling rig, this unit has much in common with the auto-parallel boom.

This hybrid has a telescopic roof support stinger and an indexed double line feed (rock drill and bolt rotary wrench).

The exceptional V-shape layout is designed for good visibility and balance. Coupled with a powerful four-wheel-drive articulated carrier, it ensures safe, fast and versatile manoeuvring, even in narrow spaces.

This is a high performance drilling system that offers effective drill steel economy and high machine availability.

Safe, fast, and accurate drilling can be achieved as a result of improved operator's controls and working environment. All service points are also well protected and easy to access.



1. SANDVIK DS211L-V - LOW PROFILE BOLTER

HYDRAULIC ROCK DRILL		
Co	Type of rock drill	RD314 (TS2-137)
Hyc	Percussion power	14 kW
Bol	Percussion pressure	140 bar
Bo	Percussion rate	110 Hz
Ho	Rotation speed	Max. 530 rpm (with OMS100)
Mir	Rotation torque	340 Nm (with OMS100)
T-s	Hole size (drifting)	38 - 51 mm
Tra	Recommended rod	R32 - H25 - R32 R32 - H25 - R25
Tra	Shank adapter	R32 (female)
Tra	Weight	115 kg
Tra	Length	571 mm
Tot	Profile height	192 mm
	Inflating device for accumulator	Specification TS2-430

BOLTING FEED

	Type of bolting feed	CFB feed (TS2-161)
	Feed force	Max. 31 kN
	Total length	1 960 mm
	Hole length	Up to 6 500 mm
	Rod length	1 220 mm (1st rod) 800 mm (Additional rods)
	T-stinger	1.8 - 2.8 m (Medium)
	Net weight	310 kg

BOOM

	Type of boom	S26XL-LPB (TS2-185)
	Parallelism	Automatic hydraulic
	Boom extension	1 700 mm
	Feed extension	500 mm
	Bolting head roll-over	240°
	Bolting head positioning, left and right	80°, 110°
	Boom weight, net	2 000 kg

HYDRAULIC SYSTEM

	Powerpack	HPP355 (1 x 55 kW)
	Filtration (pressure / return)	20 µ / 10 µ
	Oil tank volume	160 liters (drilling)
	Filling pump for hydraulic oil	Manual
	Oil cooler (water actuated)	1 x OW30 (1 x 30 kW)
	Hydraulic low level indicator	Stops the drilling when the oil level in drilling tank is low
	Safety shut down	Low water pressure, low air pressure, low oil level
	Oil drilling safety temperature	Above 75°C

DRILLING CONTROL SYSTEM

	Type of control system	THC561 (TS2-361)
	Operating principle	Hydraulic control
	Manual boom control	Direct control Fully proportional Hydraulic parallelism
	Drilling control	Adjustable collaring power Feed / percussion control Anti-jamming system
	Drilling and boom movement inhibition	2 x switches and 1 x door interlock

ELECTRIC SYSTEM

	Standard voltage	380 - 575 V (± 10%), 50 Hz
	Total input power	70 kW
	Main switch gear	MSE-1JH
	IP classification	Specification TS2-132
	Starting method	Star delta starter 380 - 575 V
	Automatic cable reel	TCR LPI with spooling system
	Cable reel control (in / out)	Operator station and rear of unit
	Cable reel end switch	Automatic brake application before end of cable
	Proximity detection readiness	1 x power cable available in the operator compartment
	Battery switch	1 x double pole lockable switch
	Working lights	2 x 43 W LED (24 V)
	Driving lights	6 x 43 W LED (24 V)
	Amber flashing light	LED (24 V)
	Operator station light	Standard
	Sealed AGM batteries	2 x 12 V, 95 Ah

AIR AND WATER SYSTEM

	Flushing of holes	By water
	Water booster pump	WBP1 (4 kW)
	Water pump capacity	33 l/min at 15 bar (input pressure = 4 bar)
	Water pump inlet pressure	2 bar (Min.)
	Flushing water pressure	10 - 15 bar
	Shank lubrication device	SLU-1 (air / oil mist)
	Air compressor	CTN16 (1.6 m³/min at 7 bar)
	Manual air flushing	1 x 60 liters air receiver
	Rock drill oil consumption	100 - 200 g/h
	Rock drill air consumption	150 - 250 l/min

OPERATOR'S SAFETY CANOPY

	Canopy certification	FOPS / ROPS (ISO 3449) with mechanical stopper
	Unit height in tramming	High position : 1 950 mm Low position : 1 775 mm
	Operation	Seated operations
	Operator's seat	Ergonomic T-back seat
	Sound pressure level according to EN 16228	Operator station: 98 dB(A)

CARRIER

Type of carrier	TCLP II (frame steered)
Carrier articulation	± 43°
Rear axle oscillation	± 15°
Ground clearance	300 mm
Diesel engine	Deutz BF4M2012 (74 kW, Tier 2)
Diesel engine control	Electronic, EMR
Exhaust catalyzer	Standard
Transmission	Hydrostatic, automotive
Wheel motor	4 x radial piston MSE18 high torque
Tires	315/85 x 15
Service brakes	Hydrostatic and positive braking
Parking and emergency brakes	SAHR fail safe type wet disc brakes
Neutral braking	Brakes applied when neutral position activated
Tramming speed	8.6 km/h (Horizontal) 4.3 km/h (14% = 1.7°/8°)
Gradeability / sideways tilt	Max. 15° / 15° (according to EN 1622)
Fuel tank	60 liters
Tramming oil tank	50 liters
Carrier stabilization	Vertical (front and rear)
Brake release	Manual pump
Tramming alarm	Standard
Wheel chocks and holder	2 pieces
MySandvik insight	Remote monitoring system (FDM)
Document box	A3 format
Access point	Yellow reflective (stair and handle)
Colour scheme	Sandvik

Documentation	2 x Operator's and maintenance manuals 2 x Parts manual (in English only) 2 x USB key of manuals (PDF files) 1 x Online Parts manuals (MySandvik)
---------------	--

OPTIONAL FEATURES AND PACKAGES

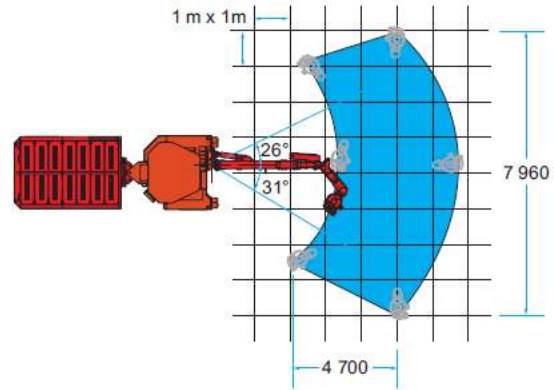
Bolting Feed *Type of feed	CFB-XS instead of CFB (TS2-161 CRXS-B with RD106 and RHR (w/ radio remote controls)
T-Stinger	Short, 1.5 to 2.2 meters instead with CFB-XS feed
Safety canopy	On the boom

Hydraulic system *Filling pump for hydraulic oil	Electric
Additional tramming HP filter	10 micron

Drilling control system *Radio remote controls	Drilling / bolting controls (with CRXS-B only)
--	--

