

## L'Associazione Mineraria Sarda, EIT Raw Materials e l'Ordine degli Ingegneri della Provincia di Cagliari organizzano il 5° Simposio Attività minerarie nel bacino del Mediterraneo

*Mining activities, critical raw materials: issues and challenges for sustainable development*

29 - 30 giugno 2018, Aula Magna Istituto Minerario Asproni – Fermi, VIA ROMA, 45 - 09016 - Iglesias, Italia



### Recupero di materie prime e economia circolare



### Esplorazione e attività minerarie



### Caratterizzazione e recupero ambientale

L'Associazione Mineraria Sarda, EIT Raw Materials e l'Ordine degli Ingegneri della Provincia di Cagliari organizzano il quinto Simposio sull'attività mineraria nel bacino del Mediterraneo. Il simposio si propone di coinvolgere tutti quei soggetti che hanno interessi o che operano nel campo delle risorse minerarie in ambito Mediterraneo. Il simposio è aperto a tutti i contributi e comprende volutamente una vasta gamma di argomenti: dagli aspetti legali, all'attività mineraria, dall'esplorazione alla produzione, dalla riabilitazione ambientale fino agli aspetti commerciali, legali e storici dell'attività estrattiva.

Il Simposio è articolato in tre sessioni tematiche:

- SESSIONE CONGIUNTA EIT – AMS (*lingua Inglese*): dedicata alla presentazione di progetti e programmi di ricerca orientati al riutilizzo di materie prime-seconde;
- SESSIONE AMS - RM: *Recupero patrimonio minerario*. Sessione dedicata alla presentazione di esempi di recupero e riutilizzo di siti minerari e tecnologie innovative nel campo delle materie prime;
- SESSIONE AMS: *Giacimenti Minerari, attività mineraria e ambiente*: sessione dedicata a interventi su temi geologici, esplorazione e valutazione dei giacimenti metallici e minerali industriali, metallurgia e processi di trattamento;

Tra i partecipanti che hanno garantito la loro adesione: Alta Zinc Itd, Università di Milano, ECOMIN, Università di Cagliari, SVIMISA, Università di Napoli, Flyability, Carbosulcis, Università di Torino, Università di Sassari.

**ASSOCIAZIONE MINERARIA SARDA**  
Fondata nel 1896

Via Roma 39 09016 Iglesias, Italia  
Tel /fax: +39 0781 22387 Cell: +39 348 9014006  
Email: [segreteria@associazioneminerasarda.it](mailto:segreteria@associazioneminerasarda.it)  
[www.associazioneminerasarda.it](http://www.associazioneminerasarda.it)

**Comitato Scientifico AMS** **Comitato Scientifico EIT**

Stefano NAITZA  
Giampaolo ORRU'  
Fabio GRANITZIO  
Marco ORUNESU  
Antonio ZUCCA  
Sandro TOCCO

Pier Luigi FRANCESCHINI  
Paolo DAMBRUOSO  
Davide PEDDIS  
Floriana LA MARCA

**Segreteria Organizzativa**  
Giampaolo ATZEI  
Erminio COCCO  
Giorgio MADEDDU  
Massimiliano MANIS

Crediti Formativi Professionali :

Ai sensi del Regolamento per la formazione continua, agli Ingegneri che parteciperanno al convegno saranno riconosciuti 3 CFP per la giornata del 29 e 3 CFP per la giornata del 30

**QUOTA PARTECIPANTI € 40,00**

(include atti, coffee break, colazione di lavoro)

QUOTE PER SPONSORS A PARTIRE DA € 300,00



# Attività minerarie nel bacino del Mediterraneo

*Mining activities, critical raw materials: issues and challenges for sustainable development*

Ente	Relatori	Argomenti	Ente	Relatore	Argomenti			
SESSIONE CONGIUNTA EIT - AMS, Venerdì 29, ore 9.30 ÷ 15.20 (lingua Inglese)								
AMS	F. Granitzio	Introduction of Associazione Mineraria Sarda	ECOMIN	P. Bozano	Pre-concentration and gangue rejection for improving environmental footprint by using the TRIFLO®			
CESA	F. Mola	Presentation of CESA – Centro di Eccellenza per la Sostenibilità Ambientale	SJM Tech	J. Ferino, E. Mannini, M. Mallus	3D immersive exploration tools for the mining industry			
EIT RM	P. L. Franceschini	Introduction of the EIT RM – status and perspectives	UNICA/CESA	G. B. De Giudici	From biomimicry to biomimicry: opportunities to combine remediation and exploitation			
EIT RM	M. Gasparon	The mining and exploration portfolio of the EIT RM	UNITO	P. Rossetti	Metallogenetic features of the siderite and co-ni-fe arsenides hydrothermal system from Usseglio			
ZAG	P. Vrhovnik	Metals and Critical Raw Materials in environment – opportunity for remediation and extraction - RIS-RECOVER	UNIMI/UNICA	M. Moroni, S. Naitza	Il campo filoniano a Ni-Co del distretto Arburese (Sardegna SW): caratterizzazione geo-giacimentiologica e mineralogico-geochimica di una risorsa di interesse strategico			
CNR	S. Siano	Portable instant mineral analysis system - PIMAS	UNINA	N. Mondillo	Critical elements in supergene ore deposits: examples from bauxites, ni-laterites and nonsulfide Zn ores			
GTK	S. Lauri	Management Tool for Continuous Mine Closure – CLOSUREMATIC	Alta Zinc/Flyability	F. Granitzio, C. Robinson	The gorno Zn-Pb deposit - project update and application of innovative technologies to the exploration of inaccessible mine tunnels			
ECOTEC	M. Ragona	Red Mud full recovery: la "Fabbrica dei Metalli"	Libero Professionista	C. Chiappino	Valutazioni tecniche ed economiche relative alla riapertura di una miniera di "materie prime essenziali UE": il caso di Silius			
Accademia Nazionale delle Scienze	G. B. Appendino	KEYNOTE LECTURE - Petrified life: fossil molecules in rocks	UNISS	S. Cuccuru	Il Giallo San Giacomo: un granito alterato come lapideo ornamentale			
MISE, DGS-UNMIG	S. Grandi	Mining in Italy – initiatives launched by the Ministry for Economic Development in Italy	UNITO	G. A. Dino, N. Mehta, P. Rossetti, D. A. DeLuca, F. Ajmone-Marsan	Applied protocol for extractive waste sustainable exploitation: the Campello Monti case study			
HeadMining AB	K. Tano	FRESH THINKING – The mine of the future needs innovation	SESSIONE POSTER, da Venerdì 29 a Sabato 30, Aula Tematica					
SGU	P. Westrin	Gaining public awareness and building social license to operate by presenting facts on exploration and mining – MineFacts	UNIBO	S. Kasmaee; F. Tinti; R. Bruno	Evaluation of iron and Phosphate Grades in Stockpiles using geostatistical methods			
SESSIONE AMS - RM: Attività Mineraria e recupero materie prime, Venerdì 29, ore 16.00 ÷ 18:00								
Carbosulcis	A. Martini	La riconversione mineraria e l'economia circolare: nuovo paradigma di sviluppo industriale	UNITO, IGG CNR	C. Bertok, L. Barale, A. d'Atri, L. Martire, P. Rossetti, A. Ceretto Castiglione, M. Giorno, G. Stasi	Depositi MVT del Distretto Minerario di Gorno (Alpi Orobie): nuovi studi stratigrafici e giacentiologici			
UNICA/CESA	P. Manca, G. Massacci, C. Mercante, G. Orrù	Recupero di specie utili dai residui minero-metallurgici: potenzialità e problematiche della situazione in Sardegna	ICCOM CNR, DSCTM CNR	F. Barzaghi, F. Mani, M. Peruzzini	Combined process of CO2 capture and red mud neutralization			
UNITS, Ecocentro Sardegna	P. Bevilacqua, E. Esposito	I residui dello spazzamento delle strade: rifiuti o risorse?	UNICA, IGAG CNR	G. Marras, A. Bortolussi, O. Masala, R. Peretti, G. Siotto, M. Surra, N. Careddu	Marble waste reduction strategy using carbonate microfine sawdust			
UNICA	B. Grossi, V. Dentoni, M. Cigagna, C. Levanti	Stima dell'erosione eolica delle superfici dei bacini di decantazione	UNICA	C. Buttau, A. Funedda, S. Pasci	3D Modelling of complex interference zone in the Variscan foreland of SW Sardinia (Monteponi mine)			
Clariant	G. Southwood	Using mineral based technology to boost liquid-solid separation in mine process, surface water and tailings applications	IMAA CNR, LCS EMSICAEN, ISM CNR, IMMM UMR CNRS	Belviso, A. Kharchenko, E. Agostinelli, F. Cavalcante, D. Peddis, G. Varvaro, N. Yaacoub, S. Mintova	Red mud as aluminium source for zeolite synthesis			
ENEA, INSTM, IS-CNR, ICCOM-CNR	F. Varsano, M. Bellusci, F. Padella, A. La Barbera, M. Albino, M. Petrecca, D. Peddis, C. Sangregorio	NiCo alloys as catalyst for magnetically induced dry reforming of methane						
UNINA, ALTA ZINC	N. Mondillo, M. Boni, F. Lupone, F. Granitzio, M. De Angelis	Oxidized Zn-Pb mineralization in the Gorno Zn prospect (Bergamo, Italy): new data on the Oltre il Colle-Pian Branca exploration area						
Alta Zinc	F. Granitzio	Tulu Kapi: storia di una miniera d'oro 'Italiana' in Etiopia						

# V SIMPOSIO

## "ATTIVITA' MINERARIE NEL BACINO DEL MEDITERRANEO"

29 – 30 Giugno 2018

Aula Magna Istituto Minerario

Via Roma n. 45

IGLESIAS

**Editore: Associazione Mineraria Sarda**, Via Roma 39, 09016 Iglesias CA Italy;

**Presidente : Enrico Contini**

**ISBN: 9788897214021**

Phone – Fax: +39 0781 22387; Mobile: +39 348 9014006;  
E-mail: [segreteria@associazioneminerariasarda.it](mailto:segreteria@associazioneminerariasarda.it)

### Comitato Scientifico AMS

Dott. Geol. Stefano NAITZA

Dott. Ing. Giampaolo ORRU'

Dott. Geol. Fabio GRANITZIO

Dott. Ing. Marco ORUNESU

Dott. Ing. Antonio ZUCCA

Prof. Geol. Sandro TOCCO

### Comitato Scientifico EIT/CNR

Dott. Pier Luigi Franceschini

Dott. Paolo Dambruoso

Dott. Davide Peddis

Dott.ssa Floriana La Marca

### Segreteria Organizzativa

Dott. Giampaolo ATZEI

Sig. Erminio COCCO

Dott. Giorgio MADEDDU

Dott. Ing. Massimiliano MANIS

## INDICE

RED MUD FULL RECOVERY: LA "FABBRICA DEI METALLI" .....	4
LA RICONVERSIONE MINERARIA E L'ECONOMIA CIRCOLARE: NUOVO PARADIGMA DI SVILUPPO INDUSTRIALE .....	9
RECUPERO DI SPECIE UTILI DAI RESIDUI MINERO-METALLURGICI: POTENZIALITA' E PROBLEMATICA DELLA SITUAZIONE IN SARDEGNA .....	23
I RESIDUI DALLO SPAZZAMENTO DELLE STRADE: RIFIUTI O RISORSE? .....	34
STIMA DELL'EROSIONE EOLICA DELLE SUPERFICI DEI BACINI DI DECANTAZIONE ..	41
USING MINERAL BASED TECHNOLOGY TO BOOST LIQUID-SOLID SEPARATION IN MINE PROCESS, SURFACE WATER AND TAILINGS APPLICATIONS .....	55
PRE-CONCENTRATION AND GANGUE REJECTION FOR IMPROVING ENVIRONMENTAL FOOTPRINT BY USING THE TRIFLO® .....	65
3D IMMERSIVE EXPLORATION TOOL FOR THE MINING INDUSTRY .....	78
FROM BIOMINERALOGY TO BIOMINERALURGY: OPPORTUNITIES TO COMBINE REMEDIATION AND EXPLOITATION .....	87
METALLOGENIC FEATURES OF THE SIDERITE AND CO-NI-FE ARSENIDES HYDROTHERMAL SYSTEM FROM USSEGLIO .....	88
IL CAMPO FILONIANO A NI-CO DEL DISTRETTO ARBURESE (SARDEGNA SW): CARATTERIZZAZIONE GEO-GIACIMENTOLOGICA E MINERALOGICO-GEOCHIMICA DI UNA RISORSA DI INTERESSE STRATEGICO .....	101
CRITICAL ELEMENTS IN SUPERGENE ORE DEPOSITS: EXAMPLES FROM BAUXITES, Ni-LATERITES AND NONSULFIDE Zn ORES .....	104
THE GORNO ZN-PB DEPOSIT - PROJECT UPDATE AND APPLICATION OF INNOVATIVE TECHNOLOGIES TO THE EXPLORATION OF INACCESSIBLE MINE TUNNELS .....	115
VALUTAZIONI TECNICHE ED ECONOMICHE RELATIVE ALLA RIAPERTURA DI UNA MINIERA DI "MATERIE PRIME ESSENZIALI UE:" IL CASO DI SILIUS .....	128
IL GIALLO SAN GIACOMO: UN GRANITO ALTERATO COME LAPIDEO ORNAMENTALE .....	140
APPLIED PROTOCOL FOR EXTRACTIVE WASTE SUSTAINABLE EXPLOITATION: THE CAMPELLO MONTI CASE STUDY .....	148

EVALUATION OF IRON AND PHOSPHATE GRADES IN STOCKPILES USING GEOSTATISTICAL METHODS.....	160
DEPOSITI MVT DEL DISTRETTO MINERARIO DI GORNO (ALPI OROBIE): NUOVI STUDI STRATIGRAFICI E GIACIMENTOLOGICI.....	161
COMBINED PROCESS OF CO <sub>2</sub> CAPTURE AND RED MUD NEUTRALIZATION .....	163
MARBLE WASTE REDUCTION STRATEGY USING CARBONATE MICROFINE SAWDUST .....	164
3D MODELLING OF COMPLEX INTERFERENCE ZONE IN THE VARISCAN FORELAND OF SW SARDINIA (MONTEPONI MINE) .....	172
RED MUD AS ALUMINIUM SOURCE FOR ZEOLITE SYNTHESIS .....	181
NICO ALLOYS AS CATALYST FOR MAGNETICALLY INDUCED DRY REFORMING OF METHANE .....	182
OXIDIZED ZN-PB MINERALIZATION IN THE GORNO ZN PROSPECT (BERGAMO, ITALY): NEW DATA ON THE OLTRE IL COLLE-PIAN BRACCA EXPLORATION AREA..	183
TULU KAPI: STORIA DI UNA MINIERA D'ORO 'ITALIANA' IN ETIOPIA.....	185

## RED MUD FULL RECOVERY: LA “FABBRICA DEI METALLI”

Ragona M.<sup>(1)</sup>, Pisu M.<sup>(2)</sup>,

<sup>(1)</sup>Dr. Chimico, Centro Ricerche Ecotec - Sesta Strada Ovest ZI Macchiareddu, Uta (CA).

<sup>(2)</sup>Ingegnere Chimico, Centro Ricerche Ecotec - Sesta Strada Ovest ZI Macchiareddu, Uta (CA).

### Abstract

Over the last six years, Ecotec Group has studied a new process, dedicated to reprocess red mud, a residue generated during the industrial production of alumina from bauxite via Bayer process. Red mud, or Bauxite Residue, is a waste with heavy environmental impact, currently disposed in landfill. Although it is a waste, in red mud composition, there are significant contents of iron, aluminum, rare metals and rare earth elements (gallium and scandium, for instance), nowadays lost. Ecotec Group, through studies at its Research Center in Uta (CA), has identified several treatment options, patent protected. Today Ecotec is ready to apply its own technology in an industrial facility, called “Fabbrica dei Metalli”. The whole process complies with European Commission's Circular Economy strategy. The concept of the facility will be presented in a concise way.

**Parole chiave:** fanghi rossi, bauxite, terre rare.

### 1 Introduzione

L'industria metallurgica non ferrosa produce ingenti quantitativi di scarti, che contengono al loro interno concentrazioni significative di metalli valorizzabili e che tuttavia, in assenza di adeguate tecnologie di recupero, attualmente entrano nel ciclo dei rifiuti e vengono inviati a smaltimento in discarica, occupando in maniera poco razionale degli spazi ormai in via di esaurimento. In particolare, la filiera di produzione dell'alluminio metallico a partire dal minerale comporta la produzione preliminare di allumina. Questa, secondo il processo oggi più largamente applicato a livello mondiale, viene ottenuta partendo dalla bauxite, mediante il processo Bayer. Esistono bauxiti con differente contenuto di allumina e composizione delle fasi minori in base al giacimento di provenienza. Semplificando al massimo le informazioni, la bauxite è un minerale che ha, come componenti principali, circa il 45 % - 55 % di allumina ( $\text{Al}_2\text{O}_3$ ), assieme a biossido di titanio, silice, ossidi di ferro. Il processo Bayer agisce mediante la digestione basica della bauxite, utilizzando una soluzione di idrossido di sodio, pressione e temperatura, e porta in soluzione l'allumina presente nel minerale, trasformandola in alluminato di sodio. Nelle condizioni di reazione, i composti di titanio, silicio, ferro e componenti minori non vengono solubilizzati e rimangono nel residuo insolubile, denominato “bauxite residue” o “red mud” ossia “fanghi rossi”, per il colore caratteristico; questo solido fangoso viene separato dalla soluzione e viene gestito come un rifiuto. Indicativamente, per produrre 1 tonnellata di allumina, occorrono circa 2 tonnellate di bauxite, e viene prodotta circa 1 tonnellata di fanghi rossi. Il quantitativo di fanghi rossi prodotti, riferito alla tonnellata di allumina prodotta, può tuttavia aumentare in maniera significativa, in base alla tipologia di bauxite utilizzata. Un impianto che produca 1 milione di tonnellate/anno di allumina, produrrà almeno 1 milione di tonnellate/anno di fanghi rossi, da inviare in discarica. L'impatto sull'ambiente e sul territorio sono quindi molto pesanti. Con l'evolversi dell'attenzione all'ambiente, da tempo si stanno cercando soluzioni alternative, per la gestione sostenibile dei fanghi rossi prodotti dal processo Bayer e l'impegno è diffuso a livello mondiale. Tra le numerose possibilità individuate, Ecotec ha indirizzato i suoi studi sulla possibilità di estrarre dai fanghi rossi dei composti valorizzabili e, dopo anni di ricerche, ha individuato un procedimento articolato che, partendo dai fanghi rossi, permette di avere la pressoché totale eliminazione di residui da inviare a discarica. Gli elementi di interesse presenti nei fanghi rossi sono estratti in una forma chimica adatta ad immetterli nuovamente sui mercati di riferimento. Il procedimento individuato è quindi in pieno accordo con le linee di

indirizzo riguardanti l'Economia circolare, promosse dalla Commissione Europea. Il processo ha raggiunto lo stadio di sviluppo che consente il trasferimento industriale, quindi Ecotec ha intrapreso i passi che porteranno alla realizzazione del primo impianto su scala industriale che applicherà la tecnologia messa a punto: questo impianto è stato battezzato "Fabbrica dei Metalli".

## 2 Descrizione del processo

Ecotec, a conclusione di uno studio sperimentale pluriennale, coordinato dalla struttura del Centro Ricerche Ecotec di Uta (CA), che ha portato alla messa a punto di nuovi procedimenti protetti da brevetti specifici, ha deciso di trasferire su scala industriale quanto prodotto dalla ricerca, ed ha ideato la "Fabbrica dei Metalli", che rappresenterà i primo esempio di trasferimento industriale della tecnologia messa a punto.

La futura "Fabbrica dei Metalli" sarà costituita da un impianto in grado di trattare 100 mila tonnellate/anno di fanghi rossi. Il design degli impianti tiene già da adesso conto di eventuali futuri ampliamenti per far fronte ad un aumento della capacità di trattamento.

In particolare, il processo che verrà impiegato nella "Fabbrica dei Metalli" applica una combinazione di processi di tipo pirometallurgico, idrometallurgico ed estrazioni con solvente, per estrarre separatamente, in forma chimica valorizzabile, gli elementi presenti nei fanghi rossi. La composizione specifica di un fango rosso varia, in base al tipo di bauxite trattata con il processo Bayer. Tuttavia, i componenti principali comunemente presenti sono (anche in questo caso semplificando al massimo) ossidi di alluminio (non solubilizzato a causa delle rese di estrazione del processo Bayer), ossidi di ferro, di titanio, di silicio, di sodio e di calcio. Sono inoltre presenti, in concentrazioni minori e incorporati nelle fasi mineralogiche che compongono la bauxite, elementi rari e terre rare.

Nella successiva Tabella 1 è indicata la concentrazione degli elementi principali in un fango rosso utilizzato per lo sviluppo del processo.

**Tabella 1 - analisi degli elementi principali (espressi come ossidi) presenti in un fango rosso utilizzato per lo studio**

Parametro	Unita di misura	Valori	Note
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	%	16-18	
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	%	51-57	
TiO <sub>2</sub>	%	3-5	
SiO <sub>2</sub>	%	8-12	
Na <sub>2</sub> O	%	4-6	
CaO	%	0,03-2,30	
MgO	%	0,13-0,18	
MnO	%	0,157-0,250	
LOI at 1000°C	%	11-13	-

Nella successiva Tabella 2 sono indicate le concentrazioni degli elementi minori presenti nel campione di fanghi rossi impiegato per lo studio.

**Tabella 2 - analisi degli elementi minori presenti in un fango rosso utilizzato per lo studio**

<b>Parametro</b>	<b>Unita di misura</b>	<b>Valori</b>	<b>Note</b>
Sc	mg/kg	69,97	
V	mg/kg	746,35	
Cr	mg/kg	846,38	
Co	mg/kg	22,14	
Ni	mg/kg	45,91	
Cu	mg/kg	103,86	
Zn	mg/kg	86,57	
Ga	mg/kg	93,17	
Rb	mg/kg	5,99	
Sr	mg/kg	47,66	
Y	mg/kg	9,94	
Zr	mg/kg	234,13	
Nb	mg/kg	40,07	
Cs	mg/kg	0,25	
Ba	mg/kg	90,77	
Hf	mg/kg	8,28	
La	mg/kg	42,06	
Ce	mg/kg	95,96	
Pr	mg/kg	7,16	
Nd	mg/kg	18,65	
Sm	mg/kg	3,36	
Eu	mg/kg	0,83	
Gd	mg/kg	3,48	
Tb	mg/kg	0,33	
Dy	mg/kg	2,10	
Ho	mg/kg	0,29	
Er	mg/kg	0,82	
Tm	mg/kg	0,13	
Yb	mg/kg	0,99	
Lu	mg/kg	0,14	

Le analisi dei dati riportati in Tabella 1 ed in Tabella 2 indicano che il fango rosso ha ancora un contenuto importante di alluminio. Per effetto dell'allontanamento dell'allumina dalla bauxite, durante il processo Bayer, inoltre, gli elementi rimasti nei fanghi rossi si sono concentrati, di conseguenza, si riscontra una importante contenuto di ferro, silicio e titanio. In aggiunta, sono presenti alcuni metalli rari, come lo scandio, e terre rare, in concentrazioni significative. Molti di questi elementi, oltre ad avere un potenziale valore economico importante, sono compresi nella lista delle materie prime critiche per l'Unione Europea.

Sono note numerose possibilità di riutilizzo dei fanghi rossi, opportunamente trattati. Alcune possibili applicazioni riguardano il loro impiego come adsorbenti per la rimozione di inquinanti, come materiali da costruzione, come agenti coagulanti, come catalizzatori, come agenti per neutralizzare i rifiuti acidi o per processi di stabilizzazione di rifiuti. Tutte queste ricerche hanno generato una grande quantità di brevetti ma nessuna soluzione in grado di assorbire completamente gli enormi quantitativi di fanghi rossi prodotti e quindi proporsi come una reale alternativa alla discarica.

In aggiunta a questo, altri processi proposti, finalizzati a valorizzare gli elementi residui presenti nei fanghi rossi, hanno comunque una importante produzione di rifiuti, in quanto sono tendenzialmente finalizzati ad estrarre qualcuno degli elementi principali, lasciando il resto come scarto. Questo tipo di approccio è definito “metallo-centrico”.

Il processo studiato da Ecotec nasce con un approccio diverso, definito “prodotto-centrico”; in pratica, l’intero processo è da subito ideato con l’obiettivo di andare ad estrarre tutti gli elementi presenti, in forme chimiche opportune, integrando tra loro processi e tecnologie differenti. Il flusso uscente da una sezione di processo diventa l’alimentazione per quello successivo. In ognuno dei passaggi, si estrae uno o più elementi, andando ad arricchire il residuo con i restanti elementi non estratti.

Nei successivi paragrafi sarà sinteticamente descritto il processo nel suo complesso.

## **2.1 Pretrattamenti termici e carboriduzione in reattore ad alta temperatura**

Il fango rosso viene pretrattato termicamente (essiccazione e calcinazione), ed il prodotto risultante viene miscelato con additivi in grado di modificare in maniera opportuna l’indice di basicità e la carica riducente. Il materiale così preparato viene trattato in un reattore ad alta temperatura, in cui avvengono i processi di carboriduzione. Il processo è stato testato positivamente sia con un reattore a plasma termico che con un reattore a forno rotativo. Per la realizzazione della “Fabbrica dei Metalli” si è scelto di utilizzare un forno rotativo che consente, in questa applicazione particolare, una portata oraria di materiale in ingresso maggiore a parità di investimento e di prodotti finali.

I prodotti di questa sezione sono:

- a) ferro metallico, di qualità minima analoga ad una ghisa (melt);
- b) arricchito (slag) contenente, in forma di ossidi, tutti gli altri elementi inizialmente presenti nel fango rosso.

Il metallo prodotto in a) ha un contenuto di ferro metallico intorno al 97%. Questo prodotto ha le caratteristiche idonee alla vendita sul mercato di riferimento.

Il prodotto in b) diventa la materia prima per i successivi trattamenti, basati su procedimenti idrometallurgici.

## **2.2 Trattamenti di estrazione per via idrometallurgica/solventi**

Lo slag proveniente dalla sezione precedente viene pretrattato e sottoposto a estrazioni e separazioni selettive, per via idrometallurgica ed estrazione con solventi.

L’articolazione di questa fase del procedimento, le modalità e le condizioni di reazione fanno parte di quella proprietà intellettuale aziendale che, al momento, non è possibile divulgare.

Da questa fase, comunque, si producono allumina, destinata alla vendita e silicati e carbonati, che possono essere riutilizzati in testa ai processi.

In aggiunta, al termine di questa fase, sono prodotti biossido di titanio, ulteriori silicati, ossido di scandio ed altri elementi rari e terre rare rivendibili sui mercati di riferimento.

Con l’approccio “prodotto-centrico”, si ottengono quindi numerosi effetti virtuosi:

- il processo non genera rifiuti;
- non si ha perdita di componenti valorizzabili;
- i costi operativi per l’estrazione di elementi minori sono in parte supportati da quelli a carico degli elementi principali;

Come detto, la futura “Fabbrica dei Metalli” sarà costituita da un impianto in grado di trattare 100 mila tonnellate/anno di fanghi rossi. La potenzialità di trattamento potrà, in futuro, essere ampliata, qualora fosse necessario, in quanto la progettazione tiene conto già da adesso conto di un eventuale futuro aumento della capacità di trattamento.

Dal trattamento dei fanghi rossi, con il procedimento proposto, si estraggono:

- ferro, in forma di pig iron;
- alluminio, in forma di alluminato sodico o allumina, da rilanciare in testa al processo Bayer;
- silicato di calcio;
- biossido di titanio;
- componenti minori ,quali scandio e terre rare.

Da una fango rosso di composizione analoga a quella indicata in Tabella 1 e Tabella 2 si possono produrre circa 12 mila t/a di pig iron, circa 11 mila t/a di allumina, circa 5,5 t/a di ossido di scandio, circa 1800 t/a di biossido di titanio, oltre ad altri componenti minori valorizzabili. Considerando il valore complessivo di questi prodotti, l'entità dell'investimento, l'incidenza dei costi fissi e variabili per la conduzione degli impianti, si ha un tempo di rientro dell'investimento stimabile in circa 8 anni.

### **3 Conclusioni**

La “Fabbrica dei Metalli” sarà la prima realizzazione pratica dei risultati ottenuti con una ricerca pluriennale. La gestione prodotto-centrica del processo che sarà realizzato consentirà di ottenere numerosi effetti virtuosi, infatti:

- il processo non genera rifiuti;
- non si ha perdita di componenti valorizzabili;
- i costi operativi per l'estrazione di elementi minori sono in parte supportati da quelli a carico degli elementi principali;

Dal trattamento dei fanghi rossi, con il procedimento proposto, si estraggono:

- ferro, in forma di pig iron;
- alluminio, in forma di alluminato sodico o allumina, da rilanciare in testa al processo Bayer;
- silicato di calcio;
- biossido di titanio;
- componenti minori ad alto valore contenenti scandio e terre rare.

Il processo che verrà applicato nella “Fabbrica dei Metalli” è sostenibile dal punto di vista economico ed ambientale e consente, di fatto, di eliminare l'invio dei fanghi rossi in discarica e, contemporaneamente, di recuperare composti valorizzabili che attualmente vanno persi. Nel pieno rispetto delle linee di indirizzo dell'Economia circolare, il fango rosso diventa la materia prima per un nuovo ciclo produttivo. Le tecnologie utilizzate sono consolidate e diffuse, ed i consumi energetici sono compatibili con la sostenibilità economica del processo.

La potenzialità della “Fabbrica dei Metalli” potrà essere ampliata, se necessario, grazie ad una progettazione che prevede già in origine questa possibilità.

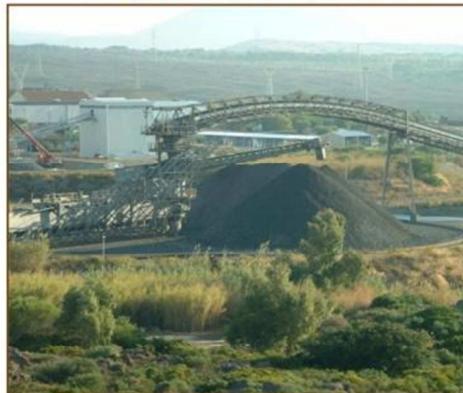
## LA RICONVERSIONE MINERARIA E L'ECONOMIA CIRCOLARE: NUOVO PARADIGMA DI SVILUPPO INDUSTRIALE



REGIONE AUTONOMA  
DELLA SARDEGNA

### Mining Reconversion and Circular Economy: a new paradigm of industrial development

Carbosulcis' case study  
Ing. Antonio Martini



Mining Activities in the Mediterranean Region  
Iglesias, 29<sup>th</sup> June 2018

Mining Activities in the Mediterranean Region - Iglesias 29<sup>th</sup> June 2018

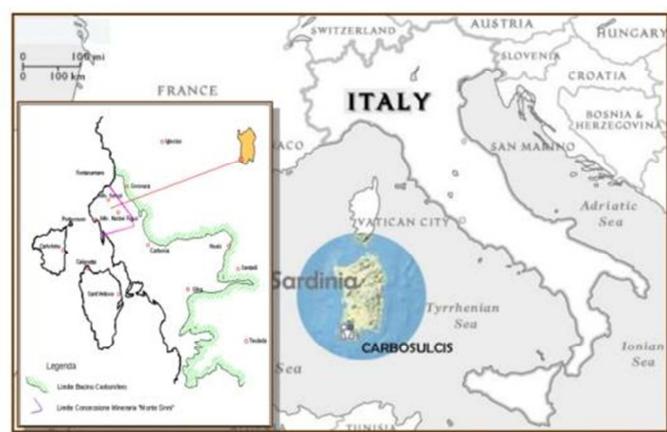


REGIONE AUTONOMA  
DELLA SARDEGNA

### The Italian Coal Mining Company

Carbosulcis S.p.A. is a coal mining company managed by the Sardinian Autonomous Government since 1996.

- ✓ The Company holds the "Monte Sinni" coal mining Concession
- ✓ It is the only coal mine in Italy
- ✓ Coal exploitation will end in December 2018
- ✓ The Sulcis Eocene coal basin, worth of about 1 billion tons of sub-bituminous coal reserves, placed over a 400 km<sup>2</sup> area both in-shore and off-shore.



Mining Activities in the Mediterranean Region - Iglesias 29<sup>th</sup> June 2018





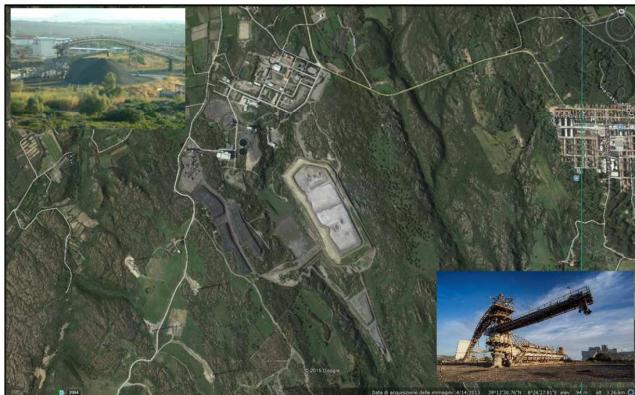
**CARBOSULCIS**

Socio Unico

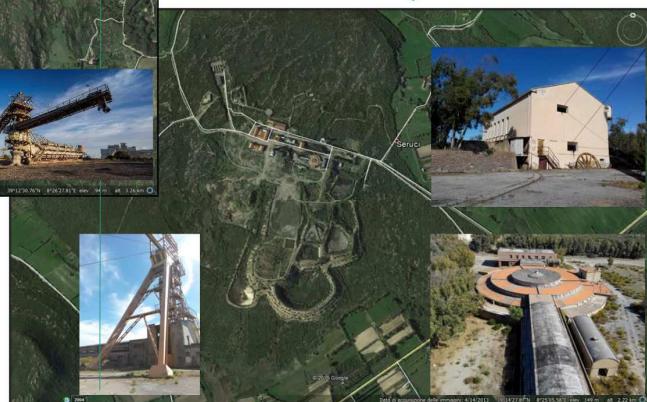


REGIONE AUTONOMA  
DELLA SARDEGNA

## Surface Sites



Nuraxi Figus is the current company site, were most of the new activities will take place



Seruci is the historical mine site since the '50s of 20<sup>th</sup> century.

A second youth with the ARIA project

Mining Activities in the Mediterranean Region - Iglesias 29<sup>th</sup> June 2018



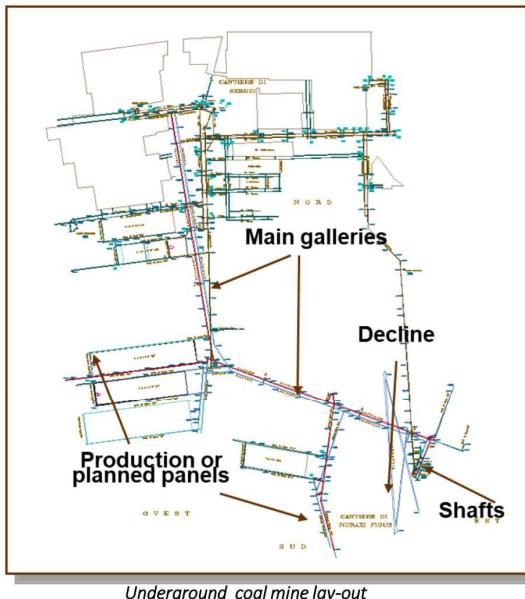
**CARBOSULCIS**

Socio Unico



REGIONE AUTONOMA  
DELLA SARDEGNA

## The Underground Coal Mine



- ✓ The production facilities are settled on a 60 Ha surface site.
- ✓ The amount of underground coal reserves in the mine concession is over 60 M tons.
- ✓ More than 30 km of galleries have been tunnelled underground (about 15 km are main galleries).
- ✓ Mine depth is between 350 and 500 m under ground (400 m below the sea level).
- ✓ The connection between surface and underground takes place by four shafts and a 3 km long decline.
- ✓ Period of activity: 1997 - 2012 (not continuous, connected to Enel purchase).
- ✓ Production: 5 million tonnes of raw material.

Mining Activities in the Mediterranean Region - Iglesias 29<sup>th</sup> June 2018





**CARBOSULCIS**

Socio Unico



REGIONE AUTONOMA  
DELLA SARDEGNA

## The Closure Plan & Industrial Plan

Production will end by the 31<sup>st</sup> December 2018 due to the approval of a *Closure Plan* issued according to the European regulation 787/2010.

Currently Carbosulcis workforce is less than 200 units and the Company is investing in high level training of the personnel addressed to the new activities support.

Since January 2015, a strong reduction of the workforce through a policy of financial support to early retirement has been undertaken.

In parallel with the closure plan Carbosulcis is totally reorganizing its activities through the reuse of its facilities and industrial plants in a key of a *Circular Economy*.

Mining Activities in the Mediterranean Region - Iglesias 29<sup>th</sup> June 2018



**CARBOSULCIS**

Socio Unico



REGIONE AUTONOMA  
DELLA SARDEGNA

## Possible options for mine reconversion



No action: Rehabilitation



Remediation: Internalization of negative externalities (for naturalistic uses)



Reuse of the site: Tourism

Reuse of the site: Industrial

Reuse of the site : Technologic and cultural



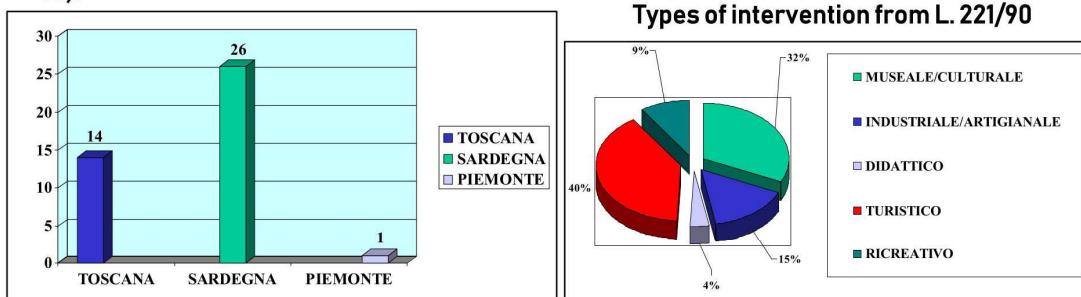
Reclamation and jobs for the area to make enjoyable to the visitors: Positive externalities based on B/C analisies

Mining Activities in the Mediterranean Region - Iglesias 29<sup>th</sup> June 2018



### Comparison with other Italian ex mines

For the reconversion of the areas ex mining the Office of the industry (by expectation of the law 221/90) has financed in the period 1996/99 in total 41 projects of environmental recovery of the mining compendium for 118 billion old Italian liras (around 60 million euro, currency '96):



From the year 2000 the subject has been delegated to the Regions that has activated further financies to be worth on the single regional PORs realizing around as many interventions on the mining compendium, some everything now in progress. Overall less than the 15% of the interventions concern an industrial/handicraft reuse.

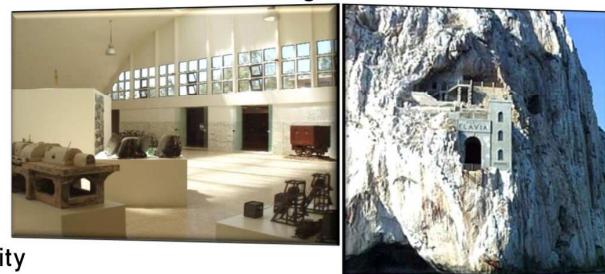
Mining Activities in the Mediterranean Region - Iglesias 29<sup>th</sup> June 2018



### The choise of tourism sector in Sardegna

#### Steps:

1. Releasing mining right
2. Availability of tourist market
3. Creation of utilities of the hospitality
4. Attraction visitors with offer it specifies and creation of evolved services



#### Time to market in more than 20 years:

- 1992/94 Implemented several studies of feasibility for reuse
- 1996/99 - Launched 26 projects of environmental recovery of mining compendium
- 2001 - founded the Park Geominerario
- 2012/14 - first tourist activities depart

Mining Activities in the Mediterranean Region - Iglesias 29<sup>th</sup> June 2018





Socio Unico

**CARBOSULCIS**

SPA



REGIONE AUTONOMA  
DELLA SARDEGNA

## Carbosulcis' Industrial Plan

### Instruments

- ✓ Closure Plan of coal mine
- ✓ High qualified workforce
- ✓ Coal mine surface and underground plants still working
- ✓ External collaboration (synergies with scientific institutes and local University)
- ✓ Cultural and material heritage of the coal mine.



### Model of reconversion

- ✓ Retraining human resources and exploitation competences mining specifications
- ✓ Reuse of the underground and surface ex mining infrastructures
- ✓ Exploitation of the technological assets and the know how.

Mining Activities in the Mediterranean Region - Iglesias 29<sup>th</sup> June 2018



Socio Unico

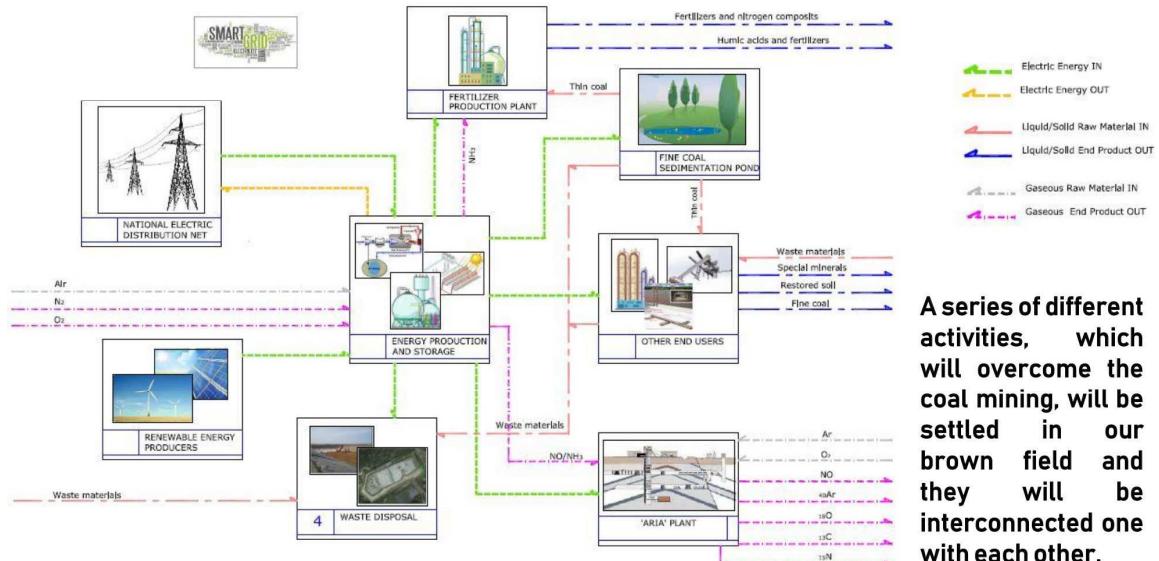
**CARBOSULCIS**

SPA



REGIONE AUTONOMA  
DELLA SARDEGNA

## CIRCULAR ECONOMY IN THE CARBOSULCIS COAL MINE



Mining Activities in the Mediterranean Region - Iglesias 29<sup>th</sup> June 2018





**CARBOSULCIS**

Socio Unico



REGIONE AUTONOMA  
DELLA SARDEGNA

## New waste disposal as a bridge for the future

### Resources and Assets:

- ✓ Environmental Integrated Authorization (*Autorizzazione Integrata Ambientale*) till 05/02/2025;
- ✓ Contract with ENEL (11/08/2016): about 7 M€ annual validity for the next two years;
- ✓ Extended areas and facilities.



### Application:

- ✓ Drenage of the sedimentaion pond;
- ✓ Recover of thin coal waste;
- ✓ Release of volumes for new disposal.



### Objective:

- ✓ New 2.5 million cubic meters waste disposal;
- ✓ Over 100.000 ton of thin coal recovery.

Mining Activities in the Mediterranean Region - Iglesias 29<sup>th</sup> June 2018



**CARBOSULCIS**

Socio Unico



REGIONE AUTONOMA  
DELLA SARDEGNA

## Recovery of the thin Coal for *Lisciviazione* Project

Drainage and recovery by physical/chemical separation of the coal from thin waste sediments in the deposit pond:

- ✓ remediation of the area conteining the mine wastes (surface about 5 Ha);
- ✓ treatment of stored matter (<120 micron) 300.000 ton, whose thin coal part is 120.000 ton;
- ✓ energy production by innovative and experimental technologies;
- ✓ feeding of the leaching plant.



Mining Activities in the Mediterranean Region - Iglesias 29<sup>th</sup> June 2018





**CARBOSULCIS** SPA



REGIONE AUTONOMA  
DELLA SARDEGNA

## Lisciviazione Project

**Coal Leaching:** Fertilizer production according to the European Patent n. PCT/IT2009/000290 entiteld "Process of Desulphurization of Low-Medium Rank Coal"

### Resources and Assets:

- ✓ Experimentation in the Pilot plant;
- ✓ Thermal Energy from the storage;



### Application:

- ✓ Up-grade and up-scale of the plant.
- ✓ Optimizaion of the production:
  - reliability of the process,
  - quality of the product.

Mining Activities in the Mediterranean Region - Iglesias 29<sup>th</sup> June 2018



**CARBOSULCIS** SPA



REGIONE AUTONOMA  
DELLA SARDEGNA

## Lisciviazione Project

### Objective:

- ✓ Partnership with market supplier;
- ✓ Fertilizer and environmental depollutor production;
- ✓ Processes for enhanced products (N,P);
- ✓ Utilization of the thin coal from waste pond.

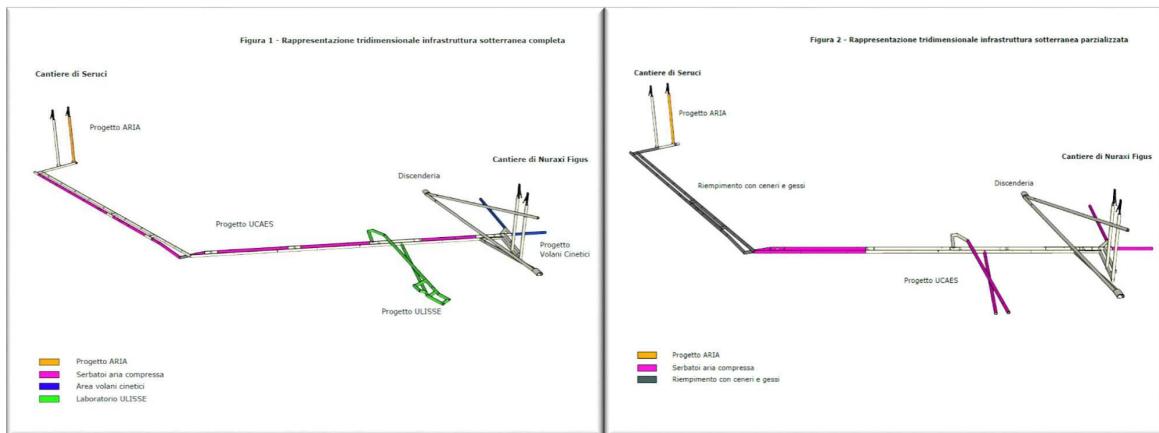


Mining Activities in the Mediterranean Region - Iglesias 29<sup>th</sup> June 2018





## Reuse of underground infrastructure

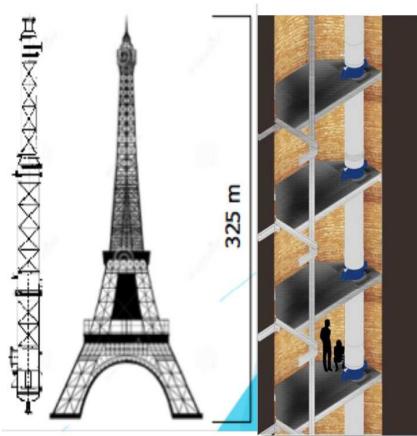


Mining Activities in the Mediterranean Region – Iglesias 29<sup>th</sup> June 2018



## ARIA Project

**ARIA Project (Agreement RAS – INFN 18.3.2016):** Cryogenic distillation column for stable isotopes production: ( $^{40}\text{Ar}$ ) to address the Dark Side project experimentation and ( $^{15}\text{N}$ ,  $^{13}\text{C}$ ,  $^{18}\text{O}$ ) for potential commercial purposes.



### Resources and Assets:

- ✓ Professional workforce (project, approvals, maintenance, ecc...);
- ✓ Surface and underground facilities of the mine
- ✓ 350 m deep shaft where placing the column.
- ✓ Nitrogen from Ammonia Plant;

Mining Activities in the Mediterranean Region – Iglesias 29<sup>th</sup> June 2018





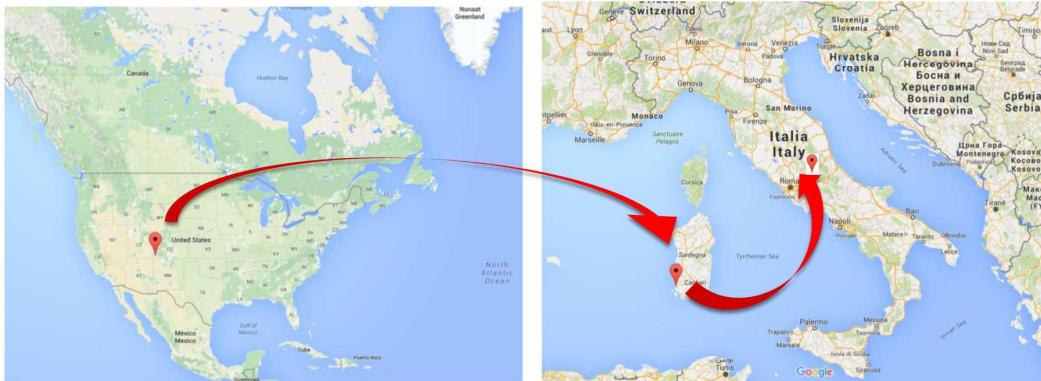
CARBOSULCIS SPA

Socio Unico



REGIONE AUTONOMA  
DELLA SARDEGNA

## ARI Project



### The Argon trip:

- ✓ From the U.S.A. CO<sub>2</sub> mine to Sardinia for purification
- ✓ In Carbosulcis coal mine for processing
- ✓ To Gran Sasso National Laboratories for Dark Side project experimentation

Mining Activities in the Mediterranean Region - Iglesias 29<sup>th</sup> June 2018



CARBOSULCIS SPA

Socio Unico



REGIONE AUTONOMA  
DELLA SARDEGNA

## ARI Project



Pilot plant at Nuraxi Figus site

### Application:

- ✓ 350 m deep – 3000 distillation stage column;
- ✓ Testing of the pilot plant (28 m high);
- ✓ Whole plant regime by 2020;

### Objective:

- ✓ First production of <sup>40</sup>Ar in early period of two years of activity with I.N.F.N,
- ✓ Further production of <sup>15</sup>N, <sup>13</sup>C, <sup>18</sup>O for commercial purposes with private partner.

Mining Activities in the Mediterranean Region - Iglesias 29<sup>th</sup> June 2018





**CARBOSULCIS** SPA

Socio Unico



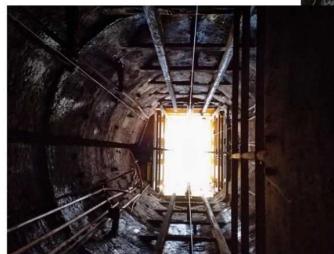
REGIONE AUTONOMA  
DELLA SARDEGNA

## ARIA Project

### Underground:

Up-grade of the underground facilities and new elements

- Shaft integrity;
- Support frameworks;
- 350 m column;
- Underground labs;
- New process layout.



### Surface:

Maintenance and revamping of the buildings and service plants

- Roof integrity;
- Winch functionality;
- New surface plants (water, waste management, compressed air, electricity, data communication, ecc...).

Mining Activities in the Mediterranean Region – Iglesias 29<sup>th</sup> June 2018



**CARBOSULCIS** SPA

Socio Unico



REGIONE AUTONOMA  
DELLA SARDEGNA

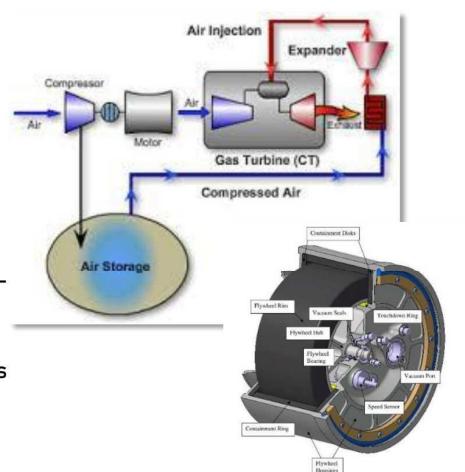
## Energy from Renewable Sources

### **Storage systems and Energy management:**

The mitigation actions of the Closure Plan, both in environmental and energy fields, promote the experimentation on storage system and energy management by smartgrids technologies, from renewable sources exploited in Joint venture with university of Cagliari.

### Resources and Assets:

- ✓ Underground galleries and facilities;
- ✓ Surface connection with the national energy net (150kV- 6kV);
- ✓ Energy over-production from external renewable plants (i.e. ENEL G.P.).



Mining Activities in the Mediterranean Region – Iglesias 29<sup>th</sup> June 2018





CARBOSULCIS SPA

Socio Unico

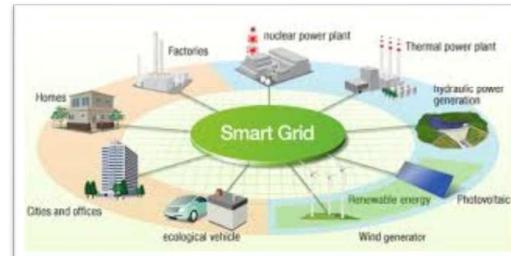


REGIONE AUTONOMA  
DELLA SARDEGNA

## Energy from Renewable Sources

### Application:

- ✓ Energy efficiency policy to adopt;
- ✓ Energy storage project:
  - Underground Compressed Air Energy Storage,
  - Ammonia production and storage,
  - Flywheel technologies.
- ✓ Smartgrid Technologies experimentation.



Mining Activities in the Mediterranean Region - Iglesias 29<sup>th</sup> June 2018



CARBOSULCIS SPA

Socio Unico



REGIONE AUTONOMA  
DELLA SARDEGNA

## Energy from Renewable Sources

### Objective:

- ✓ Electricity and thermal energy supply for internal and external users;
- ✓ Over 50 MWe storage potentiality;
- ✓ Territory energy hub.



Mining Activities in the Mediterranean Region - Iglesias 29<sup>th</sup> June 2018





## Underground Labs

**Ulisse Project:** Underground Laboratory committed to the research on the CCUS, proposed in joint venture with Sotacarbo S.p.A

### Resources and Assets:

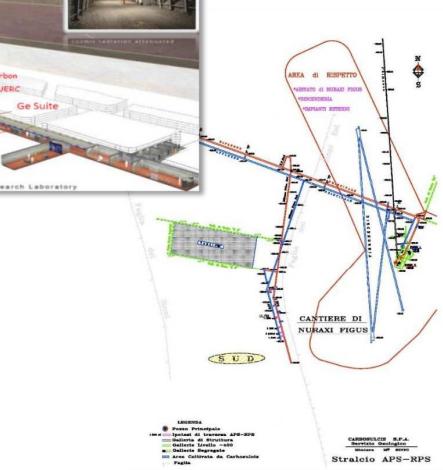
- ✓ About 2 km main galleries available in the south part of the mine;
- ✓ 200 m galleries addressed to experimentation and testing;

### Application:

- ✓ Labs for
  - Carbon Capture, Utilization and Storage;
  - Geology;
  - Geophysics;
  - Particle Physics;

### Objective:

- ✓ Underground Lab of Excellence;
- ✓ Scientific Pole.



Mining Activities in the Mediterranean Region – Iglesias 29<sup>th</sup> June 2018



## The Other End Users

**Soil Washing:** Remediation of the polluted soil and recovery of the fine size by physical separation.

- ✓ energy availability from the storage
- ✓ adjustment of the physical separation processes;
- ✓ up-grade of the existing screening plant.



**Floatation:** Plant for the recovery of the thin part of coal as well as of the high value special materials :

- ✓ start up of the existing floatation plant;
- ✓ study of the recovery processes for fine materials from waste matter;
- ✓ Up-grade of the plant according to the recovery target.

Mining Activities in the Mediterranean Region – Iglesias 29<sup>th</sup> June 2018

## The Other End Users

### Brownfield utilization:

(in accordance with new legislative rules)

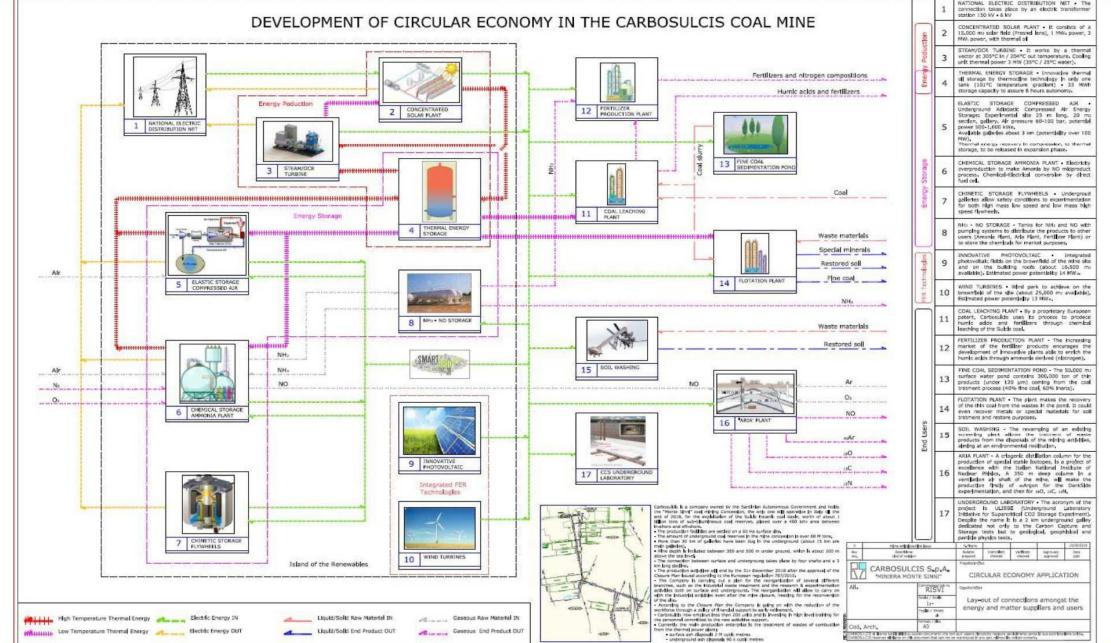
- ✓ up to 25 Ha surface available for potential 15 MWe wind park;
- ✓ wind power production self-sufficiency at 2.5 MW (5 Ha)
- ✓ 16 Ha surface available for photovoltaic fields (free areas and building roofs)
- ✓ photovoltaic power production self-sufficiency at 3.3 MW (4 Ha).
- ✓ Renewable energy production units for the smartgrid technology.



Mining Activities in the Mediterranean Region - Iglesias 29<sup>th</sup> June 2018



### DEVELOPMENT OF CIRCULAR ECONOMY IN THE CARBOSULCIS COAL MINE



Mining Activities in the Mediterranean Region - Iglesias 29<sup>th</sup> June 2018





Socio Unico

CARBOSULCIS

SPA



REGIONE AUTONOMA  
DELLA SARDEGNA

*Miniera Monte Sinni  
Nuraxi Figus  
09010 Gonnese (SU) - Italy*

WebSite: [www.carbosulcis.eu](http://www.carbosulcis.eu)  
Email: [segreteriagenerale@carbosulcis.eu](mailto:segreteriagenerale@carbosulcis.eu)

Tel.: 07814922503

---

Mining Activities in the Mediterranean Region - Iglesias 29<sup>th</sup> June 2018



## **RECUPERO DI SPECIE UTILI DAI RESIDUI MINERO-METALLURGICI: POTENZIALITA' E PROBLEMATICA DELLA SITUAZIONE IN SARDEGNA**

**Manca P. P.<sup>1\*</sup>, Massacci G.<sup>1</sup>, Mercante C.<sup>1</sup>, G. Orrù<sup>2</sup>**

1. University of Cagliari, Department of Civil and Environmental Engineering and Architecture, via Marengo 2, Cagliari 09123, Italy.

2. I.I.S. Technical Mining Institute "Asproni-Fermi", Via Roma 45, Iglesias 09016, Italy.

\*Corresponding author: ppmanca@unica.it; Tel : +39 070 675 5529

### ***Abstract***

The paper discusses the hypothesis of reprocessing of mineral waste according to the following items: general distribution in Sardinia; distribution of Pb and Zn mining wastes in the Sulcis Iglesiente Guspinese; results of the first batch flotation tests. The application of the mining waste treatment as a reclamation technique is mostly based on the flotation technique that proved to be useful for separating the remaining minerals from the gangue. This provides both an environmental benefit and an economic advantage, which in some cases repays the reprocessing costs, even though several difficulties could be encountered in the application of flotation to mining waste. The paper presents the results of the experimental laboratory batch tests, which proved to be encouraging in the case of the Montevercchio mining district (SW Sardinia). Nevertheless, future work is needed to clarify, as much they are valid for the different situations present on the site.

**Keywords:** mining wastes; Pb and Zn tailings reprocessing

### **1. Introduzione**

La ricerca rientra tra i temi in cui si articola il Progetto CESA (Centro di Eccellenza per la Sostenibilità Ambientale), finanziato dal Piano Sulcis e a cui partecipano l'Università di Cagliari, la Regione Sardegna, l'AUSI e la Società IGEA. In particolare, il tema del recupero di specie utili intende conseguire un doppio risultato: quello di estrarre concentrati commerciali, residui o non ancora valorizzati e quello di bonificare le stesse aree, trasformando il residuo minerario in un materiale inerte disponibile per altri usi nello stesso territorio. La soluzione proposta attiva un processo di economia circolare con un bilancio economico che può essere anche positivo, nel quale svolgono un ruolo fondamentale i riusi del materiale e in primo luogo il legame tra il processo mineralurgico di estrazione iniziale e il metallurgico di produzione finale. In questo quadro potrà svolgere un ruolo determinante la presenza, ancora attiva, di un impianto metallurgico che opera sia nel polo industriale di Portovesme sia in quello di San Gavino.

Il lavoro presenta alcuni dati riassuntivi sulla distribuzione dei residui minerari in Sardegna e i risultati delle prime prove sperimentali di flottazione, effettuate su materiali prelevati dalle discariche presenti nel sito di Montevercchio Ponente – Ingurtosu. Benché si tratti di materiali con caratteristiche particolarmente favorevoli, i risultati ottenuti incoraggiano

approfondimenti su situazioni rese più complesse sia da processi ossidativi in atto sia da basse concentrazioni residue di metalli.

## **2. I residui minerari come materie prime secondarie**

La disponibilità di materie prime minerali è determinante per lo sviluppo sostenibile. Nell'ambito dell'Unione Europea, tuttavia, un'attività mineraria può essere intrapresa solo nel rispetto di severi vincoli ambientali; d'altro canto la presenza di ingenti quantità di rifiuti derivanti dalle attività minerarie e mineralurgiche pregresse rappresenta un rischio ambientale di primaria importanza.

I residui minerari solidi rappresentano infatti la sorgente primaria di inquinamento derivante dalle attività minerarie dismesse.

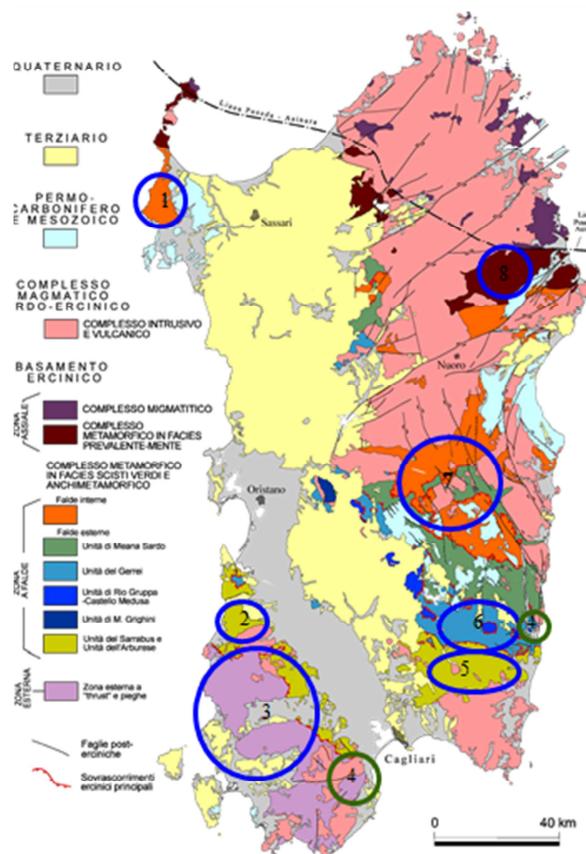
Il recupero di risorse da rifiuti può rappresentare una soluzione a entrambe le problematiche, economicamente e ambientalmente sostenibile (Dentoni et al. 2017), se il ritrattamento mineralurgico dei rifiuti assume come obiettivo fondamentale l'ottenimento di sterili definitivi con concentrazioni di inquinanti non superiori ai valori del fondo naturale e pertanto idoneo al riuso, in particolare come materiali per la realizzazione di interventi di riqualificazione del territorio (riempimento di vuoti, rimodellamento delle aree minerarie abbandonate, sottofondi, rilevati, ecc.), preferibilmente nella stessa area, o come materia prima per vari settori industriali (costruzioni, cemento, ceramica, vetro) (Manca et al. 2014; Manca et al. 2015); il recupero di specie utili, invece, è da considerare un obiettivo secondario, per quanto importante in quanto il loro valore commerciale ripaga - in parte o talora anche totalmente - i costi del processo. Il ritrattamento, d'altronde, è più economico della valorizzazione mineralurgica tradizionale perché si risparmiano i costi di frantumazione e macinazione (che rappresentano una proporzione intorno al 50% dei costi totali di trattamento nelle attività industriali tradizionali).

In tale prospettiva, in linea con i principi dell'economia circolare, i rifiuti minerari e mineralurgici sono visti come potenziali materie prime secondarie. La possibilità di ritrattamento è basata principalmente sulla flottazione, eventualmente preceduta da selezioni dimensionali, macinazioni e preconcentrazioni.

Il procedimento può presentare alcuni aspetti critici. Nel caso dei residui del trattamento di minerali piombozinciferi (ai quali si farà principalmente riferimento, nel seguito, in quanto si tratta della tipologia quantitativamente prevalente in Sardegna e in particolare nell'area del Sulcis-Iglesiente-Guspinese) le criticità principali sono: la granulometria molto fine, i limitati tenori di specie utili residue, la presenza di minerali ossidati di Pb e Zn di difficile trattabilità, i processi di alterazione sviluppatisi nel lungo tempo trascorso dalla loro deposizione (tra 50 e 80 anni), dovuti all'ambiente geochimico e alla elevata superficie specifica.

## **3. Diffusione regionale dei residui minerari**

La bonifica di aree minerarie dismesse attraverso il ritrattamento dei residui minerari ha potenzialità facilmente valutabili attraverso l'esame della diffusione regionale delle attività minerarie, presenti in Sardegna sin dai primi sviluppi industriali del settore, come si può osservare in Figura 1 (Naitza et al. 2014).



	Località	Tipologia	Minerali di
1	Nurra	Filoni dell'Argentiera	Pb-Zn
2	Arburese	Filoni di Monteveccchio-Ingurtosu-Gennamari	Pb-Zn
3	Iglesiente-Sulcis	Depositi MVT e karst	Pb-Zn-Ba
4	Sud Sardegna	Depositi minori	Fe, Cu, Sn, Mo, Ni-Co
5	Gerrei	Filoni del Gerrei e di Quirra	Sb-W-As e F-Ba
6	Sarrabus	Filoni dell'"Argentifero" e incrociatori	Ag-Pb e F-Ba
7	Barbagia-Ogliastra	Depositi a sulfuri misti "tipo Funtana Raminosa" – skarn e skarnoidi	Cu-Zn-Pb
8	Baronie	Filoni di Sos Enattos-Guzzura-Arghentaria	Pb-Zn

Figura 1 – Quadro di sintesi delle principali attività estrattive in Sardegna (Naitza et al. 2014)

Dal suo esame si evince che i grandi poli di sviluppo minerario in Sardegna sono stati otto, così come sono stati censiti nel Piano di Bonifica della RAS (marzo 2008). Si osserva inoltre che le attività di gran lunga prevalenti sono state le coltivazioni dei giacimenti di Pb e Zn e che il polo di maggior importanza è stato certamente quello Iglesiente – Guspinese. L'osservazione è peraltro testimoniata dalle 133 miniere censite in quel territorio rispetto al totale di 169 dell'intero territorio regionale. La soluzione proposta sarà quindi incentrata prevalentemente sui residui di tali lavorazioni e prenderà in esame, in primo luogo, l'area del Sulcis – Iglesiente Guspinese (Tabella 1).

**Tabella 1 – Quadro di sintesi dei residui minerari nell'Iglesiente Guspinese**

SITO	VOLMI m <sup>3</sup>	SUB-AREE	VOLMI m <sup>3</sup>	PB%	ZN%
Cabitza	2.100			0,58	1,28
Campera	424.000			0,06	0,34
Campo Pisano	9.340.000			0,34	1,33
Domus Nieddas					
Genna Maiore	18.000			0,22	3,47
Genna Rutta	21.000			0,32	8,53
Laveria Malfidano Buggeru					
Masua	4.460.000	Bacini	3.800.000	0,23	0,98
		Area industriale	660.000	0,50	2,00
Monte Agruxau	320.000			0,58	2,50
Monte Onixeddu	90.000			4,10	0,98
Monte Scorra	231.000			0,90	4,50
Monte Uda	26.300			2,71	0,87
Monteponi	1.650.000	Cungiaus	600.000	1,64	4,40
		S. Marco	170.000	0,76	2,63
		Gravimetria	260.000	1,00	4,80
		Fanghi rossi	620.000	1,20	6,40
Montevecchio	12.660.000	Discariche	60.000	1,12	0,73
		Area industriale	700.000	2,06	2,00
		Bacino	5.000.000	0,28	0,67
		Tailings	6.900.000	0,31	0,25

SITO	VOLMI m <sup>3</sup>	SUB-AREE	VOLMI m <sup>3</sup>	PB%	ZN%
Mont.io Ponente - Ingurtosu	2.870.000	Discariche	2.200.000	0,81	0,76
		Abbancamenti fini	670.000	0,43	1,10
Nebida	215.000			1,57	3,15
Palude Sa Masa					
San Giorgio					
San Giovanneddù	2.320.000			0,83	2,02
San Giovanni	270.000			2,33	2,34
Seddas Moddizzis	350.000			1,72	5,03
Asta fluviale Rio San Giorgio					
<b>Totale m<sup>3</sup></b>	<b>35.267.400</b>				
<b>Totale t</b>	<b>56.427.840</b>				

Il primo passo della ricerca è stato la raccolta di informazioni preliminari su volumetrie e concentrazioni residue di Pb e Zn in quel territorio, così come si deduce dai piani di caratterizzazione svolti da IGEA ai sensi del Dlg 152/2006.

I risultati ottenuti relativi al territorio del Sulcis – Iglesiente – Guspinese sono raccolti in forma sintetica nella Tabella 1.

#### 4 Materiali e metodi

I materiali oggetto dello studio provengono dall'area mineraria di Monteveccchio-Ingurtosu (Sardegna sud-occidentale) che ha rappresentato uno dei maggiori distretti minerari della Sardegna per la coltivazione del Pb e dello Zn (Caboi et al. 1993).

I corpi mineralizzati dell'area di Monteveccchio-Ingurtosu sono legati agli eventi orogenetici varisici in cui le imponenti intrusioni granitiche, nello specifico il granito dell'Arburese, che hanno dato luogo a importanti fenomeni tra cui l'attivazione di circuiti idrotermali con deposizione di mineralizzazioni di varo tipo: mineralizzazioni filoniane idrotermali a blenda, galena argentifera e quarzo, a barite e/o fluorite e subordinatamente con minerali di rame, stagno, molibdeno, wolframio, nichel e cobalto (Salvadori et al. 1973, Naitza et al. 2014; Biddau et al. 2001); nelle mineralizzazioni, oltre ai metalli base, è stata accertata la presenza di un ampio set elementi quali In, Ge, Ga, Ag, etc. (Naitza et al. 2014) in cui la maggior parte di questi elementi oggi sono divenuti critici per l'Europa (Report on Critical Raw Materials 2018).

#### 4.1 Prove di flottazione preliminari

La flottazione è un processo di arricchimento mineralurgico ad alta produttività e bassi costi che si integra facilmente con i processi metallurgici utilizzati negli impianti presenti nel polo industriale di Portovesme (Kawatra et al. 2011, Kursun et al. 2012).

Il primo aspetto che si è inteso verificare è stato la flottabilità di materiali poveri e la possibilità di ottenere da questi l'alto tenore in zinco (sino al 50% richiesto dalla metallurgia) nel concentrato e il basso tenore (sotto la CSC o il Fondo Naturale) nello sterile definitivo.

#### 4.2 I materiali

I materiali campionati sono stati sottoposti ad analisi mineralogica XRD che ha indicato la presenza di muscovite, quarzo e sfalerite. Ai fini delle prove di flottazione, sono state considerate cinque miscele con differenti tenori di Pb e Zn (da sterili molto poveri sino a un campione di sfalerite raccolto nelle stesse discariche).

In Tabella 2 sono riportati i risultati dell'analisi chimica multi elementare dei rifiuti usati come alimentazione nelle prove di flottazione. I reagenti utilizzati sono indicati in Tabella 3.

Tabella 2. Analisi chimica multielementare dei materiali usati (espressi in mg/kg).

Test N.	As	Cd	Cr	Pb	Zn	Cu
<b>Flot_01</b>	158	240	50	1,769	29,207	206
<b>Flot_02</b>	164	259	50	1,762	31,364	209
<b>Flot_03</b>	123	135	53	1,806	17,339	190
<b>Flot_04</b>	120	126	53	1,809	16,290	189
<b>Flot_05</b>	104	78	54	1,826	10,837	181

Tabella 3. Reagenti usati nelle prove di flottazione.

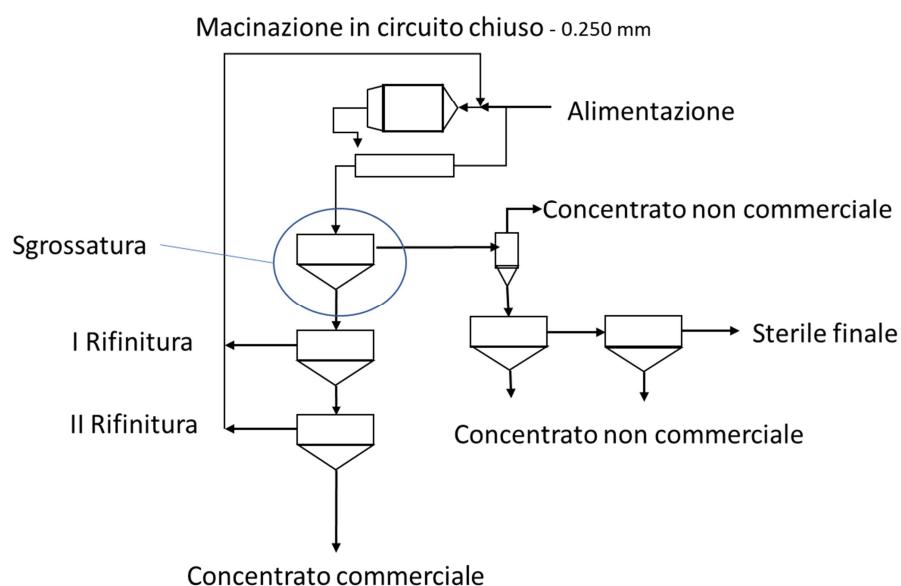
Reagente	Concentrazione	Sezione d'impianto	Ruolo
<b>Na Isopropyl xanthate</b>	100 g/t		Collettore dei solfuri
<b>CuSO<sub>4</sub></b>	400 g/t	Sgrossatura e Finitura	Attivatore della sfalerite
<b>Dowfroth 1015</b>	100 g/t		Schiumogeno
<b>Na<sub>2</sub>CO<sub>3</sub></b>	400 g/t		Regolatore del pH
<b>Na Oleate</b>	300-400 g/t	Esaурimento	Collettore degli ossidati

#### 4.3 Metodi

Le prove di flottazione sono state eseguite in una cella Denver da 2.5 dm<sup>3</sup> alimentata con 700 g di solidi. Lo schema di trattamento comprende tre fasi (Fig. 2): Sgrossatura, Finitura ed Esaürimento. Sono stati ottenuti tre prodotti: Flottato Definitivo (il concentrato commerciale), Sterile Definitivo (i residui riutilizzabili), e il Flottato dell'Esaürimento (il concentrato non commerciale). Anche il terzo prodotto deve essere tenuto in considerazione: ricircolare nel

processo il flottato dell'esaurimento non è opportuno, poiché aumenterebbe il tenore dello sterile, mentre la finalità è opposta. Nella sezione di esaurimento maggiore è il tenore di Zn del flottato, minore è il tenore di Zn nel rifiuto.

I campioni sono stati macinati e quindi vagliati. Sulla frazione  $-250 \mu\text{m} + 5 \mu\text{m}$  è stata eseguita una serie di cinque prove di flottazione secondo lo schema di trattamento di Fig. 2. Nella sezione di sgrossatura è stato aggiunto  $\text{CuSO}_4$  e la torbida è stata condizionata per 5 min a pH 6.5. La torbida è stata condizionata con i collettori (tempo di condizionamento 10 min). Come schiumogeno, infine, è stato usato Dowfroth (dosaggio 100 g/Mg). La collezione della schiuma è stata protratta per 10 min. Il Flottato Definitivo, lo Sterile Definitivo e il Flottato dell'Esaurimento sono stati essiccati, pesati e analizzati con uno spettrometro ICP/OES (PerkinElmer 7000 Optima).



**Figura 2.** Flowsheet ricostruito dalle prove di flottazione in batch.

Il Flottato Definitivo è stato ottenuto dopo due fasi di finitura. Prima dell'esaurimento, il materiale è stato slimato mediante idrociclone ad alta pressione ( $0.5 \text{ MPa}$  e  $d_{50} = 5 \mu\text{m}$ ). Il tenore di ciascuno dei due prodotti deve soddisfare le condizioni seguenti: il Flottato Definitivo deve avere un tenore di Zn  $> 40\text{-}50\%$  (per soddisfare i requisiti della metallurgia); lo Sterile Definitivo Zn  $< 1500 \text{ mg/kg}$  (in accordo con le normative ambientali italiane per siti industriali). Il flottato dell'esaurimento è stato considerato come un rifiuto da inertizzare a costo minimo.

#### 4.4 Risultati e discussioni

I risultati dei cinque gruppi di prove di flottazione sono riportati in tabella 4 e negli istogrammi delle figure 3, 4 e 5. Il recupero di metallo nel Flottato Definitivo è risultato

compreso tra 95% e 70%, in funzione delle modalità di esecuzione della rifinitura, indipendentemente dal tenore in Zn dell'alimentazione.

Si è messo in evidenza che le flottazioni di rifinitura dei concentrati e di rilavaggio degli sterili accentuano gli opposti livelli di concentrazione dello Zn sino al conseguimento degli obiettivi proposti; le differenze nei tenori dell'alimentazione producono rese in peso diverse, ma non condizionano i recuperi in metallo.

Gli istogrammi di Figura 5 si riferiscono agli sterili definitivi (tailings) e mettono in evidenza attraverso il rapporto tra le concentrazioni misurate e le CSC dei singoli analiti il rispetto dei limiti di legge definiti dalla 152/2006 per i siti industriali.

Tabella 4. Flottato Definitivo e Sterile Definitivo: risultati dell'analisi chimica multi-elementare

	<b>Flottato mg/kg</b>					
	<b>As</b>	<b>Cd</b>	<b>Cr</b>	<b>Pb</b>	<b>Zn</b>	<b>Cu</b>
<b>Flot_01</b>	366	3,164	27	5,208	502,003	2,535
<b>Flot_02</b>	312	2,425	56	4,894	552,273	2,521
<b>Flot_03</b>	894	99	43	11,109	506,512	88
<b>Flot_04</b>	711	3,675	33	8,900	477,833	3,967
<b>Flot_05</b>	673	454	42	6,449	446,623	466
	<b>Sterile mg/kg</b>					
	<b>As</b>	<b>Cd</b>	<b>Cr</b>	<b>Pb</b>	<b>Zn</b>	<b>Cu</b>
<b>Flot_01</b>	30	7	44	586	1,019	72
<b>Flot_02</b>	28	5	31	834	1,227	52
<b>Flot_03</b>	19	4	30	554	915	63
<b>Flot_04</b>	40	7	34	581	1,028	68
<b>Flot_05</b>	40	8	35	660	1,009	70

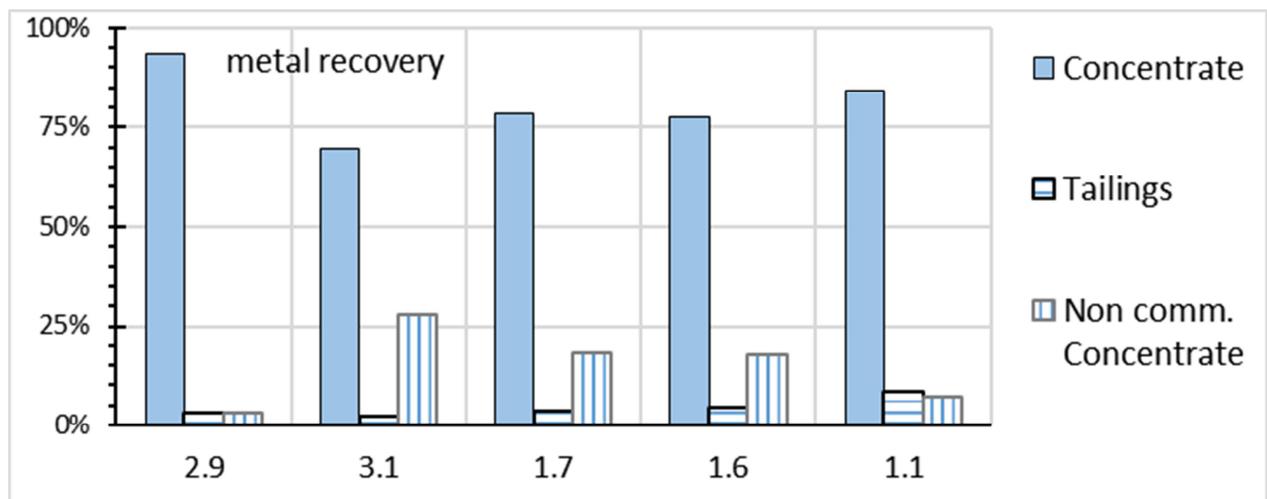


Figura 3. Risultati delle prove di flottazione: recupero dei metalli vs tenore di alimentazione.

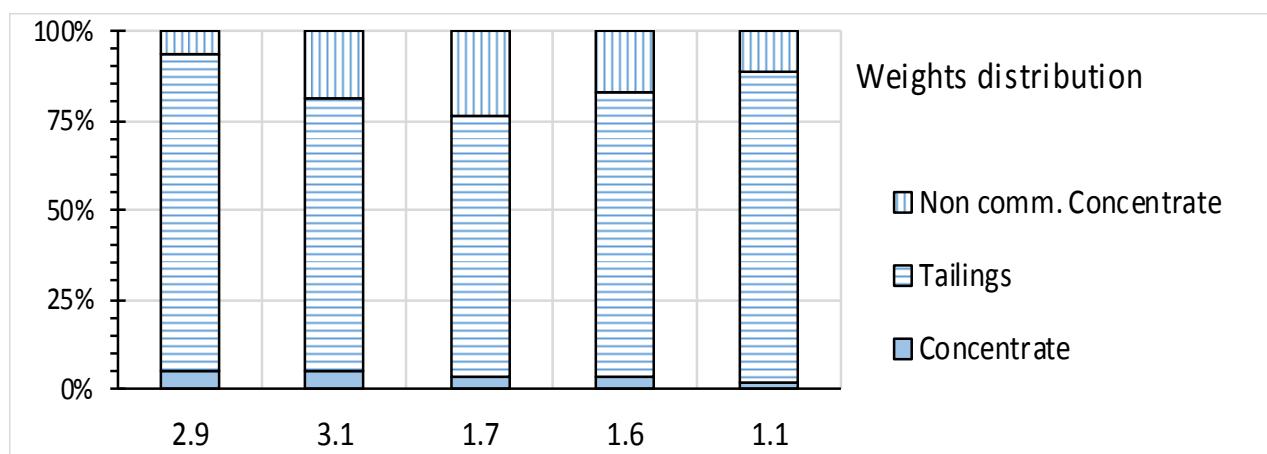


Figura 4. Ripartizione percentuale dei pesi vs tenori di alimentazione.

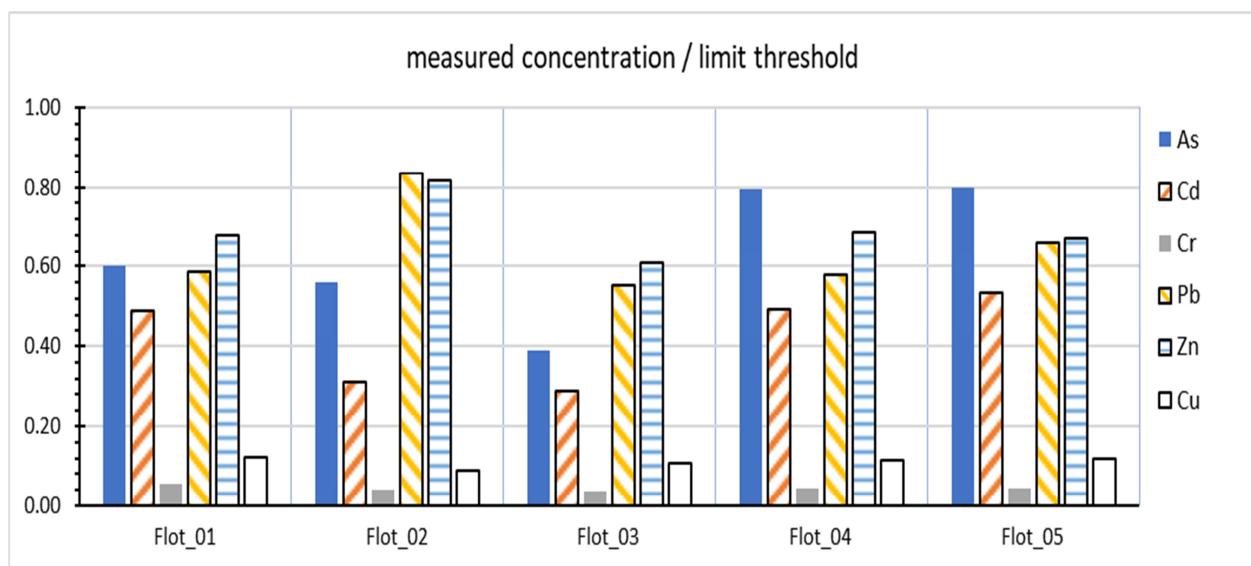


Figura 5. Rapporti tra concentrazioni misurate nel rifiuto di flottazione e CSC.

## 5. Conclusioni

In sintesi, si possono trarre le seguenti conclusioni:

- Le concentrazioni in Zn ottenute nei due prodotti, concentrato e sterile definitivo, soddisfano le condizioni della metallurgia e i vincoli ambientali;
- i concentrati non commerciali, inertizzati con leganti idraulici, possono essere riutilizzati come materiale di riempimento dei vuoti superficiali presenti nel sito e il cui intasamento potrebbe influire sensibilmente nell'idrologia delle acque circolanti nei vuoti di coltivazione sottostanti.

I residui abbancati nel sito di Montevercchio presentano caratteristiche volumetriche, mineralogiche, dimensionali e di composizione variabili. La ricerca si concentrerà su quelle parti che presentano particolari difficoltà sia per i bassi contenuti in Pb e Zn residui sia lo sviluppo accentuato di processi d'ossidazione e alterazione. La flottazione infatti non risente dei tenori molto bassi dell'alimentazione quanto invece delle modifiche mineralogiche indotte dalla prolungata esposizione a processi ossidativi.

## Ringraziamenti.

**Il lavoro è stato realizzato grazie al contributo finanziario del Progetto CESA (Centro di Eccellenza per la Sostenibilità Ambientale). Si ringrazia la Società IGEA per la messa a disposizione dei risultati dei Piani di Caratterizzazione svolti sulle aree dell'Iglesiente Guspinese.**

## Bibliografia

Dentoni V., Grosso B., Manca P.P., Massacci G.: Old mine dumps recovery: an environmental and techno-economical challenge. In: Hu, Z. (ed.): Land Reclamation in Ecological Fragile Areas. Proceedings of the 2<sup>nd</sup> International Symposium on Land Reclamation and Ecological Restoration (LRER 2017), October 20-23, 2017, Beijing, PR China. CRC Press/Balkema, Leiden (2017) 453-460

Manca, P.P., Desogus, P., & Orrù, G. (2014): The reuse of abandoned Acquaresi mine voids for storage of the Masua flotation tailings. *International Journal of Coal Science & Technology*, 1, 213-220.

Manca, P.P., Orrù, G. & Desogus, P. (2015): Recycling of sludge from ornamental stone processing as resource in civil construction. *International Journal of Mining, Reclamation and Environment*, 29, 141-155.

Piano di bonifica delle aree minerarie dismesse del Sulcis-Iglesiente-Guspinese, Regione Sardegna, marzo 2008.

Stefano Naitza, Maddalena Fiori & Roberto Peretti: Materie prime strategiche per l'Europa e metalli preziosi: il quadro dei distretti della Sardegna Congresso congiunto della Società

Geologica Italiana e della Società Italiana di Mineralogia e Petrologia; Milano 10-12 settembre 2014.

Caboi, R., Cidu, R., Cristini, A., Fanfani, L., Massoli-Novelli, R., Zuddas, P.: The abandoned Pb-Zn mine of Ingurtosu, Sardinia (Italy). Eng. Geol. (1993) 34:211-218.

Salvadori, I., Zuffardi, P.: Guida per l'escursione a Monteveccchio e all'Arcuentu. In: Itinerari Geol. Miner. Giacim. Sardegna (1973) I:29-46 (in Italian).

R. Biddau, S. Da Pelo, C. Dadea: The abandoned mining area of Monteveccchio-Ingurtosu, Rendiconti Seminario Facoltà Scienze Univ Cagliari vol 71 (2), pag 109-123, anno 2001.

Report on Critical Raw Materials and the Circular Economy - Commission Staff Working Document SWD(2018) 36 final ; <http://ec.europa.eu/docsroom/documents/27348> .

Kawatra, S.K.: Fundamental principles of froth flotation. In: Darling, P. (ed.): SME Mining Engineering Handbook, third edition, Littleton, CO (2011) 2:1517–1531

Kursun, H., Ulusoy, U.: Zinc Recovery From Lead–Zinc–Copper Complex Ores by Using Column Flotation, Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review (2012) 33(5):327-338

## I RESIDUI DALLO SPAZZAMENTO DELLE STRADE: RIFIUTI O RISORSE?

P. Bevilacqua<sup>1</sup>, E. Esposito<sup>2</sup>

1 Dipartimento di Ingegneria e Architettura – Università di Trieste

2 Gruppo Esposito – Ecocentro Sardegna

### RIASSUNTO

I rifiuti da spazzamento stradale rappresentano una quota importante dei rifiuti urbani prodotti (3-4%), e rappresentano una interessante opportunità di recupero di materia, con la conseguente preservazione dell’ambiente e delle risorse naturali.

Gli impianti di recupero di questi rifiuti, sfruttano l’esperienza tecnologica nel trattamento dei minerali e della bonifica dei suoli inquinati. Le efficienze di recupero di materia superano il 70%, garantendo materiali recuperati conformi alle normative vigenti e agli standard CE, impiegabili nel settore delle costruzioni. Tutto questo, unito ad un basso impatto ambientale degli impianti, ottenuto attraverso un’attenta progettazione degli stessi, rende imprescindibile il recupero dei rifiuti da spazzamento stradale quale alternativa al loro smaltimento in discarica.

**Parole Chiave:** rifiuti, strade, recupero, economia circolare

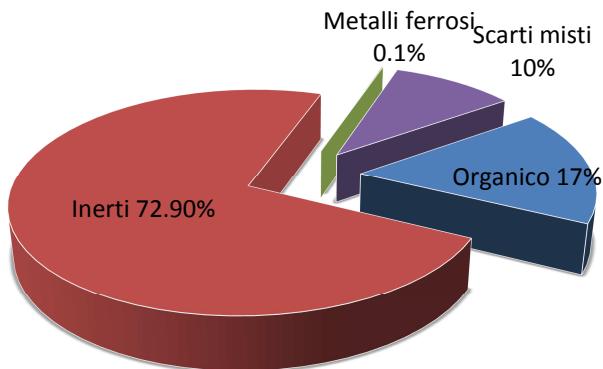
### DEFINIZIONE ED ORIGINE DEI RIFIUTI DA SPAZZAMENTO STRADE

Questi rifiuti derivano dall’attività di pulizia delle strade effettuata con l’ausilio di mezzi chiamati autospazzatrici. Si possono dividere in:

- Rifiuti propriamente stradali, costituiti da polvere, terriccio, fango e simili derivanti dall’azione continua degli agenti atmosferici e del traffico.
- Rifiuti stagionali costituiti da fogliame, ramaglie, sabbia e simili, prodotti da cause climatiche (o da azioni umane conseguenti) e limitati a particolari periodi dell’anno.

I rifiuti da spazzamento stradale hanno mediamente un potere calorifico inferiore a 6.000 kJ/kg che non li rende idonei allo smaltimento tramite termovalorizzazione, inoltre la presenza nel rifiuto di circa il 70% di materiali inerti andrebbe ad aumentare le ceneri incombuste da smaltire senza portare alcun beneficio.

Secondo quanto stabilito nella *Pubblicazione ISPRA n° 145 del 30/7/2016* inoltre, i rifiuti da spazzamento strade non possono essere conferiti direttamente in discarica in quanto la percentuale di rifiuti organici putrescibili in esso contenuta è di gran lunga superiore al limite massimo fissato da ISPRA (pari al 15% in peso).



**Figura 1 – Analisi merceologica dei rifiuti da spazzamento stradale**

## RIFERIMENTI NORMATIVI E RECUPERO DI MATERIA

I residui da spazzamento e pulizia delle strade sono identificati dal codice CER 200303, come indicato dall'allegato D alla parte IV del D.Lgs. 152/2006 e ss.mm.ii e quindi, ai sensi dell'art. 184 comma 2 lettera c) del suddetto decreto, rientrano nella categoria dei rifiuti urbani.

I rifiuti da spazzamento strade sono inoltre rifiuti differenziati.

Il Decreto Legge del Ministero dell'ambiente del 26 maggio 2016 definisce che «*La raccolta differenziata rappresenta lo strumento cardine dell'economia circolare, , perché raccogliendo le singole frazioni in modo separato si contribuisce alla riduzione della pericolosità dei rifiuti, si favorisce il trattamento specifico e la valorizzazione dei rifiuti che diventano risorse e, quindi, un'opportunità di sviluppo economico per il Paese, riducendo al contempo l'impatto complessivo sulla salute e sull'ambiente. In questo modo, la raccolta differenziata diventa un'attività propedeutica e necessaria alle operazioni di preparazione per il riutilizzo, riciclaggio e recupero dei rifiuti, che permettono e favoriscono il risparmio di risorse vergini...*

Ai fini del calcolo della percentuale di raccolta differenziata sul totale dei rifiuti prodotti devono essere considerati i quantitativi di rifiuti che rispondono ai seguenti requisiti:

- essere classificati come rifiuti urbani
- essere raccolti in modo separato rispetto agli altri rifiuti urbani e raggruppati in frazioni di cui all'elenco riportato nel paragrafo successivo, per essere avviati prioritariamente a recupero di materia...

In particolare, ai fini del calcolo dell'ammontare di rifiuti raccolti in modo differenziato, vengono prese in considerazione le seguenti frazioni:....

- rifiuti da spazzamento stradale a recupero: rifiuti da spazzamento raccolti separatamente dai rifiuti indifferenziati ed inviati a impianti di trattamento finalizzati al recupero di materia.

I rifiuti da spazzamento strade non sono compresi nell'elenco di cui all'allegato 1 del DM 5 febbraio 1998 e ss.mm.ii. per cui l'esercizio delle operazioni di recupero degli stessi non può avvenire in regime di procedura semplificata.

Per trattare questi rifiuti è quindi necessario ottenere un'autorizzazione dall'Ente competente in procedura ordinaria (art.208 D.Lgs. 152/2006 e ss.mm.ii).

## LA PRODUZIONE DI RIFIUTI DA SPAZZAMENTO STRADE IN ITALIA

I rifiuti da spazzamento strade rappresentano mediamente il 3-4% (in peso) del totale rifiuti urbani prodotti.

La produzione media annua per abitante è stimata da 17÷22 kg/abitantexanno.

Considerando una popolazione in Italia di circa 61 milioni di abitanti si ottiene una produzione annuale di rifiuti da spazzamento strade di circa 1,2 milioni tonnellate.

La Tabella 1 riporta la produzione di rifiuti da spazzamento nella provincia di Milano.

ANNO	ABITANTI	Produzione totale RU (t)	Spazzamento stradale (t)	Spazzamento/RU (%)
1998	3.790.880	1.741.089	83.230	4.8
1999	3.799.657	1.800.873	83.382	4.6
2000	3.841.200	1.860.198	86.802	4.7
2001	3.863.050	1.931.301	61.476	3.2
2002	3.802.024	1.925.768	64.572	3.4
2003	3.809.816	1.891.669	74.969	4.0
2004	3.836.504	1.917.634	73.330	3.8
2005	3.867.038	1.922.953	69.912	3.6
2006	3.887.409	1.984.573	73.961	3.7

**Tabella 1 - Evoluzione della produzione di rifiuti e terre da spazzamento in Provincia di Milano**

## Il trattamento e recupero dei rifiuti da spazzamento strade: localizzazione dei principali impianti di trattamento a umido

Sul territorio nazionale sono stati realizzati diversi impianti industriali per il trattamento a umido dei rifiuti da spazzamento stradale. Nella Figura 2 sono riportati in colore rosso gli impianti realizzati dal Gruppo Esposito, in blu altri impianti.



**Figura 2 – Impianti ad umido presenti sul territorio italiano**

Gli impianti in Italia, che adottano la tecnologia Brevettata dal gruppo Esposito, sono ad oggi 11; il primo è stato realizzato nel 2004 quale primo impianto in Europa per il trattamento dei rifiuti da spazzamento strade in grado di ottenere prodotti di qualità, certificati CE e rispettosi della Normativa Ambientale.

Dal 2004 ad oggi, più di 2,5 milioni di tonnellate sono state trattate con questa tecnologia che ha permesso di recuperare oltre 1,5 milioni di tonnellate di sabbia e ghiaia impiegate per la realizzazione di nuove strade.

Gli impianti di trattamento ad umido si basano essenzialmente su un processo soil-washing, ovvero di “lavaggio” del rifiuto, e di separazione granulometrica.

Il processo di lavaggio consente di trasferire i contaminanti presenti, quali metalli pesanti e idrocarburi, dal rifiuto all’acqua mediante azioni di tipo chimico (passaggio in soluzione, ossidazione della sostanza organica, etc..) e fisico (azioni di attrito e abrasione tra le particelle, etc...).

La fase di separazione granulometrica, successiva al lavaggio, consente di recuperare la frazione inerte, separandola per differente granulometria.

Nell'impianto è presente una sezione di trattamento acque composta da depuratore chimico-fisico, biologico e filtrazione che permette di ricircolare l'acqua utilizzata nel processo di lavaggio.

La Figura 3 riporta alcune immagini degli impianti realizzati dal gruppo Esposito in Italia.

<p><b>IL TRATTAMENTO E RECUPERO DEI RIFIUTI DA SPAZZAMENTO STRADE : IMPIANTI DI TRATTAMENTO BREVETTATI DA NOI REALIZZATI</b></p>  <p><b>FALCK RENEWABLES</b> GRUPPOFALCK</p> <p>Data di avviamento: Dicembre 2004 Quantità autorizzata: Ton/Anno 63.000</p> <p>Località: Via Maestri del Lavoro, 8 GORLE (BG) Superficie: circa 1.800 m<sup>2</sup></p> <p><b>ESPOSITO</b> UN CONTRIBUTO ALL'AMBIENTE</p>	<p><b>IL TRATTAMENTO E RECUPERO DEI RIFIUTI DA SPAZZAMENTO STRADE : IMPIANTI DI TRATTAMENTO BREVETTATI DA NOI REALIZZATI</b></p>  <p><b>aprlica</b> Gruppo a2a</p> <p>Data di avviamento: 2007 Quantità autorizzata: Ton/Anno 55.000</p> <p>Località: Via Codignole, 32 BRESCIA (BS) Superficie: circa 1.800 m<sup>2</sup></p> <p><b>ESPOSITO</b> UN CONTRIBUTO ALL'AMBIENTE</p>
<p><b>IL TRATTAMENTO E RECUPERO DEI RIFIUTI DA SPAZZAMENTO STRADE : IMPIANTI DI TRATTAMENTO BREVETTATI DA NOI REALIZZATI</b></p>  <p><b>avr</b> E domani.</p> <p>Data di avviamento: Maggio 2016 Quantità autorizzata: Ton/Anno 30.000</p> <p>Località: Via degli Abeti, 1 – GUIDONIA MONTECELIO (RM) Superficie: circa 1.800 m<sup>2</sup></p> <p><b>ESPOSITO</b> UN CONTRIBUTO ALL'AMBIENTE</p>	<p><b>IL TRATTAMENTO E RECUPERO DEI RIFIUTI DA SPAZZAMENTO STRADE : IMPIANTI DI TRATTAMENTO BREVETTATI DA NOI REALIZZATI</b></p>  <p><b>ECOCENTRO TOSCANA</b> NUOVE RISORSE DAI RIFIUTI</p> <p>Data di avviamento: Gennaio 2012 Quantità autorizzata: Ton/Anno 60.000</p> <p>Località: Via dell'Artigianato, 51 MONTEMURLO (PO) Superficie: circa 1.800 m<sup>2</sup></p> <p><b>ESPOSITO</b> UN CONTRIBUTO ALL'AMBIENTE</p>
<p><b>IL TRATTAMENTO E RECUPERO DEI RIFIUTI DA SPAZZAMENTO STRADE : IMPIANTI DI TRATTAMENTO BREVETTATI DA NOI REALIZZATI</b></p>  <p><b>ECOCENTRO SARDEGNA</b> NUOVE RISORSE DAI RIFIUTI</p> <p>Impianto in costruzione</p> <p>Data di avviamento: Ottobre 2018 Quantità autorizzata: Ton/Anno 29.700</p> <p>Località: QUARTU SANT'ELENA (CA) Superficie: circa 2.100 m<sup>2</sup></p> <p><b>ESPOSITO</b> UN CONTRIBUTO ALL'AMBIENTE</p> <p><b>TECNOLOGIE AMBIENTALI</b> ENGINEERING &amp; INNOVATION</p>	

**Figura 3 – Impianti realizzati dal gruppo Esposito**

## **Materiali decadenti dall'impianto**

I prodotti recuperati (materiali conformi al test di cessione ai sensi del DM 186/2006 – Allegato 3, alle norme UNI per lo specifico utilizzo e certificazione CE in 2+) sono:

- Sabbia
- Ghiaino
- Ghiaietto

I prodotti costituiscono circa il 70% in peso del rifiuto in ingresso.

I rifiuti in uscita dall'impianto sono:

Rifiuti (destinati al recupero):

- Fanghi disidratati
- Rifiuti organici
- Rifiuti inorganici
- Rifiuti ferrosi

Rifiuti (destinati allo smaltimento):

- Rifiuti misti

Circa il 90 % dei rifiuti in ingresso all'impianto di trattamento vengono recuperati.

Le destinazioni dei prodotti ottenuti sono le seguenti:

- Aggregati per calcestruzzi
- Aggregati per malte
- Aggregati per conglomerati bituminosi
- Aggregati per opere di ingegneria civile.

## **Criteri progettuali e aspetti ambientali**

I criteri adottati in fase di progetto perseguono i seguenti principali obiettivi:

- Minimizzare l'impatto ambientale
- Garantire la sicurezza e la salubrità dell'ambiente di lavoro
- Massimizzare il recupero ed il riutilizzo dei materiali prodotti e minimizzare la produzione di rifiuti
- Minimizzare l'impiego di risorse naturali e materie prime.

## **Conclusioni**

Si può affermare senza ombra di dubbio che in Italia esistono tecnologie impiantistiche in grado di trattare i rifiuti da spazzamento strade che permettono il concreto recupero di materia trasformando i rifiuti da «problematica sociale» a «opportunità» sia economica che di preservazione delle risorse naturali.

Procedendo così si applica il concetto di economia circolare e si persegono gli obiettivi della green economy.

Inoltre le tecnologie progettuali e i macchinari a disposizione, permettono la realizzazione di impianti di trattamento ad impatto ambientale molto basso, rendendo questo tipo di recupero ancora più vantaggioso dal punto di vista della tutela dell'ambiente ed una imprescindibile alternativa allo smaltimento in discarica.

### **Bibliografia**

Analisi critica dei metodi di calcolo della raccolta differenziata in Italia – Proposte di nuovi metodi e indicatori – Tesi di laurea: laureando Francesco Fedrigo, Relatore prof. ing. Paolo Bevilacqua, 2011.

Decreto Legislativo n. 152 del 3 Aprile 2006, Norme in materia ambientale.

Decreto Ministeriale, 5 febbraio 1998.

Decreto del ministero dell'Ambiente n. 186 del 5 aprile 2006.

Decreto legislativo n. 205 del 3 dicembre 2010.

Direttiva europea 2008/98/CE.

Sesto programma comunitario di azione per l'ambiente intitolato “Ambiente 2010: il nostro futuro la nostra scelta”, istituito con la decisione 1600/2002/CE del parlamento europeo e del Consiglio del 22 luglio 2002.

Norma UNI EN 12457-2, Caratterizzazione dei rifiuti - Lisciviazione - Prova di conformità per la lisciviazione di rifiuti granulari e di fanghi - Parte 2.

“Rapporto Rifiuti Urbani 2011”- ISPRA.

## STIMA DELL'EROSIONE EOLICA DELLE SUPERFICI DEI BACINI DI DECANTAZIONE

V. Dentoni<sup>1</sup>, B. Grossi<sup>1</sup>, M. Cigagna<sup>2</sup>, C. Levanti<sup>2</sup>

<sup>1</sup> DICAAR - Department of Civil and Environmental Engineering and Architecture - University of Cagliari, Via Marengo 2, Cagliari, Italy

<sup>2</sup> CINIGEO - Consorzio Interuniversitario Nazionale per l'Ingegneria delle Georisorse, Roma, Italy

### Riassunto

The article deals with the emission of *Particulate Matter* (PM) from the erodible surfaces of tailing basins. Dust emission from industrial sites typically derives from both conveyed sources and fugitive dust sources. While the emission from conveyed sources can be estimated with sufficient accuracy, the quantification of the emission rate from fugitive sources is notoriously more challenging, all the more so when the wind not only governs the dispersion phenomenon but also effects the emission rate (i.e.: erosion from erodible surfaces). The article specifically deals with the emission of PM from the deposits of mineralogical processing residue exposed to wind erosion (industrial win erosion). In fact, the exam of the technical and scientific reports has shown that the emission factors proposed for other types of erodible surfaces cannot be directly applied to those deposits, because of their peculiar characteristics: wide and flat surfaces with low roughness and residue physical state dependent on its moisture content. The object of the research hereby discussed is the definition of an emission conceptual model applicable to the Bauxite Residue Disposal Areas (BRDA). Basing on the analysis of the scientific literature regarding wind erosion, the article proposes a specific-site conceptual model and its validation procedure.

**Parole chiave:** emissione eolica nei siti industriali, impatto atmosferico, bacini di decantazione, BRDA.

### Introduzione

L'emissione complessiva di polveri da un sito industriale è legata alla presenza sia di fonti convogliate (camini, sfiati di depolveratori) sia di fonti diffuse (movimentazione di materiali, erosione eolica di cumuli e superfici, transito di mezzi su piste pavimentate e non etc.). Mentre il flusso di polveri emesso dalle sorgenti convogliate è di relativamente facile e affidabile valutazione, quello delle sorgenti diffuse richiede la considerazione delle proprietà fisiche dei materiali movimentati, del ciclo di movimentazione e trasporto e della tipologia dei mezzi, delle caratteristiche anemologiche del sito.

In generale, il flusso di polveri da sorgenti diffuse è calcolato come prodotto dell'intensità dell'azione che genera l'emissione per un parametro (detto fattore di emissione) che tiene conto dello stato fisico del materiale (granulometria, contenuto di umidità, etc.) e delle caratteristiche della sorgente (tipo di macchina di movimentazione, massa del mezzo di trasporto etc.). Per esempio, il flusso generato dalle operazioni di movimentazione dei materiali granulari (kg/h) è calcolato come prodotto della massa di materiale movimentato nell'unità di tempo (intensità dell'azione) per un fattore di emissione che esprime i kg di polvere emessa per ogni kg di materiale movimentato; il flusso di polvere emesso dai mezzi che si muovono sulle piste (kg/h) è calcolato come prodotto della lunghezza percorsa dai

mezzi nell'unità di tempo (intensità dell'azione) per un fattore di emissione che misura i kg di polvere emessa per unità di lunghezza percorsa (kg/km).

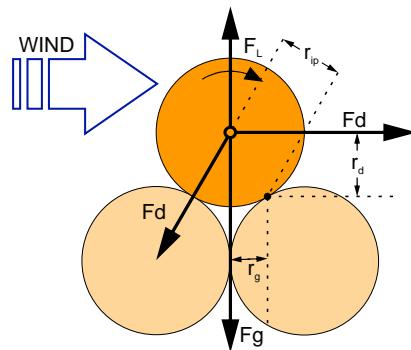
L'emissione di polveri per erosione eolica non è legata allo svolgimento di alcuna operazione ma unicamente all'azione del vento sulle superfici esposte dei materiali accumulati e dipende da fattori quali l'estensione e la giacitura della superficie esposta all'erosione, la granulometria e l'umidità del materiale, l'intensità del vento. La sua rilevanza nell'ambito dell'emissione complessiva di un sito industriale dipende dalla presenza e dall'estensione degli accumuli di materiali esposti all'azione del vento, dalle proprietà dei materiali e dalle caratteristiche climatiche e in particolare anemologiche del sito considerato. Sotto questo profilo i bacini di decantazione dei rifiuti delle operazioni mineralurgiche risultano di particolare interesse, in relazione alla notevole estensione delle superfici esposte al vento e alla ridotta dimensione delle particelle che costituiscono il rifiuto, che rende le superfici del materiale depositato particolarmente erodibili. Purtroppo i parametri che influenzano l'emissione sono talmente numerosi e di complessa valutazione che i modelli generali di emissione non sono direttamente applicabili; la stima dell'emissione deve pertanto essere basata su modelli concettuali specifici del caso in studio, il cui sviluppo richiede però misure e sperimentazioni in situ.

### **Erosione eolica**

La sospensione e il trasporto di particelle solide a opera del vento ha conseguenze molteplici sul paesaggio, sulla salute umana e degli animali e sullo stato generale del pianeta. Il meccanismo di erosione eolica viene studiato sia nell'ambito degli studi sulle dinamiche del paesaggio (formazione o erosione di dune, di spiagge etc.) sia in riferimento alle problematiche dell'impoverimento di suolo delle aree agricole, sia ancora in riferimento all'impatto sull'ambiente e sulla salute umana di quelle attività produttive che determinano la formazione di grandi cumuli di materiali esposti all'azione del vento. In tutti i casi il fenomeno interessa materiali granulari composti da particelle inorganiche libere; nell'ambito delle scienze geologiche è di primario interesse il trasporto di particelle di dimensioni comprese fra 60 e 2000 µm che si spostano a contatto con il terreno; nell'ambito degli studi di impatto ambientale e sanitario l'intervallo granulometrico di interesse è quello delle polveri, tipicamente costituite da particelle di dimensioni minori (PM10 e PM2.5), sia perché tali particelle sono trasportate in sospensione in aria sia perché le particelle di queste dimensioni sono in grado di penetrare nell'apparato respiratorio umano.

### **Il modello di erosione eolica**

Il meccanismo di sollevamento delle particelle solide è governato dalla velocità del vento, dalle dimensioni e dal peso specifico delle particelle. L'azione di sollevamento delle particelle solide è esplicitata dalle forze di strascinamento  $F_d$  e di sollevamento  $F_L$  esercitate dal vento ed è contrastata dalla forza gravitazionale (proporzionale alla massa della particella) e dalla forza di adesione superficiale (proporzionale alla superficie delle particelle e quindi, per un insieme di particelle, alla superficie specifica). Il meccanismo di innesco del moto è stato descritto da Shao e Lu [1] in riferimento alla Figura 1.



**Figura 4: Meccanismo di sollevamento descritto da Shao e Lu (2000) [1]**

La particella, inizialmente a contatto con le altre, viene spostata dal vento quando il momento delle forze esercitate dal vento sulla sua superficie (la forza di trascinamento  $F_d$  e la forza di sollevamento  $F_L$ ) rispetto al punto di appoggio P egualia il momento delle forze resistenti, costituite dalla forza peso  $F_g$  e dalla forza di coesione interparticellare  $F_{ip}$ , ossia quando si ha:

$$r_d F_d \approx r_g (F_g - F_L) + r_{ip} F_{ip}. \quad (1)$$

Esplicitando le espressioni delle forze si ottiene l'espressione della *threshold shear velocity* (Bagnold 1941):

$$u_{*ft} = A_{ft} \sqrt{\frac{\rho_p - \rho_a}{\rho_a} g D_p}. \quad (2)$$

In cui  $\rho_p$  e  $\rho_a$  sono rispettivamente la massa volumica della particella e del fluido,  $D_p$  è il diametro della particella,  $g$  è l'accelerazione di gravità e  $A_{ft}$  è una funzione delle forze interparticellari, delle forze di sospensione e del numero di Reynolds. Lo stesso Bagnold [2], fittando l'espressione su una serie di dati sperimentali relativi alla sabbia sciolta, ottenne  $A_{ft} = 0.10$ .

Una espressione simile è stata ottenuta da Shao e Lu (2000) [1], modificando le espressioni di  $A_{ft}$  proposte da Iversen e White [3]:

$$u_{*ft} = A_N \sqrt{\frac{\rho_p - \rho_a}{\rho_a} g D_p + \frac{\gamma}{\rho_a D_p}}. \quad (3)$$

in cui  $\square$  è un fattore che mette in conto le forze interparticellari (compreso nell'intervallo 1.65 –  $5 \times 10^{-4}$  N/m per particelle libere di sabbia o polvere asciutta).

Le particelle di grosse dimensioni (maggiori di 500 µm) e quelle di piccole dimensioni (sotto i 10 µm) vengono difficilmente sollevate dal vento (per velocità molto elevate): nel primo caso a causa del peso, nel secondo a causa delle forze di adesione che legano una particella alle altre; vengono invece facilmente sollevate (per velocità del vento relativamente basse) le particelle di dimensioni intorno a 100 µm.

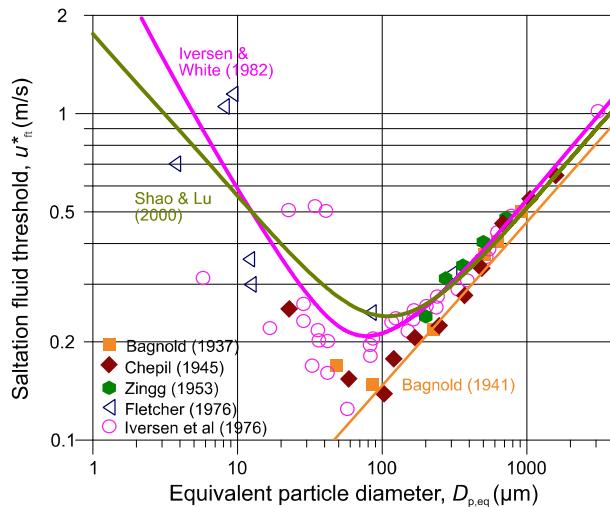
Il diagramma di Figura 2 [4], in cui è riportata la velocità del vento di soglia in funzione della dimensione delle particelle, sintetizza questi fenomeni. Il diagramma integra le esperienze di Bagnold [5], Chepil [6], Zingg 1 [7], Iversen et al [8] relativamente alle particelle di sabbia e polvere e le esperienze fatte da Fletcher [9] e Iversen et al [8] su materiali diversi e riporta i modelli previsionali di Iversen and White [3], di Bagnold [2] e di Shao e Lu [1]. L'effetto della densità delle particelle è inserito nel modello attraverso il diametro equivalente definito come:

$$D_{p,eq} = \frac{D_p \rho_p}{\rho_{p,sand}}. \quad (4)$$

dove  $\rho_p$  è la densità della particella e  $\rho_{p,sand} = 2650 \text{ kgm}^{-3}$ .

Secondo il diagramma di Figura 2, al crescere della velocità del vento vengono sollevate per prime le particelle di dimensioni intorno ai 100 µm che, dopo una breve traiettoria in aria, ricadono sulla superficie rimbalzando più volte con un moto chiamato di *saltazione*; l'impatto con la superficie rompe i legami interparticellari liberando le particelle di piccole dimensioni che, in virtù della loro leggerezza, rimangono sospese in aria e vengono trasportate dal vento per distanze anche considerevoli.

L'impatto determina, inoltre, la cessione di quantità di moto anche a particelle di dimensioni maggiori (100 – 500 µm) le quali dopo essere uscite dalla superficie non vengono portate in sospensione ma si muovono a contatto con essa con un moto di rotolamento (creep) o di reptation.



**Figura 5. Velocità di soglia per la saltazione in funzione della dimensione delle particelle saltatrici**

In questo modello concettuale dunque, l’erosione si sviluppa secondo vari meccanismi: il trasporto in sospensione per grandi distanze (per particelle con  $d < 20 \mu\text{m}$ ), il trasporto a brevi distanze (per particelle con tra 20 e 70  $\mu\text{m}$ ), la saltazione (per particelle con  $d$  tra 70 e 100  $\mu\text{m}$ ), il rotolamento o creep e la reptation ( $d > 500 \text{ mm}$ ). Chiaramente questa attribuzione del tipo di moto alla classe granulometrica dipende dalla velocità del vento ed è dunque puramente indicativa.

### Emissione di polveri

I residui dei processi mineralurgici e, in particolare, quelli derivanti dal trattamento della bauxite (fanghi rossi), sono composti da particelle di dimensioni molto ridotte (particelle di tipo A) (tipicamente il 90% sono sotto i 20  $\mu\text{m}$ ) che, a causa delle forze superficiali, formano macroparticelle aggregate (particelle di tipo B) di dimensioni comprese fra 20 e 300  $\mu\text{m}$  [11]. L’emissione di polveri dalle superfici dei depositi di tailings è generata da:

- sollevamento diretto delle particelle di tipo A;
- espulsione delle particelle di piccole dimensioni dalla superficie a seguito dell’impatto delle macroparticelle aggregate (tipo B), che giocano il ruolo di saltatrici;
- disaggregazione delle macroparticelle saltatrici (tipo B) a seguito del loro impatto sulla superficie.

Essendo la threshold velocity delle macroparticelle aggregate (tipo B) più bassa di quella delle particelle singole (tipo A) (vedi diagramma di Figura 5), l’emissione delle polveri è innescata inizialmente dalla saltazione delle macroparticelle di dimensioni di circa 100  $\mu\text{m}$  e, con l’aumentare della velocità del vento, dalla saltazione di particelle di dimensioni sia minori sia maggiori.

In riferimento a questo modello sono state elaborate le espressioni della velocità di soglia per la saltazione (fluid saltation threshold velocity) e del flusso di emissione.

### **Espressioni della velocità di soglia di saltazione**

L'espressione generale della velocità di soglia per la saltazione è data dalla espressione di Shao &Lu [1], corretta per tener conto dell'effetto delle caratteristiche delle particelle e, in particolare, della loro umidità; questo parametro infatti determina l'insorgere di forze interparticellari che inibiscono l'innescarsi della saltazione. Fécan et al. [12] introdussero la seguente relazione:

$$\frac{u_{*wt}}{u_{*ft}} = 1 \quad (w < w') , \quad (5)$$

$$\frac{u_{*wt}}{u_{*ft}} = \sqrt{1 + 1.2(w - w')^{0.68}} \quad (w \geq w') .$$

in cui  $u_{*wt}$  è la velocità di soglia in corrispondenza dell'umidità  $w$  e  $w'$  è il valore di umidità per cui si ha lo sviluppo delle forze capillari. Quest'ultimo parametro è legato alla frazione argillosa  $C_s$  contenuta nel terreno, secondo l'espressione [12]:

$$w' = 0.17c_s + 0.0014 c_s^2 . \quad (6)$$

### **Calcolo del flusso emesso**

Il flusso di polvere ( $\text{kg}/(\text{m}^2\text{s})$ ) è proporzionale all'energia cinetica che viene trasferita dalle particelle saltatrici alla superficie; esso può dunque essere calcolato come prodotto dell'energia cinetica media delle saltatrici per il numero di saltatrici che impattano l'unità di superficie nell'unità di tempo, per una efficienza che esprime la massa di polvere emessa per unità di energia cinetica trasmessa alla superficie:

$$F_d = n_s E_s \varepsilon . \quad (7)$$

Questa relazione concettuale è stata sviluppata da vari autori [13, 14, 15], che hanno ottenuto la seguente relazione:

$$F_d = C_F \rho_a u_{*it} (u_*^2 - u_{*it}^2) . \quad (8)$$

in cui  $C_F$  è una costante misurata in  $\text{kg}/\text{j}$ ,  $u_{*it}$  è la threshold velocity di impatto.

In alternativa all'approccio energetico, il flusso di polvere emessa è stato valutato in funzione del flusso di saltazione  $Q$ , secondo la semplice relazione:

$$F_d = \alpha Q . \quad (10)$$

A partire dalla relazione (10) Marticorema e Bergametti [16] svilupparono l'equazione 11:

$$F_d = C_K \frac{\rho_a}{g} u_*^3 \left( 1 - \frac{u_{*it}^2}{u_*^2} \right) \left( 1 + \frac{u_{*it}}{u_*} \right). \quad (11)$$

In cui la costante  $C_K$  ha dimensioni di  $m^{-1}$ ,

Shao et al. [17], partendo dalla stessa ipotesi, elaborarono il modello *Wind Erosion Assessment Model* (WEAM), secondo il quale il flusso monodimensionale  $\hat{F}$  di particelle di diametro  $d_d$ , determinate dalla saltazione delle particelle di diametro  $d_s$  risulta:

$$\hat{F}(d_d, d_s) = \left( \frac{\gamma c_b \rho m_d}{\psi} \right) u_*^3 \left[ 1 - \left\{ \frac{u_{*t}(d_s)}{u_*} \right\}^2 \right]. \quad (12)$$

Dove  $m_d$  è la massa delle particelle emesse,  $\Psi$  è l'energia di legame tra la particella e la superficie,  $c_b$  esprime l'efficienza del meccanismo di *saltation bombardment* (frazione dell'energia cinetica delle particelle saltatrici che si traduce in emissioni),  $\gamma$  è il rapporto adimensionale  $(U_0+U_1)/2 \cdot u_*$ ,  $U_0$  e  $U_1$  sono rispettivamente la velocità di sollevamento e di impatto delle particelle saltatrici,  $u^*$  e  $u^*_{*t}$  sono rispettivamente la shear velocity e la threshold shear velocity.

Le relazioni che esprimono la dipendenza del flusso verticale dalle forze interparticellari, dalla dimensione delle singole particelle, dalla presenza di croste, dal contenuto d'acqua del terreno e dalle sue caratteristiche plastiche non sono note in termini esplicativi e generali per cui l'influenza di questi parametri viene usualmente introdotta nelle formule attraverso costanti determinate sperimentalmente in riferimento al particolare caso.

Questa strategia è stata seguita nel report “*Air Dispersion Modelling of Fugitive Emissions – Wagerup Refinery*” preparato per Alcoa World Alumina -Australia [18], che tratta specificamente l'emissione dovuta all'erosione eolica dei bacini di fanghi rossi. L'espressione del flusso di PM10 è stata elaborata sostituendo nell'equazione (12) la velocità d'attrito  $u_*$  e la velocità d'attrito limite  $u_{*t}$  rispettivamente con le velocità media del vento  $u$  e la velocità di soglia  $u_t$  a 10 metri e incorporando in un unico fattore sito-specifico  $k$  i parametri che descrivono il ruolo delle forze agenti sulla particella (gravità, forze interparticellari), l'energia cinetica dei saltatori e l'efficienza di trasferimento energetico del processo di saltazione ( $\gamma$ ,  $c_b$ ,  $m_b$ ,  $\Psi$ ).

$$PM_{10} = k \left[ u^3 \cdot \left( 1 - \frac{u_t^2}{u^2} \right) \right], \quad \text{per } u > u_t \\ PM_{10} = 0, \quad \text{per } u \leq u_t . \quad (13)$$

dove  $PM_{10}$  è espresso in  $\text{g/m}^2/\text{s}$ , e  $k$  è una costante sito specifica espressa in  $\text{gxs}^2/\text{m}^5$ .

L'applicazione della (13) a un caso specifico richiede la determinazione sperimentale di  $u_t$  e  $K$ , nonché del parametro  $z_0$  necessario per riferire la velocità di soglia di attrito alla velocità alla quota di 10 metri.

### I bacini di accumulo dei fanghi rossi (BRDA)

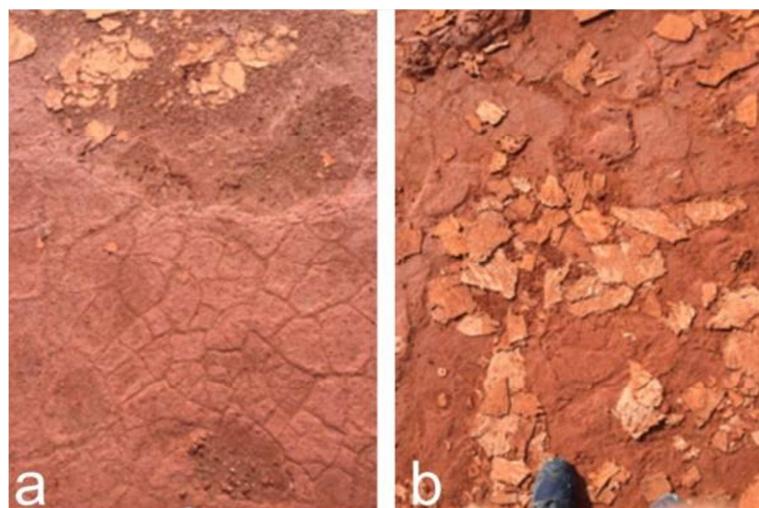
I residui del trattamento della bauxite sono costituiti da particelle di dimensioni molto ridotte (90% sotto i 20  $\mu\text{m}$ ) e relativamente uniformi, con peso specifico nel range 3.2 – 3.8  $\text{g/cm}^3$ . Dal punto di vista geotecnico sono caratterizzati da bassi valori dell'indice di plasticità e del limite plastico e sono classificati come limi. Fino agli anni 70 i fanghi rossi, con contenuto di solido intorno al 20 – 25%, sono stati depositati prevalentemente in lagunaggi (wet disposal); attualmente, per ragioni di spazio e per motivi ambientali, vengono smaltiti allo stato solido (con contenuto solido 55 – 75%) in depositi assimilabili a discariche (metodologie dry stacking e dry disposal).

Lo stato fisico del fango rosso è determinato dal suo contenuto d'acqua: nei lagunaggi il fango è in forma di sospensione acquosa, nei depositi dry stacking è un solido sovrassaturo (contenuto d'acqua superiore al limite liquido) e, nei depositi dry disposal è un solido allo stato plastico (contenuto d'acqua inferiore al limite liquido e superiore a quello plastico). In nessuna di queste condizioni la superficie del fango è soggetta a erosione eolica: mentre questo è evidente per i lagunaggi, nei depositi dry stacking e dry disposal il processo di erosione eolica è inibito dalle elevate forze interparticellari che caratterizzano lo stato sovrassaturo e plastico del fango. Tuttavia, in relazione alle condizioni climatiche e alle modalità di gestione del deposito, è possibile che in certi periodi il fango subisca processi di essicazione e passi dallo stato plastico a uno stato solido secco; sulla sua superficie si formano croste rigide e fragili di spessore pari a qualche mm, separate da fratture (mud cracks) tanto più diffuse e aperte quanto più elevato è il contenuto d'acqua iniziale del fango.

La superficie delle croste non genera saltatori liberi a causa delle forze che legano le particelle nel solido secco; essi sono invece prodotti da:

- passaggio di persone o mezzi sul fango allo stato plastico;
- frantumazione della crosta essiccata a causa del passaggio di persone o mezzi o di azioni meccaniche (pioggia, grandine);
- azione di chipping del vento sugli spigoli delle croste isolate dalle fratture.

Le particelle singole (tipo A) e gli aggregati (tipo B) prodotti attraverso questi meccanismi formano un materiale granulare che si deposita all'interno delle fratture e nelle depressioni della superficie (solchi delle ruote dei mezzi, ridosso delle tubazioni, variazioni di pendenza, argini etc.) (**Errore. L'origine riferimento non è stata trovata.**).



**Figura 6. Superficie del BRDA; a) mud cracks e depositi di particelle; b) depositi di particelle e croste**

### Modello concettuale di emissione

Sulla base delle considerazioni precedenti, è stato elaborato un modello concettuale specifico per l'emissione della superficie del fango; esso è descritto da:

- una condizione iniziale di tipo ON/OFF basata sull'umidità del fango presente in superficie;
- la suddivisione della superficie complessiva in categorie di superfici emittenti;
- la definizione dei meccanismi di emissione per ciascuna categoria di superficie.

### Condizione di emissione ON/OFF e discretizzazione della superficie.

Sulla base del valore di umidità W del fango si distinguono:

1. condizione di emissione (ON) quando il fango in superficie è solido secco ( $W < W_p$ ); in questa condizione la superficie del fango è formata dalle seguenti categorie di superficie:
  - aree residue in cui il fango ha umidità superiore a  $W_p$  ( $A_{wet}$ );
  - accumuli di particelle di tipo A e B all'interno delle mud cracks o in corrispondenza delle irregolarità della superficie ( $A_{A\&B}$ );
  - superfici delle croste ( $A_{crust}$ );
  - spigoli delle croste ( $A_{chipping}$ );
2. condizione di non emissione (OFF) quando il fango in superficie è in uno stato di consistenza plastico ( $W > W_p$ ) e tutta la superficie è occupata da aree  $A_{wet}$

Meccanismi di emissione di ciascuna categoria di superficie emittente

#### Superfici dei depositi di particelle di tipo A e B

L'emissione dalla superficie di questi depositi segue il modello descritto al capitolo 0. Vengono definiti una velocità di soglia della saltazione  $U_{TA\&B}$ , che dipende dalla distribuzione granulometrica delle particelle presenti nel deposito (equazione (3)), e un flusso verticale di polveri  $Fd_{A\&B}$  proporzionale al flusso di saltazione secondo l'equazione (13).

### Superficie delle croste

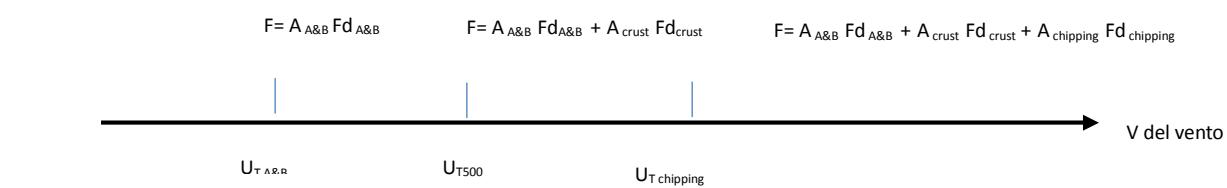
In virtù delle elevate forze interparticellari che caratterizzano lo stato solido secco della crosta, la sua superficie non produce saltatrici (se non per velocità del vento molto elevate). L'espulsione di particelle dalla crosta avviene solo a seguito dell'impatto di particelle saltatrici di grandi dimensioni (superiori a 500 µm) provenienti da altre superfici emittenti ed è innescata, dunque, per una velocità di soglia corrispondente alla saltazione di queste particelle ( $U_{T 500}$ ); il flusso  $Fd_{crust}$  è calcolato ancora con l'equazione (13) in cui  $K$  è particolarizzato per questo tipo di emissione.

### Spigoli delle mud cracks

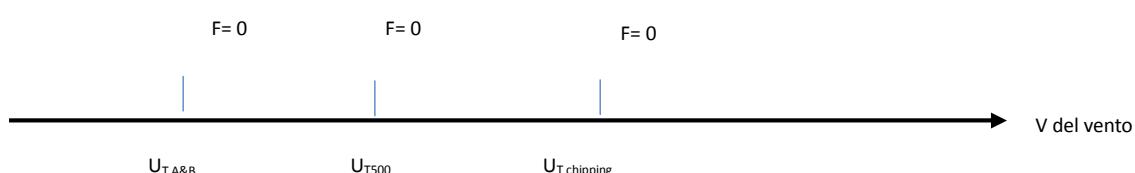
Gli spigoli delle mud crack, a causa della loro forma e della fragilità del fango secco, emettono particelle saltatrici per rottura degli spigoli (chipping). Questo fenomeno si verifica in corrispondenza di una velocità di soglia del vento  $U_{Tchipping}$  maggiore di quella che determina l'innesto della saltazione delle particelle nei depositi granulari ( $U_{TA\&B}$ ). Per velocità superiori a quella di soglia si ha la produzione di un flusso di particelle descritto dalla relazione (13), particolarizzata da un appropriato valore della costante  $k$ . All'aumentare della velocità del vento e via via che essa supera le velocità di soglia delle tre categorie di aree, si ha la sovrapposizione dei tre flussi.

Il seguente schema sintetizza il modello:

### Condizione ON



### Condizione OFF



Una volta che venga esaurito il volume di particelle formatisi per azione meccanica, la superficie emette soltanto quelle originate dal meccanismo di chipping, per velocità del vento molto elevate. Se questo flusso viene trascurato la superficie può essere assimilata a una sorgente finita o esauribile di particelle. Al contrario, nel caso di superfici in cui si svolgono l'accumulo o il trasporto del fango, la produzione di particelle saltatrici è continua, per cui la superficie costituisce una sorgente infinita di polveri.

## Verifica preliminare del modello concettuale

Il modello concettuale descritto è stato parzialmente verificato per un deposito BRDA potenzialmente emittente, di dimensioni 1000 x 500 metri. La sperimentazione era finalizzata a stabilire la distribuzione delle categorie di aree di emissione, le velocità di soglia, la rugosità  $z_0$  della superficie e le costanti  $k$  che compaiono nelle relazioni del flusso.

A questo fine sono stati misurati: incidenza delle categorie di aree di emissione, velocità del vento a due differenti quote, distribuzione granulometrica dei depositi di particelle presenti sulla superficie del BRDA, concentrazione di polveri a monte e a valle della superficie emittente.

Allo stato attuale sono stati determinati l'incidenza delle categorie di aree di emissione, la rugosità  $z_0$  e il valore della  $v$  di soglia  $U_{TA\&B}$ .

### Incidenza delle categorie di aree

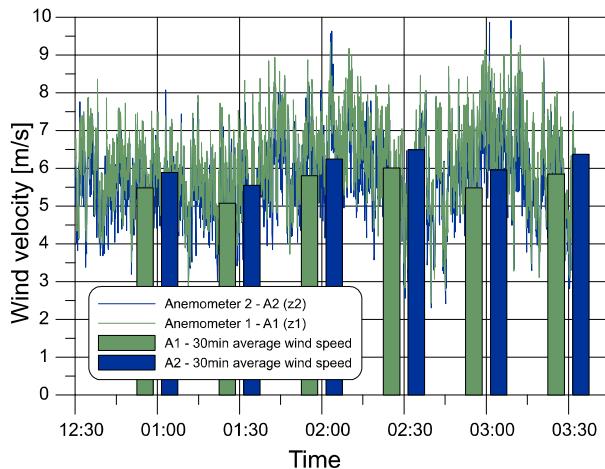
Sulla superficie del BRDA è stata individuata un'area di dimensioni 200 x 500 metri, rispettivamente in direzione normale e parallela al vento. L'incidenza delle categorie di aree è stata stimata suddividendo l'area in strisce longitudinali di larghezza 10 metri e lunghezza 500 metri e suddividendo ogni striscia in segmenti di 10 metri di lunghezza; di ciascun segmento (quadrato di area  $10 \times 10 \text{ m}^2$ ) è stata determinata visivamente l'incidenza delle categorie di aree. I valori medi risultanti dall'analisi sono: Area Wet: 50%; Area Croste: 40%, Area depositi A&B: 9.8%, Area chipping: 0.2%.

### Rugosità $z_0$

La rugosità  $z_0$  è stata determinata a partire da misure contemporanee della velocità del vento a due altezze ( $u_1$  a  $z_1=2.0 \text{ m}$  e  $u_2$  a  $z_2=7.0 \text{ m}$ ), in una condizione di stabilità atmosferica neutra. Il calcolo della  $z_0$  è stato effettuato attraverso la relazione:

$$z_0 = e^{\left(\frac{u_1 \ln(z_2) - u_2 \ln(z_1)}{u_1 - u_2}\right)}. \quad (14)$$

Nel diagramma di Figura 7 sono rappresentati l'andamento delle registrazioni istantanee dei due anemometri (1 misura ogni 5 s) e i valori medi su intervalli di misura di  $\frac{1}{2}$  ora. Dalla elaborazione dei dati è stato ottenuto un valore di  $z_0$  pari a 0.42 mm.

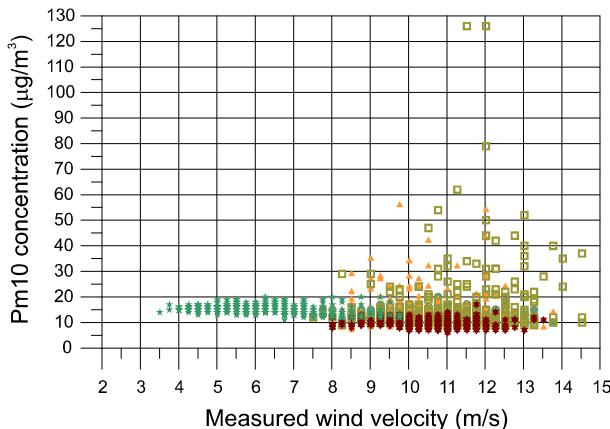


**Figura 7. Velocità istantanea del vento e media sulla mezz'ora**

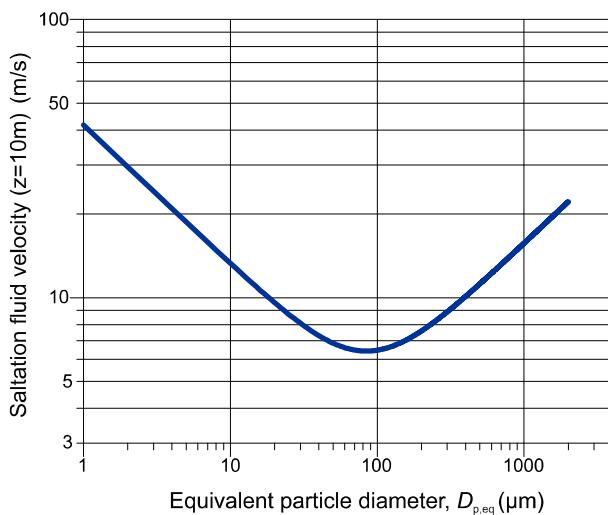
#### Velocità di soglia per le aree dei depositi di particelle A e B ( $U_{TA\&B}$ )

La velocità di soglia  $U_{TA\&B}$  è stata determinata a partire dalle misure di concentrazione di PM10 in 4 stazioni disposte sottovento all'area di emissione. Il valore ottenuto è stato utilizzato per stimare la dimensione delle particelle saltatrici. I punti indicati nel diagramma di Figura 8 hanno come coordinate le misure contemporanee della velocità del vento a 10 metri e della concentrazione di PM10: la loro distribuzione evidenzia che la concentrazione di PM10 supera il valore di fondo quando la velocità del vento a 10 metri supera 8 m/s. Tale velocità rappresenta dunque la velocità di soglia a 10 metri per la saltazione nei depositi di particelle tipo A e B.

Nota la velocità di soglia  $U_{TA\&B}$ , dal diagramma di Figura 9, che esprime la relazione di Shao (3), si deduce che la concentrazione osservata di PM10 è determinata dalla saltazione, nelle aree  $A_{A\&B}$ , di particelle di dimensioni comprese fra 30  $\mu$ m e 200  $\mu$ m. Le particelle di dimensioni comprese in questo range sono presenti nella composizione granulometrica dei materiali accumulati nelle aree  $A_{A\&B}$  con una percentuale del 27,5% (vedi tabella 1).



**Figura 8. Concentrazione di PM10 in funzione della velocità del vento**



**Figura 9. Velocità di soglia a 10 metri in funzione della dimensione delle particelle saltatrici**

**Tabella 3. Analisi granulometrica del particolato presente nei depositi A&B**

Particle size ( $\mu\text{m}$ )	+2.0	-2.0 +1.0	-1.0 +0.5	-0.5 +0.25	-0.25
Weight (%)	28.916	13.222	13.864	16.488	27.508

## Conclusioni

L’erosione eolica delle superfici dei BRDA è stata studiata con l’obiettivo di mettere a punto un modello concettuale specifico capace di prevedere le condizioni che innescano l’emissione di particolato solido e il relativo flusso. Dopo aver analizzato le relazioni generali della velocità di soglia per la saltazione e del flusso verticale di polveri è stato delineato un modello concettuale di emissione basato sull’osservazione che l’emissione si verifica solo se il fango in superficie è nello stato fisico di solido secco. La superficie potenzialmente emissiva viene suddivisa in categorie di aree, ognuna delle quali caratterizzata da una estensione, una velocità di soglia e un parametro k che caratterizza la formula del flusso, la cui valutazione avviene su base sperimentale. Il modello è stato applicato al caso di un BRDA per il quale, in una prima fase sperimentale, sono stati calcolati la suddivisione in categorie di aree, velocità di threshold per la saltazione per le aree dei depositi di particelle e la dimensione tipica delle particelle saltatrici. Il calcolo degli altri parametri verrà sviluppato in una seconda fase della sperimentazione che prevede, in particolare, misure di concentrazione di PM10 in corrispondenza di velocità del vento superiori a quelle che hanno caratterizzato la prima serie di misure.