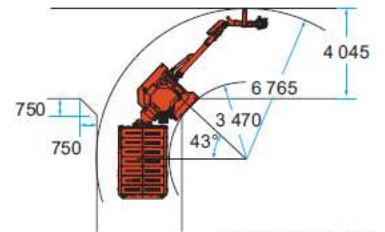
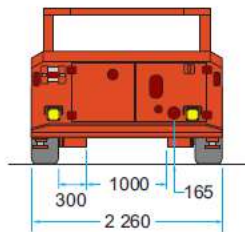
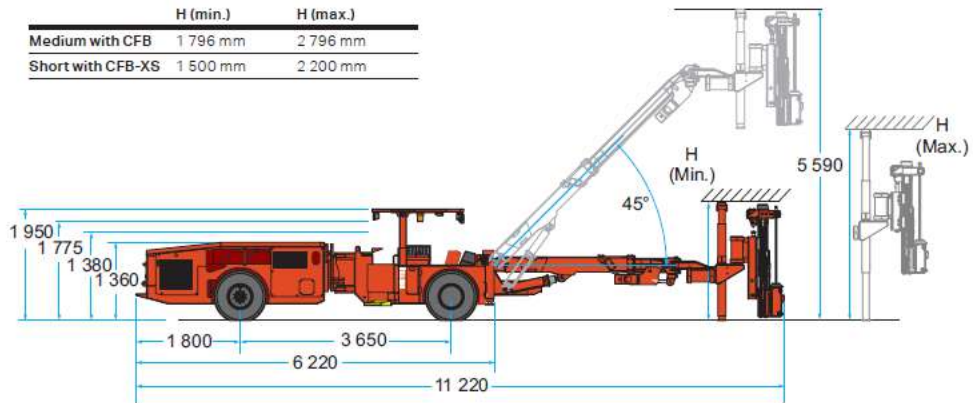
Electric system Electric cabinet	Protection door
*Starting method	Soft starter 380 - 575 V only
Electric cables	Specification TS2-121
Ground fault and overcurrent protection	VYK
Indicator light for jacks up	Sensors in the jacks
Dewatering pump outlet readiness	Max.11 kW (380 - 575 V)

OPTIONAL FEATURES AND PACKAGES



At 2.00 meters height

	H (min.)	H (max.)
Medium with CFB	1 796 mm	2 796 mm
Short with CFB-XS	1 500 mm	2 200 mm



All dimensions in mm

Veicolo di servizio

normet

Charmec MC 605 DA, short end

normet

Charmec MC 605 DA, short end

Technical data sheet
100063250
23.06.2014

LTC services

SPARE PARTS

Spare parts package A: Available for 1000 h of use*. Include periodical service, most common wearing parts and most critical safety parts.

Spare parts package B: Available for 3000 h of use*. Include periodical service, most common wearing parts and most critical safety parts.

* Recommendations are based on average hours - can vary a lot depending on work site conditions.

TRAINING SERVICES

Available before delivery, at start up and after delivery.
NOTE! after/during Start up / Commissioning as additional training days these are cheaper.
In general training reduces operation costs.

Product training:

Operation and Maintenance
NorSmart
Foundation of electrics, hydraulics and mechanics
Audit

Process training:

Concrete spraying
Charging
Scaling
Process audit

AUDIT SERVICES

To improve machines performance
To improve your processes performance and quality

SERVICE CONTRACTS

Spare parts supply programmes
Scheduled inspection programmes
Supervision programmes
Periodic maintenance programmes
Machine usage programmes

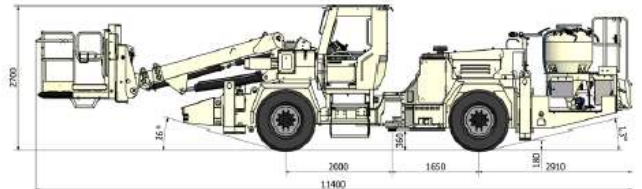
LINK ONE

Link One electronic spare part manuals

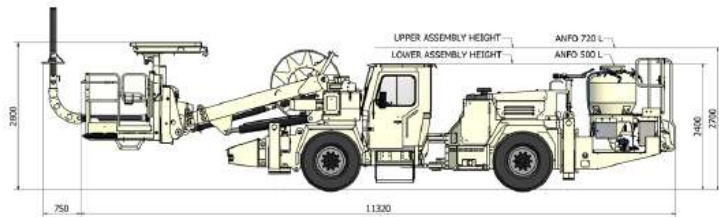
WARRANTY SERVICES

Extended warranty

Dimensions



SIDE VIEW
Basic machine



SIDE VIEW
Machine with optional and additional equipment

DIMENSIONS

Length	11260 mm
Width	2000 mm
Height	2400/2720 mm
Wheel base	3650 mm
Ground clearance as shown	390 mm

TURNING RADIUS

Outer	(6820 mm) 7410 mm
Inner	3950 mm

WEIGHT

Operating	15 000 kg
-----------	-----------

Normet reserves the right to change this specification without further notice.

Normet Oy
Ahmatantie 6
FI-74510 IISALMI, FINLAND

5/8

Tel +358 (0) 17 83 241
Fax +358 (0) 17 823 606
info@normet.com www.normet.com

normet

Charmec MC 605 DA, :

normet

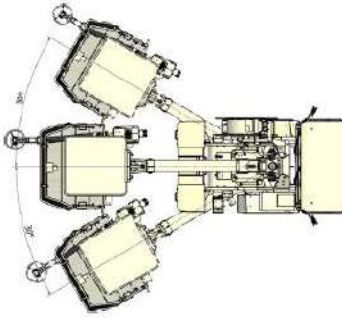
Charmec MC 605 DA, shor

normet

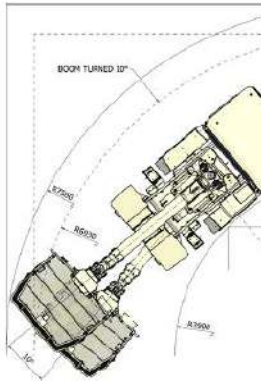
Charmec MC 605 DA, short end

Technical data sheet
100063250
23.06.2014

Dimensions

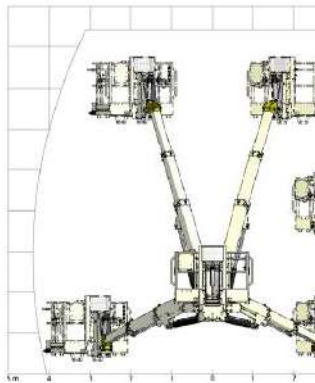
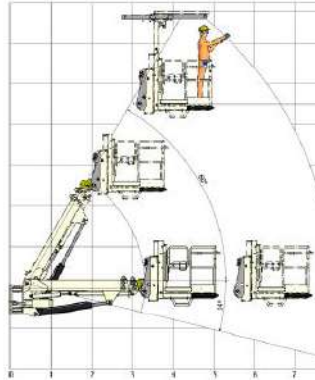


TOP VIEW
Machine with options and extra equipment

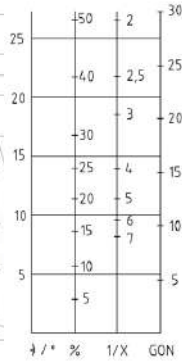


TURNING RADIUS

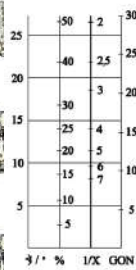
Dimensions



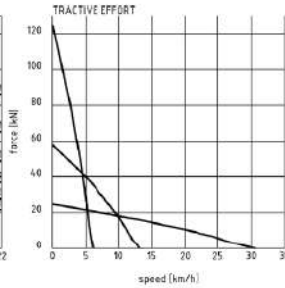
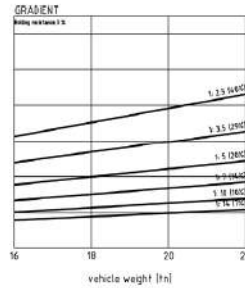
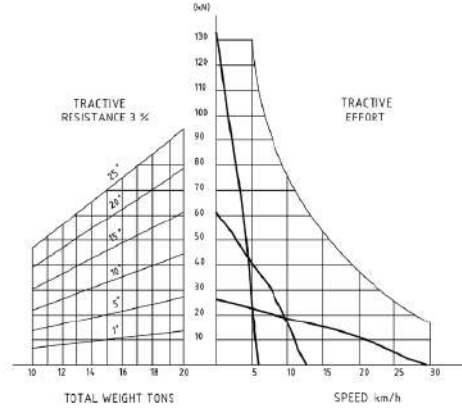
Tractive efforts



DEUTZ TCD 2013 L4 120 kW
Performance curve 100018584



MERCEDES-BENZ OM 904 LA 110 kW
Performance curve 100006272



Normet reserves the right to change this specification without further notice.
Normet Oy
Ahmolan tie 6
FI-74510 IISALMI, FINLAND

6/8

COVERAGE AREA OF NBB35 BASKET BOOM

Normet reserves the right to change this specification without further notice.
Normet Oy
Ahmolan tie 6
FI-74510 IISALMI, FINLAND

7/8

Normet reserves the right to change this specification without further notice.

Normet Oy
Ahmolan tie 6
FI-74510 IISALMI, FINLAND

8/8

Tel: +358 (0) 17 83 241
Fax: +358 (0) 17 823 606
info@normet.com www.normet.com

Technical specification

CASSETTE HANDLER

Carrying capacity 10 000 kg

ENGINE AND TRANSMISSION

Volvo Penta TAD8, 185 kW/2200 rpm, with engine brake, Stage V approved

Requires Diesel exhaust fluid (DEF) and Ultra-low sulphur diesel (ULSD)

Fuel tank capacity 280 l

DEF tank capacity 25 l

Dana T14 series powershift transmission with lock-up
4 speeds forward and 3 reverse
4-wheel drive

Gear selector:

- Manual
- Automatic

PERFORMANCE

Tramming speed (horizontal) 24 km/h

Lateral gradient for tramming 4°

Longitudinal gradient for tramming 9°

Depending of machine configuration, lateral and longitudinal tramming gradient can temporarily be higher.

AXLES AND BRAKES

Load end axle:

Dana 113 series fixed

Engine end axle:

Dana 113 series

Hydro-pneumatic suspension

Service brake: hydraulically powered dual-circuit oil immersed multi-disc brakes in both axles

Safety/Parking brake: spring applied hydraulically released fail-safe -type brake

Brake testing possible from cabin

TYRES AND RIMS

Tyres:

- Nokian Tyres 12.00-20"
- Bridgestone 12.00-20"

Rims:

- Standard rims
- NDT inspected rims

Technical specification

STB

Orbitr
Frame

HY

Variab

190 bi

Hydra

24

LED di

LED w

LED si

Warmi

Co

●

○

○

○

○

Lig

●

○

DR

Cabin

●

○

Driver

●

○

Passer

●

○

○

Thrott

●

○

TECHNICAL DOCUMENTATION

Standard documents:

Instruction manuals, hard copy 2 pcs:

- English
- Russian
- One of destination EU languages

Spare parts manuals, hard copy 2 pcs:

- English
- Russian

PDF manuals on USB-stick 2 pcs, includes instruction and spare parts manuals

Additional documentation:

- Extra hard copies of manuals
- Extra PDF manuals
- LinkOne WebView electronic manuals
- Other than standard language manuals

OTHER

Powder extinguisher:

- 6 kg
- 12 kg
- Ansul Sentry

Number of extinguishers:

- 1
- 2

Painting and taping:

- Standard painting and taping
- Painting and taping according to customer specifications

Text labels in:

- En/Ru/One of destination EU languages
- Other language

Measurements:

- Noise
- Vibration
- Emissions

Accessories

PROCESS PRODUCTIVITY

- Hydraulics for mixer cassettes
- 0.4 m³/min compressor with hose reel, air tank and tyre filling pistol
- 4 m³/min hydraulic driven compressor on front rack
- Hydraulic front support legs
- Pressure washer with 230 l tank on cabin roof (increases cabin height by 250 mm)

CARRIER PRODUCTIVITY

- Accessories for open cabin:
 - Two-piece windscreen with wipers
 - Protective grids
 - Windshield with wipers
- Accessories for enclosed cabin:
 - Two-piece windscreen
 - Sliding rear window for driver's side
 - Audio system
 - Air conditioning with heating
 - Heated mirrors
- 12 V, 20 A power supply in cabin with socket and connector
- Auto engine shut down during idling
- Engine shutdown delay
- Inlet plug for jump start
- Block heater with interior heater and battery charger 230 V (Interior heater available with enclosed cabin)
- Block heater with interior heater, battery charger, hydraulic oil and filter heaters 400 V (Interior heater available with enclosed cabin)
- Fuel operated pre-heater
- Fast fuel filling system
- Hand pump for filling of hydraulic tank
- Fluid evacuation panel with sampling points
- Automatic lubrication system
- Reversing camera
 - 1 camera, 1 display
 - 3 cameras, 3 displays
 - 4 cameras, 3 display, OACR/VCR system recording device with 72 hour memory
- Machine connectivity hardware
 - WLAN
 - 3G
 - LTE
- Spare rim and tyre
- Toolbox and maintenance tools
- Interior cooling fan
- Wax tape for electric connectors

Dimensions

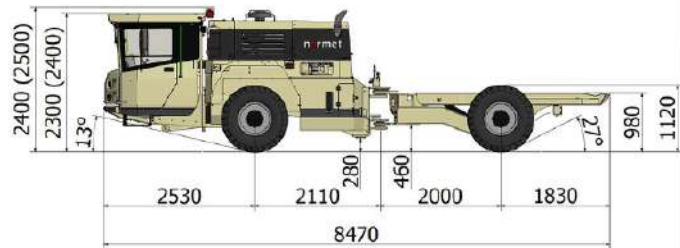
DIMENSIONS

Length	8470 mm
Width	2290 mm
Height	2400 mm
Height of cabin	2400 mm
Wheel base	4110 mm
Track	1930 mm
Ground clearance as shown	280 mm

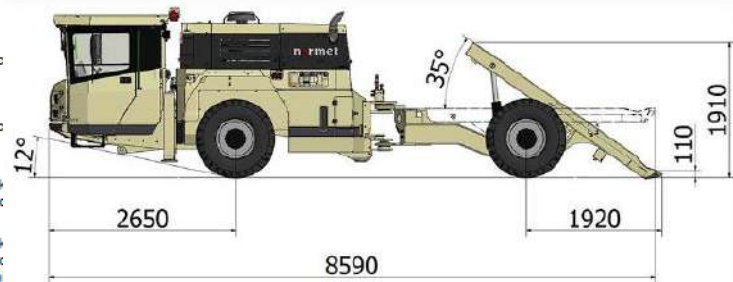
TURNING RADIUS

Outer	6990 mm
Inner	4510 mm

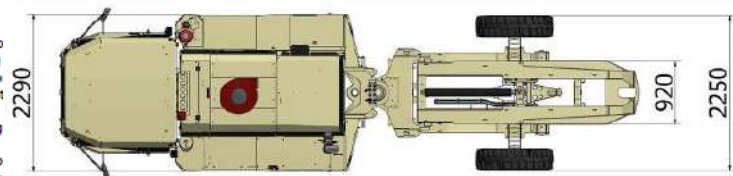
SIDE VIEW - BASIC MACHINE



SIDE VIEW - MACHINE WITH OPTIONS



TOP VIEW



SAFETY

- Cabin door safety interlock
- Safety brake application
- Puddle lights
- Extra warning LED light
- Color
 - Amber
 - Blue
 - Red
 - Green (n/a with rotating l)
 - White (n/a with rotating l)