**Acknowledgments.** Indagine svolta nell’ambito di progetti condotti da CINIgeo (Consorzio Interuniversitario Nazionale per l’Ingegneria delle Georisorse, Roma, Italia).

## Bibliografia

1. Shao, Y. P., Lu, H.: A simple expression for wind erosion threshold friction velocity. *J. Geophys. Res.* 105 (2000) 22437–43
2. Bagnold, R. A.: *The Physics of Blown Sand and Desert Dunes*. (New York: Methuen) (1941)
3. Iversen, J. D., White, B. R.: Saltation threshold on Earth, Mars and Venus. *Sedimentology* 29 (1982) 111–9
4. Kok, J. F., E. J. R. Parteli, T. I. Michaels, and D. Bou Karam: The physics of windblown sand and dust. *Rep. Prog. Phys.* 75 106901 (2012)
5. Bagnold, R. A.: The transport of sand by wind. *Geographical J.* 89 (1937) 409–38
6. Chepil, W. S.: Dynamics of wind erosion: II. Initiation of soil movement *Soil Sci.* 60 (1945) 397–411
7. Zingg, A. W.: Wind tunnel studies of the movement of sedimentary material *Proc. 5th Hydraulic Conf.* (Iowa City, University of Iowa)(Studies in Engineering Bulletin 34) (1953) 111–35
8. Iversen, J. D., Pollack, J. B., Greeley, R., White, B. R.: Saltation threshold on Mars—effect of interparticle force, surface-roughness, and low atmospheric density. *Icarus* 29 (1976) 381–93
9. Fletcher, B.: Incipient motion of granular materials. *J. Phys. D: Appl. Phys.* 9 (1976) 2471–8
10. Shao, Y. P.: *Physics and Modelling of Wind Erosion* 2nd edn (Heidelberg: Springer) (2008)
11. Alfaro, S. C., Gaudichet, A., Gomes, L., Maille, M.: Modeling the size distribution of a soil aerosol produced by sandblasting. *J. Geophys. Res.* 102 (1997) 11239–49
12. Fecan, F., Marticorena, B., Bergametti, G.: Parametrization of the increase of the aeolian erosion threshold wind friction velocity due to soil moisture for arid and semi-arid areas. *Ann. Geophys* 17 (1999) 149–57
13. Shao, Y., Raupach, M. R., Findlater, P. A.: Effect of saltation bombardment on the entrainment of dust by wind. *J. Geophys. Res.* 98 (1993) 12719–26
14. Durà, O., Claudin, P., Andreotti, B.: On aeolian transport: grain-scale interactions, dynamical mechanisms and scaling laws. *Aeolian Res.* 3 (2011) 243–70
15. Kok, J. F.: An improved parameterization of wind-blown sand flux on Mars that includes the effect of hysteresis. *Geophys. Res. Lett.* 37 (2010) L12202
16. Marticorena, B., Bergametti, G.: Modeling the atmospheric dust cycle: 1 Design of a soil-derived dust emission scheme. *Geophys. Res.* 100 (1995) 16415–16430
17. Shao, Y. P., Raupach, M. R., Leys, J. F.: A model for predicting aeolian sand drift and dust entrainment on scales from paddock to region. *Aust. J. Soil Res.* 34 (1996) 309–42
18. Air Assessment for Alcoa World Alumina Australia: Air Dispersion Modelling of Fugitive Emissions – Wagerup Refinery” (2005).

# USING MINERAL BASED TECHNOLOGY TO BOOST LIQUID-SOLID SEPARATION IN MINE PROCESS, SURFACE WATER AND TAILINGS APPLICATIONS

**Boosting productivity, yield and profitability in mining**

**Gerry Southwood<sup>1</sup>, Sefer Adnan<sup>2</sup>**

<sup>1</sup>Clariant, 80333 Munich, Germany

Phone: +49 (0) 89 5110 270

<sup>2</sup>Clariant, 85368 Moosburg, Germany

E-mail: gerry.southwood@clariant.com

---

## Summary

Finding the right balance between changing industry economics, increasing regulatory pressure, safety and the environment is increasingly important in today's consumer-conscious world. Mining companies need to be innovative to drive yield and productivity improvements, while ore grades decline. The circular economy, environmental and safety considerations, as well as increasing competition for water, have created pressure to find new ways to be good corporate citizens, by improving stewardship of water resources and minimizing the risk around tailings facilities. This paper discusses how Clariant's Invoque® liquid-solid separation process is working with a global iron ore producer to implement a program to significantly improve yield, productivity, profitability, water use and tailings management options, by boosting performance in a number of different process areas.

**Keywords:** dewatering, filtration, liquid-solid separation, tailings, concentrate, desliming

## Introduction

The mining industry forms the base of many global supply chains and provides minerals and metals essential to our everyday lives. It has also been found to play a growing role in many low and middle income countries, contributing to critical policy objectives such as job creation and poverty reduction.<sup>1</sup>

For many target materials, the mining process requires the grinding and washing of ore-containing rocks, which are subsequently processed to separate ores from waste materials, or tailings. Tailings can contain large amounts of unrecovered metals, heavy metals, minerals, process chemicals, and other potentially harmful substances. Due to the increasing demand for mining products and the progress in mining methods, **the volumes of tailings produced around the world have grown dramatically over the last century**. However, due to several high-profile tailings dam failures, there is an increasing tendency within the mining sector and by regulators to move towards dry-stacking of tailings, in order to reduce water consumption, reduce the overall environmental footprint and to mitigate risk.

---

<sup>1</sup> Cf. International Council on Mining & Metals: [The role of mining in national economies: Mining's contribution to sustainable development](http://www.icmm.com), October 2012, p. 2, available online at [www.icmm.com](http://www.icmm.com), accessed on 14.10.2015

Some mines create more than 200,000 metric tons of tailings per day.<sup>2</sup> The production of copper is one example, where the increase in metal output was accompanied by an almost four times as high increase in ore production over the decade from 1990 to 2000.<sup>3</sup>

Adding to the waste streams and slurries produced by the mining process are surface waters from precipitation and other sources which can also mix with potentially harmful sediments and substances.<sup>4</sup>

Since 2015 Clariant has been selectively commercializing Invoque®, a novel and high performance, mineral-based liquid-solid separation conditioning technology, co-developed with Omya AG, that provides attractive, competitive alternatives to conventional liquid-solid separation solutions.

### Iron Ore Case Study

In the example discussed within this case study, a leading global iron ore producer extracts iron ore in the form of hematite ( $\text{Fe}_2\text{O}_3$ ) in open cut mines prior to concentration and beneficiation. In the processing operation, iron is separated from its ore-body in a series of steps including crushing, hydro-classification, magnetic separation, conditioning and flotation, in order to achieve an iron ore concentrate, or pellet-feed of around 65% Fe, which is low in  $\text{SiO}_2$  and other undesirable impurities, for palletization, stockpiling and sale.

During the crushing process around 25-30% of the crushed material is rejected as slimes (containing lost fine ore particles) and non-magnetic tailings (waste). The slimes may contain up to 40% Fe fines, but these can prove uneconomic or difficult to process due to the presence of  $\text{SiO}_2$  and  $\text{Al}_2\text{O}_3$ .

The slimes and tailings produced in the process in question equate to approximately 15% each of elevated silica slimes and tailings. These streams are currently thickened and pumped to Tailings Storage Facilities (TSF's) for long term storage.

The producer currently uses no process aids within the pellet feed filtration step, and commodity polyacrylamide flocculant chemistry within the slimes and tailings thickening steps.

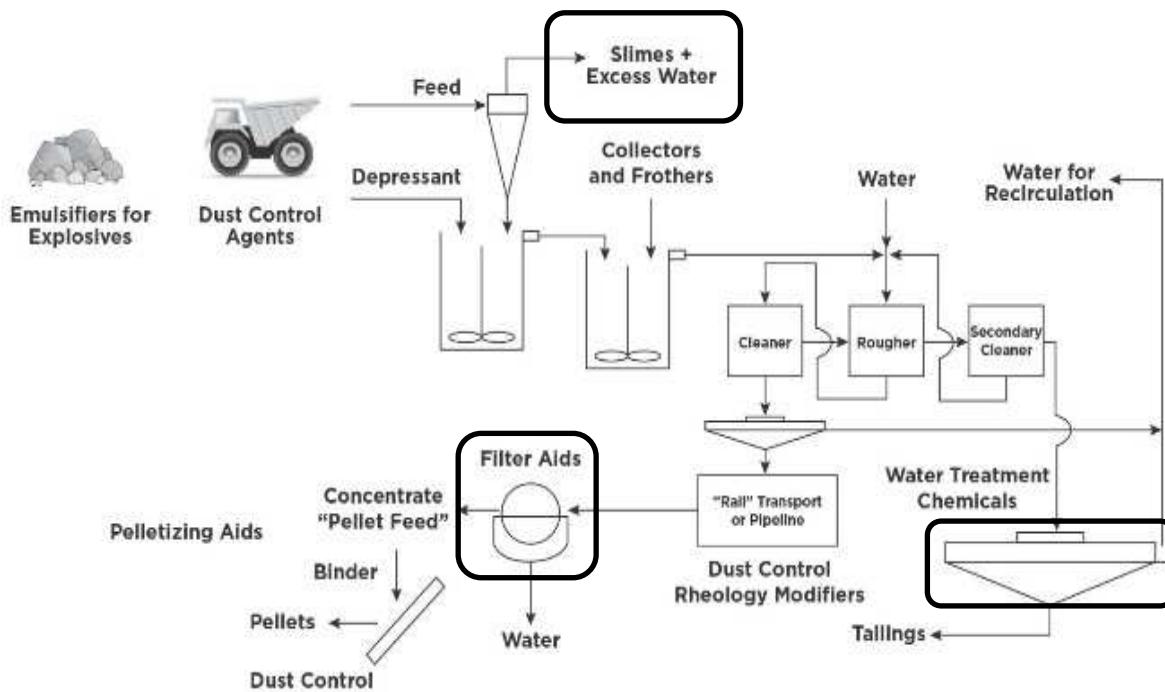
However, there is a recognized opportunity to improve performance in a number of areas, and Invoque® has been identified as a potential solution in a number of these areas, namely i) concentrate/pellet feed filtration, ii) slimes thickening, and iii) tailings thickening (see fig. 1).

---

<sup>2</sup> Cf. Jon Engels: [What Are Tailings? – Their nature and production](#), undated, available online at [www.tailings.info](http://www.tailings.info), accessed on 13.10.2015

<sup>3</sup> Cf. Lindsay Newland Bowker, David M. Chambers: [The Risk, Public Liability, & Economics of Tailings Storage Facility Failures](#), 21.07.2015, p. 5, available online at [www.earthworksaction.org](http://www.earthworksaction.org), accessed on 25.11.2015

<sup>4</sup> Cf. MiningFacts.org: [How is water managed and treated in mining?](#), 2012, available online at [www.miningfacts.org](http://www.miningfacts.org), accessed on 13.10.2015



### **Fig 1. Improvement focus areas**

Improvements in these areas were identified as having the potential to deliver substantial financial benefits to the producer.

If the experimental program produced interesting results in terms of performance improvements, the intention would be to embark on a second, more detailed round of experiments in order to define specific performance curves for each individual application, ore/tailings/slimes stream, and to use these results to plan pre-commercial industrial trials at the mines where the solutions shows the most potential for delivering financial benefits.

## **1. Objectives setting and Pre-Screening**

In defining objectives for the selected application areas, several critical to quality (CTQ) improvement criteria were identified for evaluation. These were:

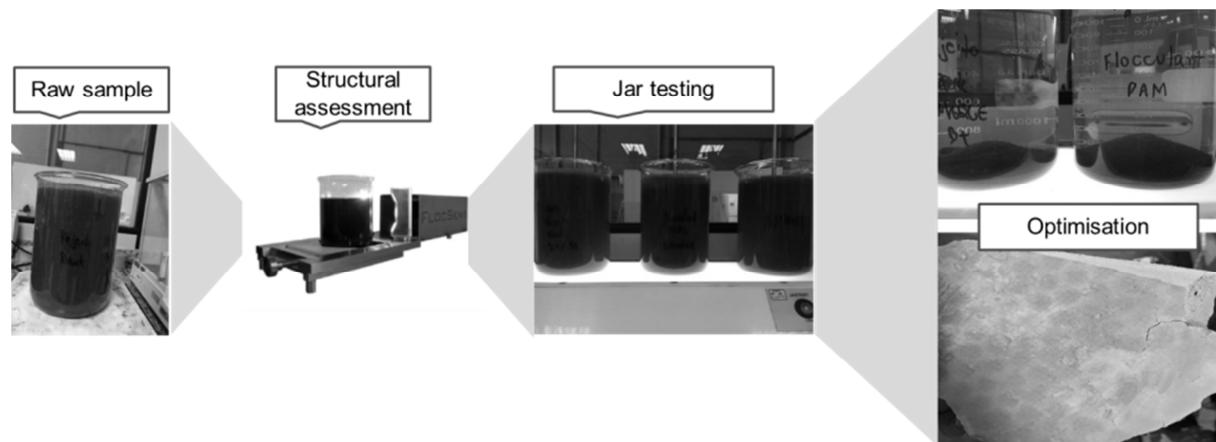
- Formation time
  - Filtration time
  - Filter cake final moisture content
  - Filtrate quality

As previously discussed, significant improvements within the defined CTQ's have the potential to offer a profound impact on customer competitiveness, by reducing the total cost to produce. The overall strategic aspiration is to identify and execute projects that will drive production costs down by 20%. Furthermore, reducing the moisture content of the tailings would potentially address an additional strategic objective of moving to an economic dry-stacking solution, instead of TSFs.

Boosting performance in these CTQ's would not only produce significant benefits to the producer, but could fundamentally change the perception of what is possible in terms of setting benchmarks in liquid-solid separation.

It is standard practice to screen sample material at a Clariant facility. This screening step is carried out in order to evaluate various program constituents and addition rates prior to site-testing, to ensure correct product selection and to reduce the optimization time required during the customer field evaluation stage. Screening is typically performed at Clariant's Invoque® Competence Center in Moosburg, Germany and/or at the Clariant Innovation Center in Frankfurt, Germany, where all of the defined resources and equipment needs are available for performing the screening experiments.

Generally, the screening process ensures that samples are received and classified appropriately (hazardous/non-hazardous, nature of material, CTQ requirements defined), and then processed through the various stages defined for screening. Typically, this will proceed as illustrated in Fig 2.

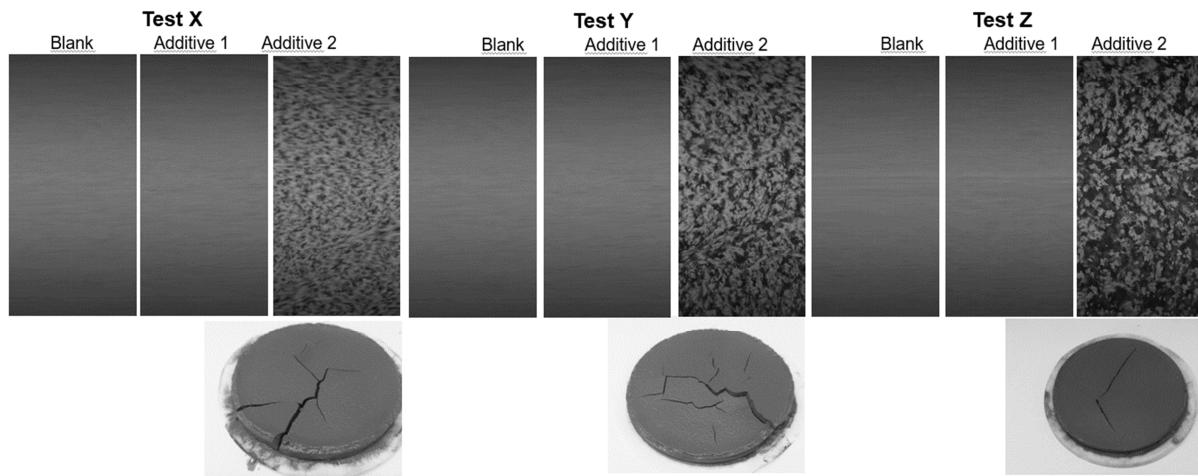


**Fig 2. Typical laboratory journey**

After receiving and classification of the raw sample, basic chemical analysis is performed to understand water chemistry, and the overall elemental analysis of the solid material. In addition, evaluations are performed within a FlocSens device, and using jar testing, to understand the performance of the sediment/suspension under different conditioning scenarios. This is important to understand particle size distribution (PSD), water chemistry, overall chemical composition and liquid-solid separation dynamics, the optimization potential for floc structure, formation rate, filtration rate, final moisture content, final water chemistry, geotechnical properties, adsorption rate, etc. Screening provides valuable insights to enable subsequent program design for any subsequent field evaluation, and eventual commercial program design.

An important component in the screening process is the FlocSens device, which employs high-speed photography to measure floc formation and size, as well as differences in distribution of floc sizes. Gaining such an initial understanding of the structural changes in the sediment matrix is useful in finding the right balance between formation time, dewatering rate and filter cake structure/textural to avoid moving beyond the optimal treatment regime. For instance, too fast formation may increase the likelihood of filter cake cracking, which can have a negative impact on vacuum consistency in vacuum dewatering processes. Different

conditioning scenarios are experimented in, to measure and define the perfect balance of structure and dewatering/filtration performance, or *performance equilibrium*. Fig 3 shows a series of three test samples, yielding different floc matrix and filter cake structures.



**Fig. 3: Finding performance equilibrium. L-R matrix dense + filter cake cracked and wet, matrix less dense + filter cake cracked and dry and performance equilibrium, with matrix and filter cake optimized.**

## 2. Site evaluation methodology

The site/field evaluation program took place at the producer's global technical center, and incorporated samples from a number of process steps at multiple different mine sites. All testing was conducted by and under the supervision of customer technical center staff, supported and closely observed by Clariant specialists.

The objective of the evaluation was a) to qualify Invoque® as a registered technology for use within group mines, and b) to provide a basic understanding of performance to plan for a longer term R&D study and eventual full scale industrial trial.

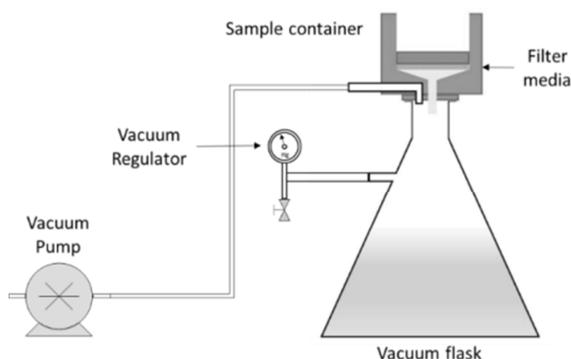
Two different types of test methodologies were defined. For iron ore concentrate/pellet feed, and tailings, the test methodology in all cases compared an Invoque® treatment regime with i) blank sample and ii) the incumbent conditioning regime. For slimes treatment, in the first instance a 12 hour sedimentation test was performed to indicate thickener performance vs blank and incumbent samples.

For ore concentrate/pellet feed, the following elements were defined in relation to each specific evaluation:

- Determination of solids content
- Volumetric measurement of sample
- Gravimetric measurement of sample
- Filtration leaf test
- Timing of formation and effective drying time
- Timing of filtration/dewatering
- Volumetric measurement of filtrate

- Gravimetric measurement of filtrate
- Turbidity measurement of filtrate
- Filtrate residual solids filtering (Whatman Grade 3)
- Vernier caliper measurement of filter cake thickness
- Gravimetric measurement of dehydrated filter cake
- Oven drying (4 hours) of filter cake
- Gravimetric measurement of oven dried filter cake

The leaf test filtration apparatus configuration is shown in Fig. 4.



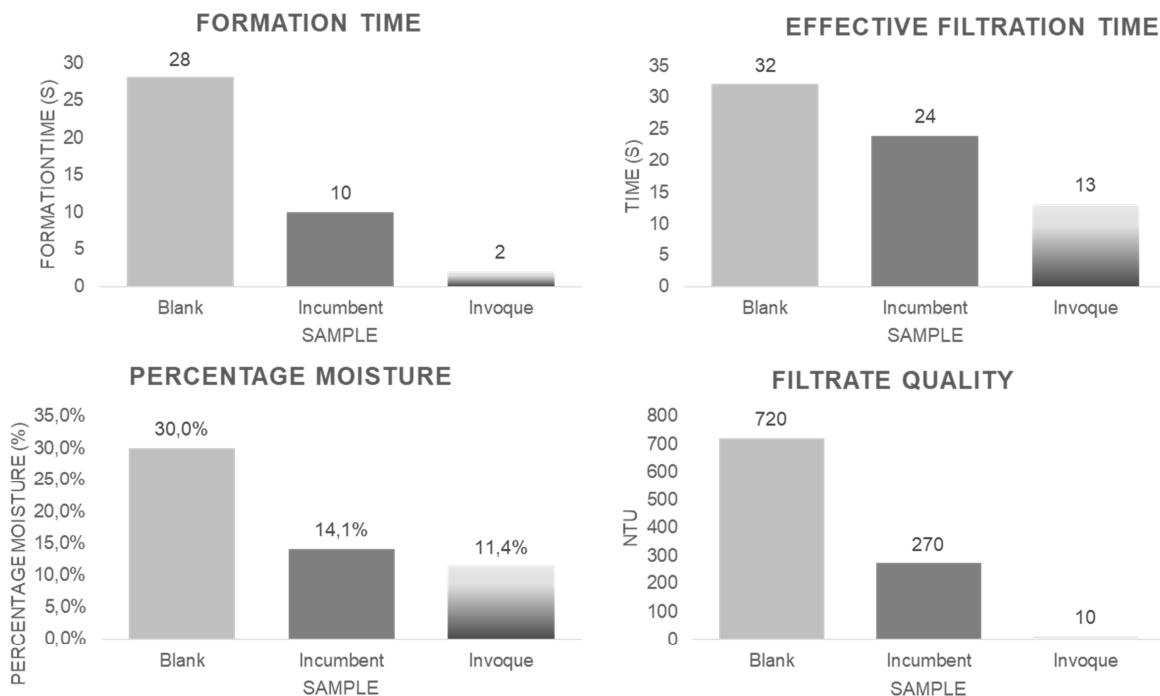
**Fig. 4: Filtration leaf test configuration**

#### **Iron ore concentrate/pellet feed filtration**

Concentrate samples were evaluated at 50% and 65% Fe concentration, and at pH 7 and pH10, to produce a 20mm thick filter cake at 18,0 Hg vacuum to reflect typical process conditions.

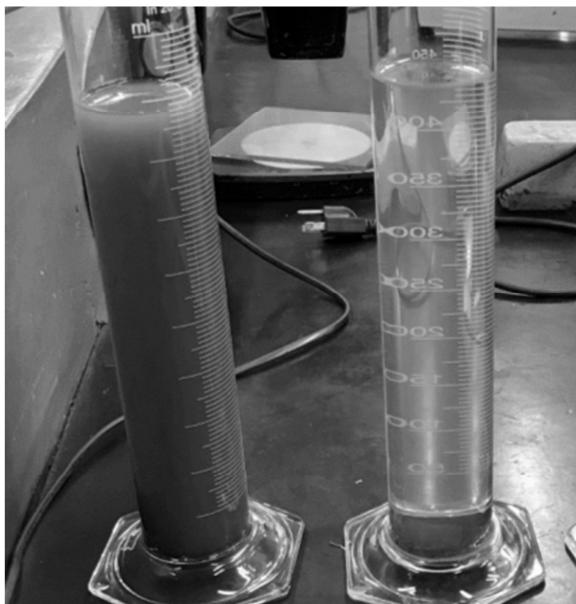
In the evaluation for iron ore concentrate filtration performance, we were able to observe the following results.

In terms of filter cake formation time, it was possible to demonstrate an 80% reduction in formation time, coupled with a 46% decrease in filtration time. Furthermore, filter cake moisture was improved by 2.7% in absolute terms, or 19% in comparative terms to the incumbent technology, while filtrate quality showed a dramatic improvement of over 99%. The aggregated test results are shown in the charts in Fig. 5.



**Fig. 5. Comparative iron ore concentrate filtration performance of Invoque® vs blank and incumbent samples**

Furthermore, from these results we can also deduce that fine ore particles that would normally be discharged within the filtrate, and that would require further thickening for recovery, are now almost entirely captured within the concentrate, improving yield with the potential to reduce additional processing costs. From a visual perspective, it is clear to see the difference between the incumbent technology and Invoque®, as showing in Fig. 6.

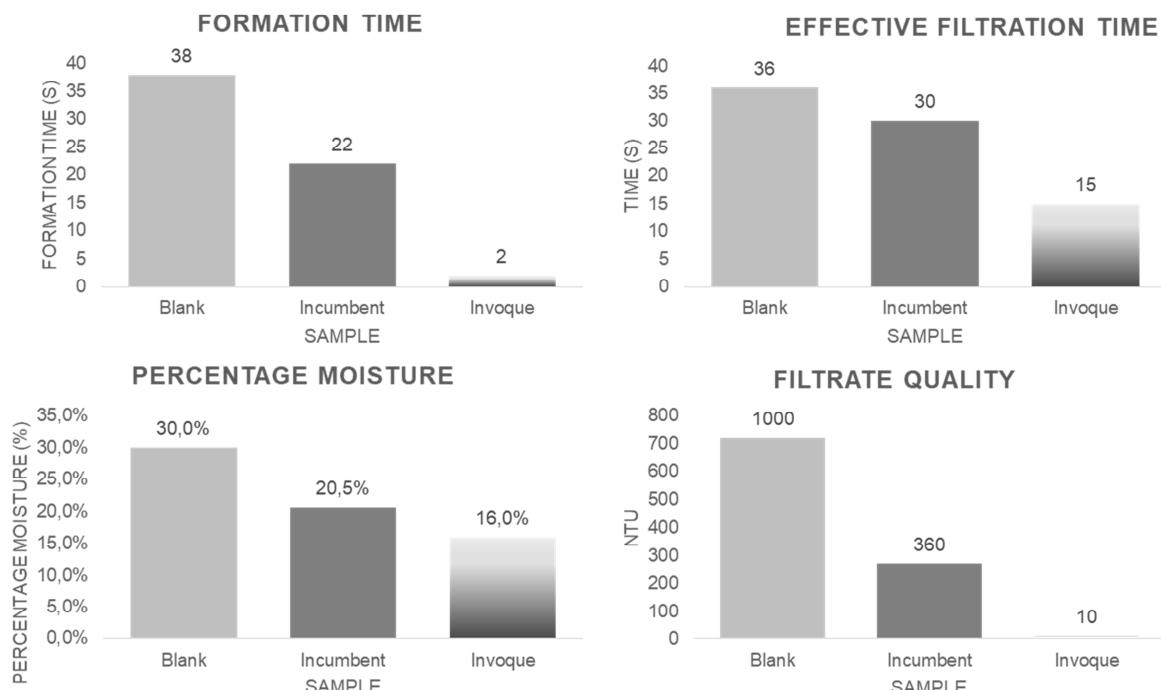


**Fig. 6: Visual comparison of incumbent filtrate quality (l) vs Invoque® (r)**

### Tailings filtration

Tailings samples were evaluated at 55% and 65% solids at pH 7, to produce a 10mm thick filter cake at 20,6 Hg vacuum to reflect typical process conditions. In the evaluation for iron ore concentrate filtration performance, we were able to observe the following results.

In terms of filter cake formation time, it was possible to demonstrate a 90% reduction in formation time, coupled with a 50% decrease in filtration time. Furthermore, filter cake moisture was improved by 4.5% in absolute terms, or 22% in comparative terms to the incumbent technology, while filtrate quality showed a dramatic improvement of over 99%. The test results are shown in the charts in Fig. 7.



**Fig. 7: Comparative tailings filtration performance of Invoque® vs blank and incumbent samples**

Although no prior methodology had been agreed upon to measure the physical properties of the tailings as part of this evaluation, a clear difference and perceived improvement was noted in terms of the handling characteristics and geotechnical properties of the produced tailings. As a consequence, additional experiments will now be scheduled in order to understand the difference in this context versus current. Fig. 8 illustrates the structure of tailings from the filtration process, and the resultant filtrate.



**Fig. 8: Tailings filter cake and filtrate produced using Invoque®**

## Desliming thickener evaluation

In this test, a simpler methodology was adopted, to observe the relative performance of the incumbent conditioned material in a laboratory simulation of static thickener conditions.

The CTQs identified for this evaluation were defined as:

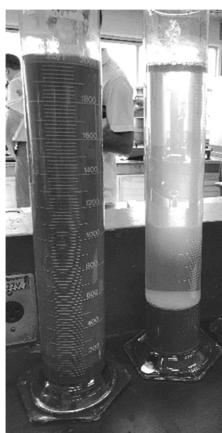
- Rate of settling (volume/time)
- Sediment compaction after 12 hours
- Visual filtrate turbidity

In the desliming evaluation Invoque® was compared to the incumbent technology only. No test was performed on a blank sample.

The test apparatus used were 2000 ml graduated cylinders and a perforated plunger for dispersion.

In the test, 2000ml of slimes is poured into a graduated cylinder, with the conditioning additive being first added using a syringe. The plunger is plunged ten times, in order to ensure the additives are comprehensively distributed within the slurry, and the sample is then left for 12 hours to settle.

In terms of this evaluation process, only a visual comparison was made. Nevertheless, the results showed a clear visual distinction between incumbent technology and Invoque® in terms of rate of sedimentation, and the consolidation of solids, as can be observed in Fig. 8, below.



**Fig. 8: Comparison of settling performance in Desliming using incumbent technology (l) vs Invoque® (r)**

## Conclusions

During the evaluation program the producer was able to successfully demonstrate that Invoque® offers significant potential to improve liquid-solid separation in several different process streams within an iron ore production environment.

Positive effects were observed in all of the selected application areas, with substantial benefits being associated with each area.

- Reduced moisture content in concentrate/pellet feed directly contributes to lower logistics costs.
- Improved ore fines retention in the filter cake improves process yield, as well as leaving a clearer filtrate.
- Reduced moisture content in tailings is a significant enabler to dry stacking, especially in the context of cost and process improvements in other areas.
- Furthermore, improved sedimentation and consolidation velocity in tailings, coupled with improved geotechnical characteristics, may improve TSF capacity management while reducing the risk of static liquefaction within the TSF.
- Overall faster cake formation and filtration may provide opportunities to speed up production, thereby overcoming previous design capacity limitations (debottlenecking) and reducing/offsetting the need for capital investment. Alternatively, this might lead to opportunities to idle equipment or run at lower loadings, saving energy costs.
- The clarity of the filtrate produced in all areas reduces and may eliminate entirely the need for thickening in certain process stages.
- In addition improved water reusability will result in lower input water and water treatment costs, providing energy and water savings as well as reducing water stress.

## **PRE-CONCENTRATION AND GANGUE REJECTION FOR IMPROVING ENVIRONMENTAL FOOTPRINT BY USING THE TRIFLO®**

**Bozano Gandolfi P.\* – Bozzato P.\*\***

\* Ecomin S.r.l., Via di Francia 54R, 16149 Genova, Italy - p.bozano@ecomin.it - Ingegnere Meccanico

\*\* Ecomin S.r.l., Via di Francia 54R, 16149 Genova, Italy - p.bozzato@ecomin.it - Ingegnere Minerario

### **ABSTRACT - RIASSUNTO**

*The cost and scarcity of resources (higher-grade ores, combustibles, water) and the increasing attention to environmental impacts are forcing the mining industry to implement new strategies and technologies. For decades, the industry followed a conservative and safe slow incremental approach. This approach needs to be modified to implement innovations compatible with new drivers, legislations and community awareness. Pre-concentration is an effective and simple tool to achieve this goal if at least one mineral, either product or gangue, is sufficiently liberated.*

*The TriFlo®, a multistage Heavy Medium (HM) separator, is the ideal technology for gangue rejection and ROM pre-concentration because it produces three products in one vessel simplifying plant layout, reducing space requirements and reducing costs, all at very high efficiency. The TriFlo® is a proven technology improved over the years and several patents have been filed.*

### **KEYWORDS - PAROLE CHIAVE**

Pre-concentration, gangue rejection, Heavy Medium, TriFlo, DynaFeed, proven technology.

### **NEW DRIVERS IN THE MINING INDUSTRY**

In the past thirty years, the entire mining industry employed larger and larger equipment to increase production and the return from their large ore-bodies with a lower per ton mining and processing costs. The copper industry was no exception and followed the same trends. Surprisingly, the “typical” flowsheets consisting in crushing, grinding, flotation and filtration were never critically analysed and, where possible, substantially improved.

This “bigger is better” point of view resulted in energy savings, but not in the conservation of water nor in tackling and solving sustainability principles.

New drivers are going to modify such existing strategy. These drivers may be interrelated between themselves and the main ones are:

1. Lower grades deposits

Depletion of high-grade ore deposits requires new solutions. Mass mining affects negatively the grade and the variability of the Run-Of-mine (ROM); advanced mineral processing solutions are required to achieve sustainable and profitable methods for mining and processing lower grade deposits.

2. Increasing energy price

Energy prices are increasing not only because of the price dynamics of the combustibles, but also due to more stringent environmental restrictions.

Mining consumes 3% of total world electric energy consumption. Comminution processes are energy intensive, accounting for up to 80% of overall processing plant energy consumption [1]. Wear components such as mill liners and media are proportional to the energy input. The costs of these two factors represent the major part of running costs of a concentrator and of the mining operation overall. The energy consumption increases exponentially as the final particle size ( $P_{80}$ ) decreases.

3. Water scarcity

According to the 1992 International Conference on Water and the Environment, water is a vital element for human life, and human activities are closely connected to availability and quality of water. Unfortunately, water is a limited resource and in the future access "might get worse with climate change, although scientists' projections of future rainfall are notoriously cloudy" [2]. Water availability and costs are rising worldwide. Mines lifespan are typically few decades and water availability and costs should be evaluated over this entire lifespan of the project taking into account the fact that vertical production development and creation of satellite industries and communities will substantially increase the basic water consumption levels during the mine life.

4. Environmental footprint

The Center for Social Responsibility in Mining (University of Queensland) defines "low footprint mining" as minimizing the physical disturbance associated with mining, using far fewer resources (water, energy, etc) to extract the ore, and minimizing or eliminating waste and discharges" indicating that "any negative social and economic impacts associated with mining development must be minimized and preferably avoided altogether".

All environmental impacts should be carefully considered: on local scale (all the output from the mine and plant such as water, air, tailings ponds, waste and the consumption of local resources) and global scale ( $CO_2$  emissions, consumption of resources, energy etc) to obtain the acceptance of local communities.

5. Permits and licenses to operate

Governmental regulations and permits are introducing additional costs and taxes to drive the industries to use smarter ways to manufacture their products utilizing more environmental sustainable solutions. It is very difficult to calculate such costs as the concerns of the inhabitants living nearby the site where the industries should be located lead to postponements or even negation of the authorizations. These constraints are even greater for industries, such as mining, where the location of the mine and of the processing plants cannot be freely chosen.

### **INSIGHT TO COPPER**

The worldwide primary copper production increased in the last thirty years from 8 Mt/y to 18 Mt/y [3] while the population has grown by a factor of 1,5. In the future, it is probable that the improving living conditions in developing countries will further increase the consumption rate per person. With this trend, the copper demand will grow requiring processing of always lower grade ores. Lower grade and more complex ores require technological innovations and holistic approach to optimize the processes increase the reserves and possibly reduce the costs per ton of copper produced.

There is a demand for processes that can reduce energy, water and environmental footprint of the operation. Processes that can reduce grinding requirements altogether effecting a separation at coarser sizes will achieve all the targets above. There is also an increasing awareness that more intelligent water management is required for reducing fresh water consumption, tailings dams disposals, flotation reagents and flocculants minimization which represent significant economic and environmental issues.

In the last decades, the mining copper industry introduced larger equipment to increase the yearly production maintaining the same processing configuration. New developments and smarter processing ideas have generally not been considered when realizing bigger and bigger plants. This approach minimized risks associated with new solutions and the time required for engineering, construction and commissioning of new concentration plants. However, this approach may exacerbate serious problem that have been underestimated for too long and it is now necessary to:

- Evaluate new options and quantify processing routes and strategies with modelling tools that incorporate mineralogical and particle characteristics from the deposit to the final processing step. Long term focus and targets over the complete mining project and life span of the processing plants shall prevail over mere short-term cost reduction approach. Mined ores are not uniform over the life of the mine and the selected processes have to be flexible to deal with ore variations that may be significant in some cases;
- Develop techniques which reduce energy requirements and the environmental footprint separating valuable minerals and gangue in different stages; each separation shall be performed at the coarsest possible particle size distribution. Inadequate liberation is a common cause of poor performance, but very often process developers do not take into account that size distributions with too much fine material contribute to lower than

- optimum recoveries while substantially increasing the costs and the environmental footprint. Size-by-size mineralogical analysis and liberation analysis are the key tools for optimum processing selection and plant performance; their use has been limited for too many years causing negative, and at times detrimental, economic and environmental consequences;
- Consider that ore pre-concentration can provide huge economic and environmental advantages. It is never too late to consider pre-concentration, in most cases pre-concentration can be easily retrofitted in existing operation.

### ***SMARTER MINERAL PROCESSING – PRE-CONCENTRATION***

The increasing depletion of high-grade ore deposits, as well as water scarcity and environmental awareness, require smarter mineral processing solutions to achieve sustainable and economic methods for mining and processing. Pre-concentration would allow to discharge larger quantities of rocks at an early stage of the process to make viable (economically and environmentally) exploitation of low-grade deposits.

It would be in the best interest of all mining companies to optimize the metal rates to mill feed not only for new projects, but also for existing mines, which could be achieved in most cases with the introduction of pre-concentration. In promising cases, more detailed studies shall evaluate the impact of the potential solutions on capital and operating costs including waste material handling, disposal and associated environmental impact costs and risks. A sensitivity analysis shall evaluate also the risk associated with water scarcity and the time delays associated with the authorization due to environmental issues. Pre-concentration can provide the following benefits due to early removal of coarser particles:

1. reduction of cut-off grades and increase of ore reserves;
2. increase of mine life and longer amortization of the project, plant and infrastructure investments;
3. operational efficiency through better use of installed equipment and labour force;
4. possibility to use mass mining methods due to higher toleration of dilution in the ROM ore;
5. reduction of variability of the feed to the concentration plant; more consistent feed will allow higher production at lower costs;
6. reduction of energy consumption per ton of product due to higher feed grade to the mill (a significant amount of gangue is only crushed and rejected in pre-concentration and is not ground to fine sizes);
7. reduction of energy consumption and wear due to early separation of harder non valuable minerals (Bond Index and Abrasion Index of valuable minerals are generally lower than gangue);
8. increased efficiency in downstream processes due to improved feed metallurgy (for example Mg rejection, etc.);
9. decrease in the amount of fine wastes and slime production after concentration processes;
10. reduction of water consumption per ton of product due to separation and rejection of coarser rejects;
11. reduction of flotation reagent consumption;

12. reduction of flocculants consumption;
13. reduction of tailing dams or tailing filter presses. Tailings disposal is an integral part of the beneficiation plant and represents a significant environmental and economic issue and liability of the operation during and after operation;
14. separation of the ore into homogeneous streams for more selective concentrations (high grade pre-concentrate may be directed towards the end of the enrichment chain, while middlings from pre-concentration may require additional grinding and selective separation);
15. saving in material handling and transportation costs by early rejection of waste;
16. higher mining rate without installing higher capacity processing facilities;
17. possibility to use coarser rejected waste as backfill material or as secondary products such as aggregates for road construction;
18. lower environmental footprint, easier acceptance by local communities and easier achievement of permits;
19. reduction of demobilization costs per ton of product;
20. reduction of operating costs, increase of the Net Present Value and moreover increase of the sustainability of a project.

Pre-concentration can effectively help mining companies to increase environmental sustainability and economical return of a project and to reduce or limit the risks associated with metal price variability, currency fluctuations, environmental and technical issues.

### ***PRE-CONCENTRATION AND GANGUE REJECTION TECHNOLOGIES***

We are now facing at the same time decreasing ore grades, more complex ores, higher operating and capital costs, higher environmental awareness, lower water availability, more stringent regulation for permits. All this problems will drive the mining industry and will favour the companies who will innovate their operations in rapid and smart ways. While awaiting for the next breakthroughs, utilizing technologies, which are well known and readily available, is an effective solution.

Pre-concentration has always been used in the mining and processing industries: unfortunately, pre-concentration is considered an art highly subjected to personal preferences and not a science with simple rules that can provide huge benefits that can be predicted and calculated. Modern tools and models allow to predict and design the mill and pre-concentration stage to maximize the return of the project, depending on local and global requirements, mainly by higher production in more stable conditions and simplicity of operation; metallurgists and processing engineers shall be encouraged to verify if pre-concentration may be employed in each specific project.

There are a number of ways to increase the concentration of the selected minerals: in any particular case, the method chosen will depend on the relative physical and surface chemical properties of the mineral and the gangue. Pre-concentration can be thought of as a discrete process step ahead of the main recovery process, aimed at rejecting coarse waste by exploiting

the physical properties of the ore. Pre-concentration means recovering as much of the valuable metal into the optimum mass yield and it is also considered as a roughing process.

Gangue rejection enriches the ore by removing the gangue, typically lower specific gravity waste rock, without compromising recovery.<sup>5</sup> Rougher-scavenger equipment typically provide better results in order to recover enough mass to the concentrate.

The following options may be used for pre-concentration or gangue rejection:

- screening
- cobbing
- optical sorting
- x-ray sorting
- flotation of coarse particles
- gravity separation
- Dense Medium Separation (DMS)

Each technology offers its own advantages and disadvantages in terms of throughput, feed size range, capital cost, operating cost, reliability and, above all, separation sharpness. Mining companies should investigate, either in-house or outsourcing, if one or more of these technologies may be adopted for a specific ore. Processing specialists shall propose to the mining companies a report indicating the results, costs, advantages, disadvantages and risk associated for a specific mine to let them select if and which shall be applied.

Gangue rejection provides economic benefits if the relevant operating and capital costs are lower than the advantages provided by the costs savings and additional yields in the downstream processes. This happens when there is a physical-chemical difference between the materials to be separated; i.e. in case of DMS waste rock has a specific gravity that is different from the specific gravity of the valuable products and the separation technology is sharp enough to efficiently remove the gangue. Multistage equipment and circuits, typically in a rougher-scavenger configuration allow higher recoveries to the concentrate due to higher sharpness and multiple chances to recover valuable material.

Pre-concentration introduces also losses of metal units and its use is a trade-off between the recovery versus the operating and capital costs of the overall process which also includes mining. Pre-concentration is applied at the coarser possible feed size provided that the valuable material or the gangue have been adequately liberated.

---

<sup>5</sup> The value of the minerals in the rejects is uneconomical to recover allowing for a net gain due to pre-concentration.

## **DENSE MEDIUM SEPARATION**

DMS is a gravity separation technique that uses a medium with a density between those of the valuable minerals and the waste. When the mixed ore is placed into the medium, one fraction will float and one will sink, thereby effecting a separation.

DMS has been historically practiced for large-volume throughput minerals or coal operations, where the material is as coarse as possible, a high degree of separation accuracy is required, high and consistent product qualities are required. It is applied to coal, chromite, laterites, iron ore, manganese, copper and many other solids-solids separations that can exploit even small differences in specific gravities between the species to be concentrated on one side and rejected on the other side.

DMS typically has a high throughput per cubic meter of installation and is used in plants with feed rates between hundreds and thousands of tons an hour, and is effective for ores between 0.1/0.5 mm and 250 mm, with separation densities between 1.3 t/m<sup>3</sup> (coal) and 3.9 t/m<sup>3</sup> (minerals) and with each product yields from less than 1% to almost 100%.

DMS may be performed in static baths operating at 1 g (earth gravitational acceleration), for particles generally coarser than 10 mm. Dynamic separators using centrifugal forces (to operate at higher gs) are required for finer particles. Dynamic separators are very efficient separating particles from 0.1 mm to 125 mm, coarser particles (>125 mm) are difficult to handle in dynamic separators. The feed to DMS is normally sized and the fines are typically sent directly to the grinding circuit, typical of mineral processing, or rejected if not cost efficient to recover, for example in coal applications. The deslimed fines typically have metal enrichment which is associated with the liberation of softer sulphides being readily susceptible to breakage and attrition from the host rock.

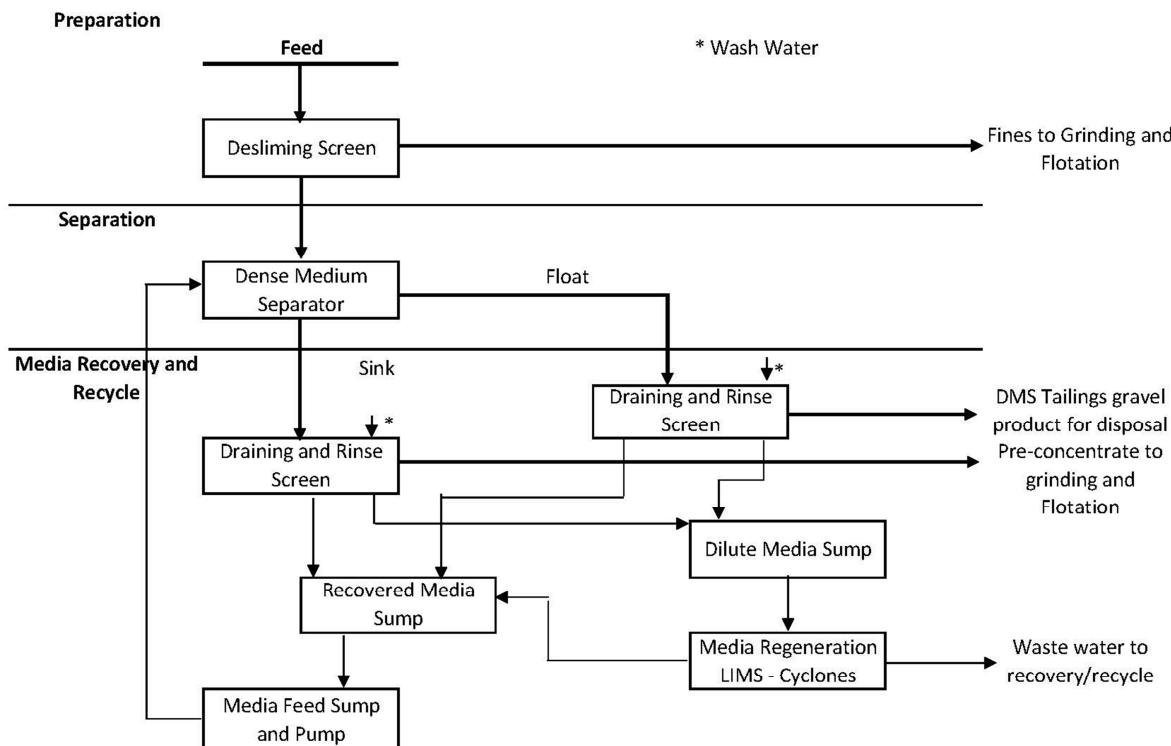
Dense Medium Separators yield wide separation size ranges, high capacities, easy adaptability, accurate separation and low cost. Finally, DM separation plants are fully automated requiring little or no attention while returning almost perfect separations.

Dense medium separation mainly requires two essential conditions to be applied:

- the materials to be separated have different specific gravities;
- feed materials should be partly or completely liberated in the size range used in the pre-concentration step (generally coarser than 0.1-0.5 mm).

DMS systems have three process stages:

- feed preparation – desliming
- density separation
- media recovery and recycle



**Figure 1 Typical DMS System Block Diagram for Coarse Feed >0.5 mm (two products)**

A typical single-stage two-product DMS block diagram is shown in the Figure 1 above. DMS systems are not a single or few pieces of equipment, they are processing plant. At the same time, this technology is mature and these plants are fully automated allowing consistent sharp separation at no local attention.

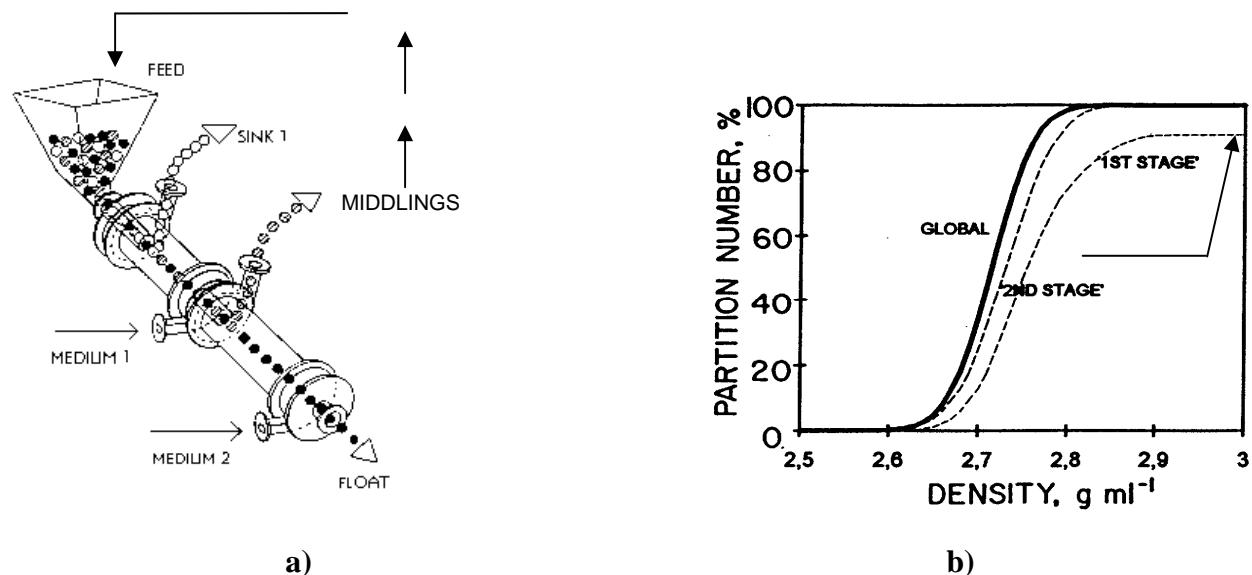
#### **EVALUATION OF ORE AMENABILITY TO PRE-CONCENTRATION**

The representative samples of the ore have to be investigated as follows to understand the amenability of an ore to be pre-concentrated by gravity and DMS:

- identify the metal distribution and liberation with respect to particle size fractions performing heavy liquid tests for each size class. This reveals also the metal content in the different size classes for evaluating the size classes to be pre-concentrated and for possible different processing schemes;
- determine top size to pre-concentration depending on the results obtained under a) above (crush the sample at a finer size to achieve a sufficient liberation of the ore);
- determine if pre-concentration with DMS is effective or not and select the best processing scheme. Ores with disseminated form of metals will provide relatively low mass rejection. Ores with clear differentiation between valuable mineralization and gangue are obviously more amenable to DMS pre-concentration;
- simulate the separation that can be obtained in a DMS plant and the amount of misplaced materials.

### THE TriFlo® SEPARATOR

The TriFlo®, reported in Figure 2 is a cylindrical multistage separator applied in difficult separations or where a 3-product separation is required.



**Figure 2 a) TriFlo® schematic view; b) Partition curves of a double stage circuit**

The material is fed at atmospheric pressure separately from the medium. The first stage float material directly enters the second stage for a second separation and it is not pumped or handled twice. In a difficult 2-product separation only one Correct Medium (CM) is used and the second stage further washes the float material for improved separation sharpness or to provide a rougher scavenger circuit for metal ore gangue rejection. Two media are used in a 3-product separation and the second stage operates the low gravity cut.

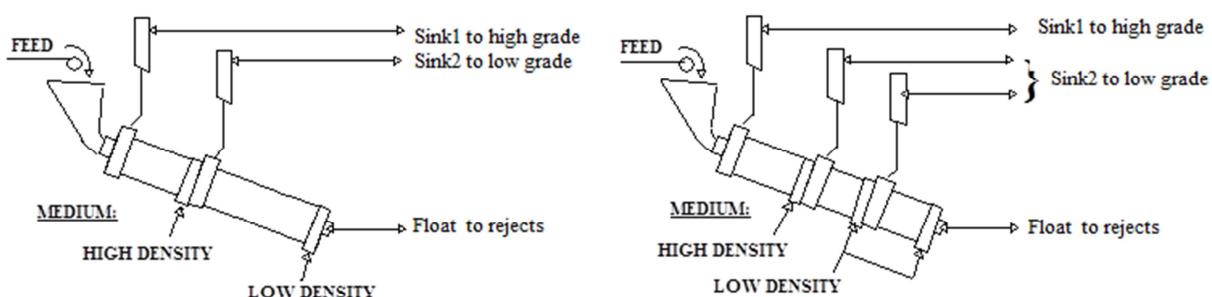
Partition curves in Figure 2 show that: the overall separation of a rougher scavenger circuit is improved if compared with a rougher only and that an abnormal load in the first stage causes some heavies to be misplaced in the first stage float product but the second stage, which is working in more stable conditions since the first stage smoothes out variations, can correct the situation recovering all the valuable metals.

The TriFlo® is a proven technology, 50 TriFlo® plants have been supplied worldwide, mainly in mineral processing. A new feeding system (DynaFeed®) has been recently developed to spin the feed material before entering the separator, thus further improving the separation sharpness and the throughput capacity of cylindrical cyclones [4].

This technology is now attracting the interest of mineral preparation plant operators and designers due to its unique features that better deal with the problems posed by modern mining methods, lower ore grades, and discards re-washing.

In the modern mass metal ore industry as the feed source and quality can change by the

minute and sometimes in an unpredictable way, gangue rejection and pre-concentration may be even more cost effective providing a more stable feed for final concentration. A double stage separation operating as a rougher scavenger produces a consistent product at higher yields and for this reason is suggested. The TriFlo® separator uses backpressures to regulate medium recovery to the sink outlet and is not prone to blockages and surging due to unrestricted outlets and provides consistent products even with broad feed ore characteristics fluctuations. In addition Sink 2 maybe recycled in case that it can be considered as middlings. Figure 2 and 3 also show that various solutions can be applied to take full advantage of the TriFlo® technology.



**Figure 3 Two and three stage stage TriFlo® separator (SG of valuable minerals > SG of gangue)**

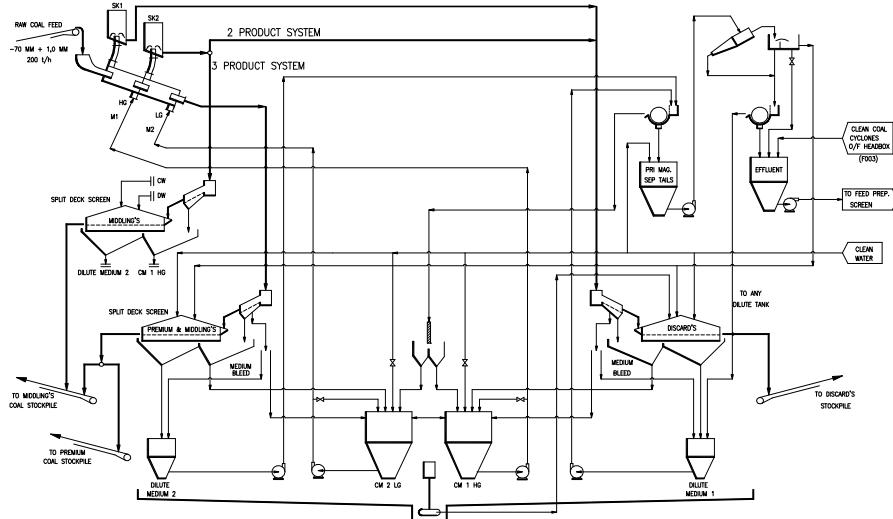
As an example, in figure 3 only coarser middlings can be crushed to improve liberation or the middlings could be recycled without any treatment. Ores such chromite and nickel laterites can be treated by three stages dynamic DMS as shown in Figure 3: for chromites one stage with high density cut for obtaining a high-grade concentrate suitable for smelting followed by two stages at lower density to recover the maximum amount of Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub> in a lower grade concentrate and to reject tailings.

### **TriFlo® COMMERCIAL PLANTS**

TriFlo® are available in the following sizes, some typical applications are also reported:

- the small TriFlo® 250 (250 mm internal diameter) typically used for plastic recycling where it outperformed all competitors due to its much higher efficiency;
- the TriFlo® 300 which is used in glass recycling plants and in pilot mining plants or small operations. Glass recycling is an interesting application as the 0.5-10 mm feed material, which cannot be separated by modern optic separators, containing 360 ppm of lead (PbO) is treated producing a float with 190 ppm PbO discarding only 1% of sink with 16,000 ppm PbO containing 50% of the lead present in the feed;
- the TriFlo® 400-500-700 are typically used for mining applications. The TriFlo® 700 can treat approximately 350 t/h feed of metallic ore having a footprint of only 76 m<sup>2</sup>. The feed conveyor to the HM section elevates the feed material to 16 m. Figure 4 shows a flowsheet with a two stage TriFlo® with 2 and 3-products configuration in coal processing, Figure 5 shows a picture of the same plant with a footprint of 76 m<sup>2</sup>. The HM

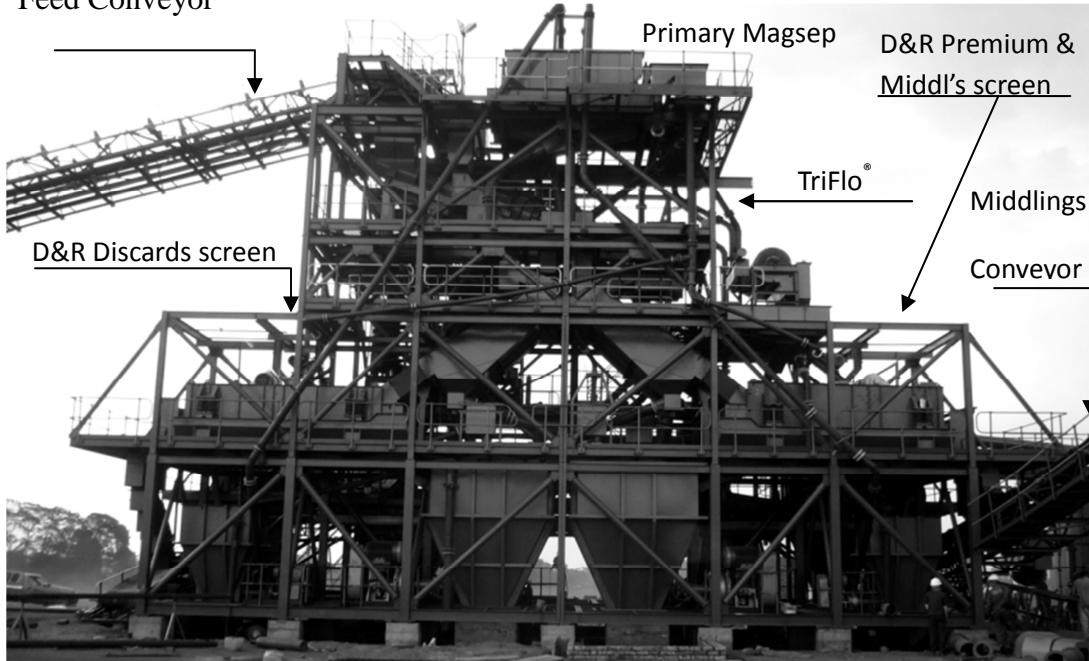
circuit operates with two CM pumps. Obviously, wing tanks are not necessary because only the heavy medium is pumped. Switching from one configuration (i.e. 2-product) to the other configuration (3-product) only takes few minutes and can be done during production without stopping the feed to the TriFlo®.



**Figure 4** TriFlo® flowsheet for both 2-product 3-product washing.

TriFlo® 900 and 1000 are intended mainly for the coal preparation industry and could handle up to 700 t/h.

Feed Conveyor



**Figure 5** TriFlo® installation of the flowsheet shown in Figure 4

Feed size distribution limitation are:

**STANDARD DESIGN:** top size approximately 1/10 of the TriFlo® internal diameter; minimum size 0,4-0,5 mm. The feed ore is screened and the finer sizes are pumped directly to grinding and following flotation circuit whereas the coarser fractions are pre-concentrated in the TriFlo®. Figure 4 and 5 show a standard design in coal and rejects re-processing with the option of producing 1 or 2 valuable products depending on the feed material characteristics.

**FINE MATERIAL DESIGN:** top size 1/10 of the TriFlo® internal diameter (typically 50 mm), minimum size 0.1 mm. Each product has dedicated magnetic separators for magnetite or ferrosilicon and product recoveries.

An important benefit from using the TriFlo® is a low wear because abrasive material is fed at low atmospheric pressure and heavier material is rejected through the sink orifice positioned at the feed end of the separator and only marginally wears the separator wall. On the contrary, a conical cyclone (DSM type) is fed under pressure and heavy particles are rejected through the spigot on the opposite side of the feed and the sink material wears the entire cyclone wall down to the spigot. Light material “floats” inside the separator and only contacts the light products outlet positioned axially like in a conical separator.

TriFlo® can be built in wear resistant cast iron or in ceramic lined steel unit when longer wear life is required and chipping is not expected (typical in coal applications). Figure 6 shows a ceramic lined TriFlo® 700 after having treated 1.25 Mt feed of highly abrasive high ash coal material.



**Figure 6 Wear conditions after 1,25Mt discards washing: a) I stage; b) II stage**

## **CONCLUSIONS**

Pre-concentration is a valuable tool for reducing the environmental footprint and increase the economical results of metal ore mining.

Heavy media separation and more specifically the TriFlo® multistage dynamic separator is a

proven technology, which could be implemented for gangue rejection and pre-concentration even if the density difference between minerals is as low as  $0.1 \text{ g/cm}^3$ .

The ore of each specific project shall be tested to verify the possibility to implement dense medium pre-concentration and gangue rejection for both new projects and existing mines where the ore grade is lowering with the mine development.

TriFlo® heavy medium plants are extremely compact and can be installed near the mine or even underground, to drastically reduce handling and reclamation costs.

## **BIBLIOGRAPHY**

1. Abouzeid, A.M. and Fuestenau D.W. (2009) "Grinding of mineral mixtures in high pressure grinding rolls", International Journal of Mineral processing, 93(1), pp. 59-65.
2. Harrabin R. (2012) "Shortages: water supplies in crises", BBC News, <https://www.bbc.com/news/science-environment-18353963>.
3. International Copper Study Group ICSG (2013) "The World Copper Factbook 2013", [www.icsg.org](http://www.icsg.org)
4. Bozzato P., Peng F.F. and Gu Z. (2005) "Dense medium Tri-Flow Separator: A Review and New Development", SME Preprint 05-132, SME Co.

## 3D IMMERSIVE EXPLORATION TOOL FOR THE MINING INDUSTRY

J. Ferino, E. Mannini, M. Mallus  
SJM Tech



The slide features the SJM Tech logo at the top left. Below it are four circular icons representing different sectors: 'ARCHITECTURAL ENGINEERING & CONSTRUCTION' (a building), 'SIMULATION & VISUALISATION' (an industrial plant), 'CULTURAL HERITAGE & TECHNOLOGY' (a lighthouse), and 'MULTIMEDIA & ENTERTAINMENT' (a computer monitor with a game controller). Each sector has a brief description below its icon.

ARCHITECTURAL ENGINEERING & CONSTRUCTION	SIMULATION & VISUALISATION	CULTURAL HERITAGE & TECHNOLOGY	MULTIMEDIA & ENTERTAINMENT
Interactive 3D project presentations, 3D virtual tours, realtime architectural visualization, 3D immersive environments, 3D planning software.	interactive training application, industrial equipment simulations, virtual rehabilitation training, virtual reality, virtual showrooms.	3D archaeological sites, archaeological finds, monuments, industrial archaeology, historical city 3D reconstructions, virtual 3D reconstruction of museums.	Game-based learning, virtual worlds, gamification, mobile-gaming, visual communication, brand and corporate identity, web sites, video, multimedia installations.

> 3D IMMERSIVE EXPLORATION TOOL FOR THE MINING INDUSTRY

sjmtech3D.com

### 3D RT INDUSTRIAL EXAMPLES



The slide displays four images illustrating the use of 3D technology in various industries:

- TRAINING PROGRAMS:** A 3D rendering of a mining site showing a yellow excavator and a worker on a platform.
- 3D RT PROJECT EVALUATION:** An aerial view of a massive solar power plant with numerous panels arranged in long rows.
- STRUCTURE DEGRADATION:** An aerial view of a river bend with a green embankment and a winding road.

> 3D IMMERSIVE EXPLORATION TOOL FOR THE MINING INDUSTRY

sjmTech  
sjmtech3D.com

## 3D RT INDUSTRIAL EXAMPLE

### 3D REAL-TIME APPLICATIONS



> 3D IMMERSIVE EXPLORATION TOOL FOR THE MINING INDUSTRY

 **sjmTech**  
sjmtech3D.com

## 3D RT INDUSTRIAL EXAMPLE

S.ANTONIO MINING DAM  
(ENTE ACQUE DELLA SARDEGNA)

Combined Survey, Photogrammetric UAV(Drone) and Laser Scanner

Area's 3D high detail model making

Modeling at highest detail of dam and structures

3D application to explore and assess site conditions

Immediate assessment of degradation conditions

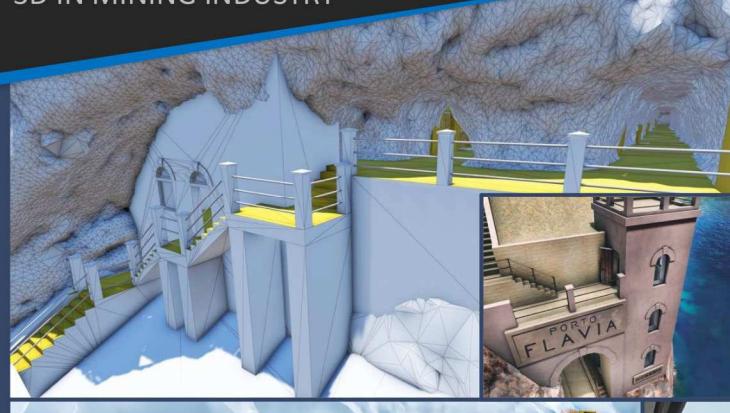
Support to planning for site reclamation

Comparing old surveys to assess detritus infill

> 3D IMMERSIVE EXPLORATION TOOL FOR THE MINING INDUSTRY

 **sjmTech**  
sjmtech3D.com

## 3D IN MINING INDUSTRY



> 3D IMMERSIVE EXPLORATION TOOL FOR THE MINING INDUSTRY

 sjmTech  
sjmtech3D.com

## 3D IN MINING INDUSTRY

IGEA MINES

HERITAGE MINING SITES  
EXPLORATION  
(IGEA Spa)

Locations of : Porto Flavia, Galleria Henry, Sos Enattos, Funtana Raminosa

Laser Scanner and GPS surveys – in total more than 350 laser stations

3D restitutions and modelling in order to optimize the data

3 Tera of data turned into few hundred of Giga, explorable in real time

Sites 3D exploration optimised for the end user

Massive increment of visits in the official websites and in the physical site

Technical evaluation for the safety of the entire visitor paths

> 3D IMMERSIVE EXPLORATION TOOL FOR THE MINING INDUSTRY

 sjmTech  
sjmtech3D.com

3D IN MINING INDUSTRY

3D REAL-TIME APPLICATIONS

"SOS ENATOS" Mining Complex

3D REAL-TIME WALK THROUGH

Keyboard Key: W A S D - moving direction - Left Shift + Rn - Keyboard 2: Flashlight On - Keyboard 1: Flashlight Off

> 3D IMMERSIVE EXPLORATION TOOL FOR THE MINING INDUSTRY

**sjm** Tech  
sjmTech3D.com

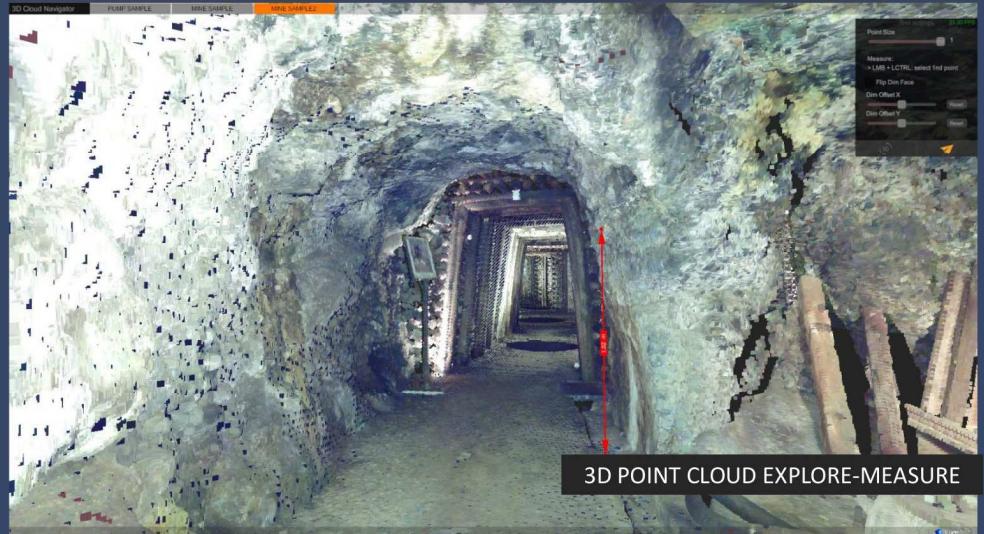
3D IN MINING INDUSTRY

> 3D IMMERSIVE EXPLORATION TOOL FOR THE MINING INDUSTRY

**sjm** Tech  
sjmTech3D.com

## 3D IN MINING INDUSTRY

3D REAL-TIME  
APPLICATIONS



3D POINT CLOUD EXPLORE-MEASURE

> 3D IMMERSIVE EXPLORATION TOOL FOR THE MINING INDUSTRY

 sjm Tech  
sjmtech3d.com

## 3D RT ADVANTAGES

3D REAL-TIME APPLICATION

Access time optimisation for big quantity of data

3D elaborated data is usable on a PC or common devices

Facilitation of project planning between different professionals

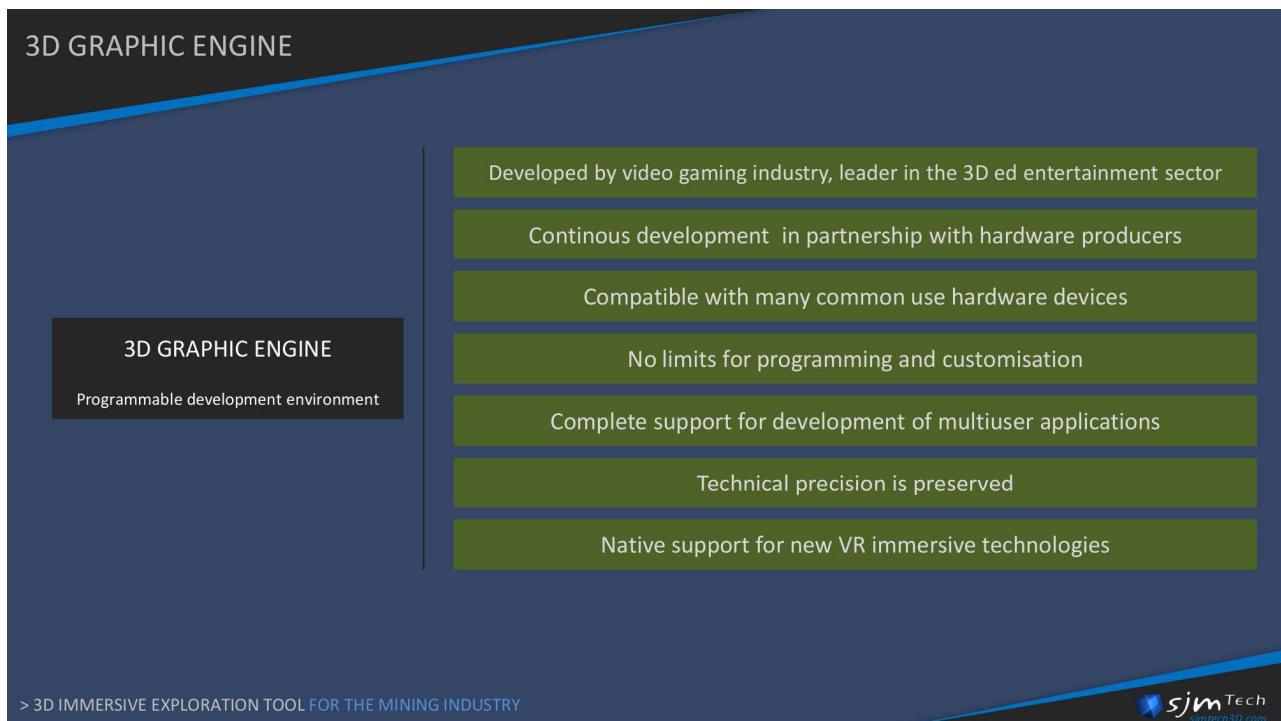
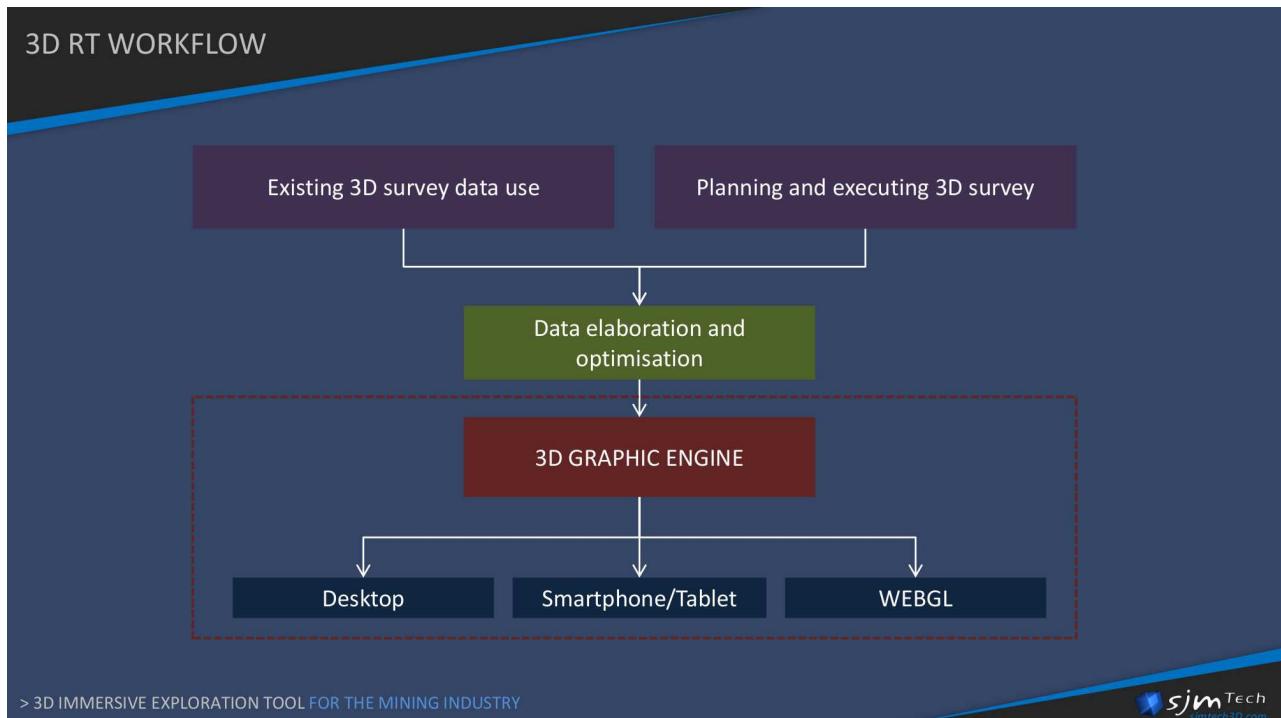
Use of measurement or informative instruments to enhance user experience

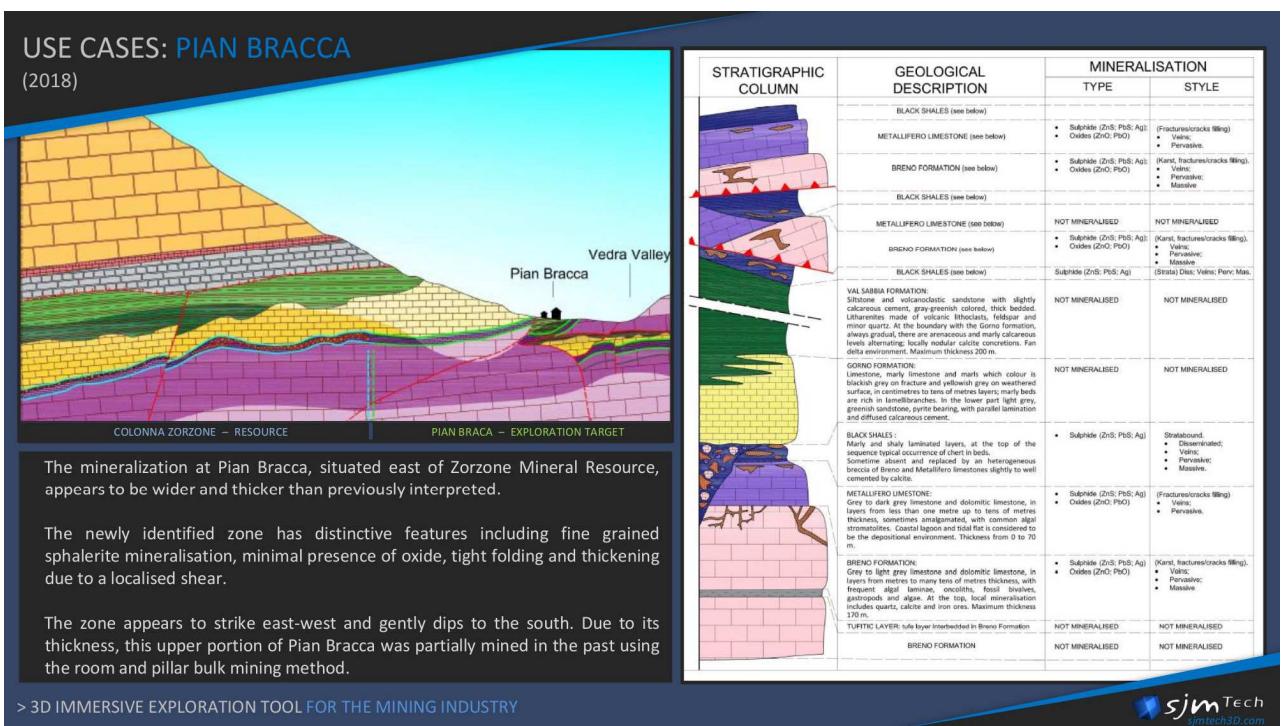
User interface totally customisable

Simultaneous usage in different locations and devices

> 3D IMMERSIVE EXPLORATION TOOL FOR THE MINING INDUSTRY

 sjm Tech  
sjmtech3d.com





## USE CASES: PIAN BRACCA

(2018)

SOME JUNIOR MINING COMPANY NEEDS

- Promotion and involvement of: shareholders, auditors, investors and journalists
- Safe assessment of site with potential safety risks (cave-in, voids, etc.)
- Site assessment from long distance , thus limiting traveling
- Site visibility available for people suffering from pathologies or inability
- Remote assessment and exploration of work performed

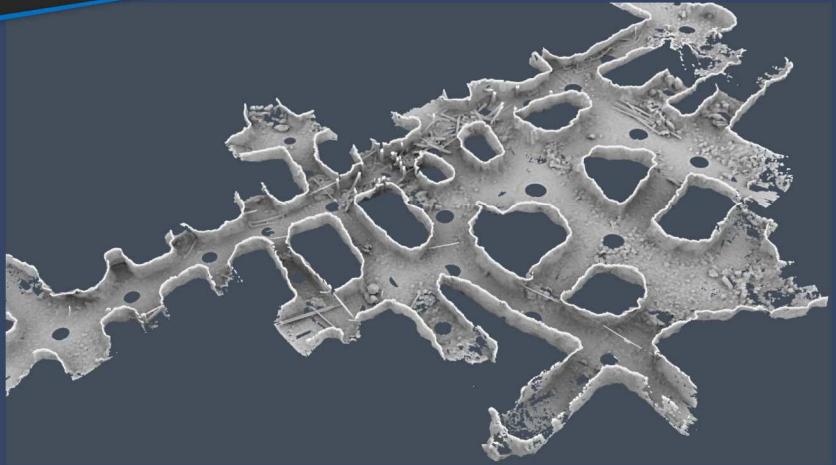
> 3D IMMERSIVE EXPLORATION TOOL FOR THE MINING INDUSTRY



## USE CASES: PIAN BRACCA

(2018)

MINE SURVEY DATA



- 110 CLOSE DISTANCE LASER SCAN, VARIABLE 3-12M OVER 800 M OF DISTANCE
- 3D POINT CLOUD OF THE ENTIRE LASER SURVEY OPTIMISATION
- EXPLORATION SITE APPLICATION DEVELOPMENT AND POI VISUALISATION
- INTERACTIVE POI MAP – REAL TIME MEASUREMENT OF DISTANCE AND ELEVATION

> 3D IMMERSIVE EXPLORATION TOOL FOR THE MINING INDUSTRY



USE CASES: PIAN BRACCA  
(2018)

TECHNICAL EVALUATION

EXPERIENCED PROFESSIONALS ARE ABLE TO ASSESS MECHANICAL ROCK QUALITY

UNDERGROUND FLOOR TO CEILING CHANNEL SAMPLING

> 3D IMMERSIVE EXPLORATION TOOL FOR THE MINING INDUSTRY

sjmTech  
sjmtech3D.com

USE CASES: PIAN BRACCA  
(2018)

MINE 3D EXPLORATION

REMOTE ASSESSMENT OF TUNNELS STATE

UNDERGROUND FLOOR TO CEILING CHANNEL SAMPLING COMPARISON

> 3D IMMERSIVE EXPLORATION TOOL FOR THE MINING INDUSTRY

sjmTech  
sjmtech3D.com

## **FROM BIOMINERALOGY TO BIOMINERALURGY: OPPORTUNITIES TO COMBINE REMEDIATION AND EXPLOITATION.**

Giovanni De Giudici

Dipartimento di Scienze Chimiche e Geologiche - Università di Cagliari – CESAM (progetto Centro di Eccellenza per la Sostenibilità Ambientale)

Biomineral processes occur at the Earth surface in response to the physiology of living organisms. These processes result in formations of rocks, can play a role in ore formation, and often rule biogeochemical cycles of elements. For this reason, they are of interest for ore exploration, bioremediation techniques and mineralurgy. Understanding how organisms can induce or control mineral formation is then a basic tool for developing technologies allowing us to improve our capability to combine ores exploitation and environment protection.

Often, the biomineral formation is due to a combination of hydrological factors, climate conditions, and presence of vegetation and so on. Rio San Giorgio (Iglesiente, Sardinia, Italy), a stream affected by abandoned mine wastes, is characterized by dense vegetation in the streambed, mainly comprised of *Phragmites australis* and *Juncus acutus*. This vegetation creates natural biogeochemical barriers that drive mineralization processes and attenuate metals load in the stream. Several techniques, covering scales from micrometres to kilometres, were applied to investigate the biogeochemical processes: water chemistry, injected hydrologic tracer, mineralogy, and microscopic investigation and X-ray spectroscopy. From this multiscale and multimethod approach, we recognized two predominant sets of biogeochemical processes: microbially driven metal sulphide precipitation, mainly resulting in pyrite formation; and plant uptake of metals that leads to formation of iron oxide-hydroxide and incorporation of Zn within the roots and aerial part (stem and leaves). The dense vegetation in the Rio San Giorgio streambed controls its morphology, velocity of streamflow, and, as reflected by observed bromide-tracer loss, enhanced water exchange between the streambed and the hyporheic zone. The combined effect of these vegetative controls is to establish biogeochemical barriers that greatly retard trace-metal mobility in the hyporheic zone. We estimated this effect can lead to an apparent decrease in Zn load up to 40%. These results to be a new Zn deposit forming in the hyporheic zone, that could be in future of interest for both sulphide and non-sulphide Zn ore recovery.

Besides presenting some cases histories from Sardinia abandoned mines, focus of this talk will be also on the development of knowledge on biological weathering of minerals, and biological formation of mineral useful in mineralurgical treatments. There is a growing interest in these processes across the world. This is because bio-mineralurgy is already an effective tool for some metals like Cu. Besides already established biomimeticalurgical techniques, tools for developing biomimeticalurgical treatment are actually investigated by a large scientific community, and significant advances are expected for other metals like Zn. This will offer more sustainable and cost-effective techniques to combine raw material exploitation and environment protection.

## METALLOGENIC FEATURES OF THE SIDERITE AND CO-NI-FE ARSENIDES HYDROTHERMAL SYSTEM FROM USSEGLIO

(Lanzo Valleys, Italian Western Alps)

Rossetti P.\*, Castelli D.\*<sup>1</sup>, Clerico F.\*<sup>1</sup>, Giorza A.\*<sup>1</sup>, Piana F.\*\*<sup>1</sup>

\* Dipartimento di Scienze della Terra, Università di Torino

\*\* CNR-IGG, Istituto di Geoscienze e Georisorse, unita` di Torino

**Abstract:** At Usseglio (Viù valley, Lanzo valleys), in the Italian western Alps, siderite and Co-Ni-Fe arsenides mineralization occur related to a post-metamorphic hydrothermal system that in the past was exploited, in different periods, for iron and cobalt. The system is composed of a series of veins cropping out over a total length of at least 6 km along E-W direction and a width of ca. 1 km, over an observed vertical extent of ca. 650 m.

The petrologic study shows that the cobalt mineralization is composed of Co-Ni-Fe arsenides as skutterudite, safflorite, rammelsbergite and loellingite, often showing complex relationships at the microscopic scale, coupled with strong variations in composition. The field and microscopic relationships show that the system is strongly zoned, because of a complex metallogenic evolution.

**Keywords:** cobalt, mesothermal circulation, arsenides, metaophiolite, western Alps

### 1. Introduction

In the Italian western Alps, a number of post-orogenic hydrothermal deposits occur which were exploited in the past. Apart from those related to the Tertiary ("Periadriatic") magmatism (mostly known for the Brosso and Traversella mines, exploited until the second half of the last century), the main deposits are those connected with the Monte Rosa Gold District, represented by a number of gold-bearing veins whose characters make them classify as typical orogenic gold deposits (or mesothermal gold lodes [1, with refs.]).

Although less known, post-orogenic hydrothermal mineralizations also occur which are characterized by the abundance of Fe-rich carbonate (as siderite ± ankerite, locally mined for iron) associated with a variable metal content (Au, Cu, Pb, Ag, As, Sb, Co, Ni...). In particular, in the Viù valley (the southernmost of the three Lanzo valleys), in the Usseglio municipality, a number of siderite-rich hydrothermal veins occur characterized by the occurrence of Co-Ni-Fe arsenides mineralization.

For many years, these mineralizations have been almost completely forgotten in the geological literature, after some studies performed during the first half of the last century [2, 3]. In the last twenty years, new studies have been carried out both on the geological and metallogenic features of these deposits and on the historical and archeological aspects connected with mining in the Usseglio area. The most relevant results of these studies, based on multidisciplinary approach, are collected in the two volumes edited by Rossi and Gattiglia ([4, 5]; papers in Italian, but part of them with abstract in English and French). These studies have documented that the veins system (named Punta Corna mining complex) was mined for iron already in the middle ages (13th-15th century), as also documented by a number of mining structures on the surface and just below, where veins were covered with debris, still well preserved in the area. The exploitation of the cobalt ore (used for the glass

industry and mostly exported to Germany) began instead in the mid 18<sup>th</sup> century. For those interested in further information please refer to the two volumes mentioned above.

In this paper, a review of the recent studies on the metallogenetic aspects of the hydrothermal system is presented, as well as unpublished data on the cobalt ore composition.

## 2. Geological setting

The hydrothermal system crops out on the left side of the Viù Valley (in the Arnàs lateral valley) and subordinately, to the northeast, in the adjacent Ala Valley, within the Piemonte Zone ("Zona di Calcescisti con Pietre verdi" in the old literature) (Fig. 1). In this sector of the Lanzo Valleys, previous Authors distinguished three main tectonic sub-units within the Piemonte Zone [6, 7]: a lower unit consisting of metaophiolitic rocks with minor metasediments, regarded as a disrupted section of oceanic lithosphere of Jurassic age; a middle unit made of carbonate schists ("calcescisti") with lenses of albite-bearing continental gneisses; and an upper unit mainly consisting of carbonate schists and phyllitic marbles.

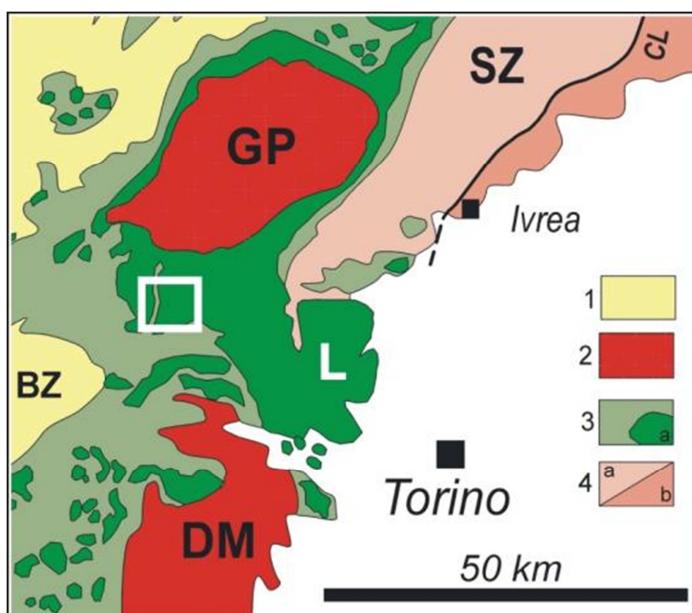


Fig. 1 – Simplified tectonic sketch-map of the central sector of the western Alps. Tectonic units: 1: Brianconnais Zone; 2: internal crystalline Massifs of Gran Paradiso (GP) and Dora Maira (DM); 3: Piemonte Zone (a: main ophiolitic bodies), L: Lanzo ultramafic massif; 4: Austroalpine Domain (a: Sesia Lanzo Zone, b: undifferentiated Southalpine Domain. CL: Canavese tectonic Line. Modified after [8]. The rectangle shows the location of the study area.

The hydrothermal mineralizations only occur within the lower unit, mainly represented by metabasalts with minor metagabbros, ultramafic rocks and metasediment slices. These rocks belong to a dismembered sequence with ophiolitic affinity, as also confirmed by the primary relationships within the mafic-ultramafic sequence [9]. The whole sequence records a multistage tectono-metamorphic evolution: after an early ("oceanic") stage, the alpine evolution started with the early-Alpine metamorphic stage, under eclogitic conditions. The subsequent evolution followed a composite, decompressional P-T-t path, with a final low-P, low-T re-equilibration under greenschist-facies conditions [10].

As described by Castelli et al. [11], the subsequent structural evolution developed under brittle conditions. Based on a detailed meso- and microstructural study, the following types of post-metamorphic structures were recognized (older to younger: [12, 13]):

1. N-S trending normal faults (with associated albite – clorite - calcite - hematite vein fillings);
2. N70-110° trending subvertical hydrothermal veins, which are described in this paper;
3. Contractional, east vergent, NNW-SSE striking shear zones, dipping 20° to 50° to SW;
4. E-W to NW-SE trending strike-slip and transtensive faults, often characterized by occurrence of hematite along the fault planes;
5. N-S to NW-SE normal recent faults, with an average dip of 50°.

The hydrothermal veins are invariably hosted by greenschist facies metabasite (“*prasiniti*” auct.) or, subordinately, carbonate schists (“*calcescisti*”). The metabasites are strongly monotonous in composition and consist of poikyloblastic albite with variable amounts of amphibole, chlorite and epidote; titanite, rutile, apatite, zircon, magnetite and pyrite occur as accessories phases. Scanty garnet, glaucophane and rutile represent the only relics of the high pressure stage. The metasediments occur as strongly foliated carbonate schists mostly consisting of calcite and white mica, with minor chlorite, quartz and graphite.

### **3. The siderite and Co-Ni-Fe arsenides hydrothermal system of the Viù Valley, Usseglio**

#### **3.1. Materials and methods**

Detailed field surveys were performed in order to investigate the structural features of the area, and the relationships between tectonic structures and veins distribution. A thorough petrographic study by optical (under transmitted and reflected light) and electron microscopy was done, to characterize the metallogenetic evolution of the hydrothermal system and the minerochemical features of the mineralizations. In situ quantitative microprobe analyses were performed on carbon-coated thin polished sections with a Cambridge Stereoscan 360 and (from January 2016) with a JEOL JSM-IT300LV SEM equipped with an EDS Energy 200 and a Pentafet detector (Oxford Instruments) at the Department of Earth Sciences, University of Torino. The operating conditions were 50 s counting time and 15 kV accelerating voltage. SEM-EDS quantitative data (spot size = 2 µm) were acquired and processed using the Microanalysis Suite Issue 12, INCA Suite version 4.01; natural mineral standards were used to calibrate the raw data.

#### **3.2. Field data**

The hydrothermal system crops out in the the left side of the Viù Valley (within the lateral Arnàs valley) and along the divide with the Ala Valley, as a swarm of veins occurring over a total length of at least 6-7 km along E-W direction and a width of ca. 1 km, at an altitude ranging from 2250 and 2900 m (Fig. 2). Main single veins show a total length of about 1 km and a maximum thickness up to 6-7 meters. All the veins occur along a fracture field whose average orientation is around E-W, and can vary from N 90°(mainly in the western part; with few veins trending N70-80°) to N 120-130° (eastern sector); they are mostly subvertical, dipping from ca. 80° to the north to 60-70° to the south in the western and eastern sector, respectively. The main veins have a strong morphological evidence in the landscape (even in satellite images), due to the surface mining excavations (along trenches): east of Lago dietro

la Torre, for instance, a trench along one of the thickest siderite veins is called “Taglio del Ferro” (“i.e., Iron cut) in the official cartography (Fig. 2). However, real outcrops are rare: in fact, the thickest veins are represented by trenches, whose bottom is covered with debris and/or dump materials and vegetation. Therefore, the mineralization features can be observed, apart from few outcrops, mainly from loose blocks close to the veins and along few accessible mine galleries (e.g., a crosscut at 2374 m in the central sector of the system: C in Fig. 2).

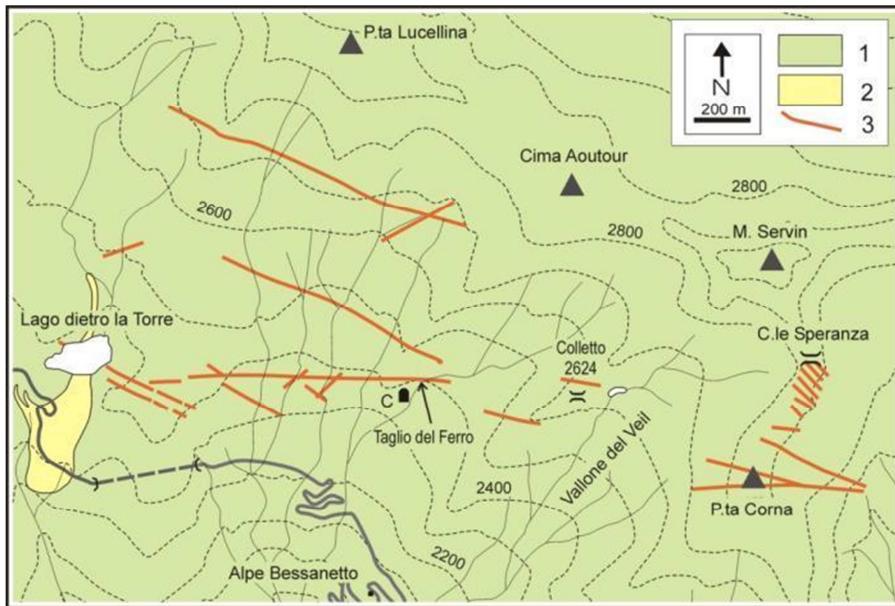


Fig. 2 – Simplified geological map of the Arnàs valley (Usseglio) between Lago dietro la Torre and Punta Corna, showing the main hydrothermal veins. 1: metabasites, 2: metasediments (quartzites, marbles, carbonate schists). 3: main hydrothermal veins. C: entrance of the crosscut at 2374 m. Modified after [11].

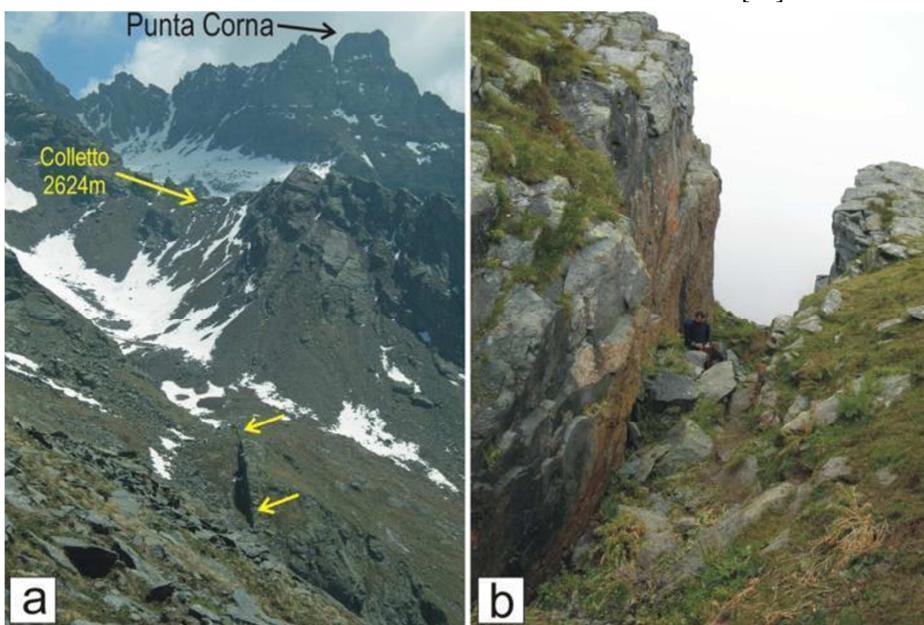


Fig. 3 – a: view of the central and eastern sectors of the hydrothermal system (picture taken ca. 200 m east of Lago dietro la Torre, looking east). The eastern part of ‘Taglio del Ferro’ is evident in the morphology (arrows); Colletto 2624 and Punta Corna are also shown in the background. b: morphological depression due to the mining excavation along the Taglio del Ferro, central sector.

The thickest vein crops out for about 1 km from Lago dietro la Torre to Colletto 2624 (Fig. 2). Such a vein, whose thickness ranges from 3-4 to 6-7 m, was intensively exploited for weathered siderite ore over most of its length. This area represents the lowest part of cropping of the system. Along this and other veins in the same area, a number of textures occur, even along the same vein. Close to Lago dietro la Torre, the veins display typically a massive texture, the whole vein being mostly composed of siderite. Eastward, the transition occurs between massive to banded texture. Main veins displaying a banded texture show an outer centimeter-thick quartz rim, while the inner part is composed of siderite ( $\pm$  minor quartz), or of a siderite portion passing to a quartz  $\pm$  baryte-rich zone in the vein core. Veins locally display brecciated textures, consisting of up to cm-sized clasts composed of strongly altered metabasite or vein material (siderite, baryte and/or quartz) cemented by quartz and siderite. Metabasite clasts are typically surrounded by a cm-thick quartz rim, which is in its turn embedded by siderite ("cockade texture"). The crosscut at 2374 m allows the observation of a complete section of one of the thickest siderite vein (that corresponding to "Taglio del Ferro" on the surface). The underground exposure shows that the "vein" is actually composed of a number of cm- to dm-thick subparallel veins that crosscut the strongly altered metabasite host.

West of Colletto 2624 and especially in the Punta Corna area, the hydrothermal veins become more abundant and thinner: at least ten veins occur, with a thickness ranging from few centimeters to 2 metres. The most striking feature of the Punta Corna veins is their compositional feature: in fact, though siderite is still the main component of the veins, the arsenide mineralization, which was unimportant or lacking in the western area, appears. The transition between siderite and cobalt mineralizations cannot be seen, due to Quaternary cover. However, the spatial arrangement of the veins (Fig. 2) suggests that the Punta Corna veins are the prosecution of the Lago dietro la Torre - Colletto 2624 m vein system. The Punta Corna veins occur as a series of parallel veins, mainly striking N 110° and dipping from 60° to 80°. Their thickness ranges from pluricentimetres to ca. 2 meters. In addition, here the veins texture ranges from massive to banded. Veins with a massive texture are mainly composed of siderite, while those showing a banded texture show a marginal zone composed of a centimetre-thick quartz rim, an intermediate siderite zone and a central quartz zone, where the quartz crystals may display a comb structure with open vugs. The arsenide mineralization may occur both in the inner part of banded veins, associated with quartz and siderite, and as massive veinlets crosscutting the altered metabasite. Skutterudite locally occurs as centimetric euhedral crystals showing well-developed growth zoning; rammelsbergite may form fan-shaped centimetre-sized crystal intergrowths (Fig. 4).

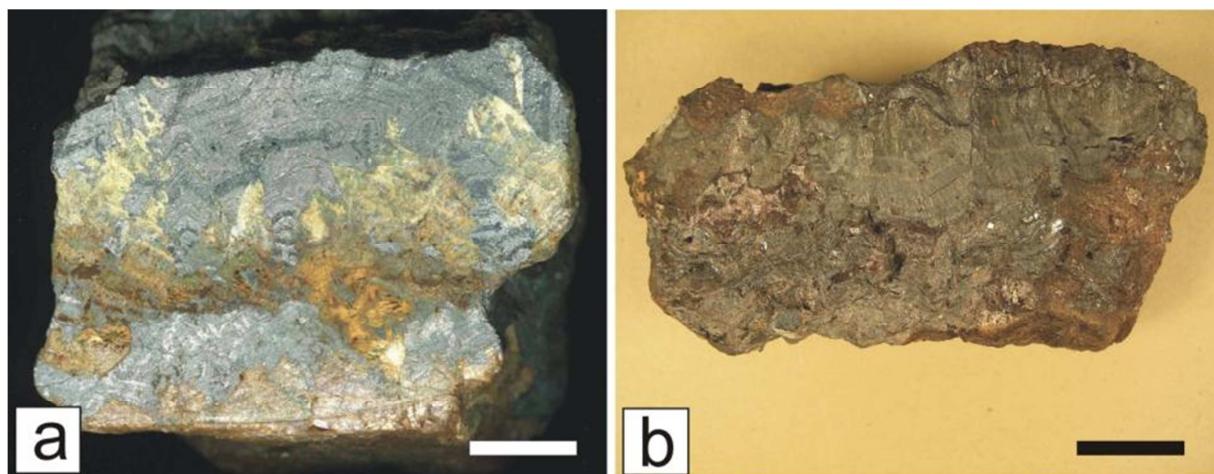


Fig. 4 – Hand samples of the arsenide mineralization. a: coarse-grained skutterudite (metallic grey) showing crystal growth structures, scale bar: 1cm. b: coarse-grained, fan-shaped rammelsbergite, scale bar: 2 cm.

Other hydrothermal veins belonging to the same system occur in the Torre d'Ovarda (east of Punta Corna, not in Fig. 2), Punta Lucellina and Lago della Rossa (north-west of Lago dietro la Torre, not in Fig. 2) areas. In particular, the vein cropping out north of Lago della Rossa, unreported in the previous literature, is the only one hosted by metasediments (carbonate schists). Such a vein, which strikes sub-vertically N120°, represents the western end of the outcropping hydrothermal system and is separated by the veins of the Lago dietro la Torre area by Quaternary cover. It shows a massive texture, mainly composed of siderite/ankerite with minor quartz. Centimetre-thick siderite veinlets depart from the main vein, following the foliation planes of the carbonate schist.

All along the hydrothermal system the veins sharply crosscut the foliation of the wallrock, which is always affected by hydrothermal alteration highlighted, in the field, by reddening of the metabasite. The petrographic study shows that the metabasite is affected by a strong sericite – quartz – carbonate alteration [14].

### **3.3. Ore petrology, mineral chemistry and paragenetic evolution**

#### *3.3.1. Main microscopic features*

##### *a) western sector*

In the western part of the system, under the microscope the veins mostly show a massive texture and are mainly composed of siderite (generally >85% vol.), as up to pluricentimetric, euhedral to sub-euhedral crystals often showing a dusty appearance due to growth of iron hydroxides along the cleavage planes. Very minor quartz and calcite also occur, mainly as fine-grained interstitial grains. Sulphides are generally lacking, apart from scanty grains of pyrite.

In the same area, when a banded texture occurs a symmetric zoning is observed, composed of an outer (and earlier) centimetre-thick quartz-rich portion (with quartz often displaying a comb structure), a middle siderite-rich ( $\pm$ calcite $\pm$ quartz) portion and an inner baryte-quartz portion. Quartz often shows ondulose extinction close to cataclastic domains. The middle portion always represents the thickest part of the veins. Locally an early calcite-rich stage is suggested by the interposition of a millimetre-thick calcite domain between the quartz- and

the siderite-rich zones. The innermost portion of the veins is typically composed of massive baryte with minor quartz.

Within the carbonate schists at the western termination of the outcropping system, close to Cresta del Fort, the vein shows a massive structure and is mainly composed of siderite with minor calcite, quartz and fine-grained disseminated sulphides (pyrite, chalcopyrite, tetrahedrite) and hematite.

*b) eastern sector*

A different picture is often observed in the eastern part of the system, east of Colletto 2624 m and especially in the Punta Corna area. The hydrothermal veins range in texture from massive to banded; while the massive veins are generally composed of siderite only, the banded veins change from siderite-rich (outer portion) to quartz-rich (inner portion); the latters can be strongly enriched in Co-Ni-Fe arsenides. The arsenides occur as complex intergrowths, with euhedral skutterudite, often showing well developed growth zoning, associated with and at least in part replaced by diarsenides. Sulphides can be virtually absent or locally abundant, at least in part clearly postdating the arsenides (see below).

### 3.3.2. Paragenetic and compositional evolution

The local occurrence, all along the system, of portions showing banded and/or brecciated texture shows that the hydrothermal deposition along the system changed with time (and possibly also with depth). Particularly, the crosscutting relationships at both macro- and microscopic scale allow the recognition of at least four main deposition stages (older to younger: siderite, baryte, Co-Ni-Fe arsenides and sulphides stage) which are described below. As a general agreement on the ore minerals abbreviations is not available, the following abbreviations will be used below:

siderite Sd, magnesite Mgs, rodocrosite Rds, calcite Cal (from [15]);  
skutterudite  $(\text{Ni}, \text{Co}, \text{Fe})\text{As}_3$  Skt  
safflorite  $(\text{Co}, \text{Fe})\text{As}_2$  Saf, rammelsbergite  $\text{NiAs}_2$  Ram, loellingite  $\text{FeAs}_2$  Loe.

#### (1) Siderite stage

The siderite stage begins with the deposition of ankerite (*ankerite I*, western sector) or, alternatively, comb quartz (mainly eastern sector), as a millimetre-thick continuous rim at the contact with the host metabasite, followed everywhere by abundant medium-grained siderite (*siderite I*), associated with minor interstitial quartz and subhedral to anhedral calcite. The thickest veins of the central and western part of the area are almost completely composed of siderite and quartz belonging to this stage.

*Siderite I* is a Sd – Mgs s.s., with a very minor Rds and Cal component ( $\text{Sd}_{66.4-73.1}\text{Mgs}_{23.8-29.1}\text{Rds}_{2.3-2.9}\text{Cal}_{0-2.6}$ ;  $X_{\text{Fe}} = 0.68-0.74$ ); it shows a slight zoning, being enriched in the Mgs component (and depleted in Sid) at rim. *Ankerite I* ( $X_{\text{Fe}} = 0.48$ ) shows a Mn content similar to Sd I (Rds<sub>2.7</sub>); calcite is a Cal - Rds - Mgs s.s. ( $\text{Cal}_{78.9-83.2}\text{Rds}_{7.5-14.7}\text{Mgs}_{8.1-9.3}$ ), showing a very low Fe content ( $\text{Sd}_{0.1-0.2}$ ).

The siderite-rich veins mostly show a massive texture; when banded veins occur, they are composed of altered, cm-thick monomineralic siderite and fine-grained baryte domains. Locally siderite occurs as coarse-grained (up to few centimetres big) bladed crystals associated with quartz. The latter may also locally occur bladed crystals, which under the

microscope are composed of alignments of very fine-grained crystals probably deriving from replacement of pre-existing bladed carbonate, as often observed in epithermal and, more rarely, mesothermal systems [16, with refs.].

### (2) *Baryte stage*

During a subsequent stage abundant baryte locally develops, as coarse-grained patches composed of up to few centimetres-sized crystals associated with minor quartz. Though only found as blocks in mine dumps, the areal distribution suggests that the baryte stage occurred in the western and central part of the area; in some samples baryte patches clearly cement siderite I clasts.

### (3) *Co-Ni-Fe arsenides stage*

This hydrothermal stage is characterized by the deposition of abundant Co-Ni-Fe arsenides and minor native metals ( $\pm$  sulphides). A variety of mineral assemblages and microstructures is observed, whose interpretation is partially hampered by the fact that, due to the lack of good field exposures, part of the study has been performed on samples collected from dumps and specimens from Museum collections.

The beginning of this stage is generally marked by the deposition of *skutterudite* (Fig. 5a), as euhedral crystals associated with medium-grained siderite (*siderite II*) and minor interstitial quartz. Locally *native arsenic* also occurs, as intergrowths of tabular to dendritic crystals, often enclosing few microns-sized rounded crystals of *native bismuth*; the latter also forms globular-shaped intergrowths, suggesting coalescence of liquid droplets. As native arsenic and bismuth occur at core of skutterudite, they likely represent an early product of the arsenide stage.

Skutterudite may show an outer primary rim composed of *safflorite - rammelsbergite - loellingite s.s.*. More often, skutterudite is replaced by diarsenides (mostly *rammelsbergite - safflorite s.s.*) which are, in turn, partially overgrown by star-shaped twins of *safflorite - loellingite s.s.* (Figs. 5b-c).

The late stage arsenides are locally associated with some *tetrahedrite I*, often associated with scanty sulphides (mostly *chalcopyrite* and *sphalerite*), which are still related to this stage because they appear in equilibrium with, or even enclosed by diarsenides (loellingite - safflorite s.s.), which do not occur anymore during the last (sulphide) stage (Fig. 5d).

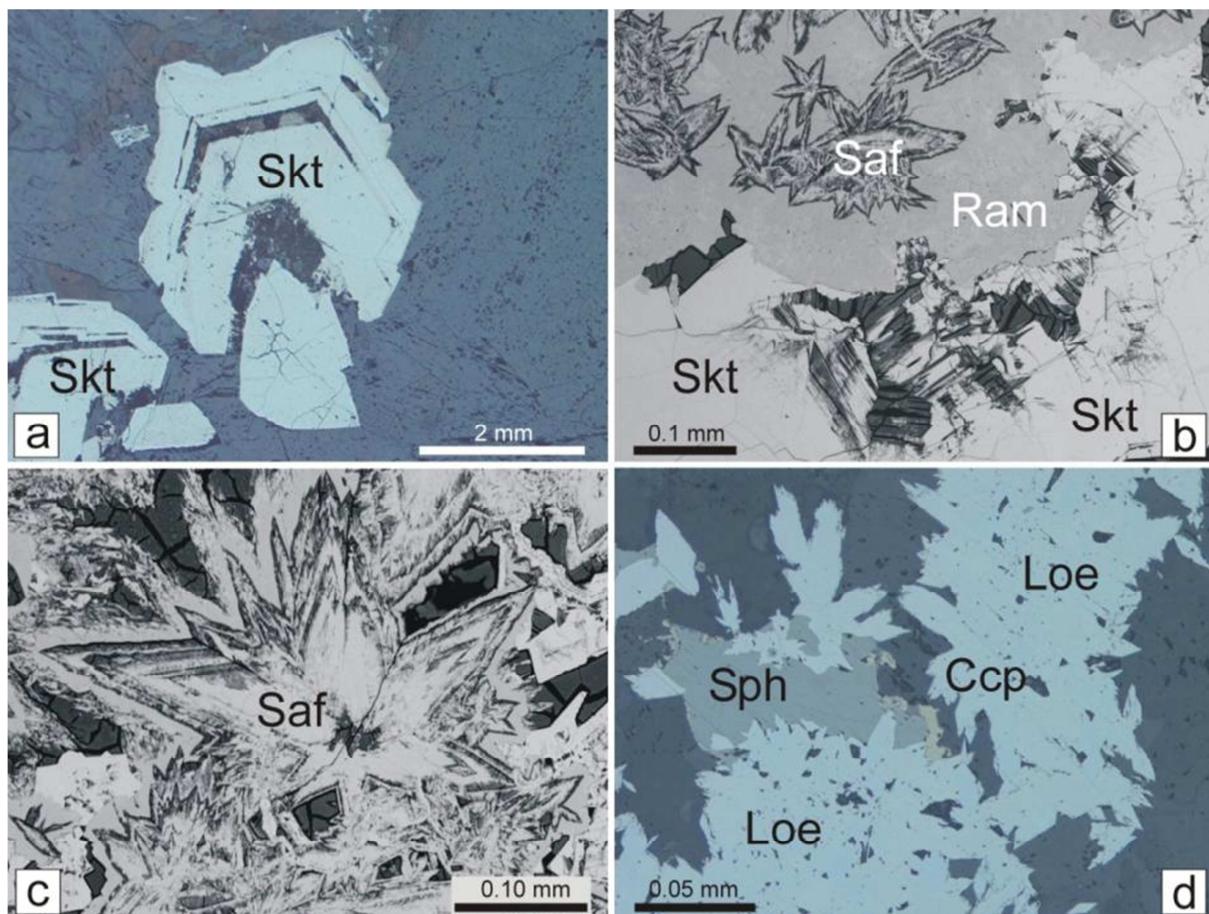


Fig. 5 – Co-Ni-Fe arsenides at the microscale. a: coarse-grained skutterudite (Skt) showing growth zoning, b: skutterudite partially replaced by rammelsbergite – safflorite s.s. (Ram) which is, in turn, overgrown by star-shaped safflorite twins (Saf); c: detail of a safflorite twin displaying growth zoning; d: late stage loellingite (Loe) associated with sphalerite (Sph) and chalcopyrite (Ccp, yellow). Dark portions are mainly carbonate and quartz. a, d: plane polarized reflected light, b, c: electron microscopy backscattered images.

*Siderite II* is a Sd – Mgs s.s. which displays strong compositional variations, mostly showing a higher Fe and Mn and a lower Ca content than Sd I ( $\text{Sd}_{70.7-90.8}\text{Mgs}_{4.4-26.5}\text{Rds}_{2.4-4.9}\text{Cal}_{0-3.4}$ ;  $X_{\text{Fe}} = 0.71-0.91$ ). An oscillatory zoning is locally observed, with Sd enrichments at core and outer rim; more often a patchy zoning is observed.

Arsenides show wide variations in composition: although the general paragenetic sequence described above is observed, the arsenides composition can be highly variable in different samples.

Skutterudite s.s. composition mostly plots within the solid-solution field defined by [17] in Co-Ni-Fe space and is characterized by a moderate to low Co content ( $\text{CoAs}_3 \leq 55\%$ ) and a wide range of Ni/Fe ratios [ $(\text{Co}_{0.17-0.60}\text{Ni}_{0.18-0.62})\text{As}_{2.81-3.00}\text{S}_{0.00-0.17}$ ] (Fig. 6a). Analyses plotting outside the field in Fig. 6a may be due to the occurrence of very fine-grained intergrowths (i.e., mixed analyses), or to a wider composition field than previously thought. Coarse-grained zoned crystals generally show an increase in Ni/Fe ratio from core to rim, though the contrary has been also observed.

As shown in Fig. 6b, *diarsenides* show wide compositional ranges plotting in three main fields:

I) *rammelsbergite – safflorite s.s.*, with composition ranging from pure rammelsbergite to  $\text{Ram}_{68.5}\text{Saf}_{25.7}$ ; the loellingite content is always very low ( $\leq 6.2\%$ );

II) *safflorite - rammelsbergite – loellingite s.s.*: such a composition is restricted to arsenides rimming – but also replacing – skutterudite, that show a relatively uniform safflorite content and a variable Ni/Fe ratio ( $\text{Saf}_{50-55}\text{Ram}_{9-34}\text{Loe}_{11-43}$ ). Part of these compositions fall outside the solid solution field of [18], as also reported by other Authors [19, with refs.].

IV) *safflorite – loellingite s.s.*: all the star-shaped “safflorite” twins fall in this composition group. They are characterized by very low Ni content (Ram up to 17.4%, mostly close to zero) and rather wide Co/Fe ratio (from  $\text{Saf}_{60.0}\text{Lo}_{40.0}$  to  $\text{Saf}_{34.1}\text{Lo}_{66.0}$ ). The last stage arsenides, which locally enclose sulphides (particularly tetrahedrite I), are a loellingite – safflorite s.s., strongly enriched in Fe (from  $\text{Lo}_{81.9}\text{Sa}_{18.1}$  to pure Lo) and devoid of Ni. Tetrahedrite I differs in composition from tetrahedrite II for the absence of silver (see below).

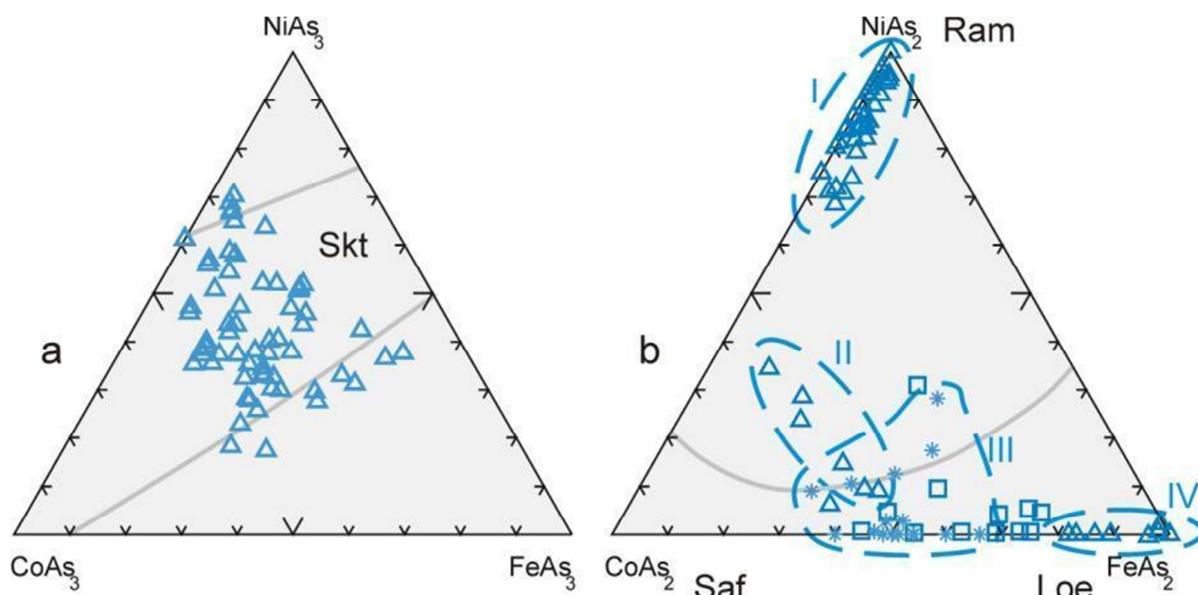


Fig. 6: plot of a) skutterudite and b) “diarsenides” (i.e., safflorite – rammelsbergite – loellingite s.s.) composition. in a) the field between the two grey lines represents the skutterudite s.s. composition field according to [17]. In b) the grey curve corresponds to the limits to the rammelsbergite content of the safflorite – loellingite s.s. according to Roseboom [18]. In the same diagram, the four main fields of diarsenides composition are reported (see text). Most analyses are represented by a triangle or (safflorite stars) an asterisk; open squares correspond to analyses of isolated phases, whose paragenetic position is unclear.

The data reported above, apart from documenting the composition complexity of the arsenides, also imply that strong enrichments in Ni also occur coupled with Co. Bulk rock data are not available so far; preliminary attempts to evaluate the Co/Ni (wt%) ratio of the arsenides mineralization give values in the range 0.8-1.2. This data must be taken with caution, being based on SEM areal analyses of mixed arsenides-rich domains.

#### (4) sulphides stage

The final hydrothermal stage is characterized by the abundance of sulphides and sulphosalts, represented by *tetrahedrite II*, *pyrite*, *chalcocite*, *sphalerite*, *galena* and *bournonite* associated with a variable amount of quartz and siderite. These phases locally occur as coatings of the arsenides, and/or breccia cement of the earlier assemblages. Tetrahedrite II is locally abundant and is partially replaced by bournonite.

Very locally, scattered *ankerite II* and quartz + baryte veinlets occur, both of them cementing clasts of the earlier assemblages; the relationships between these two assemblages have not been observed.

*Tetrahedrite* composition is in agreement with the simplified formula  $(\text{Cu},\text{Ag})_{10}(\text{Fe},\text{Zn})_2(\text{Sb},\text{As})_4\text{S}_{13}$  [20,with refs.]. The fahlores composition in the tetrahedrite-tennantite solid solution lies between 85-48 mol% tetrahedrite end-member. Copper concentration varies from 33.47 to 46 wt% (9.42-12.21 atoms p.f.u.); silver (up to 5.92 wt%, i.e. 2.78 atoms p.f.u., only occurs in tetrahedrite II.

## 4. Discussion

The siderite and Co-Ni-Fe arsenides mineralization of Usseglio (Viù Valley) are related to a hydrothermal system that developed, in the metaophiolite Piemonte Zone, during the post-metamorphic evolution of the western Alps. The system consists of a series of veins cropping out over a total length of at least 6-7 km along E-W direction and a width of ca. 1 km, over an observed vertical extent of ca. 650 m.

The data here presented show that the Co-Ni-Fe arsenides mineralization consists of intergrowths of skutterudite, safflorite and loellingite often showing complex relationships at the microscopic scale, coupled with strong variation in composition.

A sort of zoning is observed within the system, which shows strongly Co and Ni arsenides enrichments in the eastern (and highest) sector. The petrological study shows that such metal zoning is part of a complex paragenetic evolution that clearly indicates, as suggested also by other features like changes in vein textures, that major changes occurred in the system with time (and possibly depth?). Unravelling the causes of this zoning (e.g.; changes with depth, and/or fluid mixing? etc.) is important and requires further data.

Studies on the P-T conditions of circulation and fluid composition are in progress. All the features of the veins (geodynamic setting, mineral assemblages, grain size, vein textures, hydrothermal alteration), as well as fluid inclusions preliminary data, suggest a (relatively shallow?) mesothermal environment for the system. Mesothermal systems are well known for their vertical continuity compared with epithermal systems; however, the real extent of the system below the surface is at present completely unknown.

Concerning the source of the fluids and the metal content, no direct data are available so far. However, the peculiar metals association points to a strict relationship with the mafic and ultramafic rocks of the Piemonte Zone, in analogy with other ophiolite-hosted Co-Ni arsenide deposits in the world.

## Bibliography

- [1] Pettke T., Diamond L.W., Kramers J.D., 2000. Mesothermal gold lodes in the north-western Alps: A review of genetic constraints from radiogenic isotopes. *Eur. J. Mineral.*, 12, 213-230.
- [2] Fenoglio M., 1928. Sui giacimenti di cobalto dell'alta valle di Lanzo. *Atti della Società Italiana di Scienze Naturali e del Museo Civico di Storia Naturale in Milano*, 67, 182-192.
- [3] Piepoli P., 1934. Studio micrografico di minerali complessi delle vecchie miniere di cobalto di Usseglio (valle di Viù). *Periodico di Mineralogia*, 5, 141-153.
- [4] Rossi M., Gattiglia A. (Eds.), 2011. Terre rosse, pietre verdi e blu cobalto. Miniere a Usseglio. Prima raccolta di studi. Museo Civico Alpino "Arnaldo Tazzetti", Usseglio, 236 p.
- [5] Rossi M., Gattiglia A. (Eds.), 2013. Terre rosse, pietre verdi e blu cobalto. Miniere a Usseglio. Seconda raccolta di studi. Museo Civico Alpino "Arnaldo Tazzetti", Usseglio, 291p.
- [6] Pognante U., 1983. Les intercalations gneissique dans une unité des "Schistes Lustrés" de la vallée de Susa (Alp. Occ.): témoins d'une marge continentale subductée? *C. R. Acad. Sc. Paris*, 296, série II, 379-383.
- [7] Perotto A., Salino C., Pognante U., Genovese G., Gosso G., 1983. Assetto geologico-strutturale della falda piemontese nel settore dell'alta Valle di Viù (Alpi occidentali). *Mem. Soc. Geol. It.*, 26, 479-483.
- [8] Labagnara D., Patrucco M., Rossetti P., Pellegrino V., 2013. Predictive assessment of the asbestos content in the Western Italian Alps: an essential tool for an effective approach to risk analysis and management in tunneling operations and muck reuse. *Environ. Earth Sci.*, 70, 857–868.
- [9] Castelli D., Clerico F., Rossetti P. 1995. Relict igneous relationships in the eclogitic metaophiolite complex of Colle Altare (Valli di Lanzo, Western Italian Alps). *Boll. Museo Reg. Scienze Naturali*, 13, 131-152.
- [10] Sandrone R., Leardi L., Rossetti P., Compagnoni R., 1986. P-T conditions for the eclogitic re-equilibration of the metaophiolites from Val d'Ala di Lanzo (Internal Piedmontese Zone, Western Alps). *J. Metamorphic Geology*, 4, 161-178.
- [11] Castelli D., Giorza A., Rossetti P., Piana F., Clerico F., 2011. Le mineralizzazioni a siderite e arseniuri di cobalto-ferro-nichel del vallone di Arnàs (Usseglio, valli di Lanzo). In: Rossi M., Gattiglia A. (Eds.), Terre rosse, pietre verdi e blu cobalto. Miniere a Usseglio. Prima raccolta di studi. Museo Civico Alpino "Arnaldo Tazzetti", Usseglio, 14-21.
- [12] Giorza A., 2006. Studio petrografico-strutturale delle manifestazioni idrotermali dell'alta Valle di Viù (Alpi Nord-Occidentali). Master Thesis in Geology, Università di Torino, 129 p.
- [13] Giorza A., Castelli D., Piana F., Rossetti P., 2007. The siderite-Co-Ni-arsenide mesothermal system of Taglio del Ferro (Lanzo Valley, Italy): an integrated petrological and structural study of post-metamorphic hydrothermalism in the metaophiolites of Western Alps. *Proc. VI Forum Italiano di Scienze della Terra*, Rimini, Epitome 02.1418.
- [14] Clerico F., 1995. Petrografia della Zona Piemontese e delle manifestazioni idrotermali filoniane tardo alpine lungo il versante sinistro della valle di Viù (Alpi Occidentali). Master Thesis in Geology, Università di Torino, 234 p.
- [15] Whitney D.L., Evans B.W., 2010. Abbreviations for names of rock-forming minerals. *American Mineralogist*, 95, 185–187.
- [16] Etoh J., Izawa E., Watanabe K., Taguchi S., Sekine R., 2002. Bladed quartz and its relationship to gold mineralization in the Hishikari low-sulfidation epithermal gold deposit, Japan. *Economic Geology*, 97, 1841-1851.

- [17] Roseboom E.H., 1962. Skutterudites (Co, Ni, Fe)As<sub>3-x</sub>: composition and cell dimensions. American Mineralogist, 47, 310-327.
- [18] Roseboom E.H., 1963. Co–Fe–Ni diarsenides: compositions and cell dimensions. American Mineralogist, 48, 271-299.
- [19] Fanlo I., Subías I., Gerville F., Paniegua A., García B., 2004. The composition of Co–Ni–Fe sulfarsenides, diarsenides and triarsenides from the San Juan de Plan deposit, Central Pyrenees, Spain. Canadian Mineralogist, 42, 1221-1240.
- [20] Arlt T., Diamond L.W., 1998. Composition of tetrahedrite-tennantite and “schwazite” in the Schwaz silver mines, North Tyrol, Austria. Mineralogical Magazine, 62, 801-820.

## IL CAMPO FILONIANO A NI-CO DEL DISTRETTO ARBURESE (SARDEGNA SW): CARATTERIZZAZIONE GEO- GIACIMENTOLOGICA E MINERALOGICO-GEOCHIMICA DI UNA RISORSA DI INTERESSE STRATEGICO

**Moroni M<sup>1</sup>., Naitza S.<sup>2</sup>, Ferrari E.<sup>1</sup>, Magnani L.<sup>1</sup>, Oggiano G<sup>3</sup>., Secchi F.<sup>3</sup>**

1 Dipartimento di Scienze della Terra, Università degli Studi di Milano, Milano, Italy

2 Dipartimento Di Scienze Chimiche E Geologiche Università degli Studi di Cagliari, Cagliari, Italy

3 Dipartimento Di Chimica E Farmacia, Università degli Studi di Sassari, Sassari, Italy

### Abstract.

The Southern Arburèse area (SW Sardinia) hosts a wide variety of ore deposits, including Ni-Co-As-(Pb-Zn-Cu-Ag-Bi) hydrothermal veins hosted in Ordovician/Devonian metasedimentary rocks belonging to the Variscan Foreland. The vein system is exposed for over 6 km close to the contacts with the late Variscan Arbus and M. Linas igneous complexes. Veins consist of Ni-Co sulfarsenides and arsenides with Pb-Cu-Zn sulfides and sulfosalts in quartz and siderite gangue. From ore mineralogy and EMPA studies, the mineralization is polyphasic, with textures marked by concentric crusts of sulfarsenides, diarsenides and sulfides. Cockade textures, Co/Ni ratios in the Ni-Co arsenide nodules and low-Fe contents in sphalerites suggest temperatures close to 250°C for the Ni-Co-As mineralization. Stable isotope analyses on siderite confirm this thermality and suggest deposition in reducing conditions. Ni-Co-As ores of SW Sardinia may be directly comparable to the uncommon and strategically interesting “Five Elements Veins” type of deposits.

Parole Chiave: vene idrotermali, Ni-Co -As, distretto Arburèse, metallogenesi Varisica, minerali strategici

La regione meridionale dell’Arburèse (SW Sardegna) ospita una grande varietà di depositi minerari di importanza storica, storicamente oggetto di un numero limitato di studi [1, 2]. Tra i principali depositi vi sono vene idrotermali a Pb-Zn-F, vene a Fe-As-Sn (Pb-Zn-Cu) e vene a Ni-Co-As (Pb-Zn-Cu-Ag-Bi), ospitate in una sequenza metasedimentaria di basso grado metamorfico di età ordoviciana/devoniana che include metasiltiti, metarenarie, quarziti, black shales e metacalcarri; nell’ambito della struttura collisionale Varisica del basamento sardo, la sequenza è strutturalmente inquadrata nella Zona Esterna (Avampaese Varisico) [3]. I principali sistemi di vene sono localizzati lungo un corridoio mineralizzato prossimo ai contatti con i complessi granitoidi tardo-Varisici del plutone di Arbus e del plutone del Monte Linas [4, 5]; le rocce incassanti spesso evidenziano fenomeni di metamorfismo di contatto, con presenza di *spotted schists* a cordierite/andalusite e locali affioramenti di skarn, talora mineralizzati a solfuri misti di Pb-Zn-Cu [6]. Tra i diversi sistemi idrotermali dell’area, un sistema principale di vene a Ni-Co-As (Pb-Zn-Cu-Ag-Bi) può essere tracciato per oltre 6 km in direzione E-W attraverso le miniere abbandonate di Sa Menga, Acqua Is Prunas, Fenugu Sibiri e Pira Inferida; esso è intersecato dal sistema di vene a Fe-As-Sn (Pb-Zn-Cu) di Punta Santa Vittoria/Perdu Cara, di direzione NE-SW; le caratteristiche giaciturali, tessiturali e composizionali/paragenetiche delle vene a Ni-Co-As (Pb-Zn-Cu-Ag-Bi) portano ad inquadrarle come ramo meridionale del grande sistema mineralizzato di Monteveccchio-Ingurtosu-Gennamari [4, 7]. Nuovi studi minerografici e in microsonda elettronica su queste

complesse mineralizzazioni hanno consentito di meglio definirne le associazioni paragenetiche e i principali caratteri geochimici. Le vene a Ni-Co-As (Pb-Zn-Cu-Ag-Bi) sono costituite da dominanti solfoarseniuri e arseniuri di Ni-Co, con quantità variabili di solfuri di Pb-Cu-Zn e vari solfosali (galena, sfalerite trasparente ricca di Cd, tetraedrite, calcopirite, bournonite) in una ganga di quarzo e abbondante siderite, cementanti frammenti di metapeliti e di scisti neri carboniosi. La mineralizzazione è polifasica, con una struttura caratterizzata da noduli sferoidali centimetrici costituiti da una soluzione solida di niccolite-breithauptite comprendenti microinclusioni di Bi nativo, ricoperti da croste concentriche di solfoarseniuri, diarseniuri o solfuri. Fasi ricche in argento sono tetraedrite e acantite, mentre leghe di Au/Ag sono disseminate nelle croste esterne dei solfoarseniuri. I principali solfuri contengono quantità rilevabili di selenio. Il sistema di vene ricche in As di Punta Santa Vittoria è costituito da arsenopirite in abbondante ganga di quarzo, con minori calcopirite, sfalerite ricca di Fe e Cd e accessorie inclusioni di Bi nativo, pirrotite, cubanite, bismuthite, galena ricca di Se e solfosali di Pb-Ag- Bi-Se. La presenza di fasi minerali a Se e Bi contribuisce a collegare questi due sistemi mineralizzati, peraltro distinti in base ai caratteri mineralogici e alla geotermometria. Le tessiture e le stime termometriche basate su associazioni di sfalerite e arsenopirite-pirrotite suggeriscono per la vena a Fe-As di Punta Santa Vittoria temperature di cristallizzazione piuttosto elevate, fino a 450 °C, in sostanziale accordo con recenti studi su inclusioni fluide in cassiterite e quarzo [5]. Un intervallo più basso, vicino o di poco superiore a 250 °C, è suggerito per la mineralizzazione di Ni-Co-As, dalle strutture a coccarda delle vene, dalla variabilità dei rapporti Co/Ni nei noduli di Ni-Co-As e dal basso contenuto di Fe nelle sfaleriti. Le analisi degli isotopi stabili C-O sulla ganga sideritica confermano questa termalità e suggeriscono inoltre una deposizione in condizioni relativamente riducenti. I minerali a Ni-Co-As della Sardegna SW possono essere direttamente comparabili ai depositi del tipo "Five Elements Veins" a Ni-Co-As-Sb-Ag-Bi [8], non comuni e strategicamente interessanti per i loro contenuti in metalli. Inoltre, la ricorrenza di minerali di Se in questa parte della Sardegna costituisce un singolare legame geochimico con analoghe mineralizzazioni note in altre aree del basamento sardo (ad es. Miniera di Baccu Locci, distretto del Gerrei [9]).

## Bibliografia.

- [1] Dessau, G. (1936) I filoni a nichelio e cobalto dell'Arburese (Sardegna), Estr. dal "Periodico di Mineralogia", anno VII, n. 1, gen. 1936-XIV.
- [2] Piepoli, P. (1934). Étude microscopique de quelque minéraux du filon cobalto-nickelifère de Pranu Is Castangias, Gonnosfanadiga, Sardaigne. Bull. Soc. Franc. Minéral. Crist., 57, 270-282.
- [3] Carmignani, L., Oggiano, G., Funedda, A., Conti, P., Pasci, S. (2016) Geological map of Sardinia (Italy) at 1:250,000 scale, Journal of Maps, vol. 12, n. 5, pp. 823-835
- [4] Cuccuru, S., Casini, L., Naitza, S., Puccini, A., Secchi, F., Pavanetto, P., Linnemann, U., Hofmann, M., Oggiano, G. (2015) Structural and metallogenetic map of Late Variscan Arbus pluton (SW Sardinia, Italy), Journal of Maps, vol. 12, n. 5, pp. 860-865
- [5] Naitza, S., Conte, A.M., Cuccuru, S., Oggiano, G., Secchi, F., Tecce, F. (2017) Late Variscan tin province associated to the ilmenite-series granites of the Sardinian Batholith (Italy): The Sn and Mo mineralisation around the Monte Linas ferroan granite, Ore Geology Reviews, vol. 80, pp. 1259-1278

- [6] Sola, L. (1968) Studio geo-giacimentologico della zona di Perda S'Oliu, Res. Ass. Miner. Sarda., vol. 73, pp. 5-21
- [7] Naitza, S., Cuccuru, S., Oggiano, G., Secchi, F. (2015). New observations on the Ni-Co ores of the southern Arburese Variscan district (SW Sardinia, Italy), Geoph.Res.Abs.17, EGU2015-12659
- [8] Lefebure, D.V. (1996) Five-element Veins Ag-Ni-Co-As+/-Bi,U), In: Lefebure, D.V. and Höy, T. (Editors), Selected British Columbia Mineral Deposit Profiles, Volume 2 - Metallic Deposits, British Columbia Ministry of Employment and Investment, Open File 1996-13, pp. 89-92
- [9] Venerandi Pirri, I. (2002) On the occurrence of selenium in sulfides of the ore deposits of Baccu Locci (Gerrei, SE Sardinia), N. Jb. Miner. Mh, vol.5 (2002), pp. 207-224

## CRITICAL ELEMENTS IN SUPERGENE ORE DEPOSITS: EXAMPLES FROM BAUXITES, Ni-LATERITES AND NONSULFIDE Zn ORES

**Mondillo N.**<sup>1,2\*</sup>, **Putzolu F.**<sup>1</sup>, and **Boni M.**<sup>1</sup>

<sup>1</sup> Dip. di Scienze della Terra, dell'Ambiente e delle Risorse, Università degli Studi di Napoli Federico II,

Napoli Italy (\*[nicola.mondillo@unina.it](mailto:nicola.mondillo@unina.it); [n.mondillo@nhm.ac.uk](mailto:n.mondillo@nhm.ac.uk))

<sup>2</sup> Department of Earth Sciences, Natural History Museum, London UK

### Abstract

The deportment of some critical elements (REEs, Co, Ge, Ga) has been investigated in bauxite, Ni-laterite and Zn-Pb nonsulfide deposits from various areas of the world. In the studied bauxite deposits (southern France, central Italy), the detection of authigenic REE-bearing minerals, together with the positive and negative Ce anomalies confirmed that weathering and bauxite formation are effective processes for REE mobilization and enrichment in surficial environments. However, it was also observed that Sc and Ga occur as trace elements in all the bauxite profiles, and their distribution is controlled by the uptaking in neo-formed Fe- and Al-(hydr)oxides.

In the analyzed Ni-Co laterite deposit (Australia) it was determined that the enrichment of Ni and Co was mostly controlled by the post-formation evolution of the Mn-(hydr)oxides. In the same deposit, REEs were remarkably concentrated within specific zones of the limonite units, corresponding to the Mn- and Fe-(hydr)oxides rich horizons.

The analyses on nonsulfide Zn deposits (Zambia, Peru) revealed that in carbonate-rich mineralization the critical elements have not become concentrated during secondary processes in newly formed phases, whilst Ge can become strongly enriched in silicate-rich nonsulfide Zn deposits. This is related to the Ge geochemical affinity to both Si<sup>4+</sup> and Fe<sup>3+</sup>, which can lead to concentration of this element in both Zn-silicates and Fe-oxy-hydroxides.

**Keywords:** Critical elements, supergene ore deposits, nonsulfides, bauxites, Ni-laterites.

### 1. Introduction

The definition “Critical Elements” (CE) was assigned by the “European Union AdHoc Working Group” (2011) to those raw materials and metals that are characterized by high supply risk and high economic importance for EU economy. Critical elements are a particular worry because may be vulnerable to politically or economically driven fluctuations in their supply (Gunn, 2014). In 2010, for instance, the unexpected drastic reduction of export quotas for Rare Earth Elements (REEs) from China revealed the vulnerability in supply for a wide range of western high-tech industries. At the present, the definition of CE applies particularly to the rare-earth elements (REEs, from La to Lu, plus the geochemically similar Y), Ta, Nb, Li, Mo, V, Co, Ga, Ge and In. These metals, also defined as “high-tech metals” (HTM), are currently employed in new technologies and emerging electronics (Gunn, 2014).

Notwithstanding the key role of CE/HTM for high-technology, “low-carbon energy” industries, green and defense applications, for many of these metals there is not enough information on how they are concentrated in the Earth’s crust, how to extract them from their ores, and how to use, recycle and dispose them effectively and safely. The HTM are generally “co-elements”, related to the production of metals of much larger distribution and use, as Al, Zn and Cu. For instance, In, Ta, Se (as well as Bi, As, Sb, Ag), are important in modern

electronics and thin-film solar cell technology, have small geological resources relative to their current demand and are mainly recovered as byproducts of other metallic ores (Graedel et al., 2015). The request for HTM for the development of future technologies is thus rising enormously. For all this reason, the interest in the scientific community to research new resources of CE is expanding.

This paper deals with the deportment of some CE (REEs, Co, Ge, Ga) in supergene mineral deposit types (bauxites, Ni-laterites and Zn-Pb nonsulfide ores), taking as examples several supergene mineralizations studied by the Mineral Deposits Research Group of the University of Naples (Italy). Bauxites, Ni-laterites and Zn-Pb nonsulfide ores are commonly exploited for Al, Zn, Ni and Pb, but also contain other elements of potential economic interest that are not recovered because their amounts and behavior are not completely known, and appropriate and economic metallurgical techniques have not been developed so far.