- Light pattern
 - Strobe
 - Rotating
- Direction lights (left/right)
 - Green / Red
 - Red / Green
- Extra service warning LED li
- Color
 - Amber
 - Blue
 - Red
 - Green (n/a with rotating l)
 - White (n/a with rotating l)

- Light pattern
 - Strobe
 - Rotating
- Seat belt interlock sv
- Fire extinguisher sys
 - Dry chemical
 - Ansul A-101
 - Manual
 - Automatic
 - Liquid agent
 - Ansul LVS
 - Manual
 - Automatic
- Gear lockout:

- Forward:
 - Highest gear lock
 - 2 highest gears k

- Reverse:
 - Highest gear lock
 - 2 highest gears k
- Engine end safety ra
- Front and rear groun
 - Flat cable
 - Chain

- Pump for brake relea
 - Electric pump
 - Hand pump
- Redundant brake mo
- Methane monitoring
- Protection guards fo
- Tyre pressure indicat
- Warning triangles
- Flashlight with charg
- Hearing protectors
- Wheel chocks with b
- Service isolator for s

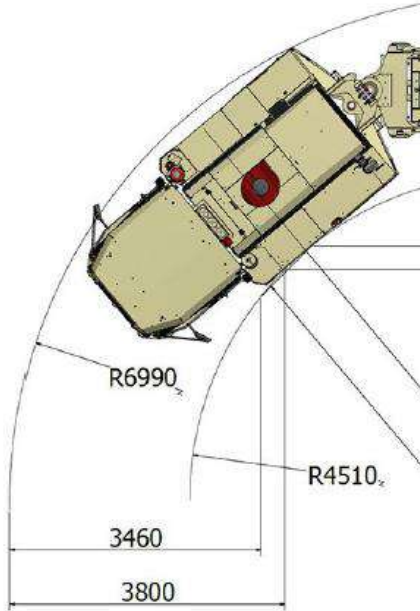
Dimensions

Tractive efforts

normet

100155310 | 21.05.2021

TURNING RADIUS



OPERATING WEIGHT

Empty	11 000 kg
Fully loaded	21 000 kg

VOLVO PENTA TAD8 185 KW

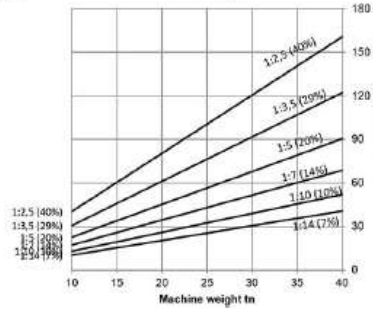
Performance curve with turbine lock-up DOC058933

Conversion chart

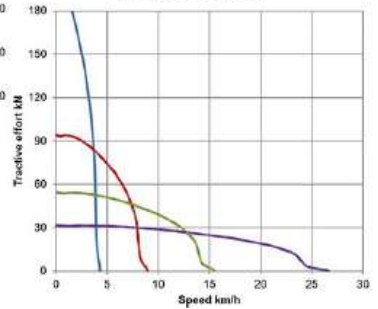
25	50	2	30
-40	-2.5	-25	
-30	-3	-20	
-25	4	-15	
-20	-5	-10	
-15	6	-5	
-10	7	0	
-5		5	
		10	
		15	
		20	
		25	
		30	
		35	
		40	

9 / ° % 1 X GON

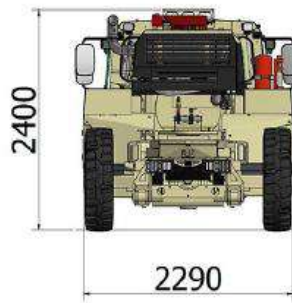
Gradeability kN



Tractive effort kN



FRONT AND BACK VIEWS



20 Appendice F: Selezione del metodo di estrazione

20.1.1 Introduzione

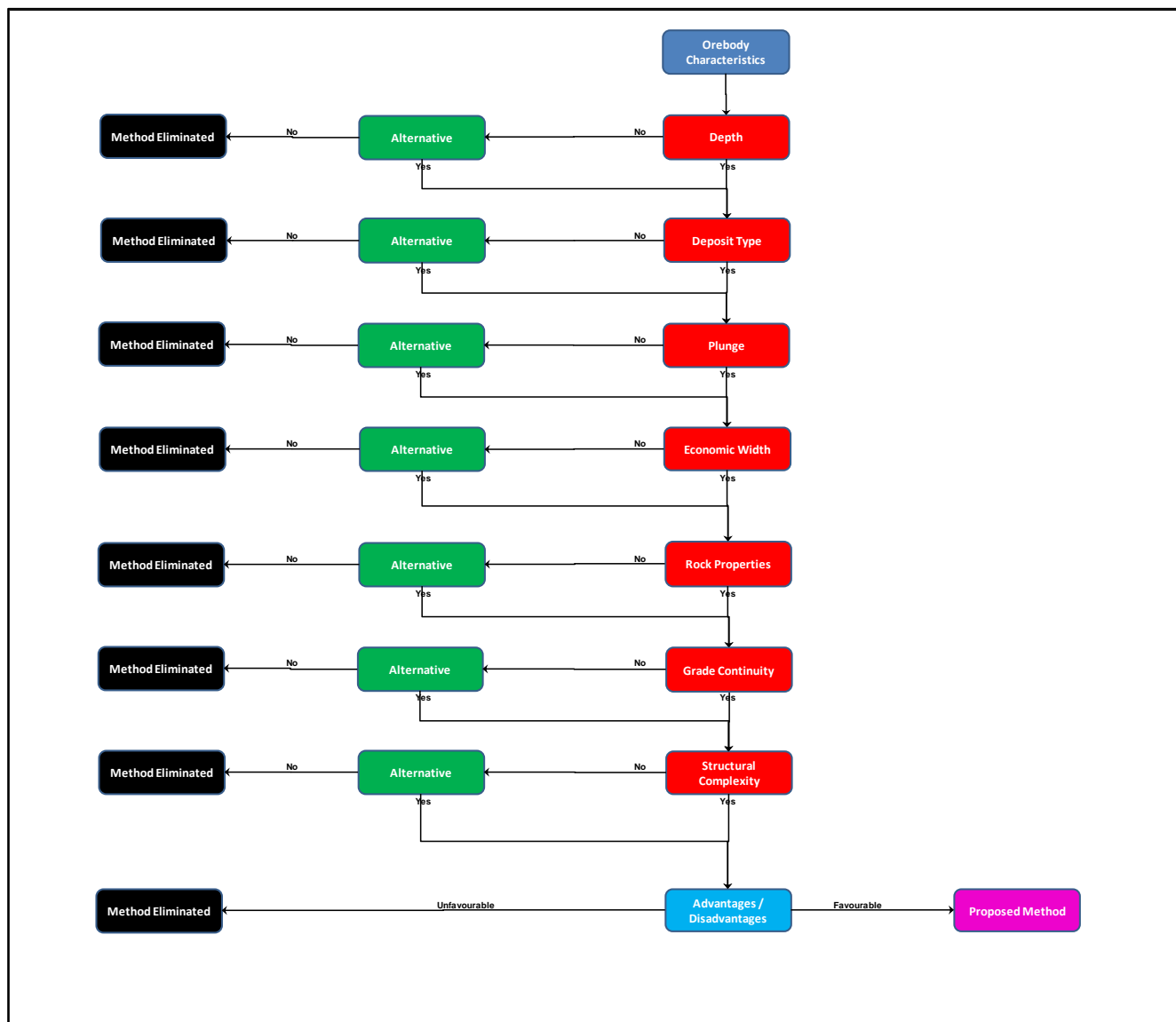


Figura 20-1: Selezione del metodo di estrazione e metodologia di smaltimento

I metodi di estrazione in sotterraneo possono essere distinti in due metodi di base sulla base della geometria del giacimento minerario e cioè:

- Corpi minerali tabulari stretti (meno di cinque metri di spessore):
- Corpi minerali a immersione piatta
- Corpi minerali a immersione più ripida

I metodi di estrazione tipici applicabili per i giacimenti tabulari stretti sono:

- Pannelli e pilastri

- Breast Stoping
- Up/down dip Stoping
- Drift and Fill
- Profilo estremamente basso (XLP)
- Coltivazione in restringimento
- Coltivazione in ambiente ripido
- Cut and fill convenzionale
- Long hole (Coltivazione a cielo aperto dei sublivelli)

Geometria del giacimento massiccio (oltre cinque metri di spessore):

- Depositi tabulari
- Depositi uniformi, cioè gli spessori sugli assi orizzontali (X e Y) sono più o meno uguali.

I metodi di estrazione tipici per i depositi massicci sono:

- Shrinkage
- Caving
- Block cave
- Sub level cave
- Coltivazione a cielo aperto, inclusa la Coltivazione a cielo aperto dei sublivelli (SLOS)
- Vertical crater retreat
- Scavo long hole (Coltivazione a cielo aperto dei sublivelli)
- Pannelli e pilastri
- Cut and fill meccanizzato

A causa delle caratteristiche del giacimento (giacimento tabulare stretto), i metodi di estrazione massiva sono esclusi da quelli potenzialmente utilizzabili nella Miniera di Zinco di Gorno.

20.1.2 Metodologia di classificazione

La metodologia di selezione e i parametri tecnici della Miniera di Zinco di Gorno sono descritti di seguito.

Howard, Hartman and Mutmansky (1998: 502) descrivono il processo come segue: "Ogni metodo estrattivo è valutato numericamente in base alla sua idoneità per ogni categoria di fattore e utilizza le seguenti quattro classifiche: preferito, probabile, improbabile e inadatto. Ad ogni classificazione viene attribuito un valore come elencato di seguito:

Tabella 20-1: Criteri di classificazione qualitativa per i parametri di selezione

Criteri di adeguatezza	Valore
Altamente preferito	4
Preferito	3
Adeguito al metodo	2
Probabilmente adeguato	1
Inadeguato	0
Da non considerare assolutamente	-49

Tabella 20-2: Fattori di ponderazione dei parametri fisici del giacimento

Fattori di ponderazione	Zona mineraria	Parete superiore	Parete inferiore
Geometria del minerale	1,00	1,00	1,00
Condizioni del terreno della zona mineraria	1,33	0,75	1,00
Condizioni del terreno della parete superiore	1,33	0,60	0,80
Condizioni del terreno della parete inferiore	1,33	0,38	0,50

20.1.3 Caratteristiche delle risorse

I criteri fondamentali per il primo processo decisionale sono se il giacimento è classificato come stretto, largo, massiccio o ripido.

I criteri fondamentali per questo processo sono:

- Forma del giacimento – tabulare o massivo
- Orientamento del giacimento – orizzontale, piano (meno di 12°), inclinazione media (meno di 27°), e verticale o ripido (oltre 37°).
- Spessore del giacimento – sottile (inferiore a cinque metri) o spesso (superiore a cinque metri)
- Durezza del minerale – bassa (<50 Mpa) or alta (>140 Mpa)
- Durezza della roccia – bassa (<50 Mpa) or alta (>140 Mpa)

Step 1: Eliminare i metodi di estrazione chiaramente inadatti. Essi sono:

- Metodi di estrazione massiccia
- Metodi a cielo aperto

Questi metodi sono tipicamente metodi estrattivi usati per la superficie e per i giacimenti da molto spessi a massicci (maggiori di 30 m e da molto ripidi a discesa verticale). I metodi di estrazione di cui sopra sono ovviamente metodi fatalmente errati per questo giacimento stretto tabulare da basso a moderatamente inclinato a profondità intermedia.

Step 2: Prendere in considerazione la geometria del giacimento:

- Volume del deposito
- L'orientamento
- La distribuzione del tenore nel giacimento

Tabella 20-3: Caratteristiche fisiche del giacimento

Descrittore del giacimento			
Parametro	Unità	Inclinazione moderata	Inclinazione minima
Geometria del giacimento			
Forma generale		Tabulare	Tabulare
Spessore	m	1,5 - 15	~150m

Immersione	°	0 - 15	20 - 30
Profondità dalla superficie	m	<1,000mbs	<500mbs
Distribuzione del tenore		In progressione	In progressione
Continuità spaziale		Media	Media

20.1.4 Proprietà della massa rocciosa

Step 3: Considerare le caratteristiche geomeccaniche e geotecniche più ovvie del giacimento minerario. Ciò include:

- Durezza, resistenza e compattezza della roccia ospitante
- Durezza, resistenza e compattezza dei filoni estraibili
- Classificazioni della massa rocciosa
- Densità delle faglie e dei filoni
- Fattori stabilizzanti delle disconformità geologiche.

Caratteristiche del minerale Forte (UCS > 140 MPa), ampio spazio di frattura, moderata resistenza al taglio della frattura

Caratteristiche della parete superiore: Forte (UCS > 140 MPa), ampio spazio di frattura, moderata resistenza al taglio

Caratteristiche della parete inferiore: Forte (UCS > 140 MPa), ampio spazio di frattura, moderata resistenza al taglio della frattura

Tabella 20-4: Proprietà della massa rocciosa

Caratteristiche geotecniche			
Parametro	Unità	Inclinazione moderata	Inclinazione minima
Classificazioni della massa rocciosa			
RMR (Class.ne massa rocc.) Zona mineraria	RMR ₈₉	58	58
RMR Parete superiore	RMR ₈₉	54	54
RMR Parete inferiore	RMR ₈₉	54	54
UCS massa rocciosa			
UCS Zona mineraria	Mpa	100-250	100-250
UCS Parete superiore	Mpa	100-250	100-250
UCS Parete inferiore	Mpa	100-250	100-250
SG (Gravità spec.) massa rocciosa			
SG Zona del minerale	t/m ³	2,85	2,85
SG Parete superiore	t/m ³	2,81	2,81
SG Parete inferiore	t/m ³	2,81	2,81
Designatore qualità della roccia (RQD)			
RQD Zona mineraria	%	89	89

RQD Parete superiore	%	89	89
RQD Parete inferiore	%	90	90
Frequenza congiunta			
Zona mineraria		2,5	2,5
Parete superiore		2,9	2,9
Parete inferiore		2,9	2,9
Condizioni congiunte			
Zona mineraria		12	12
Parete superiore		16	16
Parete inferiore		16	16
Acqua freatica			
Zona mineraria	l/min/10m	25 - 125	25 - 125
Parete superiore		25 - 125	25 - 125
Parete inferiore		25 - 125	25 - 125

20.1.5 Classificazione del metodo di estrazione

Sulla base delle caratteristiche fisiche del giacimento di Zinco di Gorno, in combinazione con le caratteristiche previste della massa rocciosa, sono applicabili i seguenti metodi di estrazione tabulare meccanizzata:

4. BP – Pannelli e pilastri (aree che richiedono un supporto rigido del pilastro / rapporti di estrazione inferiori)
5. LHRF (Transversal)– Long-hole Retreat and Fill (massima estrazione / minima diluizione)
6. LHRF (Longitudinal)– Long-hole Retreat and Fill (massima estrazione / minima diluizione)
7. DF (Transversal) – Drift and Fill (massima estrazione / minima diluizione)

Tre ulteriori metodi di estrazione sono potenzialmente praticabili per l'estrazione dei giacimenti di Gorno, vale a dire:

- Fossa aperta convenzionale - eliminata sulla base delle limitate aree applicabili e dell'impatto ambientale sulla superficie all'interno di aree ambientali sensibili (permessi).
- Pannelli e pilastri - eliminato (in tutta la miniera) sulla base del basso rapporto di estrazione e del metodo che non richiede il back-filling.
- Long-hole open stoping - eliminata sulla base del basso rapporto di estrazione con l'uso di pilastri rigidi a sbalzo e a costola.

La Tabella 20-5di seguito riassume le classificazioni delle proprietà fisiche del minerale e della massa rocciosa.

Tabella 20-5: Geometria del giacimento e classificazione delle caratteristiche

Geometria del minerale			Gamma	Inclinazione moderata / larghezza ridotta				Inclinazione moderata / larghezza ridotta				Immersione bassa / larghezza moderata			
				VCR	SLRF	SLOS	LHOS	LHRF (Long)	Cut and Fill	Conventional Breast	BP	Drift and Fill	Long / Short Wall	Room and Post	BP
GEOMETRIA E DISTRIBUZIONE DEL TENORE	Forma generale	Massiva	Dimensioni Similari X,Y,Z												
		Tabulare	2 x Dim multiple della terza dim.	3	4	3	1	3	4	1	3	2	2	1	3
		Irregolare	Varie dimensioni												
	Spessore minerale	Molto stretto	<2 m	4	4	2	3								
		Stretto	2 m - 6 m					4	4	1	4				
		Intermedio	6 m - 30 m								1	1	2	4	
		Spesso	30 m - 100 m												
		Molto spesso	>100 m												
	Immersione del minerale	Piana	<15 gradi					4	4	2	3	2	2	3	4
		Intermedio	15 - 55 gradi	3	3	3	3								
		Ripida	>55 gradi												
	Distribuzione del tenore	Uniforme	Minor mutamento dalla media												
		In progressione	Variazione graduale tra le zone	3	4	4	4	4	4	3	4	2	2	3	4
		Erratico	Variazioni significative su brevi distanze												
	Profondità	Bassa	0 - 300mbs												
Intermedio		300 - 1000mbs	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	
Profondo		>1000 m sotto la superficie													
Subtotale			17	19	16	15	19	20	11	18	11	11	13	19	

Tabella 20-6: Proprietà della massa rocciosa



Proprietà della massa rocciosa			Inclinazione moderata / larghezza ridotta				Inclinazione moderata / larghezza ridotta				Immersione bassa / larghezza moderata				
ZONA MINERARIA		Gamma	LHO S	LHRF (Long)	Cut and Fill	Conventional Breast	B P	Drift and Fill	Long / Short Wall	Room and Post	B P	Drift and Fill	Estrazione a gradini	LHRF (Trv)	
		ZONA MINERARIA	Resistenza della roccia	Molto debole	RMR: 0 - 20										
Debole	RMR: 20 - 40			2	4	4	3								
Moderato	RMR: 40 - 60							2	4	1	2	2	2	3	4
Forte	RMR: 60 - 80														
Molto robusto	RMR: 80 - 100														
Spaziatura della frattura	Molto vicino		< 60mm												
	Chiuso		60 - 200 mm:												
	Moderato		200 - 600mm:	2	3	3	2	2	3	2	2	2	2	3	4
	Ampio		600 - 2.000mm:												
Resistenza della frattura	Molto vicino		>2.000mm												
	Molto debole		Scriccatura leggera >5 mm												
	Debole		Scriccatura superficie di scivolamento >5 mm												
	Moderato		Lieve rugosità <1mm di separazione (Weath)												
	Forte		Lieve rugosità <1mm di separazione (non Weath)	2	3	3	2	2	3	2	2	2	2	3	4
Molto robusto	Forte rugosità - No separazione														
Subtotale			6	10	10	7	6	10	5	6	6	6	9	12	
ZONA PARETE SUPERIORE	Resistenza della roccia	Molto debole	RMR: 0 - 20												
		Debole	RMR: 20 - 40												
		Moderato	RMR: 40 - 60	2	4	4	3	2	4	1	2	2	2	3	4
		Forte	RMR: 60 - 80												
		Molto robusto	RMR: 80 - 100												
	Spaziatura della frattura	Molto vicino	< 60mm												
		Chiuso	60 - 200 mm:												
		Moderato	200 - 600mm:	2	3	3	2	2	3	2	2	2	2	3	4
		Ampio	600 - 2.000mm:												



Proprietà della massa rocciosa			Inclinazione moderata / larghezza ridotta				Inclinazione moderata / larghezza ridotta				Immersione bassa / larghezza moderata				
		Gamma	LHO S	LHRF (Long)	Cut and Fill	Conventional Breast	B P	Drift and Fill	Long / Short Wall	Room and Post	B P	Drift and Fill	Estrazione a gradini	LHRF (Trv)	
			Molto ampio	>2.000mm											
Resistenza della frattura	Molto debole	Scriccatura leggera >5 mm													
	Debole	Scriccatura superficie di scivolamento >5 mm													
	Moderato	Lieve rugosità <1mm di separazione (Weath)													
	Forte	Lieve rugosità <1mm di separazione (non Weath)	2	3	3	2	2	3	2	2	2	2	3	4	
	Molto robusto	Forte rugosità - No separazione													
Subtotale			6	10	10	7	6	10	5	6	6	6	9	12	
ZONA PARETE INFERIORE	Resistenza della roccia	Molto debole	RMR: 0 - 20												
		Debole	RMR: 20 - 40												
		Moderato	RMR: 40 - 60												
		Forte	RMR: 60 - 80	2	4	4	3	2	4	1	2	2	2	3	4
		Molto robusto	RMR: 80 - 100												
	Spaziatura della frattura	Molto vicino	< 60mm												
		Chiuso	60 - 200 mm:												
		Moderato	200 - 600mm:	2	3	3	2	2	3	2	2	2	2	3	4
		Ampio	600 - 2.000mm:												
	Resistenza della frattura	Molto ampio	>2.000mm												
		Molto debole	Scriccatura leggera >5 mm												
		Debole	Scriccatura superficie di scivolamento >5 mm												
		Moderato	Lieve rugosità <1mm di separazione (Weath)												
		Forte	Lieve rugosità <1mm di separazione (non Weath)	2	3	3	2	2	3	2	2	2	2	3	4
		Molto robusto	Forte rugosità - No separazione												
Subtotale			6	10	10	7	6	10	5	6	6	6	9	12	
Totale non ponderato			18	30	30	21	18	30	15	18	18	18	27	36	



20.1.6 *Riassunto della classificazione qualitativa*

Vengono aggiunti i valori numerici di entrambi questi processi per ogni metodo e il risultato determina quale metodo di estrazione è più adatto per questo giacimento.

Step 4: La matrice dei vantaggi e degli svantaggi.