## 2. Bauxites

Bauxites are economic concentrations of aluminum, developed from the weathering of aluminosilicate-rich parent rocks. These residual deposits are mainly formed in humid, tropical to subtropical climates, with rainfalls in excess of 1.2 m and annual mean temperatures higher than 22°C (Bárdossy and Aleva, 1990). Bauxite, due to specific paleoenvironmental conditions occurring during its formation, represents the key source for many CE. The REEs geochemistry related to bauxite in Europe and its mobilization during bauxitization have been investigated by several authors, for example Mameli et al. (2007), Boni et al. (2013) and Mongelli et al. (2014). Some critical metals, especially Co, Ni, and Light REE (LREE), may have a significant number of outliers in bauxite and the Ce accumulation in authigenic carbonate-fluoride and phosphate is at the origin of LREE outliers (Mongelli et al., 2017). The geochemical behavior of gallium, an element that has constantly been produced from European bauxites (USGS, 2015) as a by-product of aluminum processing (USGS, 2015), has been poorly investigated, although there is a general consensus that Ga may be present in kaolinite, gibbsite (Hieronymus et al., 2001), or even in form of hydroxide ( $\text{Ga(OH)}_3$ , Mongelli et al., 2016).

The mineral deposits research group of the University of Naples has recently carried out geochemical investigations on southern France and Abruzzi (Italy) bauxites.

Karst bauxites occurring in southern France (Provence and Languedoc), lie on Jurassic platform carbonates and are overlain by Cretaceous–Eocene marine to continental sediments (Combes, 1990). These bauxites formed from a combination of different processes (Combes, 1990): reworking of original bauxite deposits in karst depressions (allochthonous deposits), and in-situ alteration of the original protores (Nicolas, 1968) that created mineralogical and geochemical zonations in the orebodies (autochthonous deposits) (Guendon and Parron, 1985). Bulk rock mineralogical and geochemical data of bauxites located in Provence (Les Baux, Mazaugues, and Brignoles areas) and Languedoc (Bédarieux, San Chinian and Villeveyrac areas), have been studied for: 1) evaluating the concentrations and deportment of rare earth elements (REE) in these deposits; 2) identifying elements useful for distinguishing the contribution of in-situ alteration in a single deposit. The most common Al-hydroxide mineral in the bauxites of southern France is boehmite, which commonly forms oolites in a matrix of prevailing kaolinite. The Fe-oxy-hydroxides hematite and goethite occur: as detrital fragments in the matrix, as oolites, and also as late cements between the Al-bearing oolites. REEs have a total average amount of 700 ppm in most of the analyzed deposits, but are generally characterized by variable concentrations along the analyzed profiles (min. 200 ppm, max 1500 ppm). Maximum REE concentrations occur at several heights along the profiles,

and are commonly associated with positive Ce anomalies in PAAS- or chondrite-normalized patterns, and/or with the occurrence of supergene REE-minerals (e.g. cerianite and parisite). These REE patterns are typically associated with in-situ alteration (e.g. Boni et al., 2013), showing that also the French bauxites that preserve their textural characteristics originally related to an allochthonous character, were re-altered *in-situ* after their deposition. It has been also observed that high REE contents can occur in bauxite samples containing low amounts of REE minerals. The total amount of REEs in these samples is positively correlated with the Ga amount. Considering that Ga is normally contained in boehmite, the positive correlation between this element and REE concentrations possibly suggests that a certain amount of REEs could also be hosted into boehmite. In fact, preliminary LA-ICP-MS trace elements analyses on boehmite have confirmed that this Al-hydroxide locally contains hundreds ppm of REEs.

The Abruzzi bauxite district includes the deposits located on the Campo Felice plateau and those of the Monti d'Ocre, which have been mined in the first part of the 20th century. Bauxite textures range between oolitic and oolitic-conglomeratic, the latter suggesting a partial reworking of evolved lateritic soils. The high contents of  $\text{Al}_2\text{O}_3$  and  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  are associated with the presence of boehmite and hematite, with minor goethite.  $\text{SiO}_2$  and  $\text{TiO}_2$  have average values of 7.79 wt.% and 2.75 wt.%, which correspond to kaolinite, anatase and rutile minerals. Among the minor so-called "bauxitophile" elements (V, Co, Ni, Cr and Zr, Bárdossy, 1982) Cr is the most enriched, with an average value of 0.07 wt.%. Nickel has an average value of 210.83 ppm. Vanadium shows an average value of 266.57 ppm, whereas the average Co concentration is 35.89 ppm. The total REEs concentration in the Abruzzi bauxites is variable between ca. 700 to 550 ppm in the various sampled sites. Among REEs, the most abundant element is Ce, which forms Ce anomalies commonly associated with authigenic REE-fluoro-carbonates, probably produced after the REEs remobilization from primary detrital minerals (e.g. monazite) and their precipitation in neo-formed phases during the bauxitization process. Scandium and Ga occur in small amounts (57 and 60 ppm respectively), but geochemical proxies of their remobilization and uptaking in neo-formed minerals (Fe- and Al-(hydr)oxides, respectively) have been observed. The mean  $\text{Eu}/\text{Eu}^*$  and  $\text{Al}_2\text{O}_3/\text{TiO}_2$  ratios and the Ni-Cr contents of the Abruzzi bauxites suggest that the parent rock of these deposits was a material of acid affinity, likely corresponding to volcanic tephra or eolic loess-type sands.

### 3. Ni-laterites

Nickel- and cobalt-bearing laterites are supergene deposits formed by the chemical and physical weathering of olivine-rich mafic and ultramafic rocks in tropical and sub-tropical climates (Freyssinet et al., 2005; Gleeson et al., 2003; Golightly, 2010; Herrington et al., 2016). In situ lateritization is triggered by the downward percolating acid solutions through the weathering profile. In this process, the main components of ferromagnesian minerals ( $\text{MgO}$  and  $\text{SiO}_2$ ) of the protolith are leached out, leaving a residue enriched in the less soluble elements such as Fe, Al, Cr, and in minor constituents which include Ni, Mn, Cu and Co (Golightly, 2010). Nickel laterites represent 60–70% of the world's land-based Ni resources, even though until 2000 they accounted for less than 40% of global Ni production, with the remainder coming from sulfide ores (Butt and Cluzel, 2013). Elias et al. (1981) argued that the low production of lateritic ore was mainly associated with the lower and irregular distribution of the grade and the complex mineralogy of the ores. These characteristics, as well as the prevailing market conditions for nickel and cobalt, played an important role in defining the Ni and Co exploration policies in the past, with the exception of countries with a

notable endowment in these elements, such as New Caledonia (Elias, 2002). A significant positive development of the nickel and cobalt markets, together with the technological innovations of the last decades, has shifted the attention of several exploration companies in favor of lateritic ores.

Sampling and analysis were carried out on the Wingellina Ni-laterite deposit (Australia). This deposit is a classic oxide-type Ni-Co laterite mineralization, with 168 Mt of ore grading 0.98% Ni and 0.08% Co (Metal X Limited). The laterite is derived from the weathering of olivine-rich mafic and ultramafic layered-intrusion of the Giles Complex (Mesoproterozoic) and consists of well-developed limonitic ore and a thin saprolite horizon. Ni-Co enrichment and the high-tech metals (REE and Sc) geochemistry were evaluated on two mineralized cores originating from two distinct deposit areas. XRPD, SEM-EDS and EMPA analyses revealed that the ore zone is dominated by Fe- and Mn-(hydr)oxides. In both investigated laterite profiles, the Ni enrichment was mostly controlled by the paragenetic evolution of the laterite itself, whereas the Co enrichment was related to the formation of Mn-oxy-hydroxide-rich horizons in the limonitic ore-body. The mineralogy of the Mn-(hydr)oxides is complex, and high concentrations of Co and Ni occur mainly in a lithiophorite-asbolane intermediate phase, which has been subdivided into several subtypes, with significant differences in their Co/Ni ratios and Al content. The enrichment of metals in the lithiophorite-asbolane phases is mainly controlled by the Co and Ni replacement of Al in gibbsite-like layers, and rarely by Ni incorporation in the vacancies of Mn-(hydr)oxides. Significant REEs concentrations (above thousand ppm) have been observed within the limonite zones. The correlation between REEs and the major oxides shows a decoupling between Ce and the other REEs, likely reflecting either a variable enrichment process among the different REEs, or a heterogeneous mineralogy of the REEs-bearing phases.

#### 4. Nonsulfide Zn deposits

Nonsulfide Zn-Pb deposits represent a group of supergene and hypogene ore concentrations mainly consisting of Zn-Pb-oxidized minerals (Hitzman et al., 2003; Boni and Mondillo, 2015). Sulfide deposits that are progenitors of supergene nonsulfide Zn-Pb mineralizations contain sphalerite, which is a known host for the elements Ga, Ge and In (Cook et al., 2009). Literature on nonsulfide Zn-Pb deposits generally lacks recent information regarding the CE mobility during sulfide weathering and oxidation, and no reference exists on the relationships between the Ga, Ge, and In mobility and the climatic conditions during the weathering process. The effect of weathering on gallium-bearing sulfides only produces its local enrichment in Fe-(hydr)oxides. It is well known that iron-poor sphalerite is actually the major source of germanium (Höll et al., 2007). Because germanium has geochemical affinity to Si<sup>4+</sup> and Fe<sup>3+</sup>, it can be concentrated in silicate minerals and Fe-(hydr)oxides (Höll et al., 2007), whereas In, the other most important trace metal occurring in sphalerite, is not recovered so far from the oxidized zones overlying the sulfide deposits (Cook et al., 2009).

Sampling and analysis were carried out on specimens from two types of nonsulfide Zn deposits: carbonate-rich and silicate-rich mineralizations, from different climatic areas of the world: cold, temperate, arid and humid climate. The most representative results of the study were obtained on Kabwe (Zambia) specimens and on samples from the Cristal-Bongará (Amazonas, Peru) deposit (Mondillo et al., 2018a,b).

The Kabwe Zn-Pb deposit (formerly known as “Broken Hill”) is located in central Zambia, in an area where several other Fe, Mn, Au and Pb-Zn-Cu-V occurrences also occur (Kampunzu et al., 2009). The mineralized district forms a cluster of mixed sulfide-nonsulfide orebodies. During its lifespan, Kabwe was the most significant Zn-Pb mine in Zambia, with production

of 1.8 Mt of Zn, 0.8 Mt Pb, 79 t Ag, 7820 t V<sub>2</sub>O<sub>5</sub>, 235 t Cd and 64 t Cu from the sulfide bodies. The latter ores comprise sphalerite, galena, pyrite and chalcopyrite, as well as accessory Ge-sulfides (briartite and renierite) and significant amounts of Ga and In (Kampunzu et al., 2009). However, these ‘critical elements’ were never recovered from the mineralization since they were only recognized in year 1991, by which time the bulk of the Zn–Pb sulfide orebody was almost completely mined out (Kampunzu et al., 2009). About 1.9 Mt of Zn nonsulfide resources still remain, with a reported grade of 13.4 wt.% Zn and 1.5 wt.% Pb (Kamona and Friedrich, 2007). This secondary resource comprises: i) Zn-silicate zones mostly containing willemite, surrounding the massive Zn-Pb sulfide orebodies, and ii) distinct oxide-rich alteration bands, containing Zn-, Pb- and Cu- vanadates, phosphates and carbonates, which overlie both sulfide and Zn-silicate orebodies (Kamona and Friedrich, 2007). In the oxidized zones, willemite and supergene minerals demonstrably formed at the expense of original sulfides (Kamona and Friedrich, 2007; Terracciano, 2008). Although willemite is commonly considered a hydrothermal mineral (Hitzman et al., 2003, and references therein), a number of authors (Kamona and Friedrich, 2007; Terracciano, 2008) suggested that the Kabwe willemite may be related to either low-temperature hydrothermal oxidising fluids, or alternatively to weathering processes.

Petrography revealed the existence of a complex paragenesis. In the analyzed samples, the relict sulfides mostly consist of sphalerite, containing Ge-sulfide inclusions, associated with an “interstitial” galena. Altered sphalerite is always rimmed by younger, thin galena layers, that are characterized by distinctive reaction boundaries between galena and the Zn-sulfide. The first willemite generation occurs as a matrix between the galena-rimmed sphalerite, and it always hosts tiny galena inclusions. This willemite directly replaces the interstitial galena, is almost pure, and does not form euhedral crystals. A second willemite generation is developed in form of well-shaped crystals of variable size, and is chemically zoned, with alternating Pb-rich and Pb-poor zones. This entire assemblage is overprinted by other minerals typical for a supergene environment, namely smithsonite, cerussite, hemimorphite, sauconite, pyromorphite, Pb-vanadates and Fe-oxy-hydroxides. Smithsonite and hemimorphite directly replace willemite and sphalerite, and also form euhedral crystals in cavities. Cerussite directly replaces galena.

Laser Ablation analyses have been carried out on both willemite generations, on hemimorphite, goethite, descloizite and smithsonite. The first willemite contains discrete but trace amounts of As, B, Ca, Cd, Fe, V and Ge (hundreds of ppm or less), while the second willemite has similar As, Ca, Cd, Fe, V and Ge and minor amounts of Cu, Mg and Na as well, but contains no B. Hemimorphite hosts traces (hundreds ppm) of Ca, Cd, Cu, Fe, Pb and V. Goethite contains major (around 1 wt.%) amounts of Zn, Si and Pb, minor (thousands of ppm) contents of Al, As, Ca, Mn, V, and it appears to host trace (hundreds of ppm) of several other metals (Cr, Cu, Mo, U). Descloizite and smithsonite do not contain significant amounts of trace elements. This means that typical supergene phases (i.e. hemimorphite and goethite) did not accommodate Ge that was previously contained in sulfides and willemite.

The Cristal prospect is located in the Bongará district, an area of ~400 km<sup>2</sup> in the Peruvian inland, approximately 740 km north of Lima. In the Bongará district, several years of Zn exploration have resulted in the discovery of two main Zn deposits: Mina Grande and Florida Canyon, of and numerous Zn occurrences and prospects, considered potential satellites to bigger Zn deposits (Basuki and Spooner 2009; Arfè et al. 2017). The Cristal mineralization, one of the Zn nonsulfide prospects occurring in the Río Cristal area, is located 2 km north of the Mina Grande deposit (Arfè et al. 2017), and is currently at the exploration stage (Zinc One Resources Inc.).

The Cristal prospect is a typical nonsulfide Zn deposit deriving from a deep weathering process of an original Mississippi Valley Type-MVT sphalerite-bearing orebody. In the analyzed drillcores, several gossanous samples contain a significant amount of goethite and hemimorphite. Microscopic observation showed that sphalerite and pyrite, as well as the dolomite host rock, are altered and replaced by other minerals: smithsonite and hemimorphite replace sphalerite and dolomite, whereas goethite replaces pyrite.

Bulk rock chemical analyses of the Rio Cristal drillcores showed that Ge is widespread both in the sulfide and in the nonsulfide sections of the deposit. The highest Ge concentrations (hundreds of ppm) are associated with the highest Zn grades, and they are of the same order of magnitude both in the sulfides and in the more weathered parts of the orebody.

Laser Ablation analyses have been carried out on sphalerite, hemimorphite and goethite. Sphalerite contains around the unit wt% Fe, and up to thousand ppm Ge, Cd, Co and Cu. Hemimorphite contains hundreds of ppm Ge and Cd. Goethite contains major (around 1 wt%) amounts of Zn and Si, minor (thousands of ppm) contents of Al, Mn and Pb, and hundreds of ppm of Ge and several other metals.

## 5. Discussion

### 5.1. Bauxites

As shown by several authors (e.g. Mameli et al., 2007) the fractionation and the anomalous enrichment of LREEs in bauxite deposits are related to the occurrence of authigenic LREE-minerals, or after Ce oxidation processes (from  $\text{Ce}^{3+}$  to  $\text{Ce}^{4+}$ ), which causes a strong decrease in the mobility of this element and, in several cases, the precipitation of Ce-oxidized minerals, e.g., cerianite and bastnäsite. However, the LREEs enrichments can also depend on the precipitation of these elements under alkaline conditions at the boundary with the hangingwall carbonates, and on their adsorption on Fe-(hydr)oxides. Even though Sc and Ga have relatively low average concentrations (ca. 50 to 60 ppm), their geochemical trends provide interesting insights. In fact, Sc displays moderately positive correlations with  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ , whereas Ga is positively correlated with  $\text{Al}_2\text{O}_3$ . Considering the existing negative correlation between  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  and  $\text{Al}_2\text{O}_3$ , it is evident that a significant geochemical (and possibly mineralogical) decoupling has occurred between Sc and Ga during the bauxitization process. The geochemical affinity of Sc with  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  has been considered to happen to a great extent both in bauxites and in laterites. Many authors (Vind et al., 2018) proposed that the Sc occurrence in residual soils is mainly related to an isomorphous substitution of  $\text{Sc}^{3+}$  with  $\text{Fe}^{3+}$  in the hematite lattice, and lesser to the  $\text{Sc}^{3+}$  uptaking as sorbed metal onto the goethite surface. The behavior of Ga during the bauxitization process could be variable. In particular, the Ga solubility depends on the pH of the soil solutions (Hieronymus et al., 2001), which in turn can define the Ga speciation in Al- or Fe-hydroxides. As shown by (Hieronymus et al., 2001), the Ga enrichment in Fe-(hydr)oxides requires a sharp physico-chemical variation of the soil solution towards a very low pH value (<4). In the specific case of the mentioned bauxites, the correlation between Ga and  $\text{Al}_2\text{O}_3$  displays a steady ratio, thus pointing to constant pH conditions (pH >4) during the bauxitization process.

### 5.2. Ni-laterites

In the considered Ni-laterite deposit, the main Mn-(hydr)oxide is the lithiophorite-asbolane intermediate (Putzolu et al., 2018). This mineral has a high degree of chemical variability, which significantly affects its Ni and Co enrichment and thus the Co/Ni ratio. The formation of the lithiophorite-asbolane intermediate, as well as its enrichment in metals, has been

associated with the replacement of Al by Ni and Co in the gibbsite-like octahedral sites of the lithiophorite, which consequently triggers the development of an asbolane-type layer where Al is entirely replaced (Ostwald, 1984). Lithiophorite-asbolane intermediates have been observed also in several Ni-Co laterites (e.g., Moa Bay, Cuba, Roquè-Rosell et al., 2010; New Caledonia mining district, Manceau et al., 1987; Nkamouna, Cameroon, Lambiv Dzemua et al., 2013). Its wide occurrence led many authors (Taylor et al., 1964; McKenzie, 1989; Dowding and Fey, 2007) to suggest that it could be formed from the oxidation of other relatively less stable Mn-(hydr)oxides, such as birnessite, todorokite, or hollandite. This may be associated with the leaching of alkali and alkaline-earth metals from the Mn-(hydr)oxides, and with the addition of Al. These hypotheses are in agreement with the common lithiophorite-birnessite and lithiophorite-manganite associations, whose presence corroborates the occurrence of a late-stage formation for lithiophorite. However, the formation of lithiophorite requires a high input of Al (Cui et al. 2009; Golden et al. 1993), which in the case of Wingellina is likely sourced from the hydrolysis of the sialic minerals (e.g., plagioclase) in the gabbro/gabbronorite units.

The REEs speciation is strongly controlled by the mineralogical characteristics of the limonitic ore. In particular, a positive correlation of the REEs with MnO could suggest the remobilization of lanthanides and their accumulation in Mn-(hydr)oxides due to chemical weathering, which is commonly enhanced by bacterial activity (Laskou and Economou-Eliopoulos, 2007; Aiglsperger et al., 2016). In addition, the correlation of REEs with the most representative oxides, as well as with Ni and Co, shows that a significant geochemical and mineralogical decoupling occurred between Ce, Eu and the other REE. Cerium has a very different deportment, which is highlighted both by the positive correlation with  $\text{Al}_2\text{O}_3$ , and by the REEs/cho normalized patterns, where several Ce positive and negative anomalies, are mainly due to the oxidation of cerium from trivalent ( $\text{Ce}^{3+}$ ) to tetravalent state ( $\text{Ce}^{4+}$ ).

### 5.3. Zn-nonsulfide ores

Considering the Nonsulfide Zn deposits, it appears from the above data that only the Cristal prospect contains significant concentrations of Ge in the secondary phases, specifically hosted by hemimorphite and goethite. This is a notable result, because even though the occurrence of Ge in silicates and Fe-oxy-hydroxides had been predicted from theoretical studies (Höll et al., 2007), seldom it has been directly observed in nature.

At Kabwe, Ga, In and Ge were comprehensively incorporated in different amounts only into the Fe-oxy-hydroxides. This different deportment among the various phases was probably controlled by three main factors: i) differences in initial elements abundance in the mineralization (probably Ge was more abundant than Ga and In in the primary sulfides), ii) variability in elements solubilities at different temperatures and pH, and iii) the diverse affinity of the elements to the range of minerals formed.

Looking at the Ge and Si solubilities in aqueous fluids, it is possible to see that these elements behave in a similar fashion, both being highly soluble above pH~10 at 25°C (Pokrovski and Schott 1998a, b). Germanium and Fe behave in similar ways at near neutral pH (Pokrovsky et al. 2006). Given that hemimorphite is stable at pH<7 at 25°C, this would imply that when Ge is leached from an original Ge-bearing sphalerite, it can reprecipitate together with Zn and Si under conditions favoring hemimorphite stability. Fe-oxy-hydroxides are stable at near neutral pH and, in these conditions, they can absorb Ge from Si-unsaturated waters. Hemimorphite is a typical supergene mineral in Nonsulfide Zn deposits, but its abundance depends on the availability of silica. It is well known that under humid-tropical climate silica can be more efficiently leached from silicate rocks than Al or Fe. The specific conditions of the Rio Cristal

area (e.g. the presence of weathered sulfides creating an acid environment, together with the humid climate and high precipitation rates increasing the Si availability) have probably favored the formation of hemimorphite over smithsonite, enhancing the possibility to form Ge-bearing stable secondary phases. In more arid and temperate environments, like at Kabwe, silica is less mobile and this has probably inhibited the formation of significant hemimorphite, resulting in the leaching and subsequent loss of Ge when the Ge-bearing sulfides are weathered.

## 6. Conclusions

In the bauxite deposits considered as case study for this paper, the detection of authigenic REE-bearing minerals, together with the positive and negative Ce anomalies confirms that weathering and bauxite formation are effective processes for REE mobilization and enrichment in surficial environments. However, it has been also observed that high REE contents may occur in samples devoid of REE-minerals. In these samples, the total amount of REEs is positively correlated with that of Ga (commonly contained in boehmite). Scandium and Ga occur as trace elements in all the bauxite profiles, and their distribution is chiefly controlled by the uptaking in neo-formed Fe- and Al-(hydr)oxides. Preliminary LA-ICP-MS trace elements analyses on boehmite have effectively shown that this Al-hydroxide contains hundreds ppm of REEs. Considering that the Al-hydroxides are digested during processing in the Bayer process, and that all the elements that they contain are released into the effluent slurry, an interesting issue is whether (and how) REEs could be recovered together with Al from the pregnant leach liquor, as routinely happens for Ga. Ongoing studies would help to answer this point.

The Wingellina Ni-Co laterite contains several types of Ni- and Co-bearing Fe- and Mn-(hydr)oxides. High concentrations of Ni and Co have been detected in both goethite and hematite in all the analyzed samples. High Ni- and Co-grades occur in lithiophorite-asbolane intermediates with a heterogeneous chemical signature, probably reflecting variable mechanisms of metals-enrichment. Minor amounts of other ore-bearing Mn-(hydr)oxides (manganite, romanèchite, ernienickelite-jianshuiite and birnessite) were also observed. The enrichment of Ni and Co in the Wingellina laterite profile was probably controlled by the post-formation evolution of the Mn-(hydr)oxides. At Wingellina, REEs are remarkably concentrated within specific zones of the limonite units, which primarily correspond to the Mn- and Fe-(hydr)oxides rich horizons and locally to mottled clayey Al-rich units. A significant geochemical decoupling of REEs has been also observed in the deposit. The Ce deportment suggests that its speciation was controlled by the neo-formation of proper minerals, whereas the other REEs are enriched within the MnO<sub>2</sub>- and Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>-rich zones of the orebody, which suggests their capture in Mn- and Fe-(hydr)oxides.

The analyses on nonsulfide Zn deposits revealed that in carbonate-rich deposits the CE have not become concentrated during secondary processes in newly formed phases, whilst Ge can become strongly enriched in silicate-rich nonsulfide Zn deposits. This is not surprising, since Ge has geochemical affinity to both Si<sup>4+</sup> and Fe<sup>3+</sup>, which can lead to concentration of this element in both Zn-silicates and Fe-oxy-hydroxides. More interestingly, we discovered that this rule is not always respected: Zn-silicate-bearing deposits formed under arid or temperate climates seem to not show any Ge concentration in secondary minerals, whereas nonsulfide Zn deposits formed in strongly humid (tropical) environments retain their Ge grades in the secondary phases when weathered from sulfides to nonsulfides. Disappointingly, no significant/regular Ga and In concentrations have been measured in any of the selected Nonsulfide Zn samples/deposits.

## References

- Aiglsperger T., Proenza J.A., Lewis J.F., Labrador M., Svojtka M., Rojas-Puron A., Longo F., Ďurišová J., 2016. Critical metals (REE, Sc, PGE) in Ni laterites from Cuba and the Dominican Republic. *Ore Geology Reviews*, 73, 127–147.
- Arfè G., Mondillo N., Boni M., Balassone G., Joachimski M., Mormone A., Di Palma T., 2017. The karst hosted Mina Grande nonsulfide zinc deposit, Bongará district (Amazonas region, Peru). *Econ Geol*, 112, 1089–1110.
- Bárdossy G., 1982. Karst bauxites, bauxite deposits on carbonate rocks. *Developments in economic geology* 14. Amsterdam, Elsevier 1982, 441 pp.
- Bárdossy G., Aleva G.J.J., 1990. Lateritic bauxites. Amsterdam, *Elsevier*, 624 p.
- Basuki N.I., Spooner E.T.C., 2009. Post-early Cretaceous Mississippi Valley Type Zn-Pb mineralization in the Bongará Area, Northern Peru: Fluid evolution and Paleo-Flow from fluid inclusions evidence. *Expl Mining Geol*, 18, 25–39.
- Boni M. and Mondillo N., 2015. The “Calamines” and the “Others”: The great family of supergene nonsulfide zinc ores. *Ore Geology Reviews*, 67, 208–233.
- Boni M., Rollinson G., Mondillo N., Balassone G., Santoro L., 2013. Quantitative mineralogical characterization of karst bauxite deposits in the southern Apennines, Italy. *Econ. Geol.*, 108, 813–833.
- Butt C.R.M., Cluzel D., 2013. Nickel laterite ore deposits: weathered serpentinites. *Elements* 9, 123–128.
- Combes P.J., 1990. Typologie, cadre géodynamique et génèse des bauxites françaises. *Geodinamica Acta*, 4, 91–109.
- Cook N.J., Ciobanu C.L., Pring A., Skinner W., Shimizu M., Danyushevsky L., Saini-Eidukat B., Melcher F., 2009. Trace and minor elements in sphalerite: A LA-ICPMS study. *Geochim Cosmochim Acta*, 73, 4761–4791.
- Cui H., You L., Feng X., Tan W., Qiu G., Liu F., 2009. Factors governing the formation of lithiophorite at atmospheric pressure. *Clays Clay Miner.* 57, 353–360.
- Dowding C.E., Fey M.V., 2007. Morphological, chemical and mineralogical properties of some manganese-rich oxisols derived from dolomite in Mpumalanga province, South Africa. *Geoderma* 141 (1), 23–33.
- Elias M., 2002. Nickel laterite deposits-geological overview, resources and exploitation. Giant ore deposits: Characteristics, genesis and exploration. *CODES Spec. Publ.* 4, 205–220.
- Elias M., Donaldson M.J., Giorgetta N.E., 1981. Geology, mineralogy, and chemistry of lateritic nickel-cobalt deposits near Kalgoorlie, Western Australia. *Econ. Geol.* 76 (6), 1775–1783.
- Freyssinet P., Butt C.R.M., Morris R.C., Piantone P., 2005. Ore-forming processes related to lateritic weathering. *Econ. Geol.* 100th Anniv. Vol. 681–722.
- Gleeson S.A., Butt C.R., Elias M., 2003. Nickel laterites: a review. Society of Economic Geologists, SEG Newsletter, pp. 54.
- Golden D.C., Dixon J.B., Kanehiro Y., 1993. The manganese oxide mineral, lithiophorite, in an oxisol from Hawaii. *Aust. J. Soil Res.* 31, 51–66.
- Golightly J.P., 2010. Progress in understanding the evolution of nickel laterites. *Soc. Econ. Geologists Spec. Publ.* 15, 451–475.
- Graedel T.E., Harper E.M., Nassar N.T., Nuss P., Reck B.K., 2015. Criticality of metals and metalloids. *PNAS* 112-14, 4257-4262.

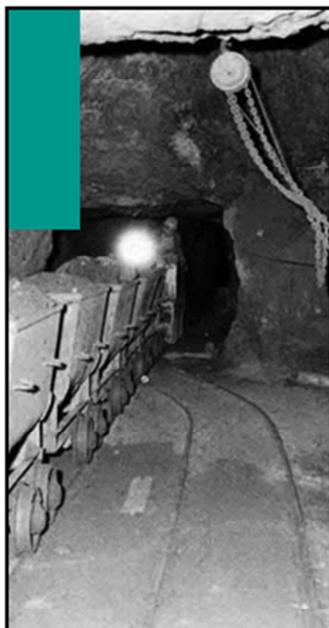
- Guendon J.L., and Parron, C., 1985. Les phénomènes karstiques dans les processus de la bauxitisation sur substrat carbonate. Exemples de gisements du sud-est de la France. Annales de la Société Géologique de Belgique, 108, 85–92.
- Gunn G. (Ed.), 2014. Critical Metals Handbook. American Geophysical Union, ISBN 978-0-470-67171-9, 454 p.
- Herrington R., Mondillo N., Boni M., Thorne R., Tavlan M., 2016. Bauxite and Nickel-cobalt Lateritic Deposits of the Tethyan Belt. Society of Economic Geologists, Inc. Spec. Publ. 19, 349–387.
- Hieronymus B., Kotschoubey B., Boulègue J., 2001. Gallium behaviour in some contrasting lateritic profiles from Cameroon and Brazil. *J. Geochem. Expl.*, 72, 147-163.
- Hitzman M.W., Reynolds N.A., Sangster D.F., Allen C.R., Carman C.E., 2003. Classification, genesis, and exploration guides for nonsulfide Zinc deposits. *Econ Geol*, 98, 685–714.
- Höll R., Kling M., Schroll E., 2007. Metallogenesis of germanium – A review. *Ore Geol Rev*, 30, 145–180.
- Kamona A.F. and Friedrich G.H., 2007. Geology, mineralogy and stable isotope geochemistry of the Kabwe carbonate-hosted Pb–Zn deposit, Central Zambia. *Ore Geology Reviews*, 30, 217–243.
- Kampunzu A.B., Cailteux J.L.H., Kamona A.F., Intiomale M.M. and Melcher F., 2009. Sediment-hosted Zn-Pb-Cu deposits in the Central African Copperbelt. *Ore Geology Reviews*, 35, 263–297.
- Lambiv Dzemua G., Gleeson S.A., Schofield P.F., 2013. Mineralogical characterization of the Nkamouna Co–Mn laterite ore, southeast Cameroon. *Miner. Deposita* 48 (2), 155–171.
- Laskou M., Economou-Eliopoulos M., 2007. The role of microorganisms on the mineralogical and geochemical characteristics of the Parnassos-Ghiona bauxite deposits, Greece. *Journal of Geochemical Exploration*, 93(2), 67-77.
- Mameli P., Mongelli G., Oggiano G., Dinelli E., 2007. Geological, geochemical and mineralogical features of some bauxite deposits from Nurra (western Sardinia, Italy): Insights on conditions of formation and parental affinity. *Intern. J. Earth Sci.*, 96, 887–902.
- Manceau A., Llorca S., Calas G., 1987. Crystal chemistry of cobalt and nickel in lithiophorite and asbolane from New Caledonia. *Geochimica et Cosmochimica Acta*, 51 (1), 105–113.
- McKenzie R.M., 1989. Manganese oxides and hydroxides. In: Dixon, J.B., Weed, S.B., Dinauer, R.C. (Eds.), Minerals in Soil Environments, 2nd edn. Soil Science Society of America, Madison, WI, pp. 439–465.
- Mondillo N., Herrington R., Boyce A.J., Wilkinson C., Santoro L., Rumsey M., 2018a. Critical elements in nonsulphide Zn deposits: A reanalysis of the Kabwe Zn-Pb ores (central Zambia). *Mineralogical Magazine*.
- Mondillo, N., Arfè, G., Herrington, R., Boni, M., Wilkinson, C., Mormone, A., 2018. Germanium enrichment in supergene settings: evidence from the Cristal nonsulfide Zn prospect, Bongará district, northern Peru. *Mineralium Deposita*, 53 (2), 155-169.
- Mongelli G., Boni M., Buccione R., Sinisi R., 2014. Geochemistry of the Apulian karst bauxites (southern Italy): Chemical fractionation and parental affinities. *Ore Geol. Rev.*, 63, 9–21.
- Mongelli G., Boni M., Oggiano G., Mameli P., Sinisi R., Buccione R., Mondillo N., 2017. Critical metals distribution in Tethyan karst bauxite: The Cretaceous Italian ores. *Ore Geol. Rev.*, 86, 526–536.
- Mongelli G., Buccione R., Gueguen E., Langone A., Sinisi R., 2016. Geochemistry of the Apulian allochthonous karst bauxite, Southern Italy: Distribution of critical elements and constraints on Late Cretaceous Peri-Tethyan palaeogeography. *Ore Geol. Rev.*, 77, 246-259

- Nicolas J., 1968. Nouvelles données sur la genése des bauxites à mur karstique du sud-est de la France. *Mineralium Deposita*, 3, 18–33.
- Ostwald J., 1984. Two varieties of lithiophorite in some Australian deposits. *Mineral. Mag.* 48, 383–388.
- Pokrovski G.S., Schott J., 1998a. Thermodynamic properties of aqueous Ge(IV) hydroxide complexes from 25 to 350 °C: implications for behavior of germanium and the Ge/Si ratio in hydrothermal fluids. *Geochim. Cosmochim. Acta*, 62, 1631– 1642.
- Pokrovski G.S., Schott J., 1998b. Experimental study of the complexation of silicon and germanium with aqueous organic species: implications for germanium and silicon transport and the Ge/Si ratios in natural waters. *Geochim. Cosmochim. Acta*, 62, 3413–3428.
- Pokrovsky O.S., Pokrovski G.S., Schott J., Galy A., 2006. Experimental study of germanium adsorption on goethite and germanium coprecipitation with iron hydroxide: X-ray absorption fine structure and macroscopic characterization. *Geochim Cosmoch Acta*, 70, 3325–3341.
- Putzolu F., Balassone G., Boni M., Maczurad M., Mondillo N., Najorka J., Pirajno F., 2018. Mineralogical association and Ni-Co deportment in the Wingellina (Western Australia) oxide-type laterite deposit. *Ore Geology Reviews*.
- Roqué-Rosell J., Mosselmans F., Proenza J.A., Labrador M., Galí S., Atkinson K.D., Quinn, P.D., 2010. Sorption of Ni by “lithiophorite-asbolane” intermediates in Moa Bay lateritic deposits, eastern Cuba. *Chem. Geol.*, 275, 9–18.
- Taylor R.M., McKenzie R.M., Norrish K., 1964. The mineralogy and chemistry of manganese in some Australian soils. *Soil Res.* 2 (2), 235–248.
- Terracciano R., 2008. Willemite mineralisation in Namibia and Zambia. Ph.D. Dissertation, Università degli Studi di Napoli Federico II, 178 pp.
- U.S. Geological Survey, 2015, Mineral commodity summaries 2015: U.S. Geological Survey, p 26 p. <http://minerals.usgs.gov/minerals/pubs/commodity/bauxite/mcs-2015-bauxi.pdf>
- Vind J., Malfliet A., Bonomi C., Paiste P., Sajó I.E., Blanpain B., Tkaczyk A.H., Vassiliadou V., Panias D., 2018. Modes of occurrences of scandium in Greek bauxite and bauxite residue. *Minerals Eng.*, 123, 35-48.

# THE GORNO ZN-PB DEPOSIT - PROJECT UPDATE AND APPLICATION OF INNOVATIVE TECHNOLOGIES TO THE EXPLORATION OF INACCESSIBLE MINE TUNNELS

F. Granitzio, C. M. Robinson

Alta Zinc / Flyability





## Background & Gorno Zinc Project

- Originally established as Energia Minerals Ltd ([energo](#)) to develop uranium projects;
- Opportunistically applied for Gorno, Salafossa (produced 11Mt @ 6.0% Zn+Pb), exploration licences in Italy (Punta Corna, historical cobalt mine) and Australia (McArthur in NT and Paterson in WA);
- Under new management Gorno became focus, and company name changed;
- Gorno is a historical, prematurely closed SAMIM zinc & lead mine with a mining lease;
- €15M invested by Alta Zinc since 2015 into drilling, exploration & studies;
- Culminating in 'Phase 1 Scoping Study' completed in March/April 2018, confirmed brownfield restart strategy with attractive economics;

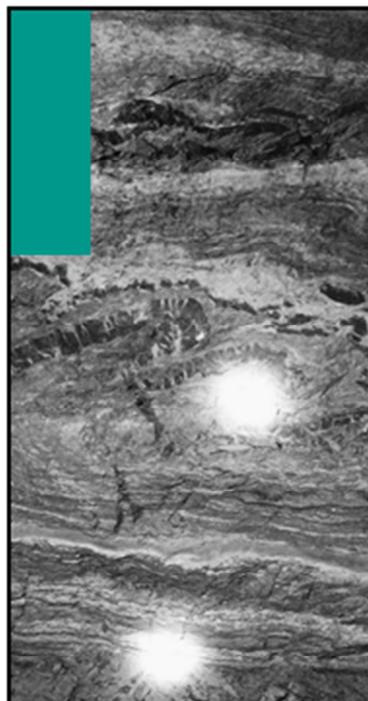




## Gorno Zinc Mine Location



- Head office in Oltre il Colle – 10 min drive to site office
- Significant underground infrastructure already in place
- 230 km of underground openings & extensive database strong support by local communities & the authorities



## Phase 1 & 2 Phased Development



Phase 1 Scoping Study demonstrates Gomo is economically attractive and technically viable

Viability in part due to planned use of existing, underground infrastructure - includes well positioned development drives and 12km rail tunnel

Other advantages are:

- Western European location
- High quality concentrates
- Established Resource with substantial upside
- Mining Licence already in place

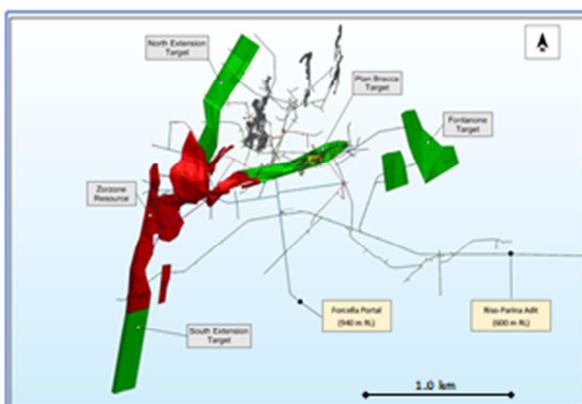
Equity investment case is significantly enhanced by low capital cost, modular expansion – Phase 2

High conviction exploration targets in immediate vicinity support Phase 2 expansion

## Exploration Areas For Phase 2



Mine exploration – planview:



Current resource and Scoping Study based on Zorzone Resource only;

Zorzone and North-South extensions: gently dipping stratabound mineralisation;

East extension ("Pian Bracca") has greater potential than previously realized: in his upper levels there is a thicker zone of mineralisation, interpreted as folded and thickened stratabound mineralisation;

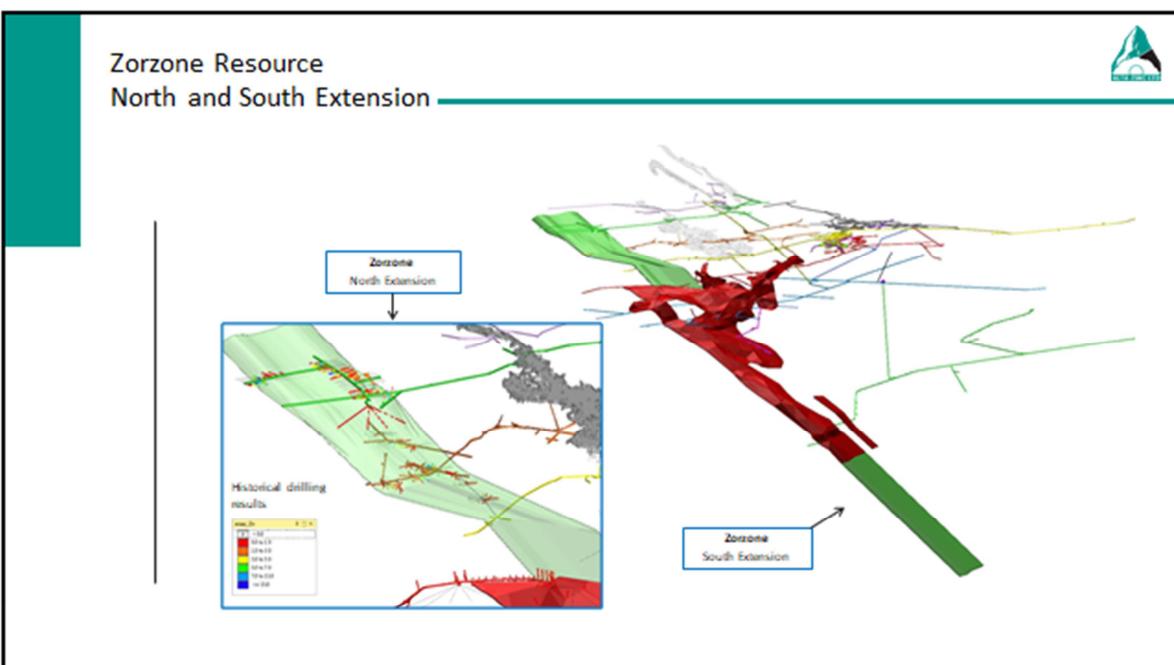
Pian Bracca was previously partially mined using room & pillar bulk mining method ie. lower cost;

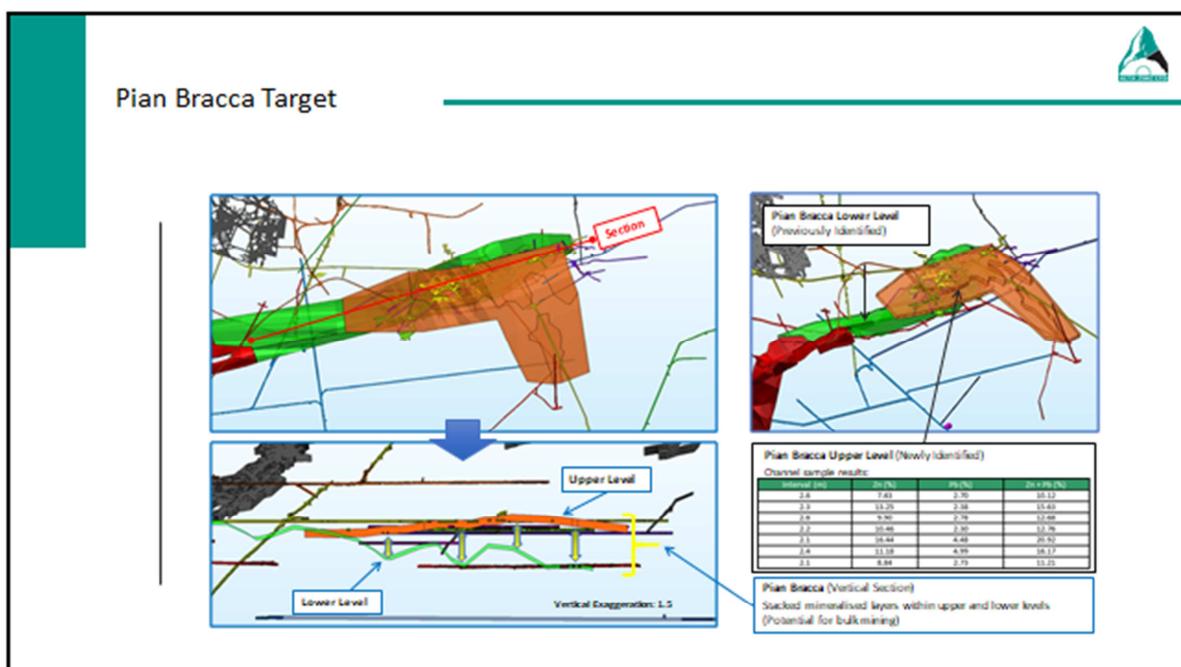
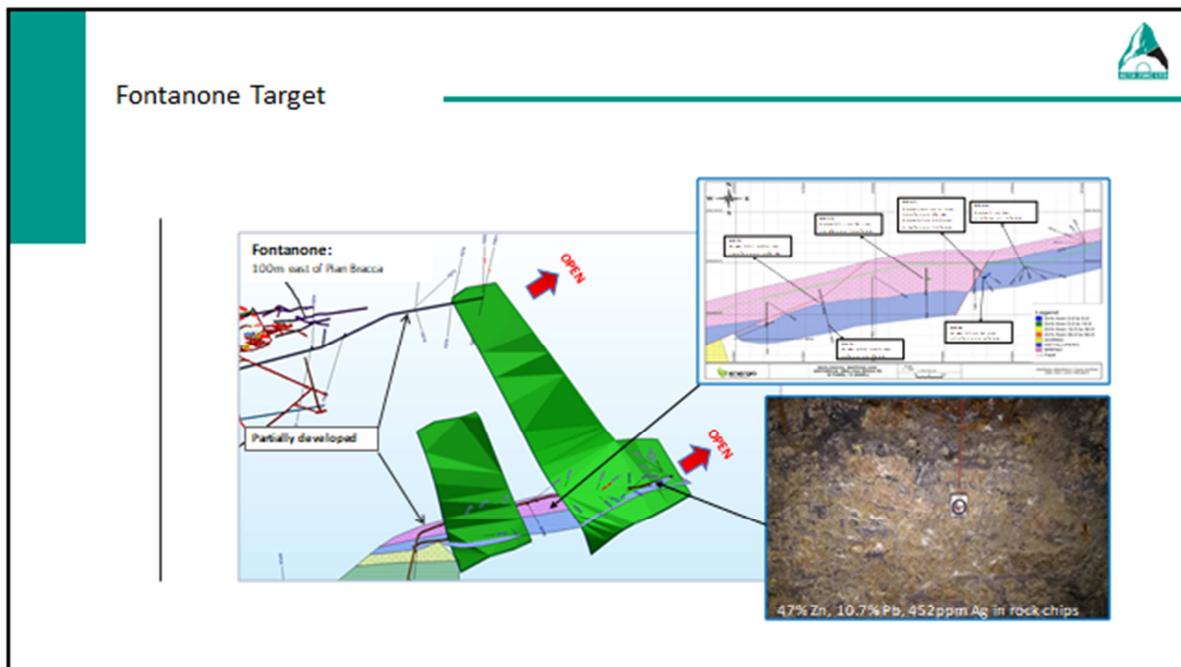
There is a medium to high probability of additional exploration areas that have not yet been identified.

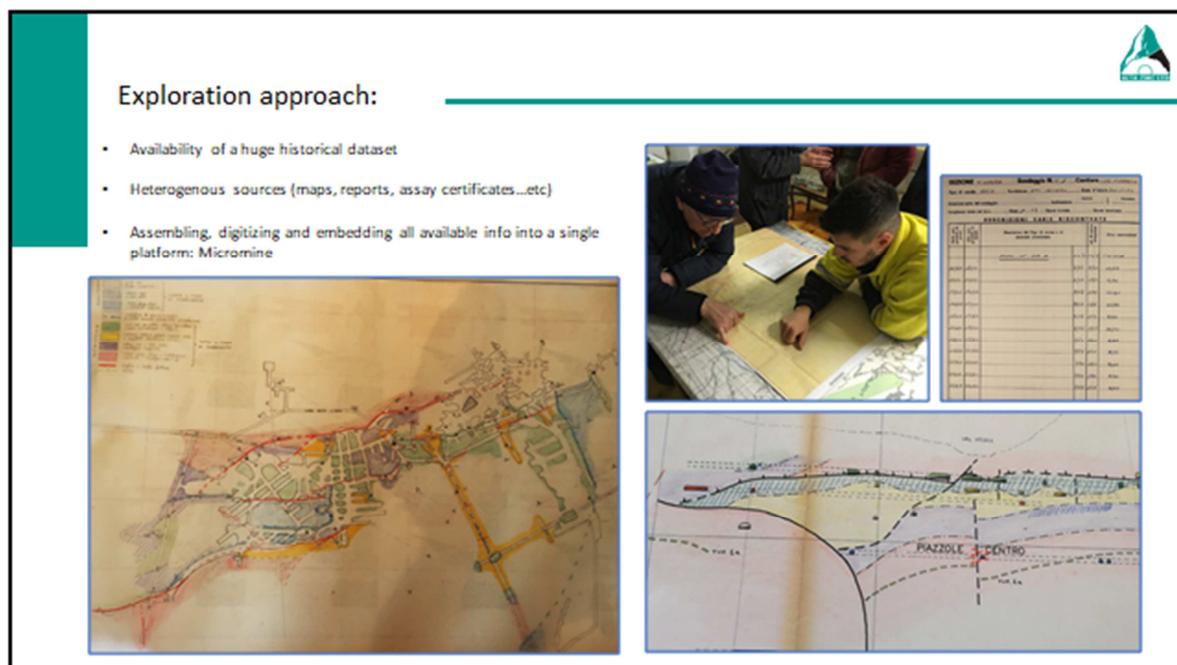
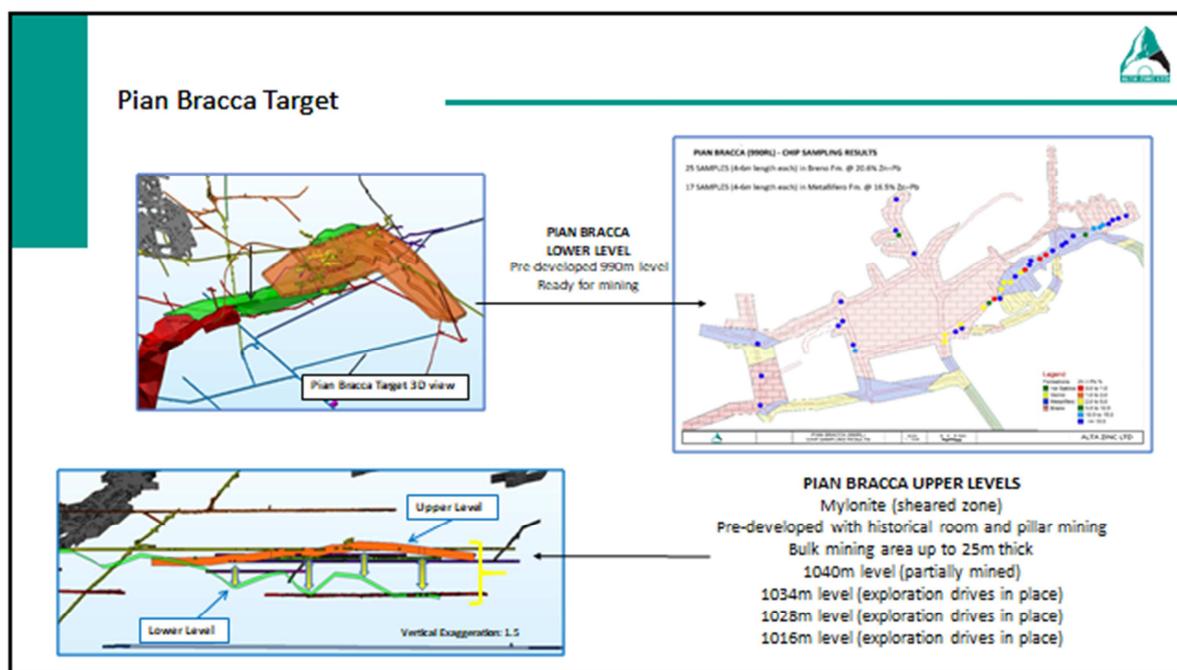
**Exploration:**  
High Potential

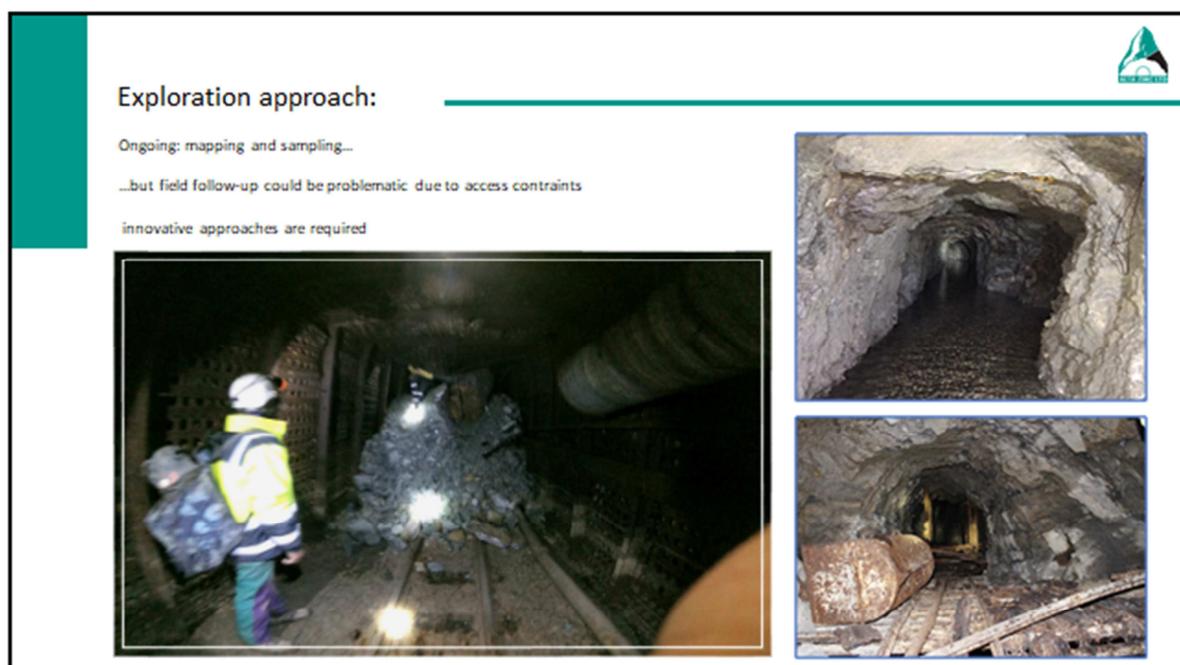
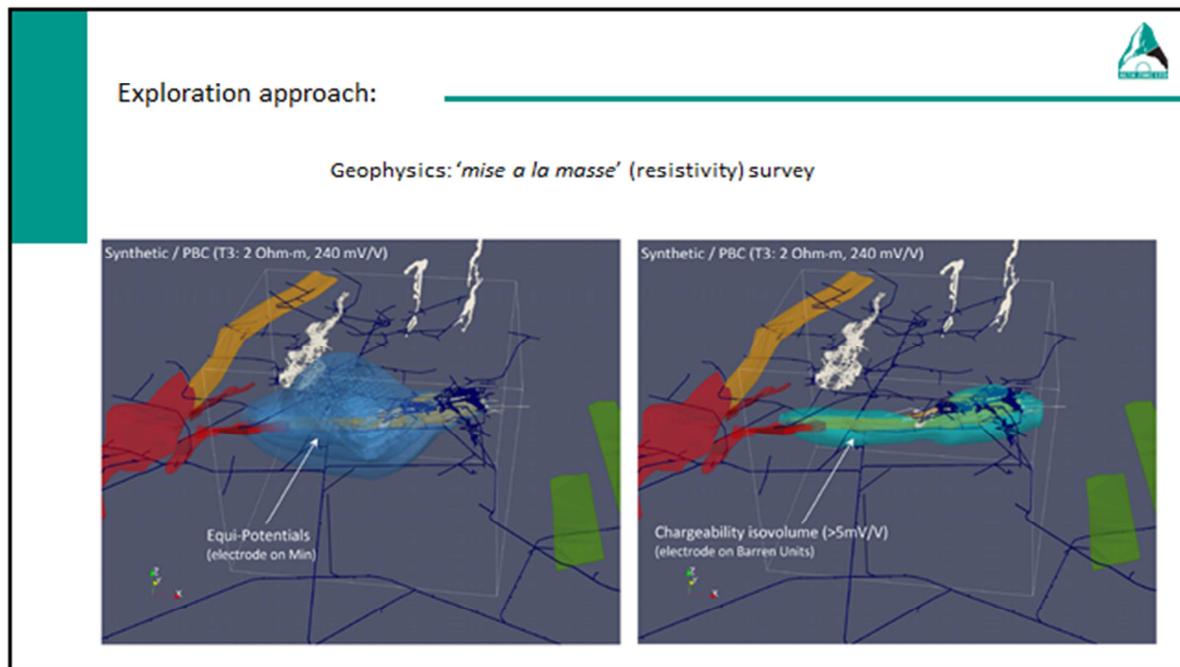
Exploration Targets: Based on five main, high conviction areas due to historical drilling and development:

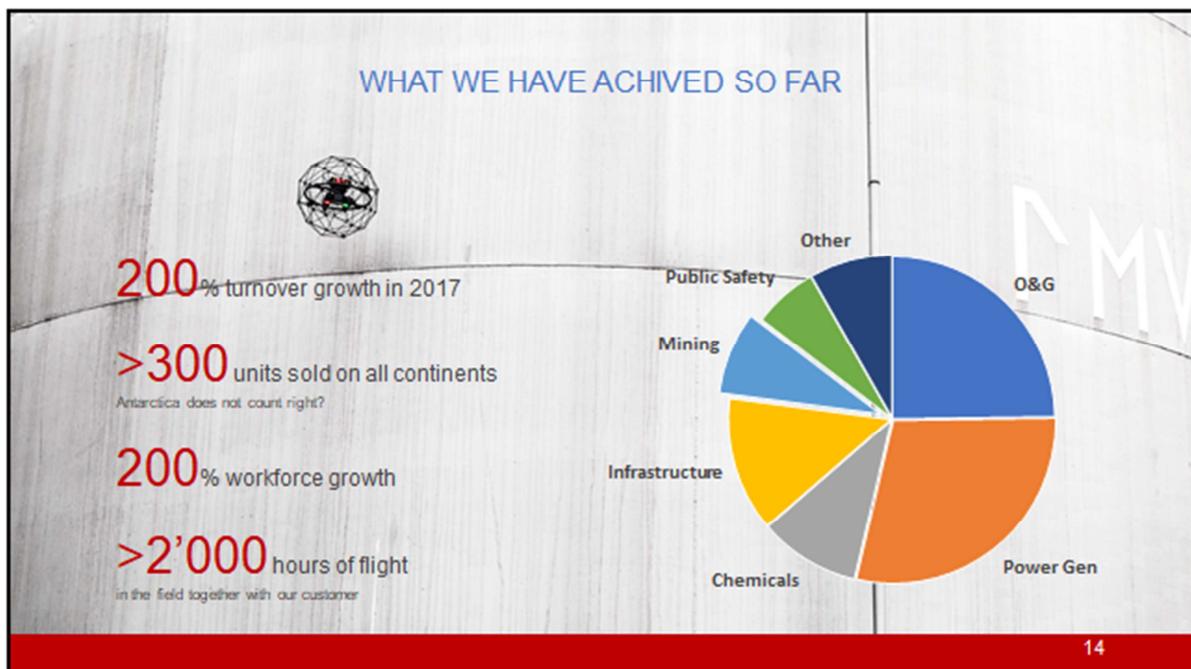
	PIAN BRACCA		ZORZONE		FONTANONE
	Upper	Lower	North	South	
<b>Geological Interpretation</b>	High Confidence	High Confidence	High Confidence	Med Confidence	Med Confidence
<b>Access to visible mineralisation</b>	X	X	X		X
<b>Historical drilling</b>	X	X	X		X
<b>Sampling by Alta Zinc</b>					
Channel Sampling	X				
Rock chip Sampling		X	X		X
<b>Underground Development</b>					
Exploration Drives	X		X		X
Pre-development	X	X			
Partially Mined	X				

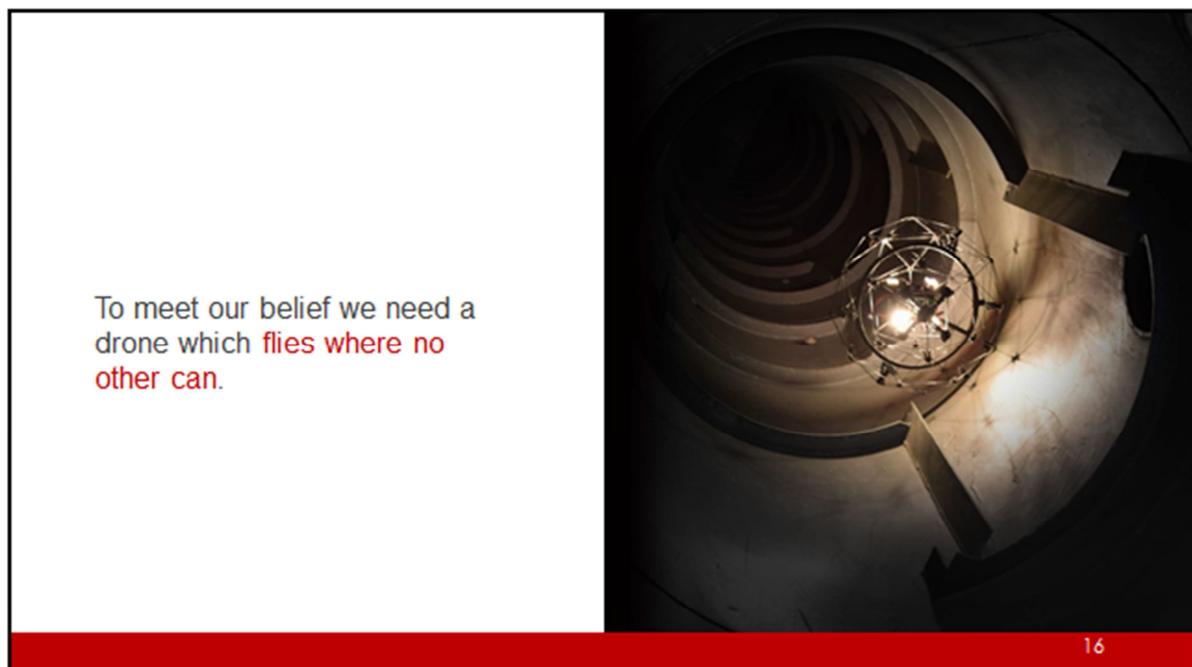
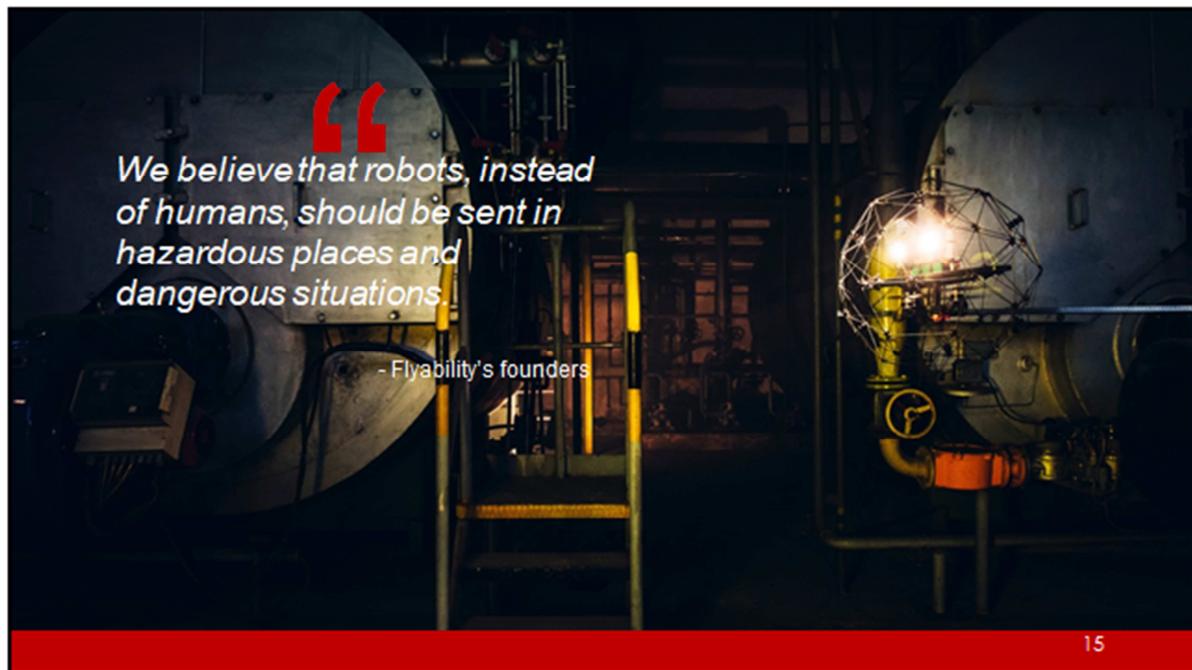












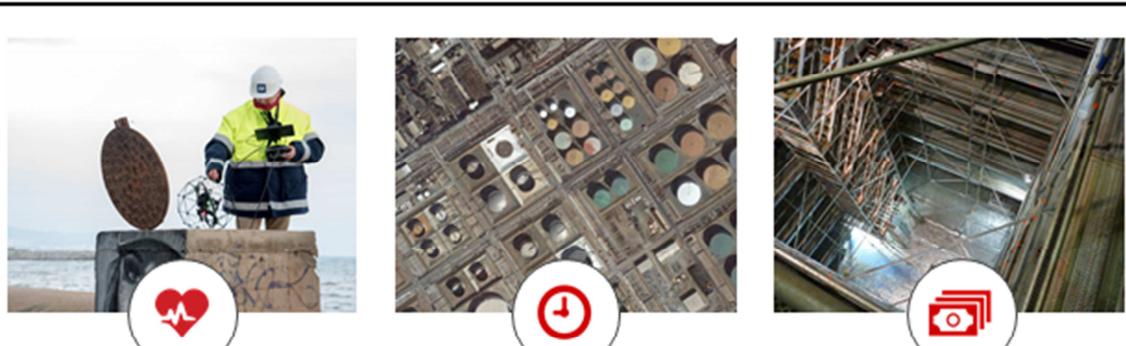
## INDUSTRIAL INSPECTION SAFER, FASTER, CHEAPER

“

A game changer for the  
inspection professionals.



17



### IMPROVE SAFETY

By operating Elios beyond the line of sight without entering the inspected infrastructure, the safety of your workers is preserved.

### REDUCE DOWNTIME

Elios is deployed and ready to gather visual of interest within a minute. Performing an entire inspection is no longer a matter of days but hours.

### LOWER COST

Thanks to its ability to navigate in 3D in the most complex and confined spaces, scaffolding, rope access, sky climbers, or crane are no longer needed to perform inspections.

18

### Elios in Gorno with Alta Zinc

#### Mission Objectives:

- 01- Assess the feasibility of using the drone to explore mine tunnels not safely accessible by the mine operators.
- 02- Support the company assessment of mineral resources by enabling the visual inspection of some of the sampling points currently set in inaccessible areas
- 03- Inspect the old processing plant closed to all accesses due to environmental hazard (eg: unstable/collapsed buildings and potential presence of hazardous chemicals left behind in the floatation processing plant.)



### Environmental Data Underground Mission

- Descended from quote 1070m to quote 940m where the mission was performed
- Tunnels size: 2m width - 2.7m height(min)- very open and high in the Chamber and Pillars portion of the mine
- Temperature: ~8C constant
- Dust: none
- Wind: none
- Humidity: high but not in form of condensation (only in limited parts of the tunnels in correspondence of shafts) / base of tunnels flooded (~20 cm of water depth)



20

## Environmental Data Outdoor Mission

- Clear Sky no risk of rain
- Temperature: 20C
- Dust: settled on collapsed structures
- Wind: none
- Accessibility: via broken windows
- Risk: Areas with protruding objects



21

## Mission Results

01- The drone proved to be the safest and only option to enter key tunnels to assess the old sampling areas and on which some of the resource assessment was made.

- The mission revealed that the mapping acquired at ownership change are incomplete for this section of the mine.
- The stability of these tunnel was also visually assessed providing a base for the planning of the mine brownfield exploration activities.



02- We were not able to locate the full line of sampling we expected to find. We discovered a more complex tunnel network than expected.

- We assessed that the target zone could still be reached by a second mission, planned on the results of the first mission.
- A special permit for accessing the old processing plant was granted by the local government.
- The mission successfully exposed the collapsed and very unstable structural setting of the flotation plant. We did not see any large chemical tank as potentially expected, instead the single flotation cells were clearly seen.
- This inspection has provided a base for a better decision making process on processing locations.



22

## Mission take away

We work in a hazardous and technically challenging environment:

- Having two drones is a must to support mission efficiency where difficult conditions are expected
- Use of the Elias Range Extender to support the natural signal dispersion caused by rocks and structural complexity of underground excavations

**Essential** to mission success is the combination of all data we have at hand:

- Mine plans
- Mine Geological settings (structural and lithological)

A good mission planning supports the best outcome

- Identifying multiple access points to inspect dangerous areas
- Utilize the drone efficiency to collect as much data as possible



23

## Beyond exploration.. other mining applications

Assesment of size and stability of stopes

Access of tunnels with no oxygen

Processing plants' facility inspection:

- preventive maintenance routines (eg: chute wearing)
- selective maintenance operations

Where not to go:

-Coal mine tunnels (strong ventilation & EX risks)

-Coal mine facilities unless under "hot work permit"

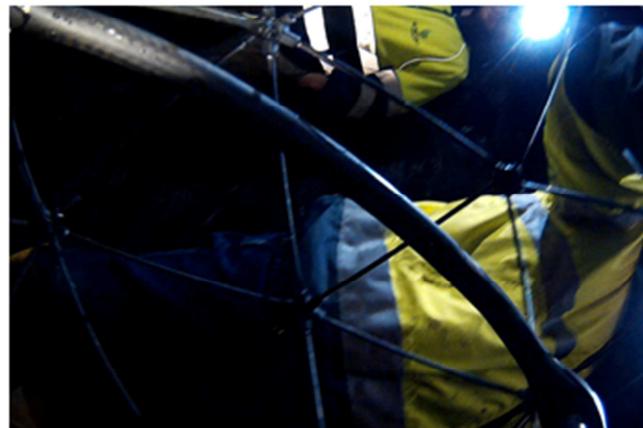
-Anywhere near explosive atmospheres!