La matrice dei vantaggi/svantaggi include fattori di alto livello come il costo di estrazione, il tasso di produzione, la produttività, l'investimento in capitale, il tasso di sviluppo, la capacità in profondità, la selettività, il recupero, la diluizione, la flessibilità, la stabilità delle aperture, la salute e la sicurezza, la frammentazione, la meccanizzazione, i requisiti di ventilazione e altri fattori sono classificati in base alla qualità considerata a livello dello studio di valutazione.

Tabella 20-7: Classifica qualitativa dei fattori di considerazione aggiuntivi

Vantaggi / svantaggi		Inclinazione moderata / larghezza ridotta				Inclinazione moderata / larghezza ridotta				Immersione bassa / larghezza moderata			
		LHOS	LHRF (Long)	Cut and Fill	Conventional Breast	BP	Drift and Fill	Long / Short Wall	Room and Post	BP	Drift and Fill	Estrazione a gradini	LHRF (Trv)
	Geometria del minerale	17	19	16	15	19	20	11	18	11	11	13	19
	Proprietà della massa rocciosa	18	30	30	21	18	30	15	18	18	18	27	36
Totale		35	49	46	36	37	50	26	36	29	29	40	55
VANTAGGI E SVANTAGGI	Gestione dell'acqua freatica	1	4	4	1	1	4	1	1	1	4	1	4
	Diluizione	2	3	3	2	3	4	2	3	3	2	2	3
	Tasso di estrazione	1	4	4	1	1	4	2	1	1	2	1	4
	Sicurezza	3	4	4	1	3	3	1	3	3	2	2	3
	Costi di estrazione	4	3	2	1	4	2	1	3	4	2	3	3
	Investimento in capitale	3	2	2	4	3	2	4	3	3	2	3	2
	Flessibilità e complessità	3	2	1	1	3	3	1	3	3	4	2	3
	Produttività	4	3	2	1	3	3	1	3	3	3	3	4
	Tasso di produzione	4	3	2	1	3	3	1	3	3	3	3	4
	Tasso di sviluppo	2	4	3	1	4	3	1	4	4	3	4	2
	Selettività	1	3	4	4	3	3	4	2	3	2	2	2
	Impatto / stabilità della superficie	2	4	4	2	3	4	1	2	3	3	2	3
	Stabilità delle entrate	2	4	4	2	2	4	1	2	2	3	2	4
	Frammentazione	2	2	4	4	3	3	4	3	3	3	3	2
	Grado di meccanizzazione	3	3	3	1	3	3	1	3	3	3	3	4
	Ventilazione	2	4	3	1	1	4	1	1	1	3	1	3
	Recupero del minerale	2	4	4	3	2	3	3	2	2	2	2	3
	Competenze richieste	3	3	3	4	3	3	4	3	3	3	3	3
Tempo di incremento progressivo	3	3	1	1	4	3	1	3	4	3	3	3	
Ambientale (sterili)	1	4	4	1	1	4	1	1	1	4	1	4	
Discarica roccia sterile	2	2	1	2	3	3	2	3	3	3	3	1	
Totale		85	117	108	75	93	118	64	88	85	88	89	119

I seguenti metodi di estrazione sono stati selezionati sulla base delle varie geometrie distintive del giacimento, delle caratteristiche e della metodologia di classificazione quantitativa e qualitativa presentata sopra:

- Metodo di estrazione "Long-hole Retreat and Fill Longitudinal" (aree con moderata inclinazione $>15^\circ$).
- Metodo di estrazione "Long-hole Retreat and Fill Transversal" (aree con immersione moderata $>15^\circ$, >6 m di altezza di estrazione).
- Metodo di estrazione "Drift and Fill" per aree con immersione moderata (2 - 6m) e bassa copertura ($<15^\circ$).

I fattori chiave che contribuiscono alla selezione si basano sui seguenti presupposti:

- Le condizioni idrogeologiche nel sottosuolo presenteranno aree "più umide" e "più asciutte". I metodi di riempimento aiuteranno a realizzare scavi esposti in modo molto ridotto per possibili vie d'entrata all'afflusso di acque superficiali e di falda.
- Il metodo di riempimento a ridosso aumenta il rapporto di estrazione di minerale di valore superiore.
- L'utilizzo dell'aria con metodi di riempimento a ridosso è più efficace.
- Il metodo di riempimento "backfill" elimina le considerazioni sullo stoccaggio degli sterili in superficie da un punto di vista ambientale e di rischio.
- Il metodo di riempimento a ridosso riduce le considerazioni sulla subsidenza della superficie da un punto di vista ambientale e di rischio.

Questi tre metodi di estrazione costituiscono la base del progetto concettuale della miniera e del programma di produzione presentato nella sezione successiva della relazione.

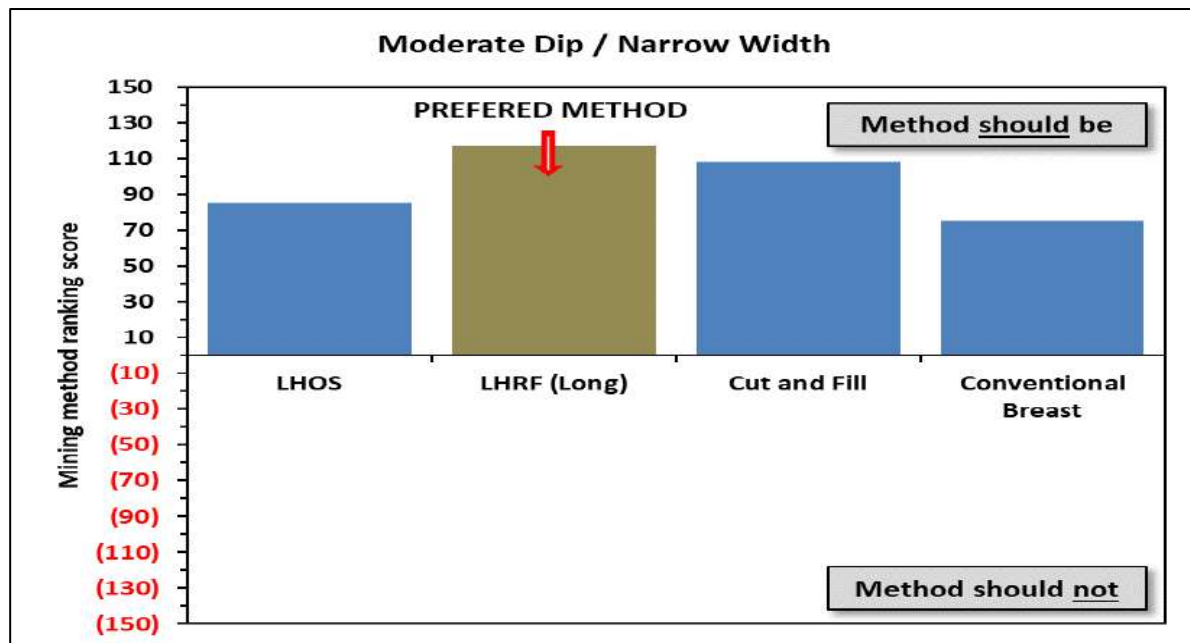


Figura 20-2: Classificazione relativa dei metodi di estrazione per aree di estrazione a moderata profondità / da bassa a media altezza