24

IN ACTION WITH ALTAZINC

WHAT DOES ELIOS SEE FOR YOU



25



[www.altazinc.com](http://www.altazinc.com)



[www.flyability.com](http://www.flyability.com)

Thank You

Fabio Granitzio, Director at Alta Zinc LTD

Cristina M. Robinson, Business Development - O&G at Flyability LTD

## VALUTAZIONI TECNICHE ED ECONOMICHE RELATIVE ALLA RIAPERTURA DI UNA MINIERA DI "MATERIE PRIME ESSENZIALI UE:" IL CASO DI SILIUS

C. Chiappino<sup>1</sup>, U. Gioia<sup>2</sup>, V. Ricciardi<sup>3</sup>, F. Vigna<sup>4</sup>

(1) Ing. Minerario libero professionista

(2) Società Mineraria del Gerrei Srl

(3) Polo Geologico Srl

(4) Geologo libero professionista

### *Summary*

*On May 2014, the European Commission defined a list of the UE essential raw materials, recently confirmed on the list of September 2017. The updated document includes Fluorspar, strategic mineral actually mainly produced in China and Mexico, largely imported from UE for large utilization in Industry. Since 2012, an Italian group of mining business owners and engineers is working to re-opening of Genna Tres Montis Mine, an historical and substantial deposit located in South-East of Sardinia. After more than 5 years of technical and bureaucratic steps, technicians are now concluding the environmental impact assessment of the plan; at the same time, the team is starting with necessary surveys and researches for a complete rating of the deposit.*

**Keywords:** Fluorspar, Essential, UE, Mine, Re-opening, Research.

### **Premessa**

Nel 2012 la Regione Autonoma della Sardegna - Assessorato dell'Industria ha indetto un bando per la “Presentazione di proposte progettuali finalizzate al rilascio della concessione per la riattivazione ai fini produttivi della miniera denominata “Genna Tres Montis” per minerali di F, Pb, Zn, Ag e Ba in territorio dei comuni di Silius e San Basilio (CA), con impianto di trattamento mineralurgico nel comune di Assemini (CA)”.

Ad aprile 2016 è stata chiusa la prima fase di aggiudicazione; a seguito dell’archiviazione dell’istruttoria per il rilascio della concessione mineraria alla società prima classificata, la Società SMAVT Srl è infatti subentrata nell’aggiudicazione del medesimo bando, confermando alla RAS in data 19.11.2016 l’interesse a procedere con l’istanza di concessione ma anche segnalando una serie di criticità riscontrate nel corso degli approfondimenti svolti nei mesi precedenti e finalizzati alla ripresa del progetto.

### ***Il giacimento di Silius***

Col nome di giacimento di Silius si indica un sistema di filoni idrotermali subverticali e paralleli che ospitano importanti mineralizzazioni a fluorite, galena e, in passato, anche barite.

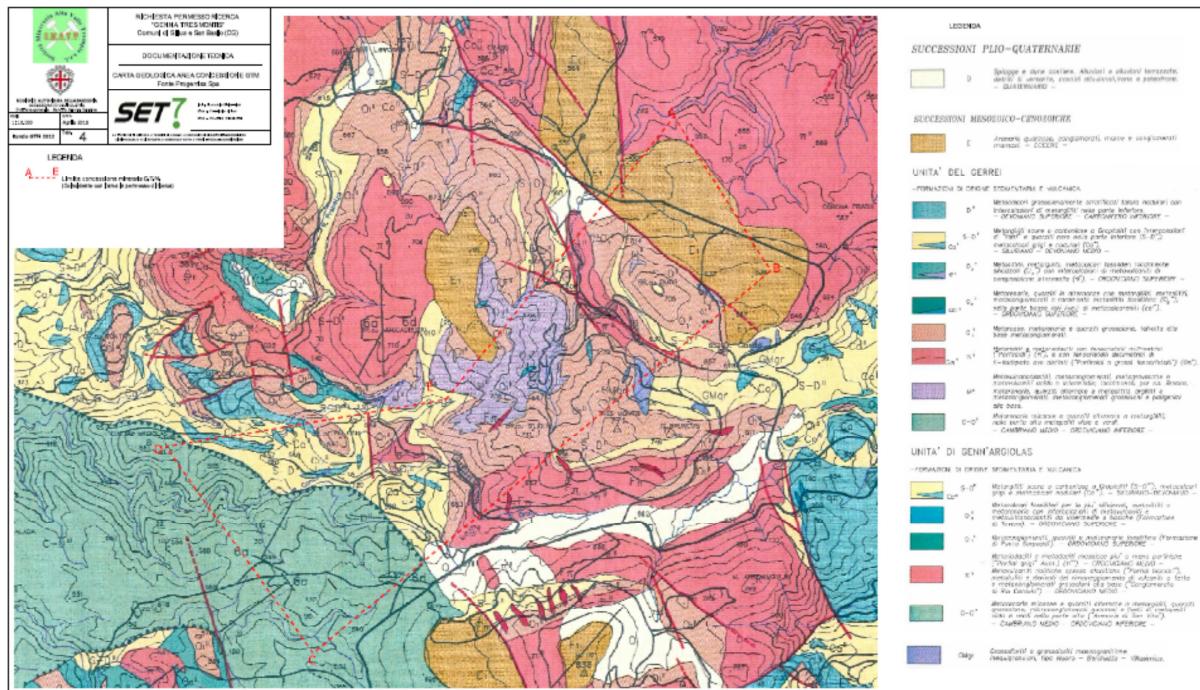


Fig. 1 – carta geologica dell'area in concessione GTM

Il sistema filoniano si estende in superficie per circa 2.5 km e si allarga verso il basso fino a raggiungere uno sviluppo di 4.5 km in corrispondenza del livello 200 della miniera; esso è conosciuto in profondità per almeno 500 m e questo lo rende unico nel panorama mondiale dei giacimenti della sua classe, per i quali è da considerare eccezionale una persistenza verticale di 250 m.

L'inclinazione media del sistema filoniano è di 70-80° con immersione SSE, la sua direzione media è N55, mentre la potenza varia notevolmente raggiungendo nelle parti alte anche 18 m e mantenendo in profondità un valore medio di 3 m, anche se con un progressivo restringimento. L'estrema variabilità della potenza del giacimento, dovuta anche a raddoppi e stiramenti delle mineralizzazioni per cause tettoniche, determina la sua caratteristica forma, detta "a rosario".

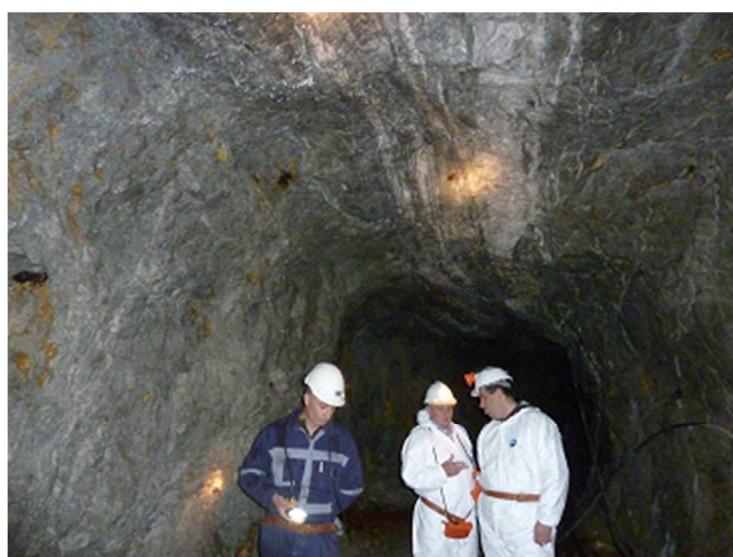
Il sistema filoniano che ospita le mineralizzazioni è formato da una serie di vene subparallele di varia potenza, separate tra loro in affioramento e nelle parti alte, che tendono poi a unirsi in profondità. Al livello 350 della miniera si osserva effettivamente l'unione dei due filoni principali, il San Giorgio e il San Giuseppe, che in molti punti appaiono affiancati o si intersecano formando, nella zona di Muscadroxiu, il San Giuseppe bis. Altri filoni del sistema noti in superficie e poi abbandonati dai lavori minerari per il loro scarso interesse economico sono il S. Nicola, il Davide e il S. Giovanni.

I filoni S. Giorgio e S. Giuseppe presentano mineralizzazioni differenti e si sono depositi in due fasi successive e distinte dell'orogenesi ercinica. Il S. Giorgio, il primo a formarsi nella prima fase del ciclo idrotermale, è caratterizzato da una paragenesi a fluorite, calcedonio, calcite, marcasite, blenda, barite e pirite. La sua struttura è massiva e presenta una notevole continuità in tutte le aree della miniera. In profondità tende a "inquarzarsi", con una micro-implicazione spinta della silice nella fluorite che determina una certa difficoltà nella

separazione meccanica tra le due specie minerali e conferisce alla fluorite maggiore durezza, abrasività ed un colore più tenue.

Il filone S. Giuseppe si è invece deposto in una fase tardiva del ciclo idrotermale; la sua composizione è a fluorite, calcite, dolomite, galena, barite, calcedonio e marcasite ed appare in tessiture a bande listate in tutte le aree della miniera.

Il S. Giuseppe, rispetto al S. Giorgio è più ricco in solfuri, soprattutto galena; inoltre, oltre all'inquarzamento, con l'aumento della profondità si assiste ad un aumento della calcite a discapito della fluorite. L'inquarzamento e l'aumento della calcite sono responsabili dell'abbassamento con la profondità dei tenori medi in fluorite (dai 35-40% dei livelli alti al 30% del livello 200), oltre allo zoning già citato, che spiega come la progressiva scomparsa della barite in profondità sia controbilanciata dall'aumento, osservato nei livelli profondi, della galena.



**Foto 1 – le evidenti strutture filoniane in sotterraneo**

L'ulteriore persistenza in profondità del giacimento, al di sotto del livello più profondo tracciato - il livello 100 - non è nota se non per i risultati di una campagna di sondaggi inclinati verso il basso effettuati a partire dal Liv. 200 di Genna Tres Montis e di Acqua Frida.

Questi hanno accertato:

- a E, la presenza della cassa filoniana fin sotto il livello 100, con tenori di fluorite e galena via via decrescenti ed incremento deciso della calcite a scapito della fluorite. Per cui, in quell'area, il livello 100 può essere considerato, dal punto di vista minerario, il limite di base del giacimento coltivabile;
- a W, tenori di fluorite e galena crescenti verso il basso, con la contemporanea ricomparsa della barite, quasi a significare, localmente, una riapertura prospettica del giacimento sotto il livello 100, in quanto “parageneticamente ringiovanito”.

I due risultati, apparentemente contraddittori, hanno in comune il fatto che i sondaggi hanno accertato la continuità della cassa filoniana (struttura portante indispensabile per ospitare la

mineralizzazione) oltre il livello 100, e che il tettonismo che ha “tagliato” trasversalmente (e rigettato) questa struttura è posteriore all'evento mineralizzante.

Su queste basi, comunque insufficienti per una stima attendibile del giacimento e la conseguente impostazione di un piano industriale, hanno preso avvio le considerazioni per i futuri lavori di ricerca.

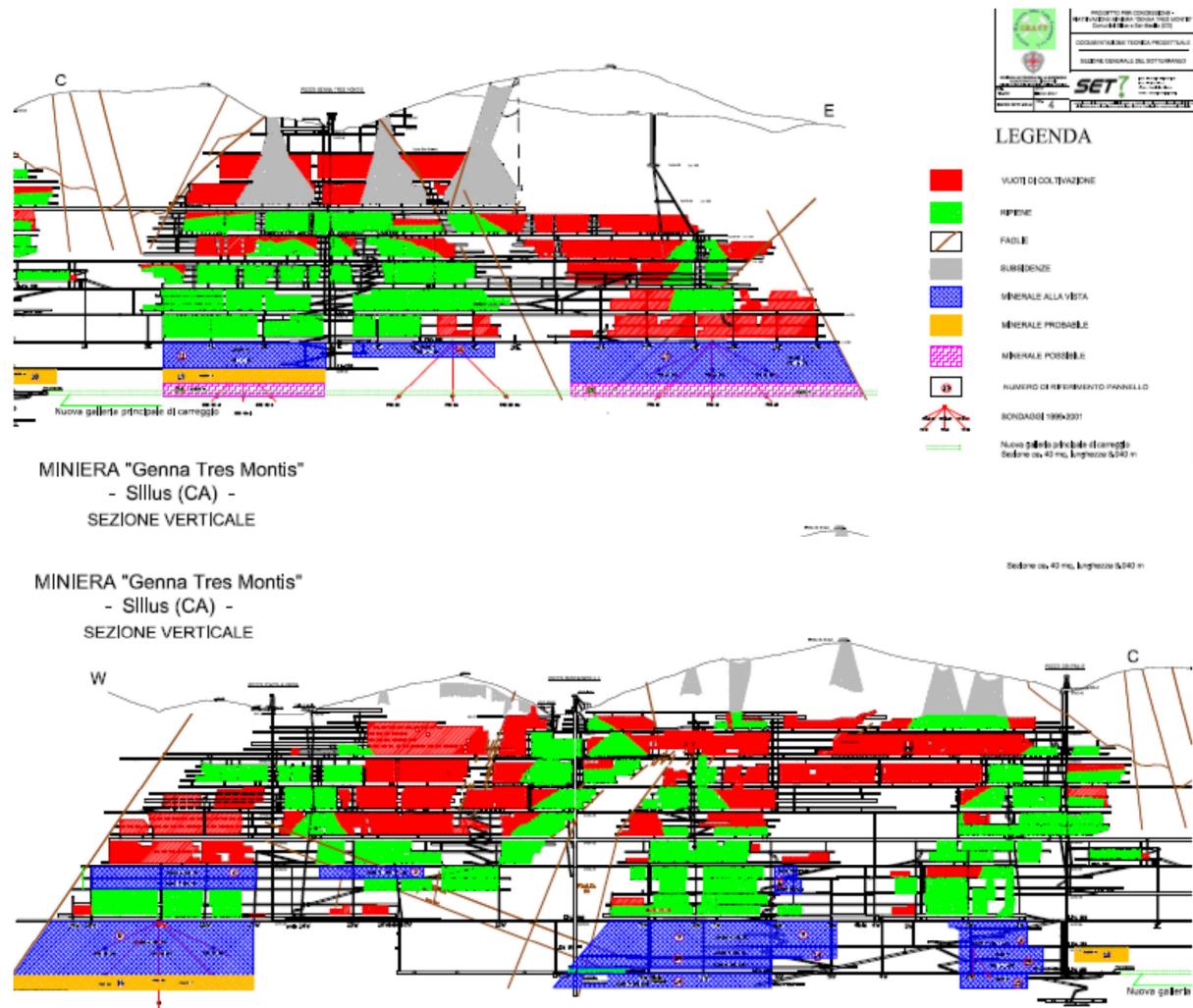


Fig. 2 – Sezione generale del sotterraneo

### La miniera

L'attività nella miniera Genna Tres Montis si è storicamente sviluppata esclusivamente in sotterraneo per lo sfruttamento del giacimento a carattere filoniano ad andamento sub verticale, con direzione prevalente NE – SW, riconosciuto su un'estensione di quasi 4 Km.

La coltivazione si è sviluppata progressivamente in approfondimento; il livello inferiore di carreggio (livello 100) si colloca attualmente ad una quota assoluta di circa 110 m s.l.m., rispetto ad una quota varabile del piano campagna di circa 590 – 710 m s.l.m..

Nella Fig. 2 – Sezione generale del sotterraneo - sono riportate schematicamente le zone già coltivate del sotterraneo nonché i pannelli ove il minerale è stato accertato ed è suscettibile di coltivazione con minori opere di tracciamento.

L'accesso al sotterraneo è garantito direttamente dalla superficie mediante quattro pozzi, che procedendo da NE a SO sono:

1. pozzo G.T.M. (Genna Tres Montis),
2. pozzo Centrale,
3. pozzo Muscadroxiu,
4. pozzo S'Acqua Frida.

A questi si aggiunge – per la sola finalità di ventilazione della miniera - il cosiddetto pozzo di riflusso “Fornello Perucci”, ubicato verso il limite NE dei tracciamenti sotterranei sino ad ora realizzati.

La coltivazione ha preso avvio dall'alto con metodo definito “sub-level stoping”, sviluppato tra livelli principali intervallati fra loro di 50 m.

A seguito dei problemi di stabilità verificatisi, è stato successivamente adottato un metodo di coltivazione più assimilabile al “sub-level caving”, ovvero coltivazione in ritirata su altezze di circa 20 m e progressivo riempimento con ripiena alimentata dal sottolivello superiore (Fig. 3).

Essi afferiscono in tramogge, installate nelle gallerie di carreggio, dalle quali è possibile il carico dei vagoni di trasporto.

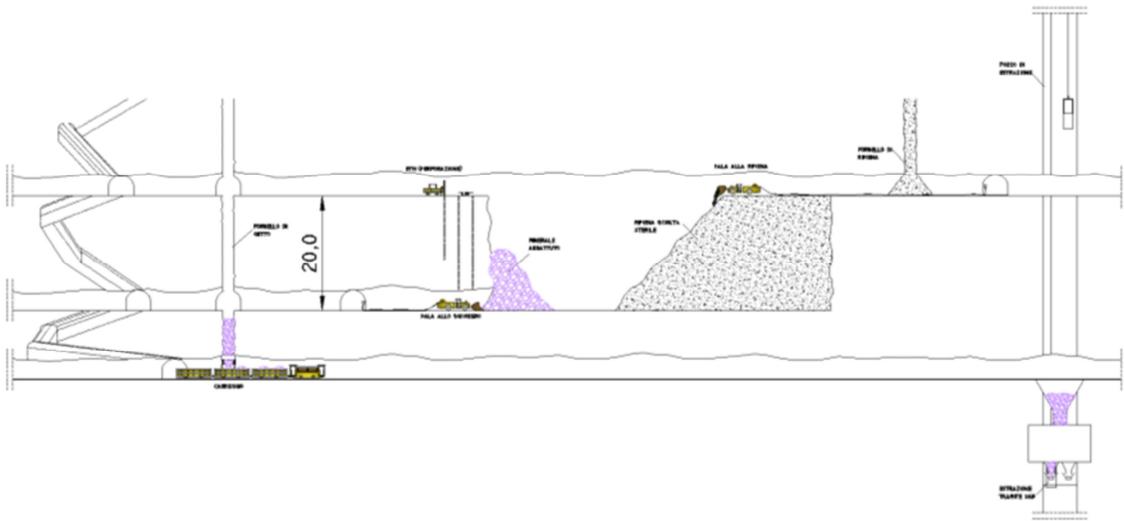


Fig. 3 – Schema di coltivazione adottato da ultimo

Le gallerie di tracciamento sono realizzate di norma lungo il filone, anche se la loro larghezza varia in funzione del corpo mineralizzato; la sezione minima si aggira intorno a 10 - 12 mq.

La coltivazione si è sviluppata in approfondimento su pannelli di una cinquantina di metri di altezza, tramite sottolivelli intervallati in quota di 17 - 20 m; a loro volta, i sottolivelli sono collegati tra loro attraverso rimonte inclinate con pendenza di circa 20%, percorribili dai mezzi (carri di perforazione e pale caricatrici utilizzate per lo sgombero del marino).

Tra il livello 100 ed livello 200 è stato installato un nastro trasportatore per il tout-venant abbattuto, che verrà utilizzato transitoriamente per la coltivazione in conformità al nuovo piano industriale previsto.

L'abbattimento in coltivazione avviene lungo sezioni verticali, intervallate fra loro di 2,5 m con la realizzazione di fori dall'alto per l'intero dislivello fra i sottolivelli di coltivazione.

Il carico del t.v. ha luogo dal livello inferiore con pala caricatrice sino al fornello di gettito prossimo; di solito i fornelli di gettito sono intervallati tra loro lungo i sottolivelli di 100/120 m.

L'apertura delle gallerie in tracciamento è attuata con l'impiego sistematico dell'esplosivo su uno sfondo in media di 3,10 m/volata.

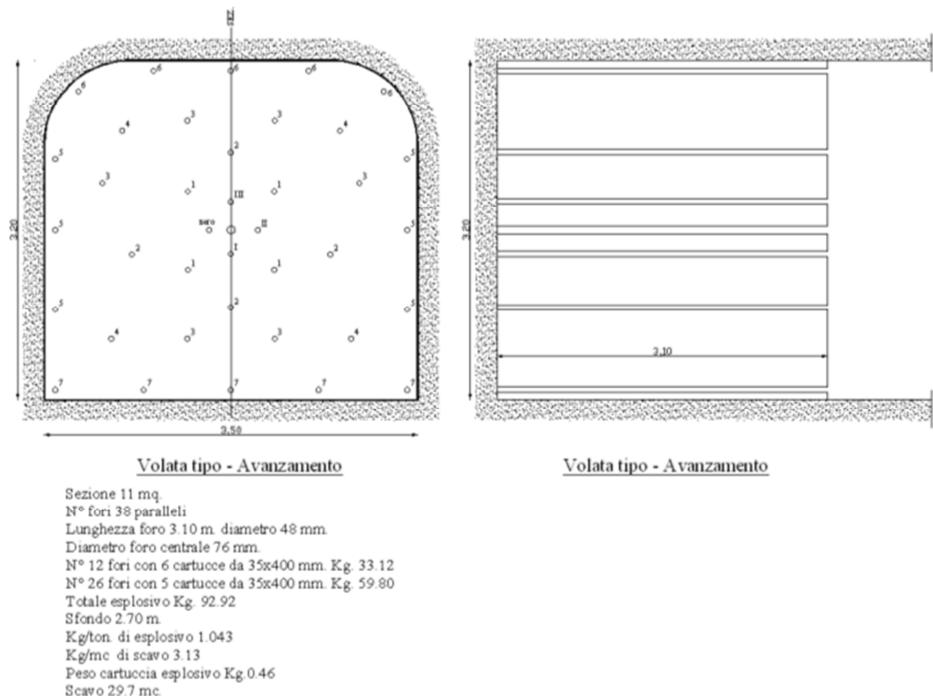


Fig. 4 – Schema della volata tipo in avanzamento

### Trasporto del minerale

Fin dalla fine degli anni '80 il livello 200 (posto a circa 450 m di profondità) ha costituito di fatto la galleria di base per le operazioni di smarino dell'abbattuto; la galleria inferiore, al livello 100, è comunque già stata attrezzata con binario, impianti elettrici, tubazioni per aria

compressa ed acqua e sistema di convogliamento in cunetta per il drenaggio delle acque verso l'impianto di eduzione posto circa alla quota 80.

Storicamente è stata impiegata ed è attualmente presente una ferrovia con scartamento del binario di 750 mm, dotata di locomotori elettrici e vagoni da 8 mc di capacità.

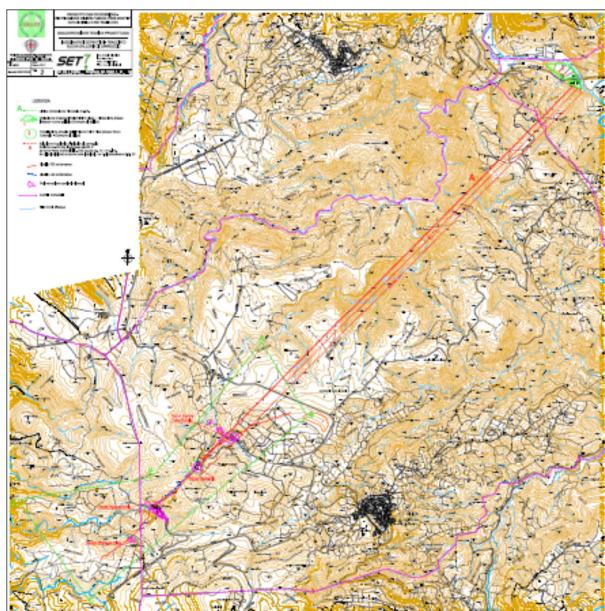
Il minerale, dopo comminuzione con frantumatore a mascelle (tipo Loro Parisini – bocca da 1000 mm), veniva estratto dal livello 200 attraverso il Pozzo Centrale tramite due skip contrapposti di portata pari a circa 4.5 ton ciascuno.

### ***Impostazione del nuovo progetto***

Il progetto in fase di presentazione ha lo scopo di rivedere e razionalizzare i sistemi di estrazione, trasporto e lavorazione precedenti, al fine di rendere più competitiva la gestione della miniera e quindi rilanciarne la produzione sul mercato.

La definizione del piano industriale per la riattivazione e l'esercizio efficiente della miniera parte da alcuni presupposti fondamentali:

1. la revisione completa della logistica, con la necessità di abbandonare la logica dell'estrazione mediante pozzi e promuovere una gestione più moderna ed efficace del sistema di trasporto e movimentazione di mezzi e materiali. Ciò è indispensabile per:
  - a) ragioni di sicurezza (semplificazione e razionalizzazione degli accessi, miglioramento delle modalità di eduzione delle acque e ventilazione, alleggerimento dei rischi connessi agli oneri di manutenzione dei pozzi, annullamento dei gravami connessi all'adeguamento normativo degli impianti di sollevamento, ecc.)
  - b) ragioni di salvaguardia della produzione (l'estrazione tramite pozzi pone dei limiti strutturali alla produttività raggiungibile in condizioni di sicurezza, senza contare eventuali guasti o imprevisti agli impianti di sollevamento possono determinare fermi produttivi di rilevante entità, con effetti economici imprevedibili);
  - c) ragioni economiche (la minor produttività ed i maggiori oneri gestionali prevedibili con il sistema di movimentazione attuale sono di entità tale da giustificare, sul medio-lungo termine, i rilevanti investimenti necessari per lo modifica radicale della logistica di miniera);



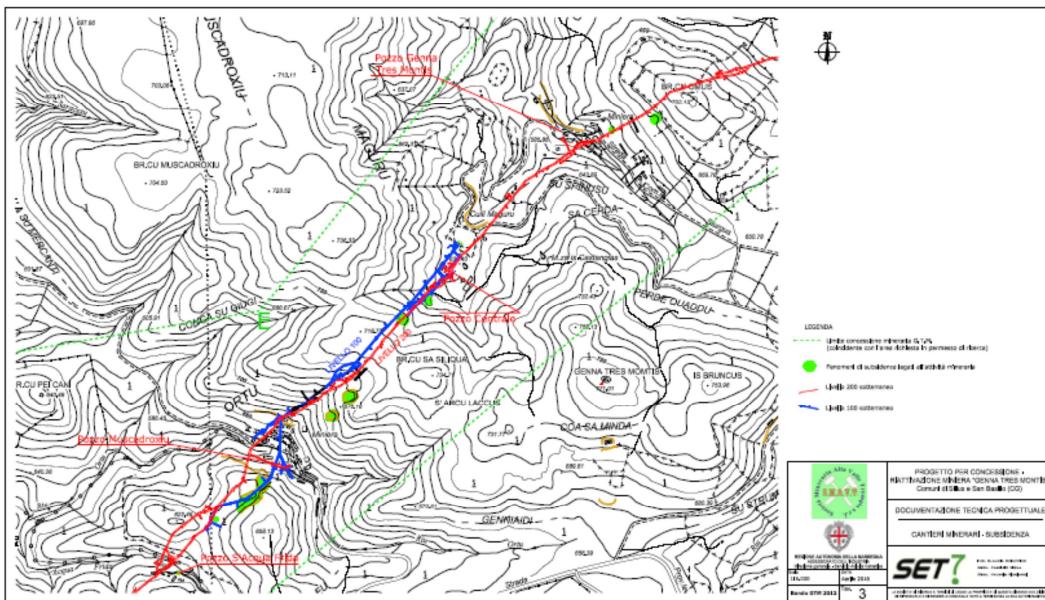
**Fig. 5 – insediamenti estrattivi con ipotesi della nuova galleria di carreggio**

2. la necessità di reimpostare completamente il processo di trattamento del minerale, che per ragioni di logistica, efficienza, ammodernamento e costi non può più certamente riferirsi all'impianto mineralurgico di Assemini, non più di interesse e quindi non previsto nei futuri piani;
3. la necessità di aumentare i volumi di minerale estraibile per rendere ancora più efficace l'impatto degli investimenti, attraverso un programma sistematico di ricerca mineraria sviluppato nei settori interni ed esterni all'attuale concessione;
4. la necessità di coprire parte dei costi di approvvigionamento energetico, che rappresentano quota significativa degli oneri operativi di gestione della miniera, con impianti di autoproduzione che rappresentino, sul medio-lungo termine, un valore aggiunto di beneficio alla struttura finanziaria dell'operazione;
5. la necessità di avvalersi di collaborazioni tecnico-scientifiche di primo piano, capaci di indirizzare e supervisionare nel migliore dei modi le attività di ricerca e prospezione mineraria, nonché le attività di trattamento e valorizzazione sul mercato dei prodotti mercantili estratti dalla miniera;
6. l'opportunità di creazione di un sistema di indotto industriale in un'area economicamente in difficoltà, attraverso l'affidamento ad imprese del territorio di un ventaglio di attività collaterali a quella mineraria (trasporti, alloggio e ristorazione, opere specialistiche di ripristino ambientale, ecc.);
7. l'opportunità di stimolare l'auto-imprenditorialità locale supportando, anche attraverso l'utilizzo condiviso delle strutture e sovrastrutture minerarie, lo sviluppo di attività diverse ma coordinate con quella mineraria (promozione turistica, promozione scientifica, promozione dell'artigianato, ecc.);



**Foto 2/3 : alcune delle strutture minerarie esterne**

8. la possibilità di attivare, con il supporto delle Amministrazioni pubbliche, un circolo virtuoso che consenta all’attività mineraria, nell’ottica di un sempre più efficace sviluppo del territorio, di raccogliere contributi economici pubblici e privati finalizzati alla ricerca ed all’innovazione delle tecnologie di coltivazione e trattamento del minerale. Nello specifico si propongono:
  - a) l’inserimento a pieno titolo del giacimento di Silius tra i giacimenti classificati come strategici dall’Unione Europea, ai sensi dell’Iniziativa Materie Prime che ha identificato la fluorite come uno dei 14 minerali di importanza strategica per l’Unione, promuovendone l’approvvigionamento equo da Paesi terzi ma anche e soprattutto la ricerca e lo sfruttamento nei Paesi dell’Unione stessa (misura finanziata nell’ambito del programma Horizon 2020);
  - b) l’inserimento del giacimento di Silius nell’ambito del progetto RAMINTECH (Raw Materials: Study on Innovative Technologies and Possible Pilot Plants - Materie prime: studio su tecnologie innovative e possibili impianti pilota), finanziato sempre nell’ambito del programma Horizon 2020, che prevede lo sviluppo di un numero limitato di impianti pilota, su scala europea, meritevoli di supporto in funzione dell’adozione di tecnologie di ricerca, sfruttamento e trattamento particolarmente innovative, efficienti e compatibili dal punto di vista ambientale.
9. l’opportunità, da parte dell’Amministrazione, di procedere, nell’ambito dei mezzi finanziari già a disposizione, alla messa in sicurezza degli accessi al sotterraneo, indispensabili all’esecuzione degli approfondimenti necessari alla ricerca mineraria.



**Fig. 6 – cantieri minerari e subsidenze, oggetto di ricerca e studio attuali**

Su queste basi si è prodotto un piano di ripresa dell’attività mineraria di ampio respiro, che non risulti ‘predatorio’ nei confronti delle risorse di più facile reperibilità a breve termine, ma che anzi si focalizzi su uno sviluppo logico, efficiente ed armonico della miniera, con una visione di lungo periodo.

E’ evidente che la dimensione tecnica e finanziaria dell’intervento è tale per cui saranno certamente necessari ulteriori e costanti approfondimenti tecnici ed operativi, nell’ottica di una ricerca & sviluppo continui.

Indispensabile sarà inoltre un confronto serrato e produttivo con l’Amministrazione concedente e con tutto il sistema delle Amministrazioni locali, finalizzato al rapido ottenimento delle autorizzazioni necessarie all’applicazione del piano industriale ed alla condivisione di percorsi tecnici, amministrativi e finanziari.

Il piano industriale presentato in fase di istruttoria rappresenta quindi uno strumento di lavoro per una successiva e più dettagliata analisi.

### ***La ricerca mineraria***

L’impegno richiesto dalla progettazione multidisciplinare (tecnico/mineraria, impiantistica ed ambientale), per un progetto di così vasta portata, richiede evidentemente tempi tecnici notevoli, che si rende necessario ottimizzare avviando attività su fronti differenziati.

Nella primavera 2018 è stata pertanto predisposta un’istanza di permesso di ricerca mineraria, a supporto ed integrazione della richiesta di concessione già protocollata (marzo 2017) e della Verifica di Impatto Ambientale in fase conclusiva, in linea con le specifiche finalità precise nel bando stesso.

In primo luogo, si intende comunque sviluppare i lavori di ricerca e prospezione nell’ambito dell’attuale area di concessione mineraria in capo alla Regione Autonoma della Sardegna, con particolare attenzione ai livelli inferiori della miniera (indicati come livello 200 e livello 100,

Fig. 6), ma con estensione a tutte le aree esterne ed interne ritenute interessanti o fonte di informazioni strategiche per il progetto.

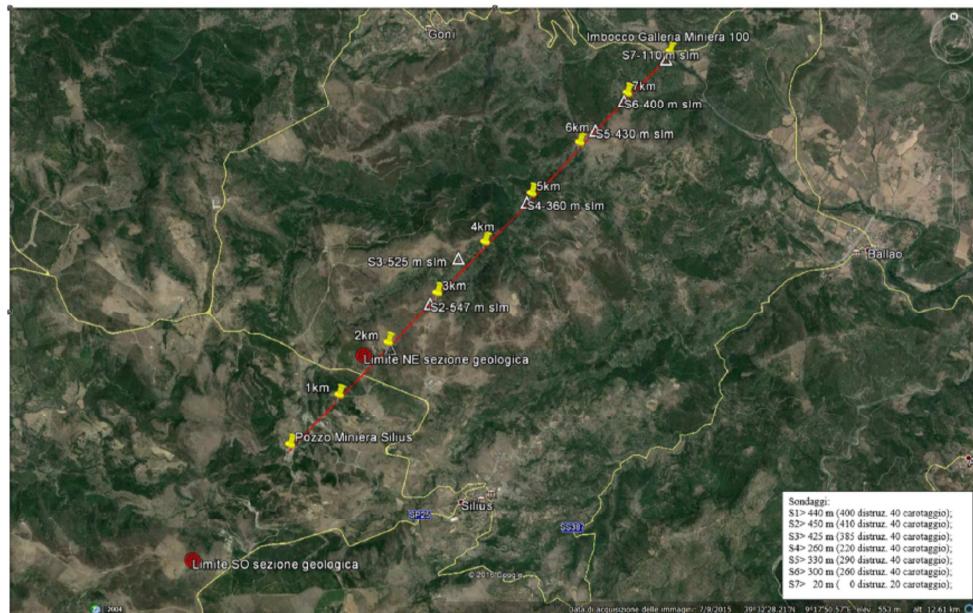
L'obiettivo comune - dell'investitore, dell'Amministrazione regionale, delle Comunità locali - di ridare ampio respiro, competitività e solidità all'attività della miniera di Silius rende necessario ed imprescindibile un massiccio investimento sulla ricerca mineraria e sulla pianificazione di gestione, anche con riferimento alle condizioni di mercato attuali che, come già ricordato in premessa e nelle comunicazioni inviate a RAS, richiedono oggi volumi maggiori rispetto a quelli dichiarati (ma non accertati) quali come già disponibili dall'Amministrazione stessa.

Le attività di ricerca sull'area indicata si articolieranno in più fasi, per una durata complessiva superiore ai 12 mesi, e comprenderanno varie tecniche di acquisizione delle informazioni, tutte finalizzate alla definizione di un modello coerente del sottosuolo e, su tale base, all'ipotesi di estensione delle attività estrattive nelle direzioni verificate come le più promettenti.

Le ricerche saranno improntate all'individuazione e tracciamento di filoni mineralizzati contenenti primariamente Fluorite, Galena, Blenda, e secondariamente di elementi Lantanidi (o Terre Rare) di cui si ipotizza la presenza (anche nello sterile) e di cui andranno indagate le effettive possibilità di individuazione e separazione in ambito di sostenibilità economica ed ambientale.

Le attività previste sono riassuntivamente quelle di seguito elencate:

- 1 - Rilievi Topografici
- 2 - Rilevamento geologico e geo-strutturale esterno con correlazione degli affioramenti
- 3 - Analisi geo-strutturale e giacimentologica in sotterraneo
- 4 - Indagini in sotterraneo
- 5 - Campionamenti in sotterraneo
- 6 - Indagini esterne profonde
- 7 - Correlazioni affioramenti minerale su aree limitrofe



**Fig. 7 - Localizzazione preliminare dei sondaggi profondi lungo l'asse della nuova galleria di carreggio**

Un ulteriore elemento utile a correlare le informazioni da acquisire sarà l'individuazione, caratterizzazione e mappatura di evidenze di zone mineralizzate in affioramento su aree limitrofe. In associazione con la determinazione delle lineazioni tettoniche su grande scala potrebbero risultare importanti nella definizione del quadro geologico generale e formazionale dal punto di vista giacentologico.

### Bibliografia

La documentazione storica da cui si è attinto proviene prevalentemente dall'archivio informatico “Data-Romm bando 2012” trasmesso ufficialmente dalla Regione Autonoma della Sardegna nell’ambito della gara pubblica GTM 2012; successive integrazioni sono state richieste dal team scrivente ed ottenute dalla stessa RAS e dai tecnici incaricati dell’attuale gestione della miniera, nel corso degli approfondimenti svolti nel periodo 2012-2018.

La carta geologica della Fig. 1 ha fonte PROGEMISA SpA.

Gli elaborati riportati sono stati redatti dal gruppo di lavoro Mineraria Gerrei/SET attualmente incaricato della riprogettazione della miniera ai fini della riapertura.

## IL GIALLO SAN GIACOMO: UN GRANITO ALTERATO COME LAPIDEO ORNAMENTALE

Cuccuru S.<sup>1</sup>, Naitza S.<sup>2,3</sup>, Secchi G.<sup>1,3</sup>

1: Dipartimento di Chimica e Farmacia, Università di Sassari. Via Piandanna 4, 07100, Sassari.

2: Dipartimento di Scienze Chimiche e Geologiche - Università degli Studi di Cagliari, Cagliari.

3: CNR-Istituto di Geologia Ambientale e Geoingegneria, UOS Cagliari, via Marengo 2, 09123, Cagliari.

**Abstract:** The “Giallo San Giacomo” represents a granite variety of dimension stone quarried in northern Sardinia, which recently acquired large appreciation because of its rare yellowish colour. Field survey and characterization data-set documented in the pluton a diffuse micro-cracks network which decreases near the contacts and disappear in the host granitic rocks. This micro-crack network favours a pervasive water infiltration and promote weathering effect such as diffusion of iron oxi-hydroxides which, locally, can precipitate and resealed the micro-fractures. This mechanism account for yellowish colour and the unexpectedly high values of measured uniaxial compressive strength (UCS) in the analysed samples.

**Parole chiave:** weathering, resistenza compressione uniassiale, microfrazioni

### ***Introduzione***

Nell’ambito dei lapidei ornamentali, sempre più attenzione viene riservata alle rocce dalle colorazioni “calde”; tra queste, rare sono quelle di origine granitoide [1].

Il “Giallo San Giacomo” è un lapideo ornamentale, di tipo granitoide, noto ed apprezzato per la sua colorazione giallastra d’insieme ed estratto a partire dagli anni ’90 del secolo scorso in un’area che si estende approssimativamente per 30 kmq tra Sant’Antonio di Gallura e Olbia (Sardegna nord-orientale).

Attualmente sono in attività 4 cave a cielo aperto che complessivamente estraggono circa 20000 mc/anno di roccia. Le analisi di mercato documentano negli ultimi 15 anni un progressivo incremento di produzione tanto da caratterizzare questo piccolo distretto estrattivo come uno dei più produttivi della Sardegna [2].

Nonostante il successo commerciale, solo recenti studi hanno fornito importanti dati inerenti una completa caratterizzazione minero-petrografica e fisico-meccanica, approfondendo inoltre l’origine della caratteristica colorazione e le relazioni esistenti tra questa e il comportamento meccanico della roccia [3, 4, 5].

### ***Materiali e metodi***

La prima fase della ricerca è stata incentrata nell’individuazione di quegli elementi geologici necessari per la comprensione dei caratteri peculiari del Giallo San Giacomo attraverso un rilevamento geologico-strutturale di dettaglio. I dati sono stati proiettati in una carta in scala 1:25000.

Al fine di effettuare la completa caratterizzazione minero-petrografica e fisico-meccanica, i campioni sono stati prelevati in affioramento e all’interno delle 4 cave. Nella Cava Capruleddu, grazie agli importanti ribassi effettuati, è stato possibile campionare anche la porzione profonda di colore grigiastro.

Da ogni campione è stato realizzato un *set* di 12 provini (7x7x7cm), orientati secondo la micro-fratturazione, sui quali sono state valutate le seguenti proprietà fisico-meccaniche:

- massa volumica apparente [6];
- assorbimento d'acqua a pressione atmosferica [7];
- porosità aperta [8];
- assorbimento d'acqua per capillarità [9];
- resistenza alla compressione uniassiale [10];
- velocità onde ultrasoniche.

Per quanto riguarda quest'ultima prova, è stato utilizzato un *tester* "Controls 58-E0048" con trasduttori a 54 kHz, col quale sono state misurate le velocità degli ultrasuoni lungo i tre assi del provino. Tale dato è in grado di fornire un'immediata valutazione della densità delle microfratture, le quali, costituendo delle soluzioni di continuità nella compagine rocciosa, rallentano inevitabilmente la velocità delle onde ultrasoniche.

### ***Inquadramento geologico***

In Sardegna affiora per circa 6000 kmq un'importante porzione del batolite sardo-corso, costituito da un insieme di plutoni coalescenti messisi in posto nelle fasi finali dell'orogenesi varisica. Le numerose datazioni radiometriche indicano come i plutoni si siano messi in posto episodicamente dal tardo Mississipiano fino al Permiano principalmente durante l'estensione post-collisionale e l'esumazione crustale [11; 12; 13; 14; 15] e in questo intervallo temporale così lungo, di alcune decine di milioni di anni, è quindi normale aspettarsi una eterogeneità composizionale e strutturale delle plutoniti costituenti il batolite. Nello specifico, il Giallo San Giacomo appartiene alle unità leucomonzogranitiche (note in letteratura come facies S.Pantaleo) che caratterizzano la porzione esterna del plutone di Arzachena [16]. Quest'ultimo è una delle più grandi intrusioni della Sardegna settentrionale, messasi in posto intorno a 311 Ma e costituita, secondo una zonazione inversa, da unità granodioritiche, monzogranitiche e leuco-monzogranitiche.

L'intero batolite è poi attraversato da diversi sistemi regionali di faglie e fratture. I sistemi riconducibili a cinematica trascorrente, sono riferibili alla tettonica terziaria [17; 18; 19] mentre i giunti sub-orizzontali (*sheet joints*) sono per la gran parte da ricondurre al raffreddamento e all'alleggerimento litostatico verificatosi durante l'esumazione.

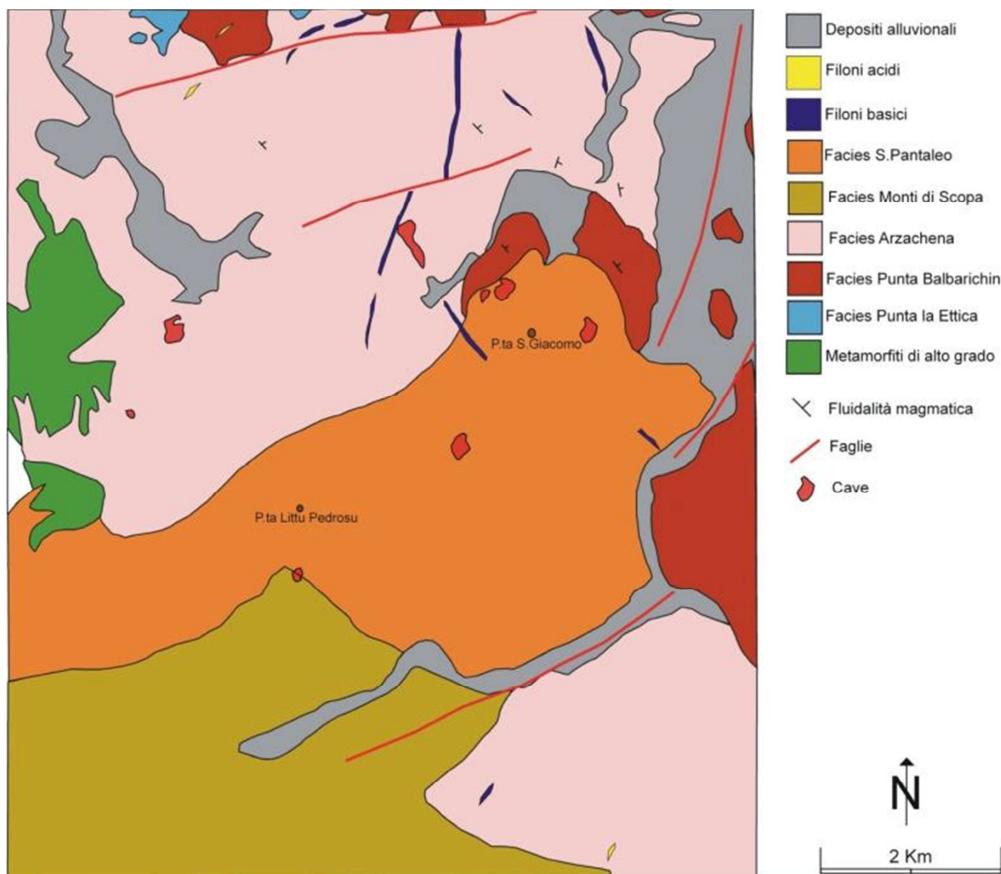
Il rilevamento di dettaglio ha evidenziato inoltre la presenza nel Giallo San Giacomo di un *network* pervasivo di micro-fratture orientato circa NS distribuite all'interno della roccia con uno *spacing* compreso tra 0,2 e 5 mm. La loro densità decresce nei pressi del bordo fino a sparire totalmente sui contatti e nell'incassante. Analisi micro-strutturali [3; 4; 5] hanno evidenziato come tale sistema di micro-fratture rifletta una deformazione *sub-solidus* continua, a partire da condizioni di alta temperatura (600-700 °C) fino al limite fragile-plastico. Questo sistema difatti è rigettato dalla fratturazione connessa con la geodinamica terziaria. Inoltre, tenuto conto della pervasività del *network* di micro-fratturazione, questo sistema è responsabile dell'infiltrazione dell'acqua, il principale agente di ossidazione e alterazione.

Grazie all'attività estrattiva e ai ribassi realizzati, è stato possibile ricostruire un profilo tipico che dall'alto verso il basso è caratterizzato da:

- 20-100 cm di suolo;
- 50 – 300 cm di saprolite laminato;

- 2 – 15 m di roccia granitoide fessurata tipicamente giallastra;
- roccia granitoide poco fratturata e tipicamente grigiastra.

In profondità, tracce della porzione giallastra possono preservarsi attorno alle fratture mentre, sporadicamente, la porzione grigiastra può affiorare in corrispondenza di piccoli *inselberg*.



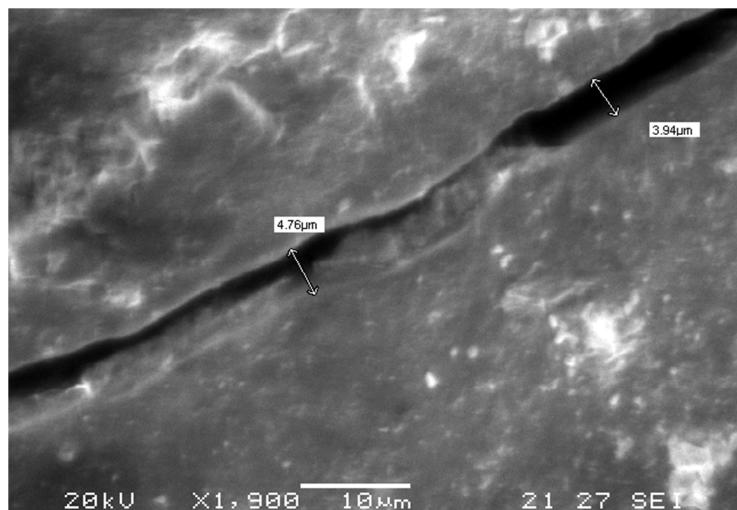
**Figura 10: Carta geologico-strutturale schematica dell'area di studio. Da [2; 14; 16] modificata**

#### **Caratterizzazione minero-petrografica**

Il Giallo San Giacomo è un leucogranito (minerali femici < 5%) equigranulare a grana media ( $\varnothing < 1$  cm) e tessitura macroscopicamente isotropa. Contiene, in ordine di abbondanza modale decrescente, quarzo, K-feldspato, plagioclasio sodico, mica nera e occasionalmente granato. Monazite, apatite e zircone rappresentano i minerali accessori più diffusi peraltro osservati quali inclusioni nelle miche nere. Le caratteristiche fisico-meccaniche di questo litotipo, sono influenzate dai caratteri petrografici primari, dalla sovrapposizione di una deformazione *sub-solidus* responsabile del reticolo di micro-fratture e da processi di alterazione riconducibili a differenti temperature. Le caratteristiche originarie della roccia sono documentate in sezione sottile da una trama di plagioclasi sodici e miche nere euedrali, cementati da quarzo e K-feldspato anedrali (struttura granulare ipidiomorfa). I processi secondari, osservati al microscopio e confermati da analisi diffrattometriche, hanno evidenziato una paragenesi secondaria che inizia in regime di *sub-solidus*, caratterizzata da sericitizzazione della componente feldspatica e cloritizzazione della mica nera. Paragenesi di più bassa temperatura, sono rappresentate dalla presenza di fillosilicati, lepidocrocite e goethite deposte lungo micro-fratture. Nel dettaglio, lepidocrocite e goethite, si originano per alterazione della biotite

(*weathering*), attorno alla quale è presente un alone giallastro che tende a propagarsi tramite il reticolo di micro-fratture. Questa associazione di minerali secondari conferisce alla roccia la caratteristica colorazione giallastra. Nella porzione grigiastra del giacimento infatti, tali ossidrossidi sono assenti e le miche nere non presentano alcun alone. Ulteriori indagini in microscopia elettronica indicano che le micro-fratture, la cui apertura varia dai 3 ai 6  $\mu\text{m}$ , sono riempite da co-precipitazione di ossidi e idrossidi di ferro.

Analisi chimiche su roccia totale, effettuate sia sulla porzione giallastra che su quella grigiastra, hanno mostrato che l'unica differenza apprezzabile tra i due tipi di campioni sia sostanzialmente riconducibile ai contenuti di FeO anche se la quantità di ferro totale ( $\text{Fe}_2\text{O}_3$ ) rimane invariata. Questa differenza potrebbe essere spiegata, a parità di quantità di ferro, con un differente stato di ossidazione di questo elemento nei due campioni. Il confronto tra i contenuti di elementi in tracce (ad es. Rb, Sr e Ba) consente inoltre di escludere una significativa interazione con fluidi idrotermali coinvolti nell'alterazione del Giallo San Giacomo, confermando le osservazioni microscopiche e supportando l'ipotesi del *weathering* [2].



**Figura 11: Concrezioni di ossidi e idrossidi di ferro all'interno di una micro-frattura**

### **Caratterizzazione fisico-meccanica**

Per quanto riguarda la massa volumica apparente, il Giallo San Giacomo ha mostrato un valore medio di 2,6 g/cm<sup>3</sup> con alcune variazioni interne. All'interno della Cava Capruleddu, dove è stato possibile campionare sia la porzione giallastra sub-superficiale (SCD026) che quella profonda grigiastra (SCD001), si è osservato come la prima mostri i valori più alti e la seconda quelli più bassi. Tale variazione potrebbe essere interpretata come l'effetto degli ossidrossidi di ferro presenti nella porzione giallastra.

Il valore medio del coefficiente di imbibizione (0,71%) è relativamente alto se confrontato con rocce simili [20; 21; 22] e questo è legato alla presenza delle micro-fratture all'interno delle quali l'acqua può infiltrarsi. Si è potuto osservare come i valori di imbibizione (e di conseguenza quelli della porosità aperta) siano molto elevati nei campioni più superficiali (SCD026) e fratturati (SCD022) e più contenuti nei campioni più profondi (SCD001) e meno fratturati (SCD004).

L'assorbimento d'acqua per capillarità è stato valutato posizionando un primo *set* di provini con le microfratture parallele rispetto alla superficie dell'acqua e un secondo *set* con le microfratture perpendicolari; per entrambi è stato calcolato il coefficiente di assorbimento per capillarità (C1 e C2 rispettivamente). Anche in questo caso si osserva una correlazione diretta tra assorbimento e densità di micro-fratturazione come testimoniato dai bassi valori registrati nel campione SCD004 e dagli alti valori viceversa del campione SCD022, a più alta densità di fratture. Tale comportamento è confermato dai due campioni di Cava Capruleddu dove si è osservato un coefficiente di assorbimento più elevato nel campione SCD026 rispetto a SCD001.

Le onde ultrasoniche hanno messo in evidenza un sistema di micro-fratturazione ben sviluppato sia nella porzione grigiastra che in quella giallastra, conferendo alla roccia un'importante anisotropia. In tutti i campioni infatti, lungo l'asse C (perpendicolarmente alle micro-fratture) si registra la velocità più bassa delle onde ultrasoniche; viceversa si registrano le velocità più alte parallelamente alle micro-fratture. Il valore più elevato (4721 m/s) è stato registrato nel campione SCD004 in virtù della bassa densità di micro-fratture, e nel quale si è osservato anche un comportamento quasi isotropo confrontando le velocità sui tre assi. Dall'analisi dei due campioni della cava Capruleddu si è osservato come il campione SCD026 mostri un valore leggermente superiore rispetto al campione SCD001. Tale dato è probabilmente dovuto alla presenza di incrostazioni di ossi-idrossidi all'interno delle microfratture che potrebbero localmente costituire un mezzo continuo alla propagazione degli ultrasuoni.

Anche la resistenza alla compressione è stata valutata tenendo conto dell'orientazione delle micro-fratture. Il valore medio complessivo è stato di 141,5 MPa, mentre 125 MPa e 163 MPa è stata rispettivamente la media dei campioni testati con micro-fratture parallele e perpendicolari al carico. Sorprendentemente il campione SCD001, corrispondente alla porzione non alterata, ha mostrato bassi valori medi di resistenza alla compressione. Tale comportamento è stato imputato all'assenza delle incrostazioni di ossi-idrossidi di ferro che viceversa, nei campioni giallastri saldano localmente le micro-fratture riconferendo resistenza meccanica alla roccia riuscendo in alcuni casi a raggiungere valori superiori a 200 MPa, valore decisamente elevato per una roccia alterata.

**Tabella 4: Quadro riassuntivo delle caratteristiche fisico-meccaniche del Giallo San Giacomo**

		SCD004	SDC022	SCD023	SCD001	SCD026	Media ( $\pm 2\sigma$ )
Massa Volumica apparente (g/cm <sup>3</sup> )		2,681	2,490	2,593	2,557	2,588	2,582 ( $\pm 0,07$ )
Coeff. Imbibizione (%)		0,62	1,15	0,6	0,52	0,65	0,708 ( $\pm 0,25$ )
Porosità aperta (%)		1,64	2,85	1,55	1,34	1,67	1,81 ( $\pm 0,60$ )
Assorbimento per capillarità (g/(m <sup>2</sup> √s))	C1	1,15	0,92	3,30	1,37	1,72	1,69 ( $\pm 0,95$ )
	C2	1,10	0,80	3,30	1,27	1,77	1,65 ( $\pm 0,99$ )
Resistenza a compressione uniaxiale (Mpa)	0°	175,2	61,2	143,9	102,2	142,3	125 ( $\pm 44,06$ )
	90°	197,7	121,4	169,7	178,1	148,3	163 ( $\pm 29,26$ )
	Media	187,7	85,3	156,8	132,5	145,3	141,5 ( $\pm 37,49$ )
Velocità onde ultrasoniche (m/s)	a	4861	3553	4192	4070	3933	4122 ( $\pm 477,81$ )
	b	4667	3167	3043	3590	3665	3626 ( $\pm 639,74$ )
	c	4636	2545	3286	3415	3614	3499 ( $\pm 753,08$ )
	Medio	4721	3089	3507	3691	3736	3749 ( $\pm 600,52$ )

### ***Relazioni tra le proprietà fisico-meccaniche***

I dati ottenuti con le prove di caratterizzazione sul granito Giallo San Giacomo hanno permesso di calcolare il coefficiente di correlazione ( $r$ ) per verificare i rapporti tra due proprietà analizzate singolarmente. Ciò ha permesso di mettere in evidenza ad esempio una correlazione inversa tra assorbimento d'acqua (per imbibizione e per capillarità) e velocità degli ultrasuoni, spiegabile con l'aumento della porosità al diminuire della velocità degli ultrasuoni ( $r=-0,57$ ), come già osservato da altri autori [23]. Anche la debole correlazione inversa (-0,55) tra massa volumica apparente e assorbimento d'acqua per imbibizione mostra come le micro-fratture costituiscano dei vuoti: al diminuire della massa volumica apparente aumenta infatti la porosità aperta e quindi l'assorbimento d'acqua.

### ***Conclusioni***

Nella scelta di una roccia come lapideo ornamentale, è fondamentale la conoscenza delle caratteristiche fisico-meccaniche, non solo per stabilirne il campo di utilizzo ma anche per prevederne la durevolezza nel tempo.

Il Giallo San Giacomo è una roccia granitoida particolarmente apprezzata per la sua colorazione giallastra e i dati raccolti suggeriscono che tale colorazione sia sostanzialmente riconducibile alla presenza di ossi-idrossidi di ferro (originatisi dall'alterazione dei minerali femici) che pervadono la compagine litoide attraverso un sistema di micro-fratture. È da sottolineare che tale sistema, rappresentando dei piani di debolezza, potrebbe inficiare il comportamento della roccia relativamente all'assorbimento dell'acqua o alla resistenza meccanica. Per quanto riguarda quest'ultimo parametro, i risultati hanno invece evidenziato che a parità di densità di fratturazione, le porzioni giallastre del giacimento mostrano inaspettati valori di resistenza alla compressione uniaxiale. Ciò è da imputarsi alla precipitazione degli ossi-idrossidi di ferro sotto forma di incrostazioni le quali riescono a rinsaldare localmente le micro-fratture e a conferire una buona resistenza meccanica alla roccia.

In conclusione, i test hanno indicato come il Giallo San Giacomo possa essere utilizzato non solo per scopi decorativi ma anche per elementi architettonico-strutturali, chiaramente con l'esclusione delle porzioni più fratturate. Rispetto ad altri lapidei granitoidi, i valori di assorbimento registrati potrebbero per contro rappresentare una limitazione d'uso in ambienti umidi.

### ***Bibliografia***

- [1] Fiora L. (2007). Il colore della pietra. Informatore del marmista 544 aprile 2007 pp 55-60. Zusi editore
- [2] Cuccuru S. (2009). Studio geologico - strutturale dei granitoidi varisici come lapidei ornamentali: problematiche inerenti la caratterizzazione, la coltivazione dei giacimenti e nuovi utilizzi in campo industriale. Tesi di dottorato. Dottorato in Scienza e tecnologia dei minerali e delle rocce di interesse industriale (XXI Ciclo), Università di Sassari/Università Federico II Napoli.
- [3] Casini L, Cuccuru S., Oggiano G, Cherchi G.P (2008). Emplacement of the S.Giacomo pluton (North Sardinia, Italy) near the brittle-plastic transition: implications for the late variscan deformation. Rendiconti online Soc. Geol. It., vol. 3; p. 186-187, ISSN: 2035-8008

- [4] Cuccuru S., Casini L, Oggiano G. (2008). The Giallo S.Giacomo granite: the interplay between quartz LPO and rock behaviour. In: Proceeding ICDS – International Congress on Dimension Stones 2008. Carrara (italy), 29-31 maggio 2008, PISA: Pacini editore, p. 219-224
- [5] Cuccuru S., Casini L., Oggiano G., Cherchi G.P. (2012). Can weathering improve the toughness of a fractured rock? A case study using the San Giacomo Granite. Bulletin of Engineering Geology and the Environment, Vol. 71, 3, pp. 557-567. ISSN: 1435-9529, doi: 10.1007/s10064-012-0416-9
- [6] UNI 9724/2-90 Materiali lapidei – determinazione della massa volumica apparente e del coefficiente d’imbibizione.
- [7] UNI EN 13755. Metodi di prova per pietre naturali - Determinazione dell’assorbimento d’acqua a pressione atmosferica. Dicembre 2002.
- [8] UNI 9724/7. Determinazione della massa volumica reale e della porosità totale e accessibile
- [9] UNI EN 1925. Metodi di prova per pietre naturali - Determinazione del coefficiente di assorbimento d’acqua per capillarità. Dicembre 2000.
- [10] UNI EN 1926. Metodi di prova per pietre naturali - Determinazione della resistenza a compressione. Dicembre 2000.
- [11] Casini L., Puccini A., Cuccuru S., Maino M., Oggiano G. (2013). GEOTHERM: a finite difference code for testing metamorphic P-T-t paths and tectonic models. Computer & Geosciences, vol. 59, pp. 171-180. DOI <http://dx.doi.org/10.1016/j.cageo.2013.05.017>.
- [12] Paquette J. L., Menot R.-P., Pin C., & Orsini J. B. (2003). Episodic and short-lived granitic pulses in a post-collisional setting: Evidence from precise U-Pb zircon dating through a crustal cross-section in Corsica. Chemical Geology, 198(1-2), 1–20. doi: 10.1016/s0009-2541(02)00401-1.
- [13] Casini L., Cuccuru S., Puccini A., Oggiano G., Rossi Ph. (2015). Evolution of the Corsica-Sardinia Batholith and late-orogenic shearing of the Variscides. Tectonophysics 646, 65-78. [Doi.org/10.1016/j.tecto.2015.01.017](https://doi.org/10.1016/j.tecto.2015.01.017).
- [14] Casini L., Cuccuru S., Maino M., Oggiano G., Puccini A., Rossi Ph. (2015). Structural map of Variscan northern Sardinia (Italy). Journal of Maps 11, 75-84. [Doi.org/10.1080/17445647.2014.936914](https://doi.org/10.1080/17445647.2014.936914).
- [15] Cuccuru S., Naitza S., Secchi F., Puccini A., Casini L., Pavanello P., Linnemann U., Hofmann M. & Oggiano G. (2015). Structural and metallogenetic map of late Variscan Arbus Pluton (SW Sardinia, Italy). Journal of maps. DOI: 10.1080/17445647.2015.1091750.
- [16] Casini L., Cuccuru S., Maino M., Oggiano G., Tiepolo M. (2012). Emplacement of the Arzachena Pluton (Corsica-Sardinia Batholith) and the geodynamics of incoming Pangaea. Tectonophysics, 544, 31-49. ISSN: 0040-1951, doi: 10.1016/j.tecto.2012.03.028.
- [17] Alvarez W., Cocozza T., Wezel F.C. (1974). Fragmentation of the Alpine orogenic belt by microplate dispersal. Nature, 248.

- [18] Pasci S. (1997). Tertiary transcurrent tectonics of North-Central Sardinia. Bull. Soc. Géol. France, 168: 301-312, Paris.
- [19] Oggiano G., Pasci S., Funedda A. (1995). Il bacino di Chilivani-Berchidda: un esempio di struttura trastensiva. Possibili relazioni con la geodinamica cenozoica del Mediterraneo occidentale. Boll.Soc. Geol. It. 114: 465-475
- [20] Tuğrul A., Zarif I.H. (1999). Correlation of mineralogical and textural characterization with engineering properties of selected granitic rocks from Turkey. Engineering geology 51: 303-317.
- [21] Del Río L.M., López F., Esteban F.J., Tejado J.J., Mota M., González I., San Emeterio J.L., Ramos, A. (2006). Ultrasonic characterization of granites obtained from industrial quarries of Extremadura (Spain). Ultrasonic 44,(1): e1057-e1061.
- [22] Cuccuru S., Puccini A. (2015). Petrographic, physical-mechanical and radiological characterisation of the Rosa Beta granite (Corsica-Sardinia Batholith). In Engineering Geology for Society and Territory, 5, 233-236. DOI 10.1007/978-3-319-09048-1\_45
- [23] Sousa L.M.O., Suárez del Río L.M., Calleja L., Ruiz de Argandoña V.G., Rey A.R. (2005). Influence of microfractures and porosity on the physic-mechanical properties and weathering of ornamental granites. Engineering Geology, 77, 153-168.

## APPLIED PROTOCOL FOR EXTRACTIVE WASTE SUSTAINABLE EXPLOITATION: THE CAMPELLO MONTI CASE STUDY

Dino G.A.<sup>1\*</sup>, Mehta N. <sup>1</sup>, Rossetti P. <sup>1</sup>, Ajmone-Marsan F. <sup>2</sup>, De Luca D.A.<sup>1</sup>

1 Department of Earth Sciences. University of Torino, Torino

2 Department of Agricultural, Forest and Food Sciences. University of Torino, Torino

\*Corresponding author: giovanna.dino@unito.it; Tel : +390116705150

**Abstract:** Europe is challenged with an increasing risk of supply of raw materials (RM) and critical raw materials (CRM). To tackle the supply-risk challenge connected to RM supply extractive waste (EW) dumps present in mining dumps should be taken as an opportunity. But EW facilities represent a potential risk for the environment, thus, interdisciplinary studies are required with respect to correct estimation of RM present in EW dumps, identify their reusability, and to measure the threats posed by EW dumps to local population.

The present paper introduces the first results concerning waste recovery and risk evaluation of an old closed mining site for Ni extraction in the Northern Italy (Campello Monti, Piedmont region). Site investigations, geochemical analysis and first treatment to RM and secondary raw materials (SRM) were performed to identify the metals present in waste dumps; at the same time, the study focussed on risk analysis to measure effects on human health due to dispersion and transfer of contaminants from waste dumps.

**Key words:** extractive waste, circular economy, environmental impacts, secondary raw materials, critical raw materials, Nickel mine

### 1. Introduction

Mining activities caused and still causes the production of huge volume of waste, strictly connected to extraction and dressing phases. Such wastes represent, on the one side, a source of pollution for the environment if not managed appropriately, but, on the other side, a potential source of untapped resources which could be exploited for raw materials (RM), critical raw materials (CRM) and secondary raw materials (SRM) supply. The mining and quarry wastes represent the second sector in terms of waste production (Eurostat Statistics 2017) and the total amount of extractive waste (EW) stored in the entire EU exceeds 5.9 billion tones (BRGM 2001). Extractive waste are represented by three main categories of materials: waste rocks (WR) coming from extraction phase, operating residues (OR) coming from the first steps of the dressing activities, and tailings which represent the waste product coming from advanced dressing activities (BRGM, 2001).

Resource security is a priority for governments of developed countries. This priority is partly due to considerable concern over the supply security of CRM, most of which are exploited from countries outside of the EU, as China; causing a high economic dependence on non-EU countries.

RM and CRM can be exploited from ore deposits (primary mining), but are also present in landfills and waste streams: thus, their exploitation to extract RM/CRM can represent a

valuable integrative way to guarantee the RM/CRM supply for EU development. EW facilities mostly contain homogeneous materials, often rich of RM not exploited in the past, because the yield of mineral was too low to be exploitable with not modern technologies, and of CRM, not known (or not used) at the time of mining activities (eg. REE). Thus, EW exploitation, which can be considered as Landfill Mining (and Enhanced Landfill Mining, when advanced treatments are present) is one of the possibility to exploit RM and CRM from integrative sources (EW facilities), with a contemporary advantage for the environment in the mid-long term: we can say that the recovery of RM/CRM/SRM from EW facilities can represent an alternative way to remediate a polluted area.

The research, described and discussed in the present paper, provides a interdisciplinary and holistic approach which includes:

1. **the prediction of the RM/CRM/SRM remains** present in the investigated EW facilities, thanks to site investigation, material characterisation, volume determination, value estimation of the potential RM/CRM/SRM present in the investigated EW facility (Dino et al. 2018);
2. **the indication of the most promising RM/CRM/SRM recovery:** on the basis of the prediction of remains, a evaluation about their real exploitation has to be set. This evaluation includes: the kinds of treatment activities to extract the RM/CRM and the results arising from the treatment at laboratory scale, the potential reuse of SRM present in the investigated EW facilities (eg. as aggregate, as artificial soil, as additive material, etc...)
3. **the environmental protection of the areas interested by EW facilities exploitation,** which includes: the evaluation of environmental impacts associated to the investigated EW facility as it is now, the investigation about the bioaccessibility of pollutants present in the EW facility, and, finally, the calculation of risk analysis, both about present situation and in case of exploitation of RM/CRM/SRM present in the investigate EW facility (Mehta et al. 2018).

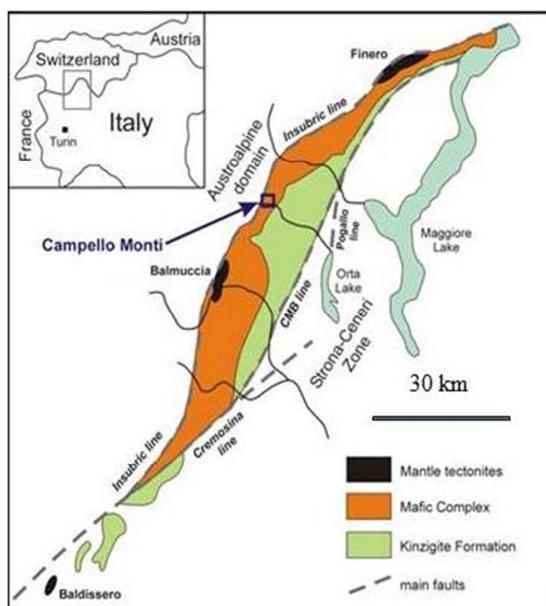
On the basis of the RM/CRM/SRM estimation (point 1 and 2) and of the risk analysis for the investigated area (point 3), it is possible to have a first idea about the sustainability and profitability of EW landfill mining. A positive evaluation does not always correspond to the real exploitation of the “EW ore-body”: indeed, if the preliminary technical investigation is positive a more detailed RM/CRM/SRM estimation has to be carried out together with the evaluation of mitigation actions required to avoid/reduce impacts of the exploitation and dressing activities. Thus, after the preliminary RM/CRM/SRM and risk analysis evaluation (object of the present paper), a more focused Cost Benefits Analysis (CBA) and specific risk analysis are required, considering all the single technology steps present in the future mining and dressing activity.

The present paper describes the workflow of RM/CRM/SRM recovery from EW in an environmentally sustainable way; the described methodology have been applied to Campello Monti Ni-mining site (Piemonte Region, Northern Italy), in order to test and validate the presented approach.

## 2. Materials and methods

### 2.1. The Campello Monti mining site

The mine in Campello Monti operated intermittently between 1850 and 1945 for the exploitation of Nickel from Fe-Ni-Cu-(Co) sulphide deposits, occurring as lens-shaped, sulphide-rich, subvertical bodies, in ultramafic layers/dykes of the Mafic Complex, in the Ivrea Verbano Zone, a tectonic unit, which extends (**Fig. 1**). It consists of three main Formations: Mantle Tectonites, Mafic Complex and Kinzigite Formation (Garuti et al., 1980; Rivalenti et al., 1984; Sinigoi et al., 1994). The dominant primary ore assemblage is composed by pyrrhotite ( $Fe_{1-x}S$ ), pentlandite ( $(Ni,Fe)_9S_8$ ), chalcopyrite ( $CuFeS_2$ ), mackinawite ( $(Fe,Ni)S_{0.9}$ ) and cubanite ( $CuFe_2S_3$ ); accessory metallic phases include ilmenite ( $FeTiO_3$ ), magnetite ( $Fe_3O_4$ ), chromite ( $FeCr_2O_4$ ), hematite ( $Fe_2O_3$ ), sphalerite ( $ZnS$ ), pyrite ( $FeS_2$ ), marcasite ( $FeS_2$ ) and graphite. Some Platinum Group Elements (PGE) enrichments have been locally reported. Nickel was extracted from pentlandite, occurring as both coarse-grained intergrowths and very fine-grained exsolutions in pyrrhotite. Exploitation was organized into (sub-) levels connected by shafts and excavation was performed with drilling and blasting method. The ore underwent a first (manual) sorting process outside the main adits, before being stockpiled and then taken by ropeway to the processing plant downhill for the flotation process (Rossetti et al. 2017).



**Figure 1:** sketch of Campello Monti mining site

### 2.2. Prediction of the RM/CRM/SRM remains

To estimate the RM/CRM/SRM remains in the EW facility, detailed info arising from different investigation activities are needed:

1. **site investigation**, which includes the collection of information about geology, mining and dressing activities present at the site, localisation and extension of dumping areas and facilities. These information are often scarce, thus, to have info about local morphology, extension, thickness, characteristics of the original rocks, evaluation of the volume to exploit (object of point 3), evaluation of the yield of CRM/SRM present

in the EW facilities (thanks to geochemistry and mineralogical characterisation, object of point 2), etc.. the application of a proper protocol is needed (**Dino et al, 2018**)

2. **extractive waste characterisation**, which deals with the physical, geochemical, mineralogical, petrographical characteristics of the investigated EW; mineralogy and petrography are essential to understand if the “valuable elements” are exploitable or not. The analytical method applied for the geochemical characterisation must be chosen on the basis of the type of investigated waste material, taking into account the potential SRM to exploit: eg. for EW present in Campello Monti and related to Ni sulphide ore mining, the potential SRM are mainly represented by metals as Ni, Cu, Co and possibly PGE. In this case the analysis performed have been (Dino et al. 2018):
  - Multielements analysis of all samples by ICP-MS method, for a general geochemical screening.
  - Analysis by ICP-OES using 4-acid digestion for samples with a content of some metals (Ni and/or Cu) exceeding the upper limit for the previous analytical package (5.000 and 10.000 mg/kg, respectively);
  - Fire Assay - ICP-MS analysis of Au, Pt and Pd of samples strongly enriched in Ni and Cu;
  - NiS Fire Assay – INAA analysis of Pt, Pd, Os, Ir, Ru, Rh, Au and Re of selected samples among those strongly enriched in Ni and Cu.
3. **estimation of the volume of recoverable commodities at the site**, which can be estimated thanks to a first evaluation using photogrammetry applied to the investigated sites, and than a detailed site investigation by means of laser scanner techniques, geophysics, field survey.
4. **estimation of the value of the potential exploitable commodities**. A market analysis of the commodities to exploit together with the evaluation of yield of RM/SRM present in the EW facilities are fundamental.

### **2.3. Indication of the most promising RM/CRM/SRM recovery**

After a preliminary phase to investigate characteristics, quantity and value of the potential remains in the EW facilities, the activity continued with the experimentation, at laboratory scale, to treat and exploit RM/SRM from the EW.

In particular, as for Campello Monti, two different protocols have been applied: the one concerning the recovery of fine fraction coming from EW facilities as **additive** to soil (SRM); the one concerning the **mineral dressing** of the EW coarse fraction to concentrate minerals containing RM (Ni, Cu, Co).

#### **2.3.1 Recovery as additive**

This activity has been carried out at DISAFA (UNITO) using fine fraction coming from EW facilities present in Campello Monti (WR and OR).

In particular, EW was sieved to obtain the fine fraction (< 20 mm), after that the fine material was analyzed for its use as additive to soil. Experiments were conducted on Lapidium Sativum seeds, to observe the effect of the use of EW on seed germination. After that, EW fine fraction was mixed with sand and compost in different percentages and its effect on final weight of plants was observed.

### 2.3.2 Mineral dressing

The EW coarse fraction (size > 20 mm) has been dressed in order to recover the minerals containing RM, as reported in Fig. 2.

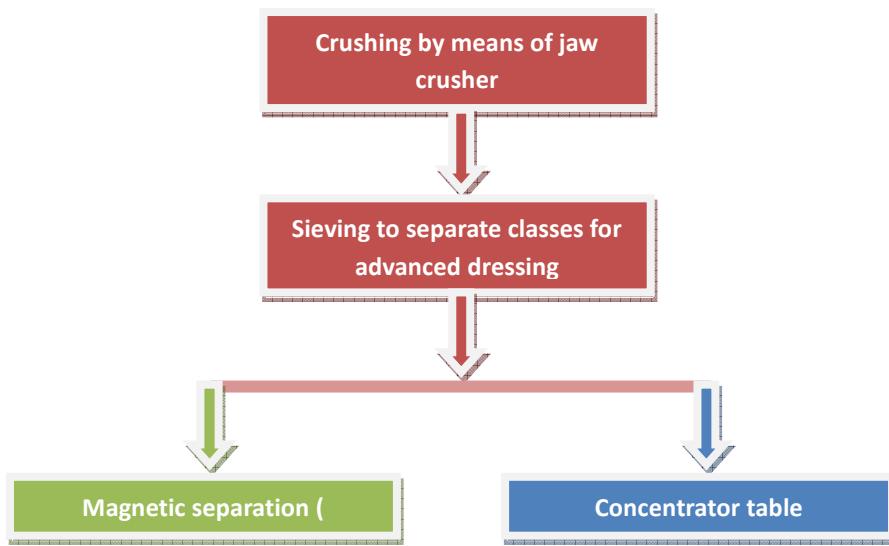


Figure 2: Mineral dressing: flow chart

As for the **Concentrator table** two main size have been tested: 0-0,5 mm and 0.5-1 mm.

As for the **Magnetic separation** three different test have been performed:

- Manual magnetic separation (to test the potential magnetic susceptibility of the investigated EW);
- Induced roll magnetic separator on 0.5-1 mm fraction;
- High gravity magnetic separator on the classes: 0.063-0.25 mm, 0.25-0.5 mm.

At the end of the mineral dressing phase it has been calculate the recovery yield of the concentrate on the total (by weight), the geochemical characterisation and the quantity and quality of minerals present in the concentrates (these two last activities are still in progress and will not be reported in the present paper).

## 2.4. Environmental protection of the areas interested by EW facilities exploitation

The environmental protection approach involves:

- The definition of a **preliminary conceptual model** based on the historical background of the investigated area and the assessment of the **environmental impacts** on nearby matrixes (soil, water and air) associated to the EW facility.
- **The risk analysis:** which can provide quantitative measurement to the impacts caused by presence of EW in the mining site. This can eventually lead to decisional approach to management of EW and how to approach contamination present at site.

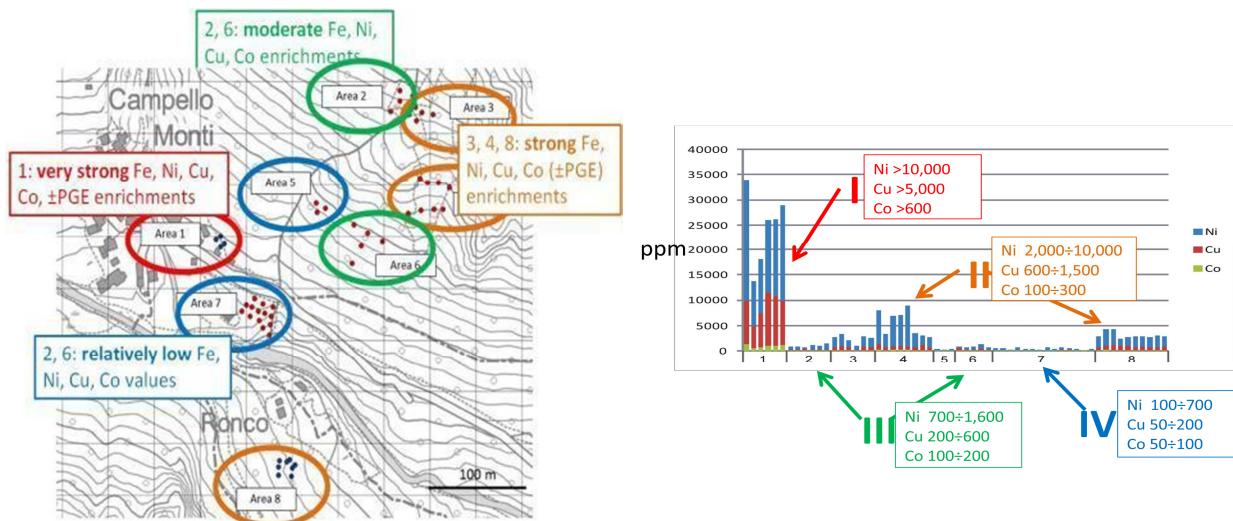
## 3. Results

The chapter presents the results of the interdisciplinary approach reported in chapter 2, applied at the EW facilities present in Campello Monti mining site.

### 3.1. Prediction of the RM/CRM/SRM remains

A preliminary survey was conducted to have an overlook about the investigated mining site and connected EW facilities (geological setting, mining context, first field survey, etc..). After that, sampling campaigns were carried out to collect representative samples (May - October 2016) from WR (41 samples) and OR (12 samples) (Rossetti et al. 2017).

The samples collected in **Campello Monti** area show relatively high to very high Ni, Cu and Co content (Ni>Cu>Co); however, the extent of the metals enrichment can be strongly different, depending on the waste materials. In particular 4 groups can be recognized (Fig. 3).



**Figure 3. Campello Monti EW facilities: geochemical characterisation**

The mineralogical characterisation of samples from Campello Monti shows that Ni occurs as pentlandite,  $(\text{Fe},\text{Ni})_9\text{S}_8$  (32.5-33.6 wt.% Ni, up to 1.4 wt.% Co), Cu as chalcopyrite,  $\text{CuFeS}_2$  (ca. 34.5 wt.% Cu) and cubanite,  $\text{CuFe}_2\text{S}_3$  (ca. 23.4 wt. % Cu). These ore minerals generally are relatively coarse-grained, suitable for mineral dressing. The OR of area 1 (**Fig. 4**) are very

fine-grained (particle size: <1–100 µm across) and consist of partially oxidized enriched ore material.

To evaluate the commodities quantity the data present in **table 1** have been used. The content and value of commodities is reported in **Table 2**.

**Table 2: data used to evaluate the commodities quantity (Rossetti et al. 2017)**

Waste typology	Waste Rocks	Operating Residues
<b>Commodity avarege content arising from geochemical analysis</b>	Ni, Cu, Co for areas 2-7	Ni, Cu, Co for areas 1 and 8
<b>Bulk density</b>	2,235 kg/m <sup>3</sup>	1,783 kg/m <sup>3</sup>
<b>Total estimated volome for indicated resources</b>		31.484 m <sup>3</sup>
<b>Total estimated volume for indicated resources</b>		52.512 m <sup>3</sup>

**Table 3. Content of commodities from Campello Monti EW (WR and OR)**

Resource Type		Commodity	Commodity mass [kg]	Commodity in-situ value [€]*
<i>Indicated resources</i>	<i>Campello Monti (WR and OR)</i>	Ni	161.576	1.502.344
		Cu	40.498	218.485
		Co	8.817	460.954
<i>Inferred resources</i>	<i>Campello Monti (WR and OR)</i>	Ni	281.478	2.617.200
		Cu	69.407	374.443
		Co	14.924	780.244

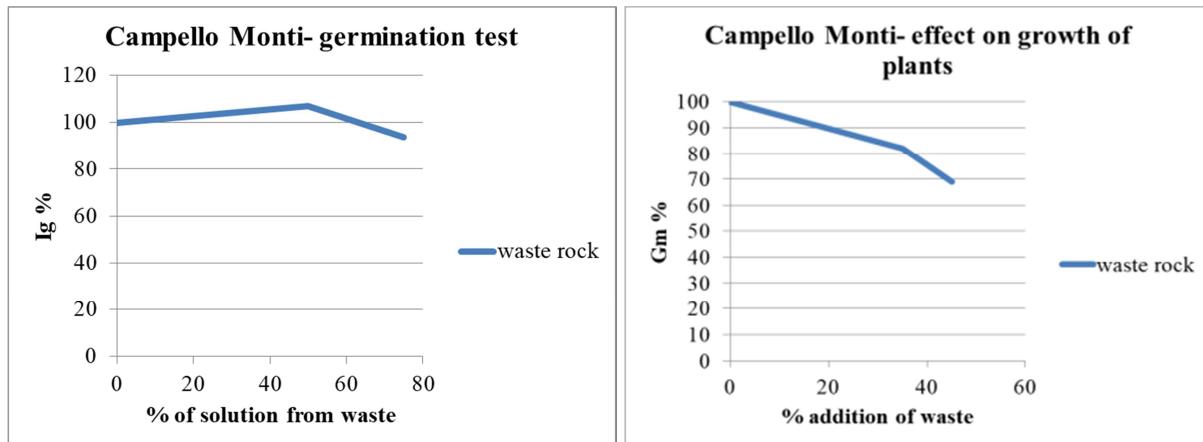
\* based on values published on 18<sup>th</sup> October 2016 from [www.snl.com](http://www.snl.com) (Campello Monti) and on [www.snl.com](http://www.snl.com) and <https://minerals.usgs.gov/minerals/pubs/> for Zn, Cd, Ga and from [www.snl.com](http://www.snl.com) and [www.indmin.com](http://www.indmin.com) for Pb and Baryte (Gorno).

### **3.2. Indication of the most promising RM/CRM/SRM recovery**

#### **3.2.1 Recovery as additive**

The germination tests conducted on EW from Campello Monti (both WR and OR) for their application as additive to natural soil have shown good attitude employing up to a 50% of waste material (Fig. 4).

Furthermore, if the EW are used to produce a mix, together with organic compounds and natural soil, it is possible to add up to 20-30% to guarantee a good attitude for plant growth (GM: 85-90) (Fig. 5-6).



**Figure 4: Campello Monti germination test**

**Figure 5: Campello Monti effect on growth of plants**



**Figure 6: Plants growth effect due to the use of EW fine fraction (in different mixes)**

### 3.2.2 Mineral dressing

The dressing activity, as introduced in the M&M paragraph, has been performed using two different methods: concentrator table (Fig. 7) and magnetic separation (both manual and mechanical; Fig. 8-9). In particular, it has to be highlighted that:

- the separation using concentrator table shows similar results for WR both as for fine (0-0.5 mm) and coarse (0.5-1 mm) fraction. The results arising from OR separation are instead quite different.
- the OR show a higher content in magnetic fraction if compared to the same size class of WR (both using manual and mechanical separation).

To appreciate the real content of metals in concentrated and to evaluate why some results seem to be so different (see OR as for concentrator table), a geochemical and mineralogical characterisation is needed (as introduced, the results are not yet ready and will be published in a dedicated paper).

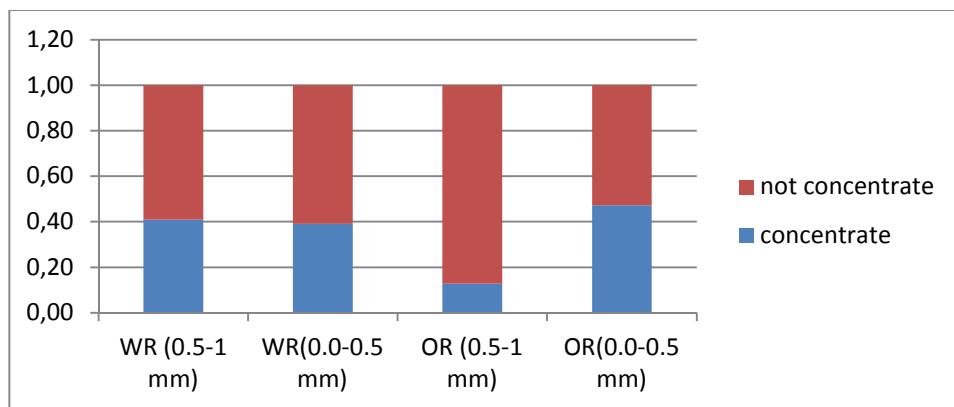


Figure 7: ration after concentrator table phase

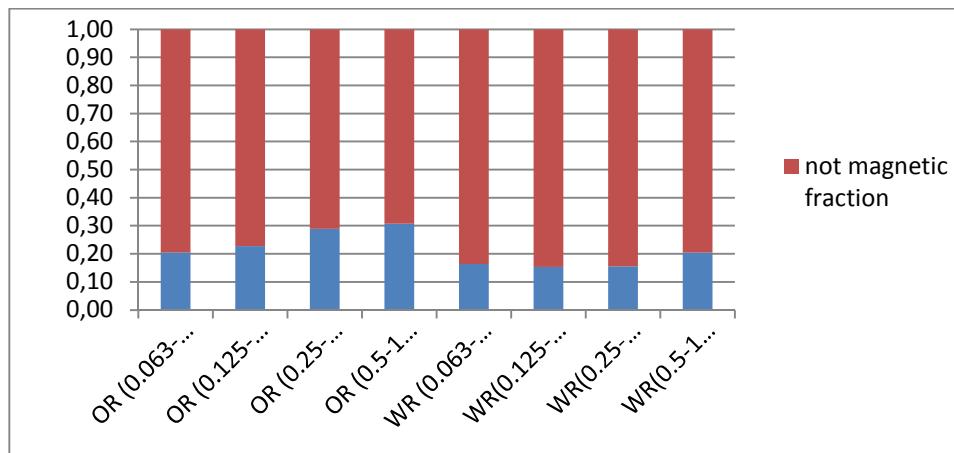


Figure 8: ration after manual magnetic separation phase

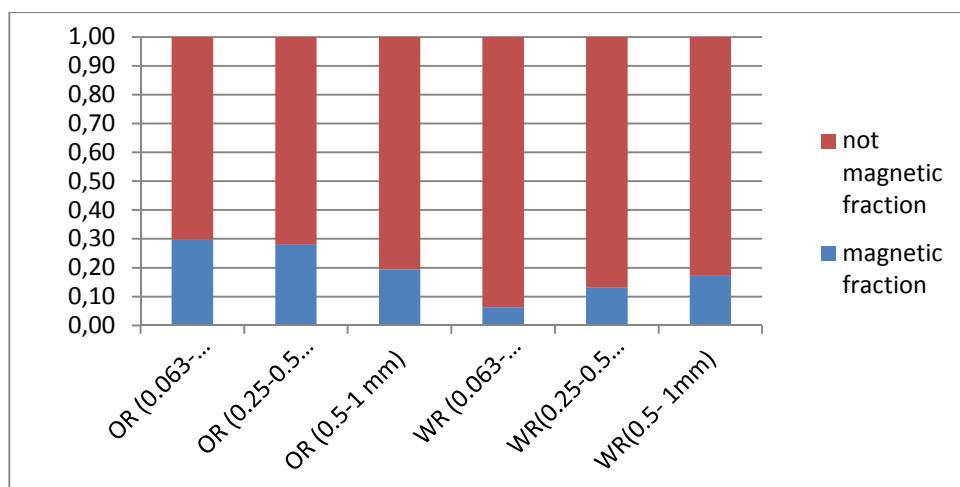


Figure 9: ration after mechanical magnetic separation phase (Induced roll magnetic separator on 0.5-1 mm fraction; and high gravity magnetic separator on the classes: 0.063-0.25 mm, 0.25-0.5 mm).

### 3.3. Risk analysis

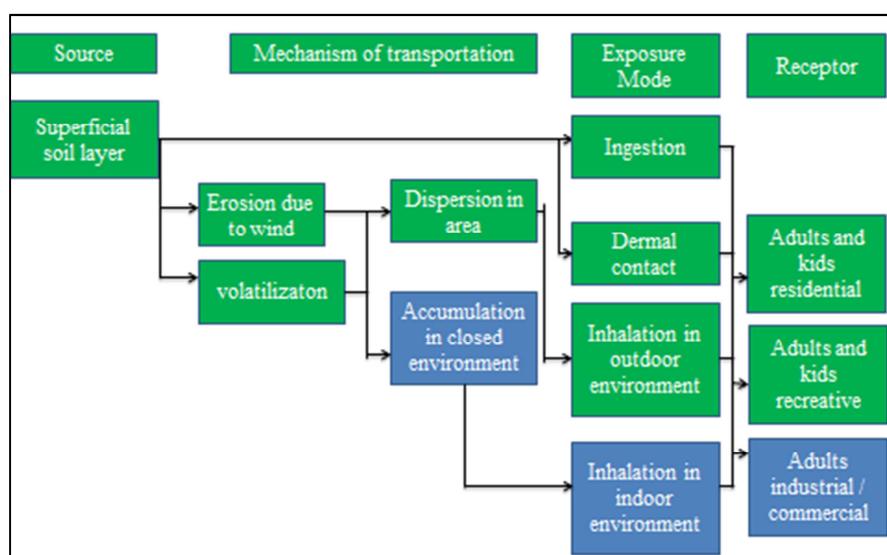
To measure the environmental impacts and determine future courses of action for the sustainable management of EW, risk analysis approach was used. Risk calculation and characterization for different categories was done following the below procedure (Metha et al. 2018):

The non-carcinogen health risk to the local habitants through waste rock (that forms the superficial layer) was measured on the basis of hazard quotient (HQ), which is the ratio of the estimated daily exposure of a contaminant through different pathway to the reference dose.

Carcinogenic risk was defined as the incremental probability of getting cancer over a lifetime and calculated as the lifetime intake multiplied by a slope factor for individual chemical carcinogens. The potential risks for human receptors were calculated in terms of the Risk Index (RI) for cancer-causing elements due to exposure to extractive waste.

Risk analysis for human health was done using the site specific conceptual model (**Fig. 10**). The source, receptor, and exposure frequency considered for **Campello Monti** are described below:

- Distributed EW that forms the layer in contaminated area was considered to be superficial soil and the source of the contamination.
- Residents living in the study area were considered the receptors of metals through soil ingestion, dust inhalation and dermal contact from superficial soils, whereas residents living at a distance from the source are only exposed to contaminants through dust inhalation. The distance of off-site human receptors was considered to be 100 m. At Campello Monti, the exposure frequencies were adjusted after considering the exposures of children and adults in recreational areas. The exposure frequency for residential areas was also considered, due to the close proximity of waste dumps to the residential population of Campello Monti.



**Figure 10.** Site specific conceptual model developed after site investigations at Campello Monti and Gorno (the active sources, pathways and receptors highlighted in green while the boxes in blue shows pathways and receptors not active for site).

The results of risk analysis in Campello Monti (Mehta et al., 2018) showed that there is an unacceptable risks to residents. There was presence of carcinogenic risk ( $RI > 1 \times 10^{-6}$ ) due to arsenic in Campello Monti, which had an RI equal to  $2.73 \times 10^{-6}$ . The Hazard Index was found to be 1,35 which is  $> 1$  for Campello Monti. The major risk contributors were Ni and Co (**Table 3**).

**Table 3. Potential human health risks at Campello Monti and Gorno**

Metal	Superficial layer, Campello Monti		
	CRS* [mg/kg]	Human health risk	
		Carcinogenic Risk(RI)	Hazard Quotient (HQ)
Antimony	3.80	---	0.04
Arsenic	1.05	$2.73 \times 10^{-6}$	0.05
Beryllium	0.08	$3.28 \times 10^{-11}$	$3.51 \times 10^{-4}$
Cadmium	0.05	$1.74 \times 10^{-11}$	$9.62 \times 10^{-4}$
Cobalt	18.91	---	0.8
Chromium (total)	160.40	---	$3.05 \times 10^{-3}$
Nickel	426.60	$2.88 \times 10^{-8}$	0.3
Lead	3.89	---	$9.73 \times 10^{-3}$
Copper	172.80	---	0.06
Selenium	0.02	---	$5.26 \times 10^{-5}$
Thallium	0.01	---	0.03
Vanadium	12.50	---	0.04
Zinc	9.87	---	$4.37 \times 10^{-4}$

\*CRS denotes concentration of contaminant in source (mg/kg)

#### 4. Discussion and conclusion

On the basis of the results arising from the application of the methodology here presented, we can conclude that:

- Campello Monti shows Ni, Cu, Co enrichment in the OR and lower in WR. The volumes of the WR and OR facilities are quite small and the accessibility to the area is possible only 6 months per year. The area is scarcely populated, and tourism is present only few months during the summer (prediction of the RM/CRM/SRM remains).
- appreciable results connected to the use the fine fraction of the EW as additive to soil and good attitude to concentrate the exploitable minerals, after a dressing activity at lab scale can be evidenced (indication of the most promising RM/CRM/SRM recovery)
- the results of the risk analysis show the presence of carcinogenic risk ( $RI > 1 \times 10^{-6}$ ) due to arsenic, characterised by an RI equal to  $2.73 \times 10^{-6}$ . (environmental protection of the areas interested by EW facilities exploitation)

Campello Monti is recognisable as an area not to investigate for EW facility exploitation. But it has to be noticed that there is a cancerogenic risk associated to As, and that Ni market value is increasing more and more. Thus, it is possible to think about collecting waste from the area and dispose them into a landfill with no other kinds of waste, to be accessible, on the one side, as “new integrative resource” for Ni exploitation and to reduce, on the other side, the environmental risks present in Campello Monti area.

### 5. Acknowledgments

This research has received funding from the European Union’s Horizon 2020 research and innovation programme under Grant Agreement No 641988 (SMART GROUND project). The work has also received funding from REMEDIATE (Improved decision-making in contaminated land site investigation and risk assessment) Marie-Curie Innovation Training Network (European Union’s Horizon 2020 - Grant Agreement No 643087).

Special thanks to our colleague, Giorgio Carbotta (Department of Earth Sciences–University of Turin) for his fundamental help in field surveys and sampling activities.

### 6. References

- BRGM, 2001. Management of mining, quarrying and ore-processing waste in the European Union. Study made for DG Environment, European Commission Co-ordination by P. Charbonnier. December 2001. BRGM/RP-50319-FR. pp. 88
- Dino, G.A., Rossetti, P., Perotti, P., Alberto, W., Sarkka, H., Coulon, F., Wagland, S., Griffiths, Z., Rodeghiero, F., 2018. Landfill mining from extractive waste facilities: The importance of a correct site characterisation and evaluation of the potentialities. A case study from Italy. Resources Policy (2018), <https://doi.org/10.1016/j.resourpol.2018.04.012>. (In Press)
- Eurostat, 2017. Waste statistics for European Commission, Online at: [http://ec.europa.eu/eurostat/statistics-explained/index.php/Waste\\_statistics](http://ec.europa.eu/eurostat/statistics-explained/index.php/Waste_statistics)
- Garuti G., Rivalenti G., Rossi A., Siena F., and Sinigoi S., 1980. The Ivrea–Verbano mafic ultramafic complex of the Italian western Alps: discussion of some petrologic problems and a summary. Rend. Soc. Ital. Min. Pet., 36, 717–749.
- Mehta N., Dino G.A., Ajmone Marsan F., Lasagna M., Romè C., De Luca D.A., 2018. Extractive waste management: A risk analysis approach. Science of The Total Environment 622-623:900-912. DOI: 10.1016/j.scitotenv.2017.11.260.
- Rivalenti G., Rossi A. Siena F., Sinigoi S., 1984. The layered series of the Ivrea-Verbano igneous complex, Western Alps, Italy. Tschermaks Mineral. Petrogr. Mitt., vol. 33, 77–99.
- Rossetti, P., Dino, G.A., Biglia, G., Costa, E., 2017. Characterization of secondary raw materials from mine waste: a case study from the Campello Monti Ni±Cu±Co±PGE mining site (Western Alps, Italy). Proceedings Sardinia 2017 / Sixteenth International Waste Management and Landfill Symposium/ 2 - 6 October 2017. S. Margherita di Pula, Cagliari, Italy / © 2017 by CISA Publisher, Italy. ISSN 2282-0027.
- Sinigoi S., Quick J.E., Clemens-Knott D., Mayer A., Demarchi G., Mazzucchello M., Negrini L., Rivalenti G., 1994. Chemical evolution of the large mafic intrusion in the lower crust, Ivrea-Verbano Zone, northern Italy. Journal of Geophysical Research, 99, 21575–21590.

## EVALUATION OF IRON AND PHOSPHATE GRADES IN STOCKPILES USING GEOSTATISTICAL METHODS

*Sara Kasmaee<sup>1</sup>; Francesco Tinti<sup>2</sup>; Roberto Bruno<sup>3</sup>*

*1 Post-Doc, DICAM, University of Bologna, sara.kasmaeeyazdi2@unibo.it*

*2 Researcher, DICAM, University of Bologna, Francesco.tinti@unibo.it*

*3 Associate Professor, DICAM, University of Bologna, roberto.bruno@unibo.it*

### Abstract

According to the mining operations and the economic criteria at the time, a huge amount of materials in the mining sites is classified as waste materials, according to an average grade less than the cut-off grade. The waste materials are transported to waste dumps and stockpiles. Nowadays, because of an increasing metal demand, depletion of in situ ore reserves and improvements of processing methods, there is a reduction of cut-off grades for many metals and non-metal materials, and the mentioned waste dumps are considered as valuable ore reserves named stockpiles. In the poster, geostatistical studies are used to assess the iron and phosphorous grades variations inside two stockpiles following the sequential piling procedures from the main source - the ore deposit - to the piling field. Since economic and physical constraints made sampling physically and economically problematic, the grade distribution and variability of iron and phosphorous were estimated based on primary blast-hole data from the main ore body and the mine's long-term planning policy. A geostatistical model was applied to the excavated part of the iron deposit and by reconstructing ore selection, the haulage and the piling method. Results were validated through spatial variability of iron and phosphorous concentrations by comparing grade variability (Fe and P) with mining and piling units. A comparison of the grade variability has shown that with the same variogram models (with a larger range and smaller variance), the spatial variability of stockpiles have followed the variability of the selected part of the ore body. This result can be used to predict the grade variability of stockpiles from the origin source and the methodology allows characterizing the iron grades within stockpiles without any extra sampling.

## DEPOSITI MVT DEL DISTRETTO MINERARIO DI GORNO (ALPI OROBIE): NUOVI STUDI STRATIGRAFICI E GIACIMENTOLOGICI

*Carlo Bertok<sup>1</sup>\*, Luca Barale<sup>2</sup>, Anna d'Atri<sup>1,2</sup>, Luca Martire<sup>1</sup>, Piergiorgio Rossetti<sup>1</sup>,*

*Alberto Ceretto Castigliano<sup>1</sup>, Michele Giorno<sup>1</sup>, Giandomenico Stasi<sup>1</sup>*

<sup>1</sup> Dipartimento di Scienze della Terra, Università di Torino, via Valperga Caluso 35, 10125 Turin, Italy

<sup>2</sup> CNR IGG – Torino, via Valperga Caluso 35, 10125 Turin, Italy

Il Distretto Minerario di Gorno (Alpi Orobie, Bacino Lombardo) è composto da mineralizzazioni a solfuri a Zn-Pb-Ag ( $\pm$  fluorite e/o barite) con caratteri di “Mississippi Valley Type deposit”, ed è parte di una provincia metallogenica estesa in tutte le Alpi centro-orientali (“Alpine-type deposits”; Maucher & Schneider, 1967). I corpi mineralizzati di Gorno sono compresi all’interno delle formazioni di Breno e del Calcare Metallifero Bergamasco, entrambe costituite da calcari di piattaforma del Carnico inferiore, e limitati a tetto dalla formazione di Gorno, composta da un’alternanza di calcari marnosi e argilliti.

Una lunghissima storia di estrazione si è interrotta nei primi anni ’80, ma riprenderà verosimilmente nel prossimo futuro ad opera della attuale compagnia concessionaria Alta Zinc Ltd, dopo che una nuova campagna di esplorazione e sondaggi condotta nel 2017 ha stimato risorse di 3.3 milioni di tonnellate con un tenore medio di 6.2% di Zn+Pb.

Contemporaneamente all’esplorazione, sono state recentemente avviate ricerche di carattere stratigrafico-giacimentologico, in collaborazione con Alta Zinc Ltd, focalizzate alla comprensione dei processi geologici responsabili della genesi delle mineralizzazioni. I risultati preliminari delle analisi stratigrafiche e petrografiche fin qui condotte hanno evidenziato che:

- Le mineralizzazioni a solfuri (localmente associati a fluorite e/o barite) costituiscono corpi irregolari da metrici a decametrici sia stratiformi che discordanti rispetto alla stratificazione, oppure si ritrovano come cemento di brecce ad andamento sub-verticale. I corpi mineralizzati risultano associati a interstrati pelitici, livelli di tufiti o al limite stratigrafico tra il Calcare Metallifero Begamasco e la formazione di Gorno, oppure si trovano dentro cavità da dissoluzione parzialmente riempite da sedimenti laminati, all’interno dei calcari delle formazioni di Breno e del Calcare Metallifero Begamasco. Le brecce presentano una morfologia almeno in parte chiaramente riconducibile a processi di idrofratturazione

- Le mineralizzazioni sono sempre associate a dolomitizzazione e crescita di cristalli di quarzo autigeno, che localmente possono essere così intense da sostituire completamente le rocce

carbonatiche ospiti delle mineralizzazioni. La silicizzazione è precedente alla precipitazione dei solfuri; la dolomite è presente sia come cemento di vene che come sostituzione dei carbonati, ed è precipitata in eventi ripetuti sia precedenti che contemporanei o anche successivi alla formazione dei solfuri. Il peculiare abito cristallino della dolomite (dolomite a sella, testimonante T di precipitazione non inferiore a 70°C) e la locale associazione dei cementi dolomitici con fini sedimenti interni in strutture geopetalì, documentano chiaramente un'origine idrotermale della dolomitizzazione in un contesto di basso seppellimento

- La precipitazione della blenda è avvenuta in almeno due fasi di crescita, intervallate da un episodio di alterazione in ambiente ossidante
- La fluorite, che nel settore più occidentale del distretto minerario risulta più abbondante dei solfuri, è sempre spazialmente associata ai solfuri stessi. Tuttavia, i rapporti tessiturali e petrografici dimostrano chiaramente che la sua precipitazione è avvenuta successivamente a quella dei solfuri.

Tali osservazioni sono in contrasto con i modelli metallogenici proposti in letteratura (Asereto et al., 1977) per il Distretto di Gorno, che prevedono una iniziale concentrazione dei metalli in bacini sedimentari epicontinentali, la loro successiva rimobilizzazione verso il basso e la precipitazione in solfuri all'interno di preesistenti cavità carsiche. La genesi delle mineralizzazioni a solfuri ( $\pm$  fluorite e/o barite) del Distretto Minerario di Gorno potrebbe invece essere legata a un sistema idrotermale molto superficiale, in cui fluidi caldi ricchi in metalli sarebbero risaliti lungo faglie e sistemi di fratture e quindi diffusi all'interno delle successioni carbonatiche seguendo gli orizzonti stratigrafici di maggiore permeabilità, determinando ripetuti eventi di dissoluzione dei carbonati, precipitazione di dolomite, quarzo e solfuri (possibilmente in seguito al mescolamento in ambiente riducente con altri fluidi superficiali ricchi di zolfo).

Analisi delle inclusioni fluide, già in corso, forniranno informazioni su temperatura e composizione dei fluidi idrotermali; sono inoltre previste datazioni radiometriche su blenda e fluorite, per vincolare in maniera assoluta l'età delle mineralizzazioni e dell'idrotermalismo, contribuendo a chiarirne il significato nell'evoluzione tettono-stratigrafica regionale.

### Bibliografia

Asereto, R., Jadoul, F., Omenetto, P., 1977. Stratigrafia e metallogenesi del settore occidentale del distretto a Pb, Zn, fluorite e barite di Gorno (Alpi Bergamasche). *Riv. It. Paleont. Strat.*, **83**, 395-532.

Maucher, A. and Schneider, H.J., 1967. The Alpine lead-zinc ores. In: J.S. Brown (Editor), *Genesis of Stratiform Lead-Zinc-Barite-Fluorite Deposits*. Econ. Geol. Monogr., **3**, 71-81.

## COMBINED PROCESS OF CO<sub>2</sub> CAPTURE AND RED MUD NEUTRALIZATION

Barzagli F.<sup>1</sup> Mani F.<sup>2</sup> Peruzzini M.<sup>3</sup>

<sup>1</sup> ICCOM – CNR, Via Madonna del Piano 10, 50019 Sesto F.no, Florence, Italy. PhD.

<sup>2</sup> ICCOM – CNR, Via Madonna del Piano 10, 50019 Sesto F.no, Florence, Italy. Professor.

<sup>3</sup> DSCTM – CNR, Piazzale Aldo Moro 7, 00185 Rome, Italy. Department Director.

*The extraction of alumina from bauxite by the Bayer process creates large quantities of a highly alkaline residue slurry, known as ‘red mud’. The electrical energy required to reduce alumina to metallic aluminum is produced on site by a fossil fuel fired power plant, with consequent emission of a large amount of CO<sub>2</sub> into the atmosphere. Here we present a preliminary study for an innovative three steps procedure that combines (i) the efficient CO<sub>2</sub> capture from a flue gas of a small power plant by means of ammonia (or amine) solutions, (ii) the precipitation of valuable carbonate salts (e.g. CaCO<sub>3</sub>) by using cheap industrial by-products (e.g. CaCl<sub>2</sub>) and (iii) the regeneration of the sorbent solution by exploiting the alkalinity of the environmentally hazardous red mud, which is finally neutralized. The whole procedure configures a synergistic process able to transform two harmful products into inert and valuable substances.*

**Keywords:** CO<sub>2</sub> capture; red mud, carbonation, CaCO<sub>3</sub>, neutralization.

## MARBLE WASTE REDUCTION STRATEGY USING CARBONATE MICROFINE SAWDUST

**Marras G.<sup>1,\*</sup>, Bortolussi A.<sup>2</sup>, Masala O.<sup>3</sup>, Peretti R.<sup>4</sup>; Siotto G.<sup>5</sup>; Surracco M.<sup>6</sup>; Careddu N.<sup>7</sup>**

\* Corresponding author

<sup>1</sup>Researcher; University of Cagliari, Department of Civil and Environmental Engineering and Architecture, via Marengo 2, Cagliari 09123, Italy. graziellamarras@gmail.com, +39 070 675 5561.

<sup>2</sup>Senior researcher; National Research Council of Italy, Institute of Environmental Geology and Geo-Engineering, via Marengo 2, Cagliari 09123, Italy. bortolussi@unica.it

<sup>3</sup> Technician, National Research Council of Italy, Institute of Environmental Geology and Geo-Engineering, via Marengo 2, Cagliari 09123, Italy. omasala@unica.it

<sup>4</sup> Senior researcher; National Research Council of Italy, Institute of Environmental Geology and Geo-Engineering, via Marengo 2, Cagliari 09123, Italy. rperetti@unica.it

<sup>5</sup> Mining Engineer MPF - Mediterranea Progetti e Finanza srl, Via Pasquale Tola 30, Cagliari 09128, Italy. studio.siotto@gmail.com

<sup>6</sup> Associate professor; University of Cagliari, Department of Civil and Environmental Engineering and Architecture, via Marengo 2, Cagliari 09123, Italy. surracco@unica.it

<sup>7</sup> Senior researcher, Project Chief; University of Cagliari, Department of Civil and Environmental Engineering and Architecture, via Marengo 2, Cagliari 09123, Italy. ncareddu@unica.it

### **Abstract**

The purpose of this research is to show how to reduce the amount of landfilled marble waste/scrap by collecting and re-purposing the marble microfine sawdust, which is produced after the sawing and processing of carbonate dimension stones. Authors' ultimate goal is to identify alternative uses, rather than landfilling. The current solution so far preferred - landfill - does not fully meet sustainable development criteria. The reduction strategy is based on a regulatory framework, which identifies waste, by-product and end of waste status clearer. After a careful characterization, the marble sawdust can be reused and marketed for industrial applications that employ micronized calcium carbonate, as a new material. During the first few years of study, the research focused on the construction industry (i.e. concrete – plaster – brick), by assessing the extensive use of marble sludge. The building industry is able to incorporate and reuse waste materials deriving from different industries, but, in this way, such material is regarded as of poor quality. The current trend is to add high economic value to this waste. Since product specifications for calcium carbonate vary depending on the application, a comparison with the paper - rubber - and tyre calcium carbonate requirements is described and, in addition, the results of the tests carried out on marble sawdust in tyre mixtures are reported in detail.

**Keywords:** calcium carbonate reuse, marble sawdust, residual sludge, tyre, dimension stone, sustainability.

### **Introduction**

The use of natural resources leads to a massive waste production. Waste from extraction and mineral resources processing is one of the largest waste stream in the world. For the dimension stone sector, main data of waste production of the last year with certain data are shown in Tab. 1 [1].

**Table 1. Quarry production and waste (Montani data processing) [kt]**

World Stone industry: 2016 NET PRODUCTION		
RAW PRODUCTION	QUARRYING WASTE	PROCESSING WASTE
145,000	151,400	59,400

*Note. Waste materials destined for granules, powders and similar uses are included.*

Extractive waste recovery is central for boosting the efficiency in recovering rock waste, residues and fines from each exploitation steps.

In the perspective of sustainable use of natural resources, on 21<sup>st</sup> December 2005 the European Commission planned a Thematic Strategy [2], being as objective the reduction of the environmental impacts associated with resource use and doing so in a growing economy.

In this context, the proposed project is based on a general analysis of the unclear condition between *waste*, *by-product* and *end of waste status* in Europe, clarifying the legislative framework and proposes some application solutions to convert an extractive industry waste into useful by-product.

Once classified, the waste materials from the exploitation and processing of geo-materials, the parameters of applicability of the European legislation have been defined, and recognition of the potential areas of interest for marble microfine sawdust has been carried out.

The proposed work is a summary of a project carries out by the team of authors around the reduction of marble waste landfills through the enhancement of CaCO<sub>3</sub>, looking at the materials that are not being recycled or recovered despite the clear environmental benefit.

### ***European Union Framework Legislation***

The Extractive Waste Directive (2006/21/EC) indicates measures for safe management of waste deriving from the extraction, treatment and storage of mineral resources and the working of quarries [3]. The revised Directive 2008/98/EC sets the basic concepts and definitions related to waste management but this new codified Waste Framework Directive is now the only legally valid version of the Waste Framework Directive [4]. The article 5 includes a definition of by-products and the main conditions which must be met by a substance or object to be classified as a by-product, whereas in article 6 the criteria for define the end of waste status.

The issue of when a waste ceases to be a waste, and to a lesser extent the distinction between waste and non-waste by-products, is highlighted as being unclear. The European Commission adopted a proposal for revision of the Waste Framework Directive in order to clarify end of waste status [5].

At present stage: *Waste* are objects, which the owner or holder wishes to dispose of or where their collection and treatment as waste is required by the public interest and *By-product* is a substance or object, resulting from a production process, the primary aim of which is not the production of that item. *End of waste*: certain specified waste shall cease to be waste when it has undergone a recovery, including recycling, operation and complies with specific criteria.

An incorrect classification could be the cause of environmental damage or unnecessary costs for business.

### Materials and Methods

Quarrying engages the production of significant amount of waste. Some types of quarries do not produce large amounts of permanent waste (i.e. sand and gravel quarries) such as other ones (i.e. clay and silt quarries) [6]. The good news is that they are generally inert and non-hazardous materials. However, there is still potential for damage to the environment, mainly because of the treatment and disposal of the waste that may produce more negative impacts on the environment.

The types of wastes generated from extraction activities of natural stones can be classified in four main categories based on their characteristics that condition the possibility of recovery [7]:

- defective or “third choice” blocks with regular dimensions but either with poor technical-aesthetical properties or not the correct size for further processing (Fig. 1 a);
- unshaped blocks of large or small size (unsuitable to block cutter sawing) and rubble (*pezzame*) (Fig. 1b);
- scraps deriving from both block sawing and slab/strip cutting (*cocciamme*, such as broken slabs, strips, tiles) (Fig. 1 c);
- sawdust deposited downstream the filter presses of water-treatment plants (Fig. 1 d).



*Fig. 1. Extraction waste: a. Defective or “third choice” blocks;  
b. Unshaped blocks and rubble “pezzame”;  
c. Scraps “cocciamme”; b. Sawdust.*

The companies that are involved in the project are S.I.M.G. srl (Factory 1) and SARDEGNA MARMI GROUP (Factory 2).

The material object of the research is the sawdust recovered from the wastewater treatment plants, at the exit of the filter-press section, currently classified as waste.

This is coded in the European List of Waste (Commission Decision 2000/532/EC) with the reference nomenclature EWC 01.04.13 "wastes from stone cutting and sawing other than those mentioned in 01.04.07".

### **Results and Discussion**

During the early years the research focused on the building industry (i.e. concrete [8] – plaster [9] – brick [10]; [11]), thinking to a massive use of the marble sludge, but the material is considered as poor one. Currently the aim is giving economic value to a waste.

After a complete characterization [12], the marble sawdust can be reused and marketed for a number of industrial applications that employ micronized calcium carbonate, as a new material. These include: manufacture of lime, resin conglomerates for flooring and coatings in the building industry; filler in the manufacture of various types of paper, paint, and polypropylene; filler in rubber and tyre industry; stone dusting; manufacture of cement; acid neutralizer for industrial effluents and for heavy metal sorption; agricultural soil amendment; production of soda; blast furnace flux; flue gas desulphurization in electric power stations; cosmetics and pharmaceutical industries.

Product specifications for the calcium carbonate vary depending on the application. Thus, a summary of the investigated application (paper in Tab. 2, rubber in Tab. 3 and tyre in Tab. 4 industries), with high added value, is reported in the following tables.

**Table 2.Comparison between values for  $\text{CaCO}_3$  filler requirements in paper industry and marble sawdust data.**

PARAMETERS	VALUE	FACTORY 1	FACTORY 2
$\text{CaCO}_3$ [%]	> 95	99.11	99.18
Brightness ISO [%]	80 - 96	81.04	85.21
Average particles size [ $\mu\text{m}$ ]	< 3	3.92	3.64
Particle size below 2 $\mu\text{m}$ [%]	2 - 20	21.8	26.7
WGCC solids content [%]	75 - 78	74.95	75.10

[WGCC: wet ground calcium carbonate]

**Table 3.Comparison between values for  $\text{CaCO}_3$  filler requirements in rubber industry and marble sawdust data.**

PARAMETERS	VALUE	FACTORY 1	FACTORY 2
$d_{50}$ [ $\mu\text{m}$ ]	0.7 - 5.0	3.94	3.72
$\text{CaCO}_3$ [%]	98.5	99.11	99.18
$\text{SiO}_2$ [%]	0.1- 0.4	0.14	0.16
$\text{Fe}_2\text{O}_3$ [%]	< 0.08	0.03	0.04
Specific gravity [ $\text{g}/\text{cm}^3$ ]	2.70	2.71	2.71
Particles size < 10.5 $\mu\text{m}$ [%]	82 - 90	79.1	80.3

**Table 4.**Comparison between values for  $\text{CaCO}_3$  filler requirements in tyre industry and marble sawdust data.

PARAMETERS	VALUE	FACTORY 1	FACTORY 2
Appearance	White to light grey powder	White	White
Specific gravity [g/cm <sup>3</sup> ]	2.7	2.71	2.71
Fineness - 150 $\mu\text{m}$ [%]	100	99.0	99.2
Fineness - 45 $\mu\text{m}$ [%]	> 95	97.8	97.8
Fineness: residue at 40 microns [%]	< 0.5	2.7	2.6
Loss in mass at 105 °C [%]	< 0.5	0.132	0.104
Loss on ignition [%]	43.50 $\pm$ 1.5	46.66	43.47
$\text{CaCO}_3$ [%]	> 92	99.11	99.18
Cu [%]	< 0.005	0.0002	0.0003
Mn [%]	< 0.05	< 0.01	< 0.01

***An industrial application: marble sawdust in tyre mixture***

An industrial application was carried out in order to join this by-product with possible use in tyre production [13]. Simplified rubber formulations, filled with dewatered marble sludge and cross-linked by vulcanization (Fig. 2 a, b), have been investigated with the objective of making a comparison with tyre compound obtained by using commercial calcium carbonate filler. From this, rigorous analyses have been carried out. The structural effect of calcium carbonate particles on tyre mixtures tensile strength, hardness, rheometric and morphological properties was inspected.

**Fig. 2.** Final batch; b. Stamp-vulcanized samples; c. Disk-shape compound and O – Ring specimen.

Specimens were produced (Fig. 2 c) and submitted to the following tests:

- Rheological properties: ts2: scorch time; t90: optimum curing time,  $M_L$ : least torque;  $M_H$ : maximum torque;  $tM_L$ : time for reaching least torque (ASTM5289)
- Specific gravity test (ASTM D792 – Test method A)
- Hardness (ASTM D2240 type A)
- Resilience (DIN 53512-2000)
- Tensile strength test [EB: elongation at break; MOD 0.5: 50% Tensile Modulus; MOD 1: 100% Tensile Modulus; MOD 3: 300% Tensile Modulus; BL: Breaking Load] (ASTM D412)

The comparison between test values obtained for the control-batch ( $\text{CaCO}_3$ ) and for the compounds made by substitution of commercial  $\text{CaCO}_3$  with Factory 1 and Factory 2 marble sawdust respectively, is reported in Table 5.

**Table 5. Comparison between values for  $\text{CaCO}_3$  compound and marble sawdust compounds properties.**

Test Parameter	$\text{CaCO}_3$	FACTORY 1	FACTORY 2
ts2 [min]	7:19	7:45	7:54
t90[min]	10:37	9:59	10:02
$M_L$ [N·m]	0.1141	0.1164	0.1254
$M_H$ [N·m]	0.4567	0.4418	0.4485
$t M_L$ [min]	0:36	0:38	0:39
Specific gravity [ $\text{g}/\text{cm}^3$ ]	1.088	1.086	1.086
Hardness [Shore A]	37	39	39
Resilience [%]	22	22	22
EB%	710	728	696
EB Nmm	57,282	59,199	51,367
MOD 0.5 [MPa]	0.412	0.406	0.402
MOD 1 [MPa]	0.654	0.641	0.636
MOD 3 [MPa]	2.036	2.004	1.986
BL [MPa]	9.418	9.615	8.543
Tensile strength [MPa]	9.373	9.553	8.447

## **Conclusion**

The feasibility to incorporate and reuse marble sawdust deriving from different industries, giving high economic value to this waste, was demonstrated. Its use as calcium carbonate filler is strongly recommended.

To the benefit of marble sawdust reuse will achieve directly:

- larger revenue for the companies, linked to the sale of the new product;
- lower business costs currently linked to the dumping of landfills and the management of the waste;
- lesser volumes in landfills, restitution of areas to the community.

A positive repercussion, in addition to the economic and environmental ones, will be the employment growth also considering the development of new companies operating in the fields based on the reuse of marble waste.

At present the project is ongoing, but is clearly manifested that the main strategy is the prevention and the recycling of waste according with the concept of circular economy. What is required is evolution, seizing the opportunity to adapt waste policy to new conditions and new knowledge.

## **Acknowledgments**

Gratefully acknowledges Autonomous Region of Sardinia for the financial support (L.R. of 7th August 2007 nr. 7). The authors are thankful to S.I.M.G. srl and SARDEGNA MARMI GROUP for providing the materials for the project.

## **References**

- [1] Montani, C. XXVIII World Marble and Stones Report 2017. Aldus Casa di Edizioni, Carrara 2017.
- [2] European Commission, 2011. Report from the commission to the European parliament, the council, the European economic and social committee and the committee of the regions - on the Thematic Strategy on the Prevention and Recycling of Waste. COM(2011) 13 final. European Commision - Brussels, 19.1.2011.
- [3] DIRECTIVE 2006/21/EC OF THE EUROPEAN PARLIAMENT AND OF THE COUNCIL of 15 March 2006 on the management of waste from extractive industries and amending Directive 2004/35/EC.
- [4] DIRECTIVE 2008/98/EC OF THE EUROPEAN PARLIAMENT AND OF THE COUNCIL of 19 November 2008 on waste and repealing certain Directives.
- [5] [http://ec.europa.eu/environment/waste/framework/framework\\_directive.htm](http://ec.europa.eu/environment/waste/framework/framework_directive.htm) [viewed 30 May 2018]
- [6] OSNET Editions vol. 7, Optimising quarrying techniques and practices, edited by N. Terezopoulos, I. Paspaliaris, Athens 2004.

- [7] Careddu, N., Siotto, G., Siotto, R., Tilocca, G., 2013 From landfill to water, land and life: the creation of the Centre for stone materials aimed at secondary processing. *Resources Policy* 38 (2013) 258– 265
- [8] Marras, G., Siotto, G., Parra, J.L., Careddu, N., 2010b. Potential applications of waste material deriving from marble processing plants. Proc. 7th International Marble and Natural Stones Congress of Turkey (Mersem VII), 14-15 October 2010, Afyonkarahisar, Turkey. Pagg. 55-61. Ed. M. Ersoy, M.Y. Çelik, L. Yeşilkaya. ISBN: 978-605-01-0023-5.
- [9] Marras, G., Careddu, N., Siotto, G., 2017. Filler calcium carbonate industrial applications: the way for enhancing and reusing marble slurry. In *Italian Journal of Engineering Geology and Environment*, Special Issue 2 (2017) © Sapienza UniversitàEditrice, Roma.
- [10] Marras, G., Careddu, N., Internicola, C., Siotto, G., 2010 Recovery and reuse of marble powder by-product. In: Proceedings of the Global Stone Congress 2010. 02 - 05 March 2010, Alicante (Spain).
- [11] Marras, G., 2011 Recovery and valuation of ultrafine marble dust contained in waste slurries deriving from carbonatic natural stones processing plants. Thesis of the Geoengineering and Environmental Technologies Ph.D., University of Cagliari, Italy.
- [12] Marras, G., Bortolussi, A., Peretti, R., Careddu, N., 2017 Characterization methodology for re-using marble slurry in industrial applications. *Energy Procedia*, Volume 125, September 2017, Pages 656–665. <https://doi.org/10.1016/j.egypro.2017.08.277>
- [13] Marras, G., Careddu, N., 2018. Sustainable reuse of marble sludge in tyre mixtures. In *Resources Policy* - ISSN:0301-4207. Article in press. DOI: 10.1016/j.resourpol.2017.11.009

## 3D MODELLING OF COMPLEX INTERFERENCE ZONE IN THE VARISCAN FORELAND OF SW SARDINIA (MONTEPONI MINE)

Buttau C.(\*), Funedda A.(\*) & Pasci S.(\*\*)

(\*)Dipartimento di Scienze Chimiche e Geologiche, Universita' degli studi di Cagliari-Via Trentino 51, 09127.

(\*\*)Libero professionista, via Mar Egeo n°29 09045 Quartu S. Elena.

**Abstract:** A 3D model of a classical mine zone (Monteponi mine, Iglesias) in the SW Variscan basement of Sardinia has been performed by using an unconventional way surface data (geological and structural survey) and sub subsurface data (well logs, vintage mine-exploitation maps). From the model results in a more precise description of the orebody geometry, involved in a really complex geological architecture and also the occurrence of a late Variscan folding event, with the sub-horizontal axial surface not recognized before in the study area, but only supposed in neighbouring areas.

**Keywords:** orebodies, folds interference pattern, 3D modelling.

### INTRODUCTION

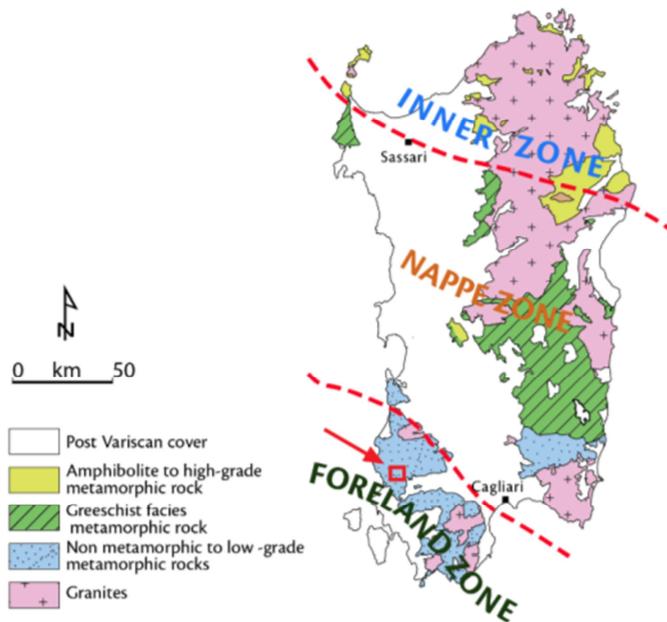
The study area is part of the Variscan foreland in the South-Western Sardinia (**Errore. L'origine riferimento non è stata trovata.**), where a lithostratigraphic succession from lower Cambrian to lower Carboniferous were deformed before the Upper Carboniferous. More in detail, the investigated mine site is characterized by the successions pre "Sardinian Unconformity", according to the stratigraphic scheme proposed in the Geological sheet map no. 555 "Iglesias" carried by the Italian Geological Survey ARPAS, the following formations are distinguished:

- Gonnese Formation (GNN) made of massive grey limestone and dolostone - Lower Cambrian.
- Campo Pisano Formation (CPI) consists of marly limestone, which shows a plastic behaviour - Lower - Middle Cambrian (Lenihan - Argian).
- Cabitza Formation (CAB), consisting of coarse sandstone –siltstone and metapelites of the Middle Cambrian - Lower Ordovician (Mayaian - Tremadoc).

The polyphase history of deformation that affected the formation described above, in agreement with most of the authors [1, 2, 3, 4], is:

- 1) Sardic phase, of the middle Ordovician age, which originated open, upright folds with E-W trending axes that affected the pre-Sardic unconformity succession;
- 2) I Variscan phase, which originated folds with E-W trending axes that emphasized the Sardic folds;
- 3) II Variscan phase, characterized by folds with N-S trending axes and subvertical axial plane. A spaced to penetrative tectonic foliation developed parallel to the axial plane. Axis's

dip changes from vertical to horizontal because strongly influenced by the bedding attitude *that is already folded by previous folding events.*



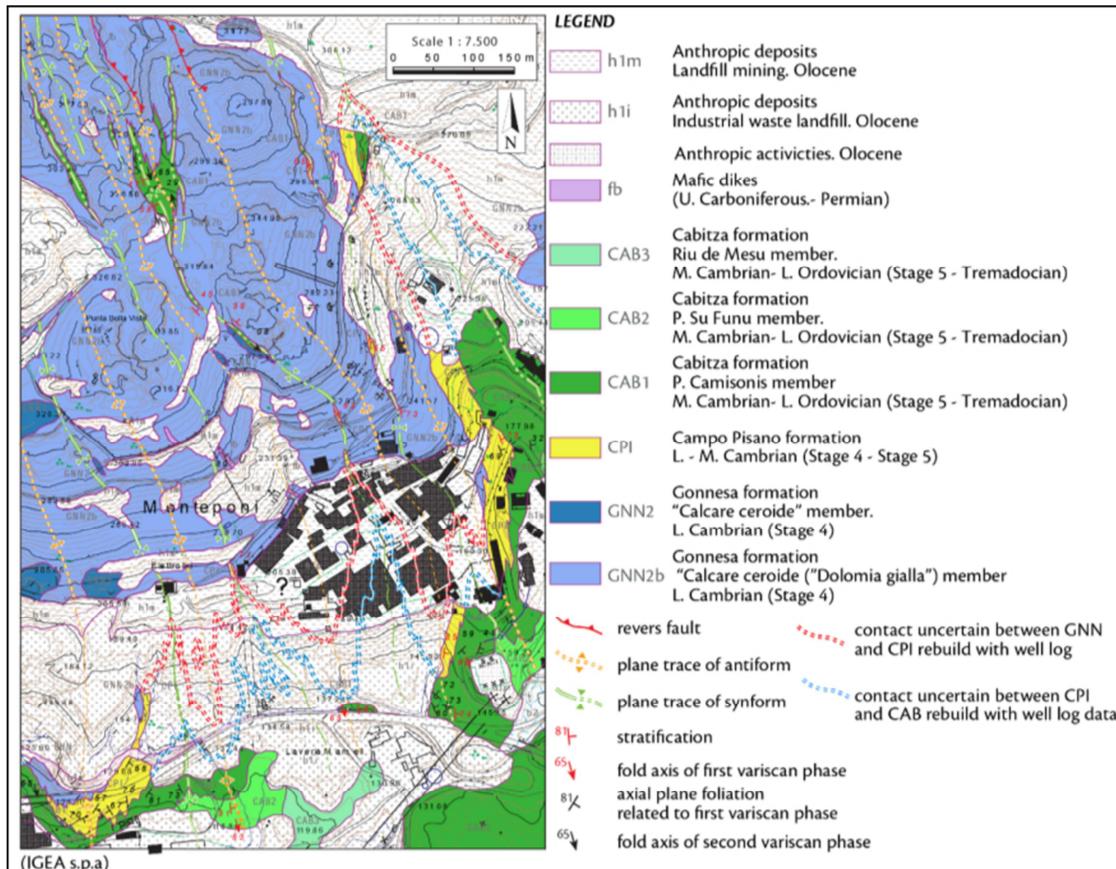
**Fig. 1 – Tectonic sketch map of Variscan basement of Sardinia.**

### MODELLING AND INTERPRETATION

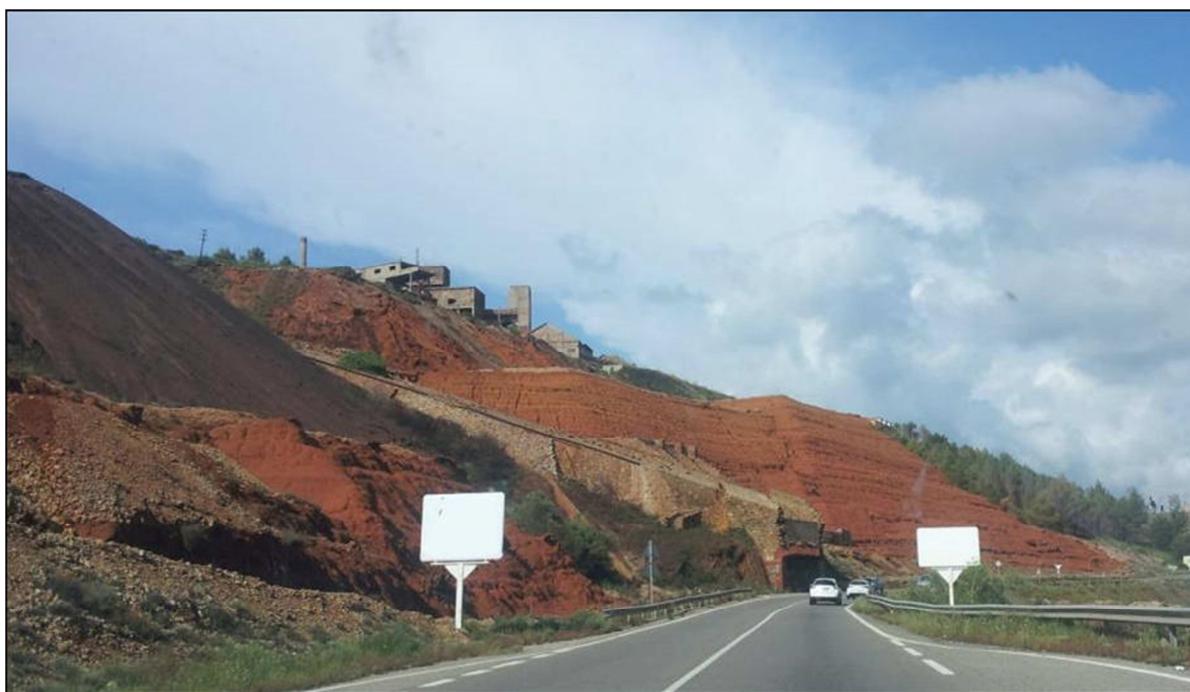
The 3D model was implemented in two phases:

**1st phase:** Collection and processing of collected data (field surveys, well data, mine exploitation maps).

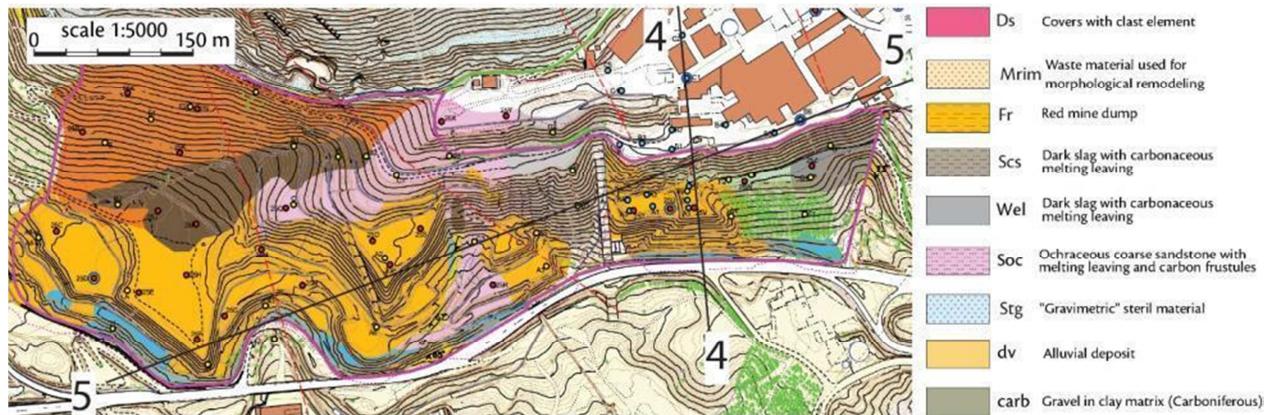
A detailed (at 1:7.500 scale) structural survey was carried on in the study area (Fig. 2), particularly to unravel the geological structures. The recognition of three members inside the Cabitza Formation allowed to better described the geological structures at the map scale, especially in the southernmost side of the study area. Since the occurrence of many mine dumps (Fig. 3) a more detailed map at the 1:5.000 scale was implemented (Fig. 4), also using data from several boreholes planned to monitor groundwater pollution were collected. These data allowed to build a more detailed geological map where the contacts cover by mine dumps were inferred and then projected in vertical geological cross-sections (Fig. 5).



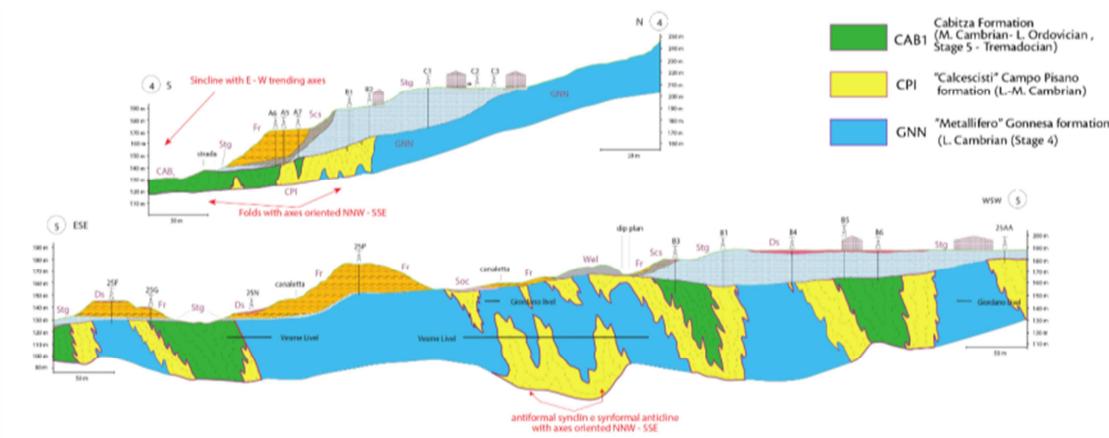
**Fig. 2- The geological structural map of the Monteponi area at 1:7,500 scale (survey by S. Pasci)**



**Fig. 3 – The red mine dumps close to Monteponi. In this area they cover the contact between Gonnese and Campo Pisano formations.**



**Fig. 4 – Geological map from the mine dumps area of Monteponi, at 1:5,000 scale (survey by S. Pasci)**



**Fig. 5 – Geological cross sections along the mine dumps area, see location in Fig. 4**

Further, 1:2.000 scale mine-exploitation maps [3] of 12 different underground levels from 230 m above sea level to -100 m have been geo-referenced in a 3D environment to reconstruct the subsurface contact between the Gonnese and Cabitza formations. In fact, in the mine planes the mineralized orebody marks the stratigraphic boundary between the two formations (Fig. 6).



**Fig. 6 – Example of a mine exploitation map of the Monteponi mine, used to reconstruct subsurface contact between Gonnese and Cabitza formations.**

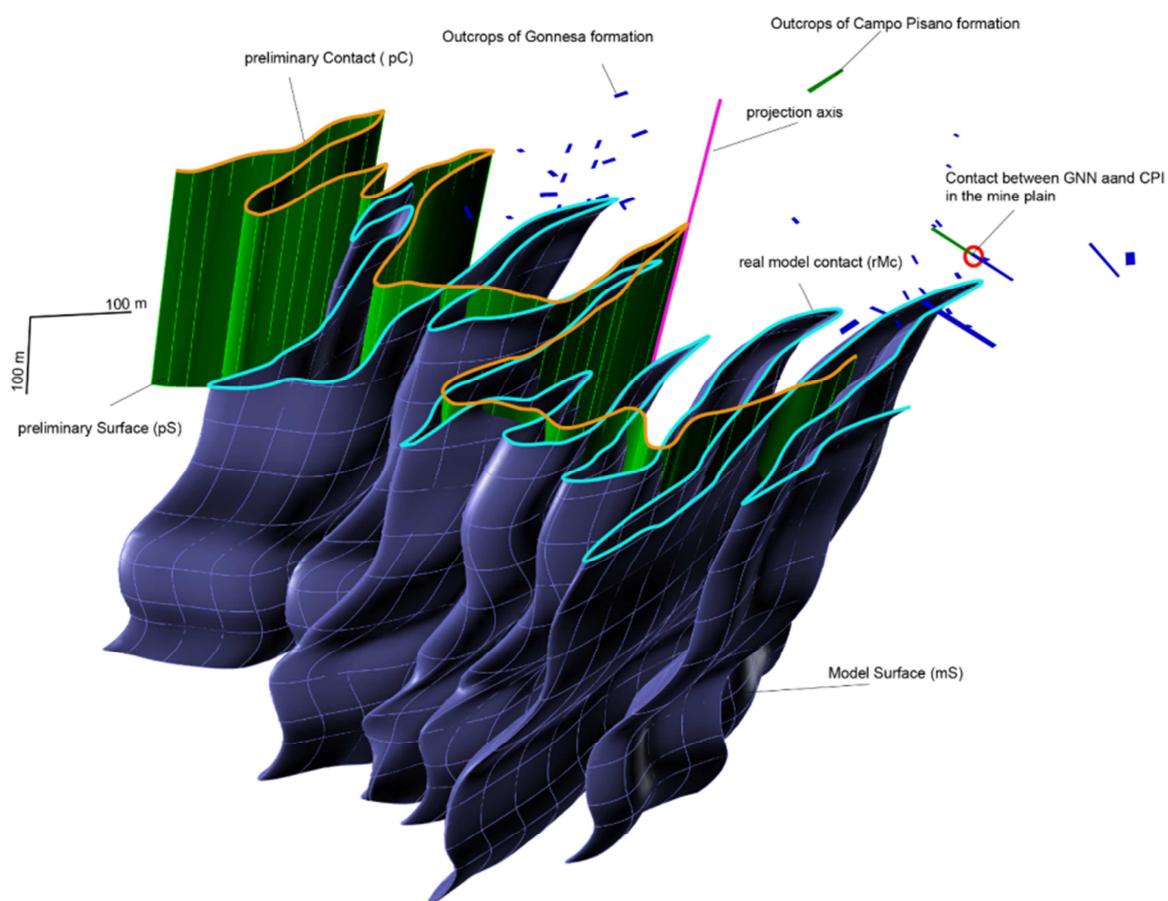
Indeed, data represented in the mining plans are in some cases difficult to interpret, sometimes it is indicated the contact between the two formations, in some cases are reported only the outcrops of the Gonnese formation or outcrops of the Campo Pisano formation, therefore, it was not even possible to locate the contact with high precision.