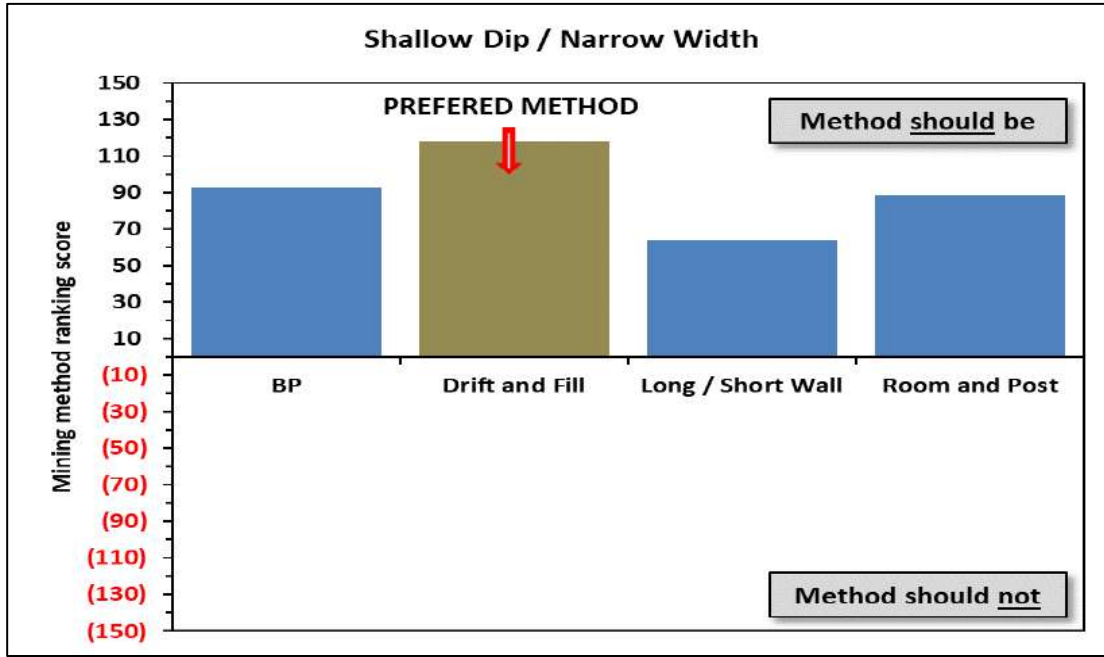


Figura 20-3: Classificazione relativa dei metodi di estrazione per aree di estrazione a bassa profondità / da bassa a media altezza

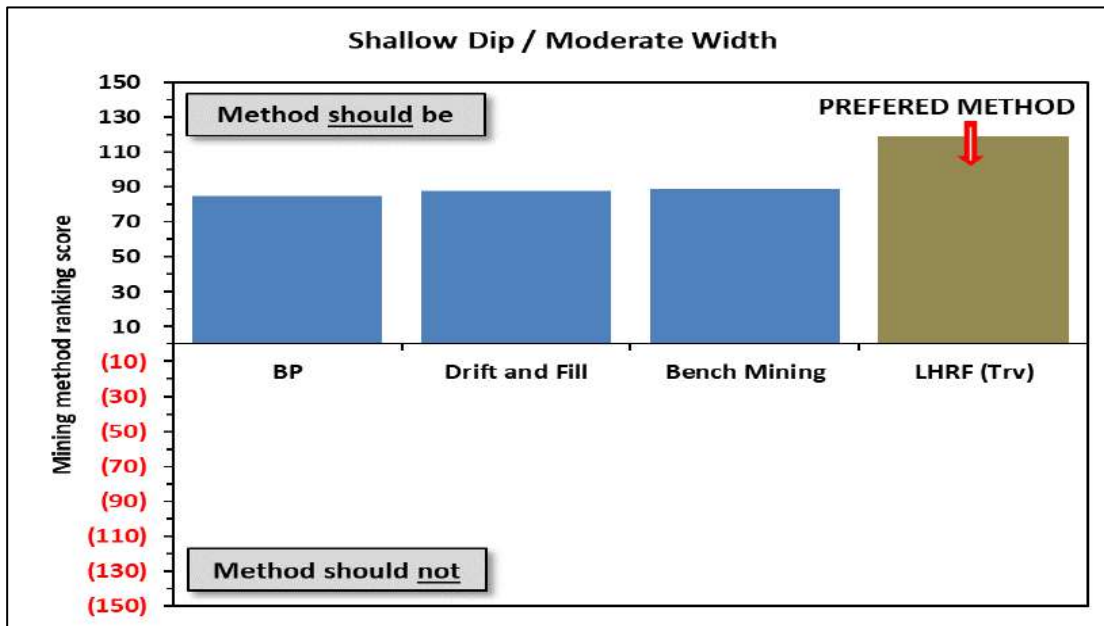


Figura 20-4: Classificazione relativa dei metodi di estrazione per aree di estrazione a bassa profondità / media altezza



21 Appendice G: Modello di flusso di cassa scontato

Glossario

US\$	dollari USA
%	per cento
°	gradi (in Radianti)
2D	bidimensionale
3D	tridimensionale
A\$	Dollaro australiano
AAS	Spettroscopia di assorbimento atomico
Au	oro
BD	densità apparente
BDL	sotto il limite di rilevamento
BLEG	Bulk Leach Extractable Gold
CAPEX	spesa in conto capitale
CIM	Istituto canadese delle miniere, della metallurgia e del petrolio
cm	centimetro
°C	gradi Celsius
CRM	Materiale di riferimento certificato
CV	Coefficiente di variazione
DA	anisotropia dinamica
DBA	amministratore di database
DDH	foro di perforazione diamantato
DH	foro di perforazione
E	Est
EM	elettromagnetico (rilevamento)
ESIA	Valutazione dell'impatto ambientale e sociale
ESMP	Piano di gestione ambientale e sociale
g	grammo
g/t	grammi per tonnellata
GPS	Global Positioning Device
HARD	Half Absolute Relative Difference
IDW	Ponderazione della distanza inversa
IP	polarizzazione indotta
IRR	Tasso di rendimento dell'investimento
JORC	Codice del Comitato congiunto australiano-asiatico per le riserve minerarie
KE	Efficienza di Kriging
kg	kilogrammi

km	kilometro
km ²	kilometri quadrati
analisi di vicinato di kriging	
Kt	migliaia di tonnellate
LOM	vita utile della miniera
m	metro
Ma	milioni di anni
mE, mN, mRL	metri est, nord e livello relativo
mm	millimetro
Moz	milioni di once
MRE	Stima delle risorse minerarie
Mt	milioni di tonnellate
N	nord
NI 43-101	Strumento nazionale 43-101 per gli standard di comunicazione per progetti minerali all'interno del Canada.
NPV	Valore Attuale Netto
NSR	Ritorno Netto della Fonderia
OK	kriging ordinario
oz	oncia troy, 31.1034768 g
ppb	parti per miliardo
ppm	parti per milione
pXRF	fluorescenza a raggi x portatile
QAQC	Assicurazione di qualità/Controllo di qualità
QP	Persona Qualificata
RAP	Piano d'azione per reinsediamento
RC	circolazione inversa (foro di perforazione)
RC-DD	circolazione inversa con punta diamantata (foro di perforazione)
RCP	Piano di ripristino e chiusura
ROM	Produzione grezza
RQD	Designazione della qualità della roccia
S	Sud
SCR	Percentuale di recupero della carota
SE	Sud Est
SG	Gravità specifica
SQL	Structured Query Language (Database)
t/m ³	tonnellate per metro cubo
t/a	tonnellate all'anno
t/h	tonnellate all'ora

TR	trincea
UTM	Proiezione Trasversa di Mercatore
W	Ovest
WGS1984	Sistema Geodetico Mondiale 1984
XRD	diffrazione a raggi x
XRF	fluorescenza a raggi