Surface and underground data were digitized and integrated using ESRI Arcgis 9.3 software to build a geodatabase.

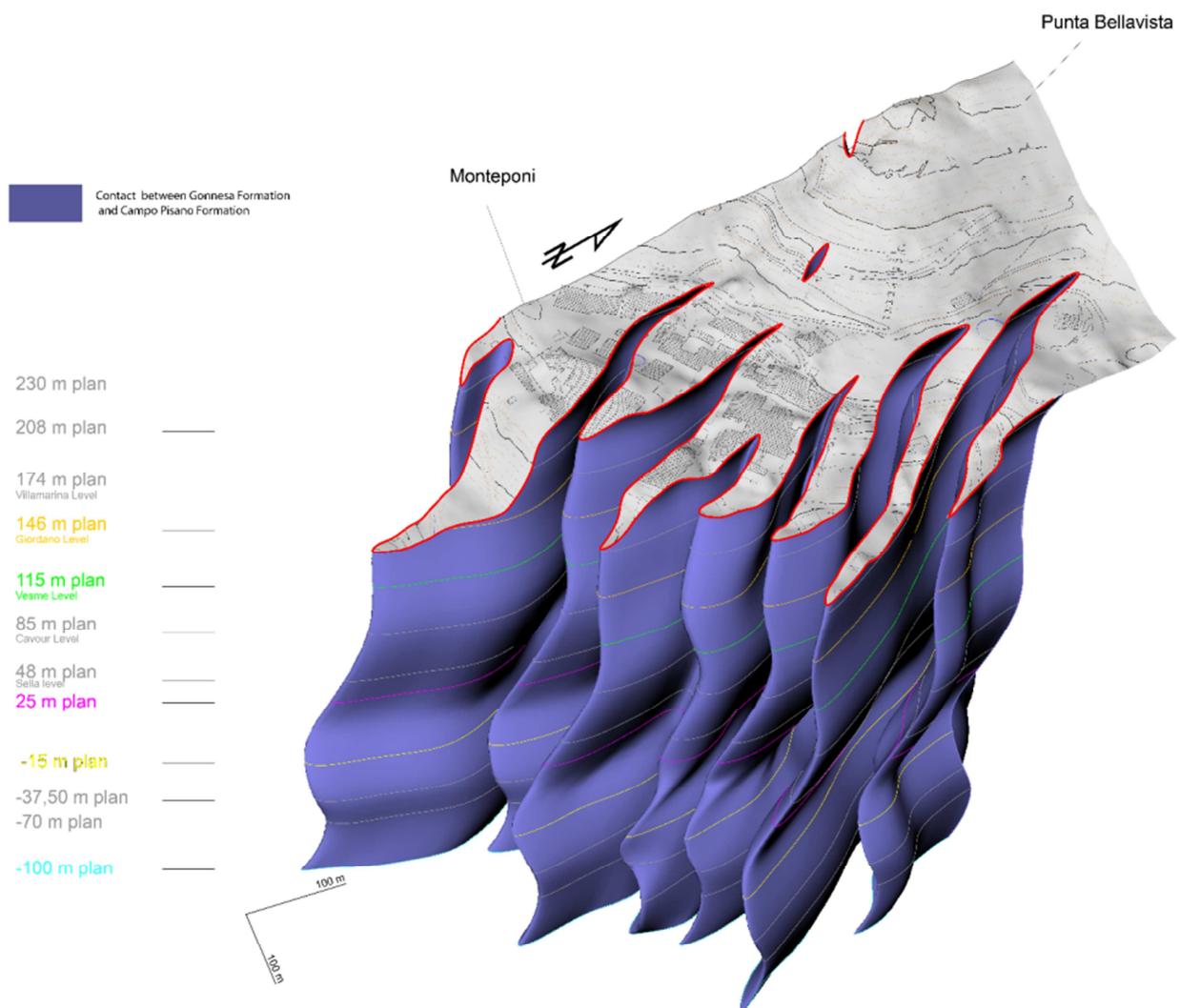
#### **2nd phase: Reconstruction of the three-dimensional model**

The data collected during the 1st phase was elaborated with the Mc Neel & Associates' Rhino 3D software. The structural analysis on surface data has shown that the main folds have N-S trending axis. Axial plane axis dipping 55° towards N180 has been calculated plotting the bedding attitude of the N-S folds in stereographic projection and calculating the  $\pi$ -diagram [5], so we chose to project the contact between the Gonnese formation and Campo Pisano

formation along that plunging direction. A preliminary surface (pS) has been built starting from the boundary between GNN and CPI reported in the preliminary geological map (Fig. 4) and projecting it parallel to the calculated axis (Fig. 7). The resulting pS is a folded surface with a style in agreement with the model from far proposed by previous authors (among them [1]), but with a large variation in wavelength not simply explainable for the occurrence of lithological or structural anomalies. Furthermore, the pS does not fit well with the underground data. A more accurate model can be built by interpolating the same GNN-CPI boundary from the 12 mine exploitation maps. In this case, the resulting modelled surface (mS) is characterized by close folds of higher amplitude and lesser wavelength than those resulting from the pS. Moreover, the mS is characterized by more folds than in the pS. From each single mine plan arises that the folds geometries are more or less the same, but the structure is not perfectly cylindrical, so the projecting axis can not be a straight line. To overcome this error, it is necessary to change the plunging axis from one level to another to better overlap the GNN-CPI boundaries mapped in the several mine planes, obtaining in this way the real model contacts (rMc) (Fig. 8).



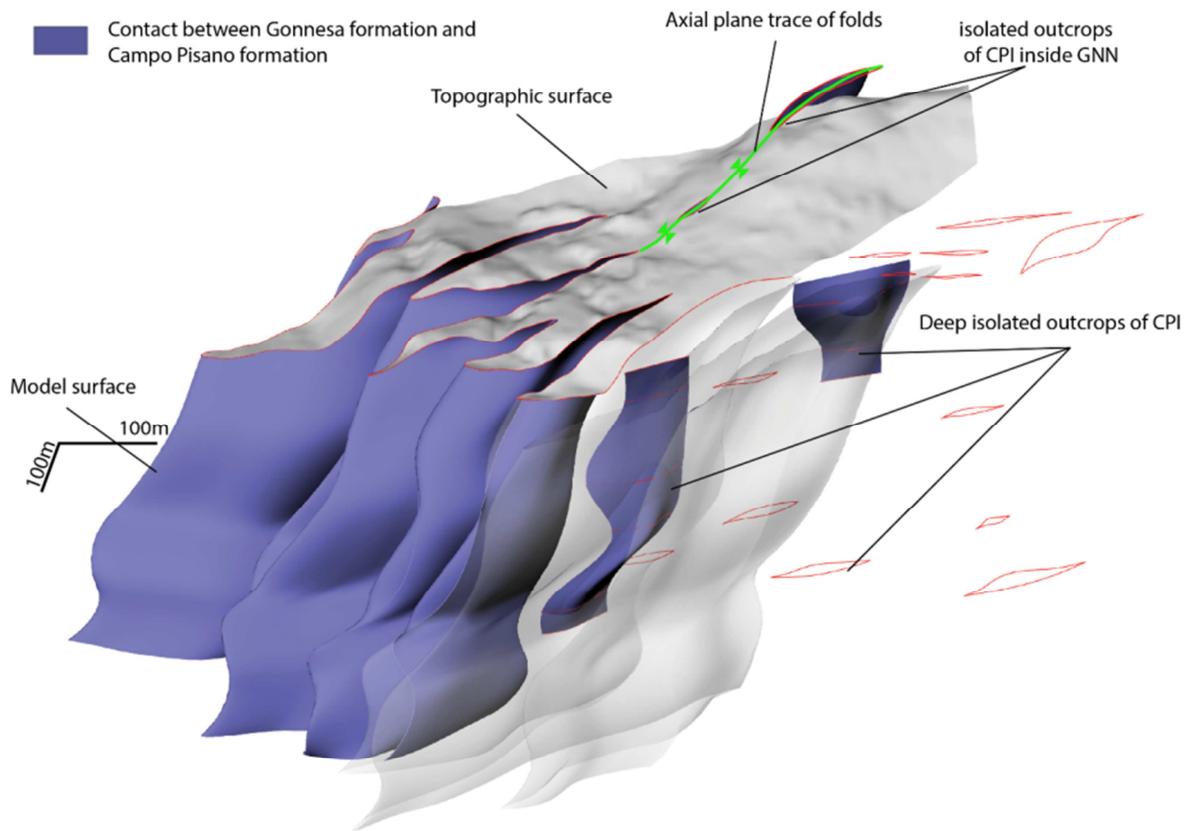
**Fig. 7 - 3D model of contact between Gonnese Formation and Campo Pisano Formation in the Monteponi mine (Iglesias). In green the preliminary surface (pS) built from the contact in Fig. 2. In blue the real model surface (mS) reconstructed by using the 12 mine exploitation maps.**



**Fig. 8 – 3D model reconstruction by interpolating data from mine exploitation planes ate several different levels a.s.l.**

## DISCUSSION

The built surface modelled with high accurateness the sub-vertical N-S axis folds attributed to the E-W shortening occurred during the second Variscan phase, which formed on the northern side of a large E-W fold related to the Sardic phase (Iglesias syncline). The interference between minor order-structures in the E-W fold with N-S folds gave rise to the formation of some outcrops of the Campo Pisano formation apparently isolated within the Gonnese formation they have been interpreted as non-cylindrical folds related to a complex interference pattern. Indeed, some of these outcrops could be also interpreted as cuspatelobate structures deriving from the contraction along the contact between the more competent massive limestones of the Gonnese formation and the less competent marly limestones of the Campo Pisano formation. The isolated outcrops should be the result of "boudinage" of the cusps due to the strong shortening and the strong contrast of competence [1, 2] (Fig. 9)



**Fig. 9 – 3D model of the Monteponi mine area with highlighted the isolated outcrops possibly of CPI related to non-cylindrical folds caused by strong interference between E-W and N-S folding systems or to tectonic slivers stretched along cuspatelobate structures**

An unexpected result of the 3D geological model is the presence of a system not recognized during the geological survey. They are open folds with the sub-horizontal plane, symmetrical, a wavelength of 100 m and amplitude of 20 m. They deform the previous N-S folds with axial sub-vertical plane but do not affect the overlying sediments of the Upper Carboniferous.

The geometry of these folds can be related to a stress field with a vertical  $\sigma_1$ . Folds of this type are rarely reported in the study area [6] and seem just to be produced during the uplift occurred in the post-collisional extensional phase; up to now, the most visible effects of this late Variscan phase are described only in the southernmost part of Sulcis-Iglesiente (Capo Spartivento, [7]).

## CONCLUSION

The construction of three-dimensional modeling, integrating surface and deep data allowed to better define the geometry of a complex interference structure of the Monteponi mine in the northern flank of Iglesias syncline, one of the most important mines of the Sulcis Iglesiente Metallogenic District. Further, a new fold system has been recognized, which further complicates the Variscan structures. These sub-horizontal folds could indicate that in the external area of the Sardinian Variscan chain, exhumation processes were carried out, accompanied not only by normal faults but also by ductile structures. Finally, as reported for other mine areas 3D modelling [8] could be an important tool in planning exploitation of ore bodies, remediation of abandoned mine sites or new type of exploitation of the same.

## REFERENCES

- [1] CARMIGNANI L., COCOZZA T., GANDIN A. & PERTUSATI P. C. (1982) - Lineamenti della geologia dell'Iglesiente-Sulcis. In: (Eds) CARMIGNANI L., COCOZZA T., GHEZZO C., PERTUSATI P. C. & RICCI C. A.: «*Guida alla Geologia del Paleozoico Sardo*»: Società Geologica Italiana. Guide Geologiche Regionali, Cagliari. 65-77 pp
- [2] CARMIGNANI L, OGGIANO G., BARCA S., CONTI P., ELTRUDIST A., FUNEDDA A., PASCI S., SALVADORI I.A. (2001). Geologia della Sardegna (Note illustrative della Carta Geologica della Sardegna in Scala 1:200000). Memorie descrittive della Carta Geologica d'Italia. Servizio Geologico d'Italia. Istituto Poligrafico e Zecca dello Stato, Roma. 60, 283 pp
- [3] RI. MIN. S.P.A. / PRODUZIONE. Zona Monteponi- S.Marco. Rilevamento geominerario.
- [4] ARPAS . (2015). Note illustrative della Carta Geologica d'italia 1:50.000. Foglio Iglesias.
- [5] RAMSAY, J. G. (1967). Folding and Fracturing of Rocks. McGraw-Hill, New York
- [6] FUNEDDA A. (2009). Foreland- and hinterland-verging structures in the fold-and-thrust belt: an example from the Variscan foreland of Sardinia. International Journal of Earth Science, 98 (7), 1625-1642, doi: 10.1007/s00531-008-0327-y.
- [7] PAVANETTO P. FUNEDDA A., NORTHRUP J.C., SCHMITZ M., CROWLEY J., LOI A. (2012). Variscan foreland of SW Sardinia, Italy. Geological Journal. 47, 426-445. doi:10.1002/gj. 1350.
- [8] FUNEDDA, A.; NAITZA, S.; CONTI, P.; DINI, A.; BUTTAU, C.; TOCCO, S.; CARMIGNANI, L. (2011) Structural control of ore deposits: the Baccu Locci shear zone (se Sardinia). rend. online, 15, 66-68

## RED MUD AS ALUMINIUM SOURCE FOR ZEOLITE SYNTHESIS

**Claudia Belviso<sup>1,4</sup>, Anastasia Kharchenko<sup>2</sup>, Elisabetta Agostinelli<sup>3</sup>, Francesco Cavalcante<sup>1</sup>, Davide Peddis<sup>3</sup>, Gaspare Varvaro<sup>3</sup>, Nader Yaacoub<sup>5</sup>, Svetlana Mintova<sup>2</sup>**

<sup>1</sup>Istituto di Metodologie per l'Analisi Ambientale – CNR, Tito Scalo (PZ), 85050, Italy

<sup>2</sup>Laboratoire Catalyse et Spectrochimie (LCS), ENSICAEN, Normandie Université de Caen, CNRS, Caen, 14050, France

<sup>3</sup>Istituto di Struttura della Materia – CNR, Area della Ricerca di Roma1, 00015 Monterotondo Scalo (RM) Italy

<sup>4</sup>Istituto di Struttura della Materia – CNR, Area di Tito Scalo (PZ), 85050, Italy

<sup>5</sup>Institut des Molécules et Matériaux du Mans (IMMM) - UMR CNRS, Le Mans Cedex, 7 2085, France

Zeolites are hydrated aluminosilicate minerals with a three-dimensional open structure consisting in aluminium and silicon tetrahedra linked by shearing oxygen atoms. The synthesis of these minerals typically requires batch systems in which pure aluminate and silicate solutions are mixed and then subjected to hydrothermal treatment for different times. Red mud is a waste material formed during the production of alumina when the bauxite ores are subjected to caustic leaching. It is mineralogically characterised by the presence of iron oxy-hydroxides (i.e., primarily hematite and goethite) with a minor aluminium hydroxides (i.e., boehmite). The red mud consisting mainly of iron-based oxides, was used to induce magnetic properties in the microporous materials.

In this work, we report on the synthesis of zeolites using colloidal silica (Ludox HS-30) and red mud as sources of silicon and aluminium, respectively. Experiments were also performed adding aluminium powder. The physicochemical properties of the synthetic products were characterized by X-ray powder diffraction (XRD), scanning electron microscopy (SEM), thermogravimetry (TG), and nitrogen adsorption/desorption isotherms. In addition, the magnetic properties of the zeolites were studied since the red mud used as aluminium source is mainly containing a mixture of magnetic iron-based oxides.

The results showed that FAU and GIS type zeolites with prevalently wool ball-like morphology were synthesized using red mud as the main source of aluminium. The use of red mud favored the development of an iron oxy-hydroxide magnetic phases in the synthetic zeolites with GIS and FAU framework structures. The addition of aluminium powder in the precursor mixture resulted in the crystallization of pure GIS type zeolite with prevalently cactus-like shape. However, the stronger diamagnetic contribution originating from a high aluminum content (high percentage of antiferromagnetic phase) do not allow a proper investigation of the magnetic behavior of the GIS zeolite.

**Key-words:** Red mud, aluminium source, FAU- and GIS- type zeolite structures, magnetic properties.

## NICO ALLOYS AS CATALYST FOR MAGNETICALLY INDUCED DRY REFORMING OF METHANE

F. Varsano<sup>1</sup>, M. Bellusci<sup>1</sup>, F. Padella<sup>1</sup>, A. La Barbera<sup>1</sup>, M. Albino<sup>2</sup>, M. Petrecca<sup>2</sup>,  
D. Peddis,<sup>3</sup> C. Sangregorio<sup>4,2</sup>

1 ENEA - C.R. Casaccia, Via Anguillarese 301, 00123 Roma, Italy

2 INSTM and Dip di Chimica, Università di Firenze, via della Lastruccia 3, 50019, Sesto F.no, Italy

3ISM-CNR, Roma, Monterotondo Scalo (RM), Italy

4 ICCOM- CNR, via Madonna del Piano 10, 50019 Sesto F.no, Italy,

The possibility of converting electromagnetic energy into heat utilizing magnetic materials has been recently exploited to satisfy the energetic needs of chemical processes [1, 2]. Energy is supplied by a radiofrequency alternating magnetic field in a fast and efficient way to a properly responding catalytic system, generally containing both a magnetic and a catalytic component. In such a way heat is provided directly by the catalytic bed avoiding unnecessary heating (and dissipation) of the whole chemical reactor, lay down the premises for “cold catalysis”.

Here we report the activation of the dry reforming reaction by induction heating by means of a NiCo alloy. The catalyst plays a double role, serving both as a promoter for the reforming reaction and heat generator by dissipation of the electromagnetic energy. The elevated temperatures imposed by the reforming reaction require the choice of an alloy with a Curie temperature >800°C a condition which is fulfilled by NiCo alloy with a 60:40 weight ratio, the catalyst used in this work. NiCo alloy has been synthesized by arc melting starting from metal pellets and catalytic sites for CH<sub>4</sub> and CO<sub>2</sub> activation are created by a mechanochemical treatment that increases solid-state defects. The catalyst powder has been pressed into cylindrical pellets and successively tested in a continuous-flow reactor working under atmospheric pressure. Methane conversion and hydrogen production yields have been measured as a function of the applied magnetic field, reactant flow rate and time on stream. Methane conversion values of 95% have been observed utilizing a 300 mg single pellet operating at 22 mT and 190 kHz, atmospheric pressure, gas hourly space velocity of 2.5\*10<sup>4</sup>h<sup>-1</sup>.

[1] T. K. Houlding, E. V. Rebrov, Application of alternative energy forms in catalytic reactor engineering, Green Process Synth 2012,1, 19-31.

[2] A. Bordet, L-M. Lacroix, P-F. Fazzini, J. Carrey, K. Soulantica, B. Chaudret, Magnetically induced continuous CO<sub>2</sub> hydrogenation using composite iron carbide nanoparticles of exceptionally high heating power, Angew. Chem. Int. Ed. 2016, 55, 15894-15898.

## **OXIDIZED ZN-PB MINERALIZATION IN THE GORNO ZN PROSPECT (BERGAMO, ITALY): NEW DATA ON THE OLTRE IL COLLE-PIAN BRACCA EXPLORATION AREA.**

**Mondillo N.<sup>1\*</sup>, Boni M.<sup>1</sup>, Lupone, F.<sup>1</sup>, Granitzio F.<sup>2</sup>, De Angelis M.<sup>2</sup>**

1. Dipartimento di Scienze della Terra, dell'Ambiente e delle Risorse, Universita degli Studi di Napoli Federico II (\*nicola.mondillo@unina.it)

2. Alta Zinc Ltd, Oltre Il Colle (Bg)

### **Introduction, mining history and aims of the work**

The Gorno Zn-Pb(Ag) deposit, located in the Bergamo province (northern Italy), is a Mississippi Valley-type (MVT) mineralization belonging to the “metallogenic province” of the eastern Alps, as several other deposits that include the former Bleiberg, Raibl and Mežica mines [1]. The Gorno mines were active since the beginning of the 20th century and ceased operations in the early 1980s, even though excellent intercepts of zinc, lead and silver had been identified in numerous locations, including the so-called “Colonna Zorzone” area (ready to be developed) before operations prematurely stopped.

Extensive drilling carried out from 2015 onward by Alta Zinc Ltd. (the current owner of mining concession and exploration licenses in the area) allowed to estimate in the Colonna Zorzone at least 3.3 Mt JORC compliant indicated+inferred resources at 4.9% Zn, 1.3% Pb, and 27.2 ppm Ag (cut-off grade of 1% Zn). In this area, the mineralization, consisting of sphalerite and galena (with inclusions of Ag-bearing sulfosalts), is hosted in Triassic carbonaceous schists of the Calcare Metallifero Bergamasco Fm, and has mostly a stratabound orientation, with an overall thickness ranging from 6 to 14 m. The presence of a further mineralized nucleus in the Gorno-Pian Bracca area has been confirmed in 2018 by mapping and sampling of a partially developed network of galleries extending between 990 to 1040 m.a.s.l. The present work aims to evaluate the mineralogy of this newly discovered Zn mineralization, consisting of both sulphides and nonsulphides.

### **Results**

Several samples were collected in the Pian Bracca area, at the 1040 level, from two pillars located at the entrance of a big mined chamber, and others at the levels 1028 and 990 from several partially mined panels. The samples were cut in two halves at the DiSTAR (Napoli). Half of each sample was crushed, grinded and powdered for XRD analyses, whilst the other half was sub-cut for thin/polished sections. Fine-grained sphalerite and galena (with inclusions of Ag-bearing sulphosalts) occur in the footwall of a low-angle thrust fault. The sulphide ore is deformed and concentrated in multiple sheared lenses. The average sulphide grade is 7% Zn. Highgrade nonsulphide bodies (“Calamines”) are hosted in the Triassic limestones of the Breno Fm, tectonically underlying the sulphide-bearing schists, and occur in subvertical breccia bodies associated with several normal faults that displace the sulphide lenses. The nonsulphide concentrations commonly show Zn grades around 20 wt.% (locally higher than 35 wt.%) and a mineral association mostly consisting of smithsonite, hydrozincite, hemimorphite, cerussite and anglesite.

These minerals formed after the alteration of pre-existing sulphides, when Zn and Pb precipitated in the fractures network of the fault zones, after the reaction of the Zn-Pb bearing fluids with the carbonate host rock.

## **Conclusions**

This significant mixed sulphide-nonsulphide mineralization in the Pian Bracca area of Oltre il Colle occurs in a section of the Gorno Zn project, which is currently under exploration. If drilling operation will confirm the extension of the nonsulphide zones, commonly characterized by high metal grades and low-cost metallurgy, the value of the Gorno deposit will be further enhanced, as well as the Italian potential of metallic resources.

## **References**

- [1] LEACH D., BECHSTÄDT Th., BONI M. & ZEEH S. (2003) - Triassic-hosted Mississippi Valley-type Zinc-Lead ores of Poland, Austria, Slovenia, and Italy. In: Europe's Major Base Metal Deposits, Andrew C., Ashton J., Boland M., Cruise M., Earls G., Fusiardi L., Kelly J., Stanley G. Eds., Irish Association of Economic Geologists (IAEG), 169-213.

## TULU KAPI: STORIA DI UNA MINIERA D'ORO 'ITALIANA' IN ETIOPIA

F. Granitzio<sup>i</sup>

<sup>i</sup> Geologo, MAusIMM, Exploration Manager, Alta Zinc Ltd. Corso Risorgimento 13 BIS, 13900, Biella (BI), Italy. Email: [fgranitzio@gmail.com](mailto:fgranitzio@gmail.com)

### *Summary*

*The Tulu Kapi site, Wallega, Western Ethiopia, has a rich history of prehistoric to modern day precious metal extraction and alluvial panning. Small scale gold mineralisation was identified during the early 1930's and an Italian company, S.A.P.I.E., performed semi-industrial scale excavations, including adits, dug into the Tulu Kapi ridge to follow gold bearing quartz veins. The Tulu Kapi gold deposit has been extensively drilled and the surrounding area explored by various exploration companies since 1980. In 2013, Kefi Minerals Plc took over the project, completing a feasibility study and a mining study. The paper summarizes the history of Tulu Kapi discovery interwoven with the history of the Italian prospectors and miners who worked in this region of Western Ethiopia.*

**Keywords:** Etiopia Occidentale, Prospettori Italiani, Africa Orientale Italiana, Arabian-Nubian shield, Oro.

### **1. La Geologia dei giacimenti auriferi dell'Etiopia occidentale: lo Scudo Precambrico Arabo-Nubiano**

La collina denominata Tulu Kapi<sup>6</sup> si trova circa 360 km ad ovest dalla capitale Addis Abeba, nella regione del Wallega, stato dell'Oromia. Il paesaggio è dominato da profili collinari, con presenza di diversi corsi d'acqua a regime torrentizio che attraversano valli profondamente incise che periodicamente si aprono in vaste piane alluvionali.

L'attività economica principale è l'agricoltura di sussistenza: nelle zone vallive e sui versanti meno ripidi si coltivano prevalentemente caffè, mais, teff e frutta. L'altitudine della zona varia tra i 1.600 m e i 1.765 m slm. Il clima è temperato con una piovosità media annuale di circa 150 cm.

Geologicamente Tulu Kapi si localizza nello scudo Arabo-Nubiano (Arabian-Nubian Shield o ANS) e più specificamente nello Scudo Etiopico Occidentale.

Lo Scudo Nubiano costituisce una vasta regione in cui affiorano rocce di età neoproterozoica che, assieme alla sua controparte, lo scudo Arabo, fa parte di un orogene di accrescione di dimensioni continentali. Esso trae origine dall'accrescione di un sistema arco-sole localizzate nel bacino dell'Oceano Mozambicano a loro volta originate dallo smembramento del continente Rodinia (Johnson et al., 2017).

---

<sup>6</sup> Anche riportato in bibliografia con i nomi di Tullu Capi, Tullo Kapi. Tullu è la parola in linguaggio oromifa che definisce un tipo di rilievi collinari arrotondati e dal profilo dolce.

La collisione di archi, il conseguente magmatismo, il vulcanismo, la sedimentazione e l'orogenesi, associate alla convergenza dei blocchi cratonici di età Criogeniana-Ediacariana durante la formazione della Gondwana, hanno convertito l'intera regione nel cosiddetto Orogene Africano Orientale (Johnson et al., 2011).

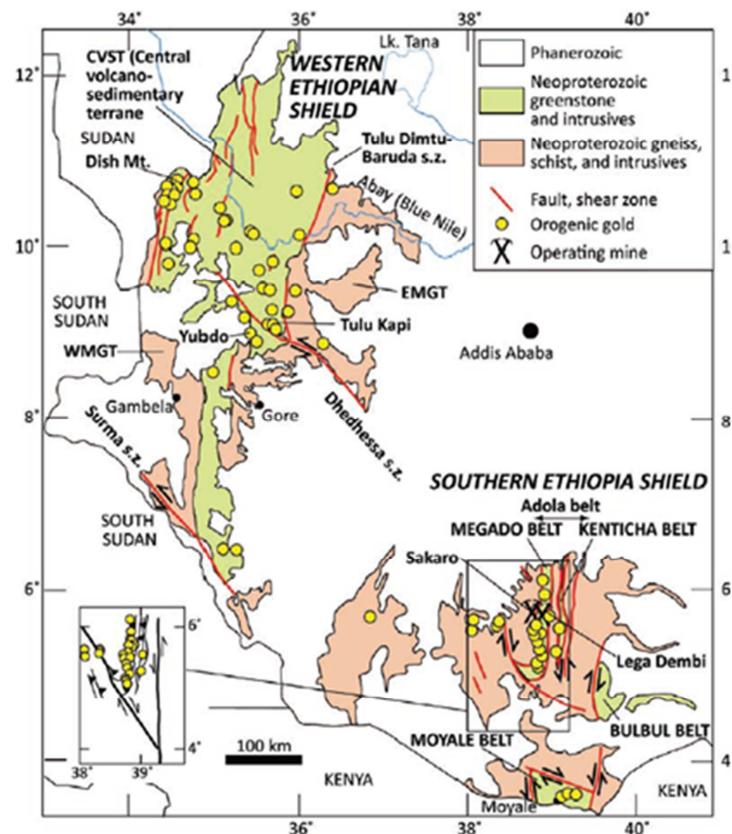
Le litologie precambriche dominanti nell'Orogene Africano Orientale sono costituite da intrusioni calcoalcaline con associate sequenze vulcanoclastiche, metasedimenti del cuneo di accrezione, e rocce ultramafiche contenenti ophioliti.

L'ANS contiene anche importanti livelli di età Paleozoica-Neogenica: questi includono potenti ed estese colate basaltiche che spesso nascondono vaste aree del basamento.

Un'altra caratteristica peculiare dell'ANS è la presenza di vaste zone di "scorrimento" (*shear zones*), coincidenti con zone di sutura, contenenti spesso ofioliti, riattivatesi in diverse fasi (*thrusts*, faglie trascorrenti). Le litologie più importanti dal punto di vista dell'esplorazione ed estrazione aurifera sono quelle del basamento paleozoico, che coprono circa il 18% dell'intero paese. Il Basamento L'origine delle rocce affioranti nella frequenza di *shear zones* e di metalli all'orogenesi tardo-neoproterozoica di depositi a metalli base e preziosi aurifero di età neoproterozoica a live-

L'oro si trova in *placers* (oro alluvionale), in rocce ultramafiche alterate (listwaenite), in manifestazioni tipo *banded-iron formation*, oppure può essere associato a graniti ricchi in Sn ± W ± Mo. Ma le tipologie dominanti sono i giacimenti d'oro 'orogenico' (associato a sistemi di vene di quarzo ospitate in sistemi di fratture di ordine regionale), e i giacimenti VMS<sup>8</sup> mineralizzati sia nelle zone primarie sia nelle sovrastanti zone ossidate.

L'estrazione artigianale di oro riveste ancora una grande importanza in Sudan ed Etiopia. Le miniere (moderne) di Sukari e Hamash in Egitto, Lega Dembi e Sakaro in Etiopia, sfruttano



**Figura 1:** Carta geologica semplificata del precambriano dell’Etiopia sudoccidentale. La mappa evidenzia i vari prospetti auriferi e le miniere attive.

ospita quasi tutte le manifestazioni aurifere conosciute<sup>7</sup>. Il scudo (derivate da subduzione di crosta oceanica), la metamorfismo in facies scisti verdi-anfibolite, associate sono caratteristiche geologiche favorevoli alla formazione e rendono lo Scudo Arabo-Nubiano il più vasto distretto mondiale (Johnson et al., 2017).

<sup>7</sup> Geological map of Ethiopia, seconda edizione, 1996.

## <sup>8</sup> Volcanogenic massive sulphides

attualmente giacimenti auriferi di tipo orogenico. Le miniere di Bisha in Eritrea e le miniere del gruppo ARIAB in Sudan sfruttano giacimenti auriferi di tipo VMS, sia primari sia ossidati (Johnson et al., 2017).

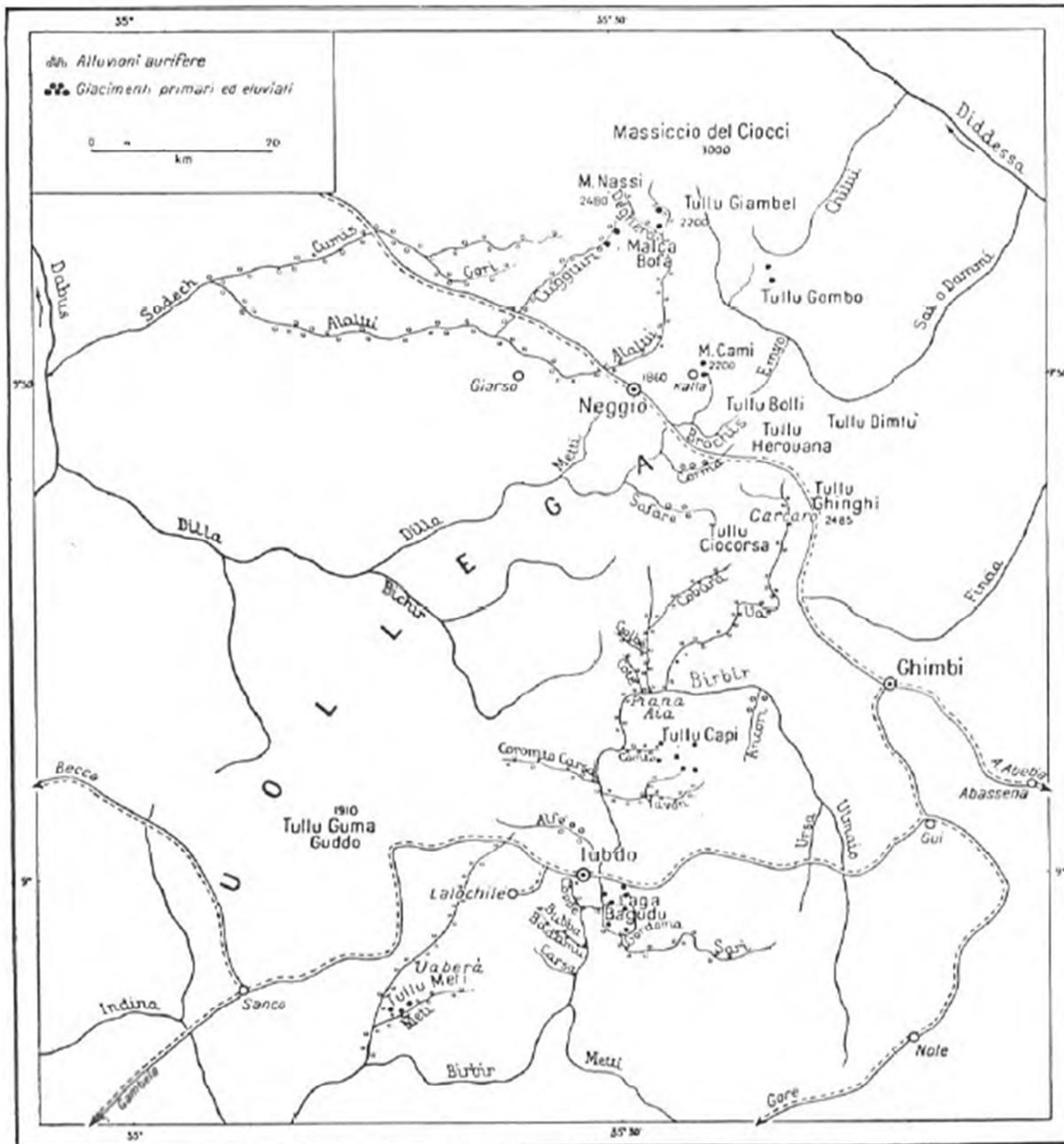


Figura 2: Giacimenti auriferi nella regione del Wallega, Oromia, Etiopia Occidentale (Usoni, 1952).

## 2. Tulu Kapi: prime notizie

L'oro è stato ricercato ed estratto nell'ANS per almeno 6000 anni, da centinaia di miniere antiche (Johnson et al., 2011; Klemm et al. 2001; Prasso 1939<sup>9</sup>). A partire da 3000 AC i Faraoni definivano l'Etiopia settentrionale come la Terra di Punt, ricca in risorse preziose come oro, mirra e avorio (Klemm, 2001). Non deve quindi stupire se agli inizi del secolo XX questi settori dell'Africa orientale furono al centro di una autentica febbre dell'oro (Maiocchi, 2015; Zaccaria, 2005). Già agli inizi del secolo in Egitto e Sudan erano all'opera numerose compagnie minerarie, mentre in Etiopia nel 1901 si era formata, con un capitale di un milione di franchi, la società *Mines d'or du Wallaga* con sede ad Anversa e regolarmente quotata in borsa<sup>10</sup> (Zaccaria, 2005).

Da lungo tempo il Wallega (fig.2) era considerato il paese più ricco in oro dell'Etiopia (Usoni, 1952): informazioni a riguardo si trovano nelle pubblicazioni di Cuméng e Robellaz (1898), Citerni e Vannutelli (1899) e Vannutelli (1903).

Le prime fasi di sfruttamento a Tulu Kapi non sono documentate in modo appropriato: Tulu Kapi e Yubdo erano placer attivamente coltivati da lungo tempo per oro e in seguito per platino (Molly, 1959). Nel 1938 A. Pollini, nella sua tesi su Tulu Kapi, cita la presenza di scavi e importanti modifiche della topografia valliva, dovute alle attività di estrazione dell'oro, anche di notevoli proporzioni, attribuite genericamente agli 'Egiziani'<sup>11</sup>.

E' quindi da dare per scontato che lo sfruttamento indigeno a Tulu Kapi preceda di molto le fasi di estrazione semi-industriale. È ugualmente probabile che i prospettori italiani abbiano raggiunto queste zone a seguito di indicazioni fornite da missionari nei primi anni del 900. Durante la sua spedizione esplorativa in Etiopia per conto della società *Mines d'or du Wallaga* nel 1904, il cremasco Arrigo Fadini, non cita mai Tulu Kapi nei suoi accurati diari, e si limita a descrivere le miniere presso Nejo (presumibilmente i giacimenti di Kata), localizzate circa 50 km a nord di Tulu Kapi (Coti Zelati, 2014).

<sup>9</sup> Da Prasso, 1939: "Benchè il Prasso sia stato il primo ad esplorare a fondo quelle contrade, ed ha portato alla luce quei grandi tesori da lungo tempo nascosti, dette ricchezze minerarie sono state già confermate da diversi altri viaggiatori. Malgrado che questi, non abbiano mai fatto altro che di passare sull'orlo di quelle vastissime concessioni. Mentre, se diamo uno sguardo ai libri antichi e anche a certi passaggi della Bibbia e di opere di personalità come: Herodotus, Strabo, Diocassius, Centurions, Plinio, Lenart e Bonomi, troviamo che tutti confermano che l'Etiopia, nei tempi antichi era il grande "Eldorado" e grande "Imperium" dell'oro, sin da tre o quattro mila anni prima di Cristo, allorquando in Etiopia vi erano già montagne, tutte bucate da lunghe gallerie, dalle quali già si estraeva il metallo prezioso".

<sup>10</sup>"Nel 1901 si formò anche la Abyssinian Exploration Company Limited, che aveva acquistato da Leontieff i diritti di ricerca su un milione di ettari e si era presentata al mercato con un capitale di 2.750.000 franchi. Tutte notizie che la stampa italiana seguiva con interesse. A questa società, in buona parte controllata da Alfred Ilg, si era affiancato, circa due anni dopo, il Sindacato Italiano d'oltre Mareb, formato il 27 settembre 1903. Nell'aprile dello stesso anno Menelik II aveva permesso al Sindacato Italiano una prima serie di lavori di ricerca su un territorio di centomila km<sup>2</sup>, estendendo il suo raggio d'azione anche ad attività non direttamente collegate a quelle minerarie come il commercio ed i trasporti". Da Zaccaria, 2005: L'oro dell'Eritrea, 1897-1914.

<sup>11</sup> Una più approfondita trattazione sulla storia antica dell'estrazione aurifera in Etiopia la si ritrova nell'opera "Raccolta di scritti e documenti relativi ad Alberto Prasso e alle sue scoperte di giacimenti minerari nell'ovest etiopico" (1939)

Più recentemente Tulu Kapi è stato menzionato da Danilo Jelenc nel suo libro *Mineral Occurrences of Ethiopia* del 1966. L'Autore cita la presenza di coltivazioni aurifere a piccola scala in numerosi siti sulla collina di Tulu Kapi (e attorno a essa), attribuendoli alla società italiana S.A.P.I.E., che li eseguì nel 1939.



SCAVI DI RICERCHE SUL MONTE KAPPY NELL'UOLLEGA



**Figura 3.** Foto a sinistra: scavi minerari presso il “Monte Kappy” (presumibilmente Tulu Kapi). Da Prasso 1939, ripreso da G. Civinini. 1936: “Sotto le piogge equatoriali, Jubdo, riva destra del Bibir 1° Giugno”. Foto a destra: cercatori d’oro locali a Tulu Kapi.

**TULU KAPI**

Tulu Kapi is located north 35° east and about 15 km. air distance away from Yubdo. Quartz inclusions occur in the Pre-Cambrian schists and contain gold-bearing pyrite and chalcopyrite; however, these quartz inclusions (or gangues), although large in size and extension, do not have high gold contents.

The workings are located on and around the Tulu Kapi hill and at Ankori about 2 km. to the east. Here the work has been confined to eluvial material and to some quartz veins.

The country rock is a fairly coarse-grained, hornblende granite, which changes towards Ankori into a darkened aplite (Dahlstrom, 1947). At the Ankori mine the country rock is a fine-grained diorite. Many quartz veins can be seen outcropping on the hillsides. According to reports (SAPIE, 1939), the following reserves were proved in the year 1939: 791,000 m<sup>3</sup> with 0.9 g./m.<sup>3</sup> giving 712 kg. of free gold and 156,000 m<sup>3</sup> with 2.83 g./m.<sup>3</sup>, giving 443 kg. gold.

On the south side of Tulu Kapi hill, an adit has been driven for some meters. The portal has now fallen in, so it is impossible to examine the workings, but there is some quartz from the drift lying in a pile outside it; Dahlstrom (1947) found 4.3 g./ton of gold in one of the specimens taken for analysis in 1947. The quartz contains vugs and cavities of limonite after pyrite. It is reported that a flat-sized nugget has been found at Ankori.



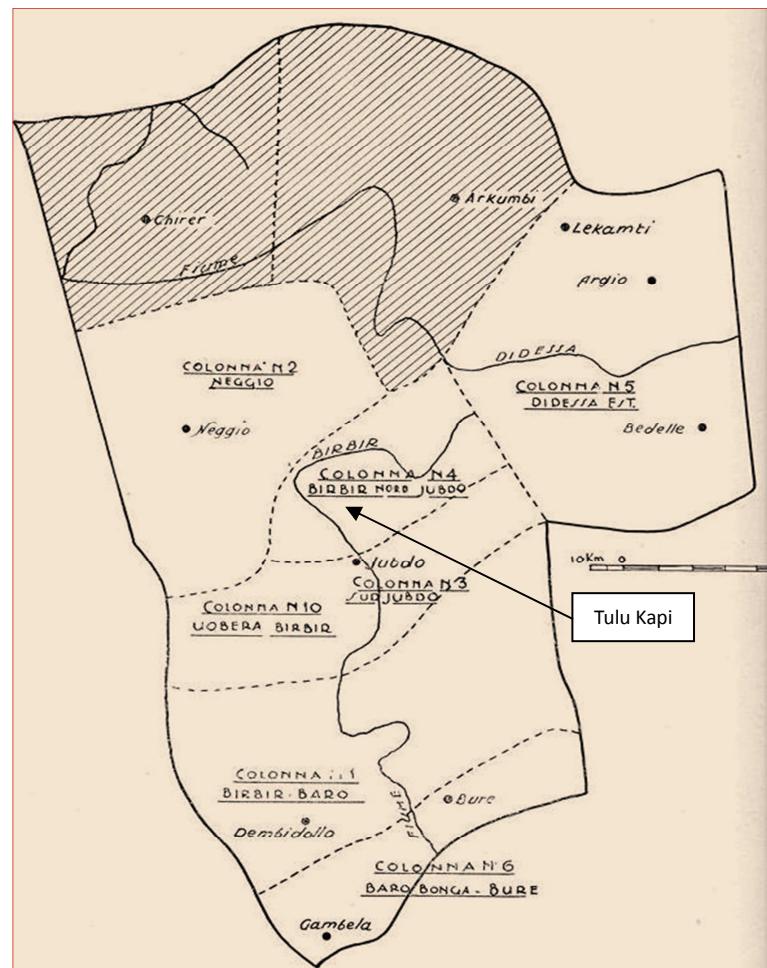
**Figura 4.** A sinistra: stralcio dal libro *Mineral Occurrences of Ethiopia*, riguardante Tulu Kapi. Nel 1939 la S.A.P.I.E. riportava riserve per 791.000 m<sup>3</sup> con tenore d’oro pari a 0.9 g/m<sup>3</sup>, equivalenti a 712 kg di oro “libero” (alluvionale o presumibilmente contenuto nel Saprolite<sup>12)</sup>, e 156.000 m<sup>3</sup> con 2,83 g/m<sup>3</sup>, equivalenti a 443 kg d’oro nella mineralizzazione primaria. Foto a destra: l’imbocco della galleria menzionata da Jelenc, resa nuovamente accessibile grazie ai recenti lavori di prospezione.

<sup>12</sup> Laterite

### 3. La S.A.P.I.E. (Società Anonima per Imprese Etiopiche)

Nel 1935, l'Italia fascista invase il Regno d'Etiopia, dando inizio a una guerra che si protrasse per vari mesi e che si concluse con l'annessione del paese all'Impero Coloniale Italiano, all'interno del quale rimase fino alla resa delle ultime guarnigioni Italiane a Gondar nel Novembre del 1941. Fin dal 1936 fu istituito un Servizio Minerario Coloniale (SMC) per procedere a una rapida esplorazione dell'Etiopia.

Il settore minerario era infatti strategico per l'autarchia nazionale, anche se in realtà le conoscenze preliminari delle potenzialità dell'Africa Orientale Italiana non davano adito a grandi speranze (Gagliardi, 2016). L'Ispettorato e i vari uffici dell'SMC avevano un proprio corpo di tecnici minerari e ingegneri. Il programma di sfruttamento mirava a un duplice obiettivo: nel breve periodo, valorizzare ciò che già si conosceva, promuovendo uno studio approfondito dei pochi giacimenti noti e riorganizzando le miniere attive; più a lungo termine, avviare la prospezione di tutti gli altri territori dell'Etiopia, delle cui disponibilità minerarie si sapeva poco. Si trattava di un programma di non facile realizzazione, perché richiedeva abbondanti mezzi tecnici e finanziari, prometteva guadagni molto differiti nel tempo e comportava grossi rischi, anche causa dell'instabilità politica della colonia. Il programma prevedeva la realizzazione di un ampio inventario di materie prime potenzialmente utili all'Impero, anche se i settori più promettenti sembravano essere quelli dell'oro e del platino.



**Figura 5:** La mappa illustra la dislocazione delle Colonne di Esplorazione Geomineraria della S.A.P.I.E. in Etiopia occidentale. Da "Giamenti Auriferi nell'Uollegra e nel Beni Sciangul (S.A.P.I.E., 1938). In uno dei passaggi del libro si legge: *"Durante le stagioni delle piogge, le colonne di ricerca, ridotte a otto, dislocate: due presso il centro minerario (platinifero) di Yubdo per l'elaborazione dei risultati ottenuti e completamento degli studi di carattere geologico e mineralogico, e le altre sei a Cata, Gordoma, Tullu Capi-Gulissò (Tulu Kapi), Uabera e Burè, per la continuazione dei lavori di ricerca e l'organizzazione di coltivazioni a tipo semi-industriale e a tipo indigeno, sotto la direzione ed il controllo dei tecnici S.A.P.I.E., e della raccolta dell'oro prodotto dalle coltivazioni 'familiari' indigene".*

anche se i settori più promettenti sembravano essere quelli dell'oro e del platino.

A tale scopo lo Stato promosse alcune società deputate all’opera di studio e sfruttamento delle risorse minerarie dell’Africa Orientale Italiana. La valorizzazione delle regioni occidentali dell’Etiopia fu affidata alla S.A.P.I.E.-PRASSO e alla Società Mineraria Italo-Tedesca (S.M.I.T.), frutto dell’accordo tra i due governi per esercitare un permesso di ricerca concesso dal Negus a una compagnia del Reich prima della guerra (Podestà, 2009).

L’infrastruttura operativa della S.A.P.I.E. aveva una chiara impostazione di stampo militare: i gruppi di prospezione, chiamati colonne, facevano riferimento alla direzione generale delle ricerche, con uffici presso Yubdo, ed erano coordinati da un ingegnere specialista. Sempre presso Yubdo si trovava il laboratorio per le analisi dei campioni raccolti nelle diverse fasi di prospezione. Ogni colonna, formata da circa 35/40 uomini sia italiani che indigeni (S.A.P.I.E., 1938), scortata da Ascari, si occupava di esplorare un distretto specifico (fig.5). La S.A.P.I.E. operò dal 1938 al 1941, percorrendo un totale di circa 30.000 km, esplorando i depositi alluvionali distribuiti lungo circa 3.000 km di corsi d’acqua, scavando oltre 5.500 pozzi di prospezione ed effettuando lo studio preliminare o sistematico di oltre 30.000 ha di piane alluvionali e eluviali. Furono inoltre iniziate coltivazioni in alcune delle aree risultate più interessanti, scavando tra l’altro oltre 100 km di canali per portare l’acqua ai vari cantieri (Usoni, 1952).

Nella zona di Tulu Kapi nel gennaio 1938 era attiva la colonna n° 4, il cui Capo Colonna era il geologo Alberto Parodi (fig.8). Il suo compito era effettuare prospezioni alluvionali presso la collina di Kapi (e presso Ankori, circa 2 km a est, Komto, Yaven, Buneya) e riattivare la “locale miniera abbandonata”. Come riportato in precedenza, in quest’area fece la sua tesi di laurea<sup>13</sup> il geologo Alfredo Pollini, che come Parodi era un discepolo di Ardito Desio<sup>14</sup>. Laureatosi, Pollini divenne in seguito Capo della Colonna n°16 (Fadda, 2017).

Le attività della S.A.P.I.E. presso Tulu Kapi furono focalizzate soprattutto allo sfruttamento del “placer aurifero”. I cantieri principali furono quelli di Kapi, Ankori e Tullu Guduma. Il lavaggio delle alluvioni e del saprolite fu possibile anche grazie alla costruzione di una apposita canalizzazione di lunghezza pari a circa 29 km, denominati canali “Ancori Alto”, “Ancori Basso” e “Facaccia<sup>15</sup>” (Usoni, 1952).

Per raggiungere uno dei corpi quarziferi principali, a giacitura verticale, furono realizzati anche pozzi esplorativi e almeno una galleria traverso-banco. Gli scavi e la galleria, anche se parzialmente occupati e nascosti dalla vegetazione tropicale, sono tuttora identificabili nella zona sud di Tulu Kapi (fig.4).

---

<sup>13</sup> La geologia della regione di Tullu Kapi, Ovest etiopico - Wallega - Milano novembre 1938.

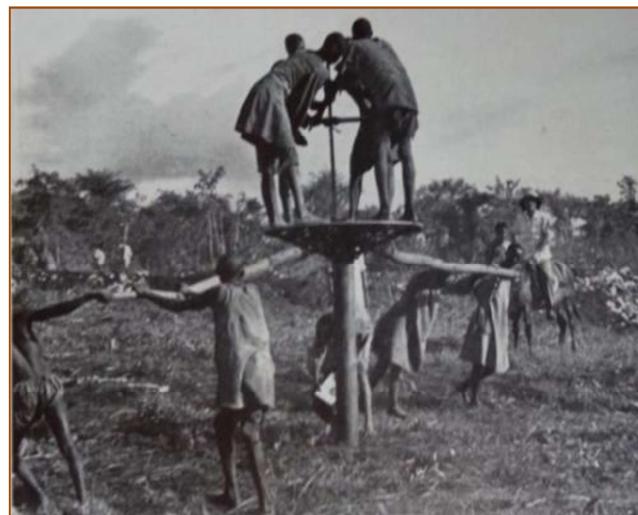
<sup>14</sup> Nel 1938 Ardito Desio si recò in Etiopia per svolgere ricerche minerarie volte a definire il potenziale platinifero e aurifero della colonia. A causa delle condizioni di scarsa sicurezza delle piste etiopiche la spedizione era scortata da militari. Ciononostante la spedizione fu aggredita, uno degli accompagnatori venne ucciso e l’equipaggiamento per le indagini scientifiche perduto. Desio tornerà in Etiopia l’anno successivo per continuare i rilievi geologici e fare indagini sui corpi di quarzo potenzialmente auriferi (ma non è noto se visitò anche Tulu Kapi). La missione in Etiopia si sarebbe dovuta concludere con una terza spedizione l’anno successivo, ma lo scoppio della guerra pose fine alle ricerche. Le vicende di Desio in Etiopia sono dettagliate in modo avvincente nel libro autobiografico ‘Sulle vie della sete, dei ghiacci e dell’oro’.

<sup>15</sup> Febacha



Pepita d'oro del giacimento di Tulu Kapi (Uöllega).  
Peso gr. 352. Grandezza naturale.

**Figura 6:** Nella zona di Tulu Kapi il cantiere meglio rifornito d'acqua era quello di Ankori, caratterizzato da eluvioni particolarmente potenti, ma tenori d'oro molto variabili (in genere fra 0.1 e 0.25 gr/m<sup>2</sup>). Ciononostante ad Ankori si rinvennero nel 1938 alcune grosse pepite, per un peso complessivo di 5 kg, fra cui una pepita di oltre 1,5 kg (Usoni, tav.I, 1952)



**Figura 7:** Esecuzione di perforazione tramite utilizzo del cosidetto "Banca Drill", finalizzata al raggiungimento della mineralizzazione primaria (vena di quarzo aurifero), durante le campagne di esplorazione S.A.P.I.E. in Etiopia (S.A.P.I.E., 1938).

Nel 1940 la produzione complessiva dell'Africa Orientale Italiana era pari a 465 kg d'oro, di cui 387 in Eritrea e 78 nell'ovest etiopico. Mussolini, che seguiva attentamente i progressi del settore minerario era apparentemente compiaciuto dei risultati ottenuti e riteneva possibile e raggiungere una produzione complessiva di 1000 kg d'oro annui.

Ma i risultati ottenuti furono in realtà modesti (Podestà, 2009). Le iniziative di sfruttamento minerario fecero registrare costi di produzione elevati, a causa della remunerazione della manodopera locale, più alta di quella delle zone confinanti, come lo Yemen e il Sudan, del costo elevato dei trasporti, dei combustibili e dell'energia elettrica, della necessità di pagare i diritti il transito attraverso il canale di Suez per il trasporto in Italia. Oltre a essere scarso nelle dimensioni, l'approvvigionamento di materie prime risultò quindi anche poco conveniente e talvolta meno competitivo degli acquisti sui mercati esteri (Gagliardi, 2016).



**Figura 8:** Un gruppo di foto scattate nel 1938 dai geologi A. Pollini e A. Parodi, quest'ultimo Capo Colonna della S.A.P.I.E. a Tulu Kapi.

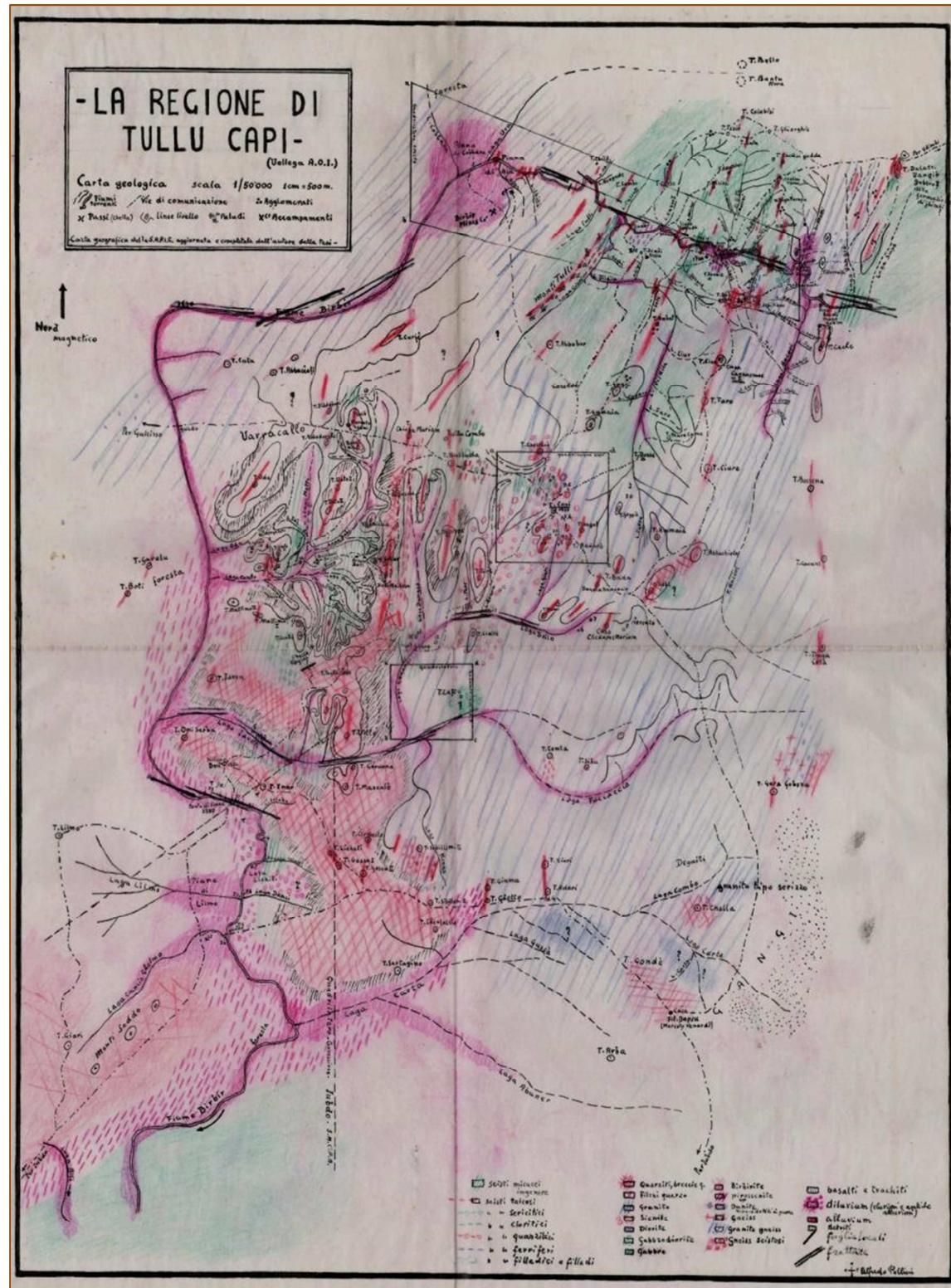


Figura 9: Carta geologica schematica della regione di Tulu Kapi (da Pollini, 1938).

A partire dal 1941, in conseguenza di questa situazione e della dichiarazione di guerra, l'attività della S.A.P.I.E., e lo sfruttamento italiano di Tulu Kapi, si interruppero. Non vi sono notizie di uno sfruttamento minerario da parte dei liberatori inglesi, mentre è presumibile che

l'estrazione dell'oro con metodi artigianali sia continuata indisturbata da parte della popolazione locale.

#### 4. Storia recente

La prima attività di esplorazione con metodologie moderne a Tulu Kapi ha inizio agli inizi degli anni settanta del secolo scorso, a seguito della creazione del Servizio Geologico Etiopico (GSE) nel 1968. Su impulso e con la supervisione dell'UNDP<sup>16</sup>, unitamente al GSE, si avviò un programma di rilevamento geominerario in una vasta area dell'Etiopia occidentale. Tra il 1969 e il 1972 i lavori furono condotti a livello prevalentemente regionale (prospezione strategica) e includevano il prelievo di campioni geochimici di suolo e "stream sediment", rilevamenti geofisici, rilevamenti geologici di dettaglio e sondaggi a carotaggio su alcuni target specifici (Tulu Kapi e le vicine località Ankori e Komto). A Tulu Kapi l'UNDP eseguì tre sondaggi a carotaggio, per un totale di 362 m, con i migliori risultati pari a 0.7 m contenenti 27 g/t d'oro e 2.2 m contenenti 3.1 g/t d'oro.

DATE	ACTIVITY	BY	FINDINGS
1930's	Gold mining took place largely by hydraulic.	Various Italian Firms	
1939	Assumed mining and sampling.	SAPIE	Estimated 1,155kg Gold 'Reserve' at a grade of 0.9 - 2.23 g/m <sup>3</sup> .
1947	Study.	Dahlstrom	4.3 g/t from adit samples.
1966	Study.	Jelenc	0.1 - 0.25 g/t contained in elluvial cover of Ankore.
1969	Soil sampling study.	Kochamasov	Arsenic anomalies reaching 2655 ppm.
1969	Geological mapping study.	Kazim from Ethiopian Mineral Survey	
1969 -1972	Various work including: geological mapping, soil sampling, geophysical survey and drilling.	United Nations Mineral Survey	Drillholes intersected gold and silver mineralisation; stream sediment sampling yielded 0.02 - 0.1 g/m <sup>3</sup> .
1970's	Exploration activities and resource estimation.	United Nations Development Programme (UNDP)	Demonstrated that anomalous gold grades continue for 1.2km along the shear structure. This was confirmed by an UNDP drillhole UN11 which intersected 0.7m of mineralisation at a grade of 27.0g/t some 570m north of the current drilling area along shear.
1996 - 1998	Various work including: detailed geological mapping, geophysical and geochemical survey, trenching, Mobile Metal Ion (MMI) sampling and drilling.	Tan-Range Exploration Corporation (TREC)	Soil sampling campaign mapped with ranges of 200 - 3200 ppb; drilling intersected numerous hydrothermal altered syenite mineralisation; MMI samples delineated various anomalous zones.
2000	Geological mapping study.	Alelu and Abebe	
2000 -	Preliminary Due Diligence, sampling, drilling etc sampling.	Golden Prospect Mining Company Limited (GPMC) - Current Operator.	Cause for further work.

**Figura 10:** tabella riassuntiva illustrante le varie società minerarie e le fasi di esplorazione con criteri moderni alternatesi a Tulu Kapi dagli anni 30' del secolo scorso fino al 2000 (Nyota Minerals Ltd; Venmyn Pty, 2009).

Malgrado fossero risultati incoraggianti, nel periodo dal 1973 al 1996 (corrispondente grossomodo alla durata del Regime Socialista del DERC, 74-93), non vi furono sviluppi significativi nelle regioni di Tulu Kapi e Yubdo.

In seguito la società di esplorazione canadese TREC (Tan Range Exploration Company), acquisì un permesso di ricerca, che includeva Tulu Kapi: il programma di esplorazione

<sup>16</sup> United Nations Development Project

condotto tra il 1996 e il 1998 includeva un limitato numero di sondaggi a carotaggio. Nel 1998 nonostante i buoni risultati, a causa sia del prezzo dell'oro particolarmente basso sia per lo scoppio della guerra tra Etiopia e Eritrea, ancora una volta la licenza veniva abbandonata.

Nel maggio 2005 un permesso di ricerca fu rilasciato alla società Minerva Resources, attraverso la sua controllata Golden Prospect Mining Company (GPMC)<sup>17</sup>

La GPMC intraprese una campagna di rilevamento di dettaglio, eseguì trincee, completò 34 sondaggi a carotaggio e condusse una campagna geofisica, integrando i nuovi dati così ottenuti con i risultati provenienti dalla precedente campagna di TREC.

Nel 2009 Minerva Resources fu acquisita da Dwyka Resources Ltd, il cui nome fu in seguito modificato in Nyota Minerals Ltd: GPMC divenne così una controllata di Nyota.

Incoraggiata da quotazioni dell'oro in costante aumento, tra il luglio 2009 e settembre 2011 Nyota intraprese un aggressivo programma di esplorazione e valutazione, i cui risultati furono elaborati da consulenti indipendenti in varie stime delle risorse (secondo i codici JORC 2012 e NI43-101). Nel maggio Nyota commissionò uno studio di fattibilità, impegnadosi contemporaneamente a condurre una ulteriore campagna di sondaggi (*infill drilling*) allo scopo di delineare una prima stima delle riserve aurifere.

## 5. Kefi Minerals Ethiopia

L'anno 2013 segna il crollo delle quotazioni dell'oro, con la chiusura del cosiddetto "Superciclo": nel mese di luglio il valore del metallo prezioso raggiunge il minimo da 10 anni<sup>18</sup>. Proprio in questo periodo avvengono i primi contatti tra Nyota Minerals, ormai in difficoltà a causa della mancanza di finanziamenti, e Kefi Minerals Plc, società di esplorazione (*junior explorer*) quotata alla borsa di Londra, con progetti auriferi in fase avanzata in Arabia Saudita.

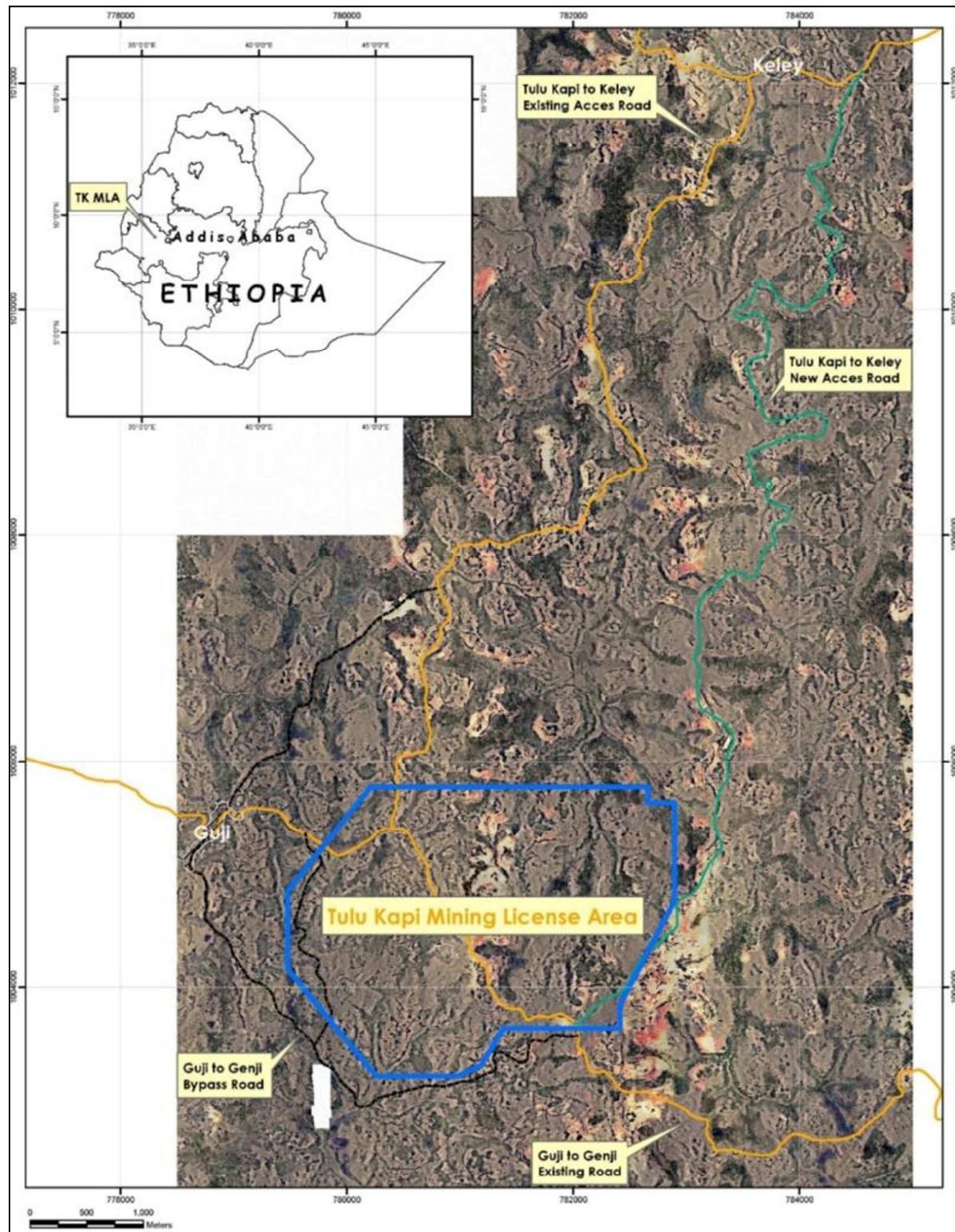
Nel dicembre 2013 Kefi Minerals acquisisce il 75% del progetto Tulu Kapi da Nyota. Nel settembre dell'anno successivo, in considerazione dei risultati positivi ottenuti dall'esame preliminare dei dati e dopo alcune ispezioni sul campo, Kefi completa l'acquisizione del rimanente 25%. Il governo etiopico si garantirà il 5% del progetto nell'aprile 2015, in coincidenza del rilascio della concessione mineraria alla controllata Kefi Minerals Ethiopia Ltd (KME).

Sin dal momento dell'acquisizione lo sforzo dei geologi KME è stato orientato al miglioramento del modello geologico del giacimento, allo scopo di ottimizzare il progetto di estrazione in considerazione di un prezzo dell'oro ormai stabilizzato su livelli sensibilmente più bassi rispetto al passato. Vengono quindi eseguite nuove indagini limitatamente alla zona centrale del giacimento tramite trincee e sondaggi a circolazione inversa (Kefi Minerals Ethiopia, 2014; Kefi Minerals, 2015). Il giacimento viene descritto come una sequenza di lenti sovrapposte, caratterizzate da alterazione quarzo-albite-pirite, ospitate all'interno di un'intrusione sienitica. A sua volta interessata da sciami di dicchi basici e sills.

---

<sup>17</sup> La licenza di esplorazione fu data a Golden Prospect Mining Company Ltd nel maggio 2005. Minerva fu fondata nel 2007 da GPMC e Palladex Ltd a Londra, senza cambiare il nome del titolare della licenza stessa.

<sup>18</sup> <http://www.mining.com/commodity-supercycle-is-essentially-over-citigroup-73028/>



**Figura 11:** Fotografia aerea illustrante la localizzazione della concessione mineraria Tulu Kapi (Kefi Minerals Plc, 2015).



**Figura 12:** Esempio di mineralizzazione aurifera su vena di quarzo presso Tulu Kapi (foto Nyota Minerals Ltd)



**Figura 13:** Esecuzione di un sondaggio a circolazione inversa presso il versante meridionale di Tulu Kapi  
(Foto Kefi Minerals Plc, 2014)

L'intrusione sienitica è limitata a est da un'importante zona di scorrimento (*Bedele Shear Zone*) che presumibilmente ha costituito una via preferenziale per il movimento dei fluidi mineralizzanti. La mineralizzazione è caratterizzata da una mineralogia piuttosto semplice, che comprende oro e argento associati a pirite e a minori quantità di galena e sfalerite, e si estende verticalmente per uno spessore di oltre 500 m. Attualmente il limite verticale della mineralizzazione non è conosciuto.

Le risorse, calcolate utilizzando le linee guida del codice JORC 2012, ammontano a 20,2 milioni di tonnellate con tenore medio pari a 2,65 g/t d'oro, equivalenti a 1,72 milioni di once (circa il 94% delle risorse si trova nella categoria “indicate”).

Le risorse sono state suddivise in superficiali (al di sopra della quota 1.400 m slm), coltivabili a cielo aperto, e profonde (al di sotto della quota 1.400 m slm) coltivabili in sotterraneo. Le riserve sono state calcolate in base alle risorse indicate al di sopra della quota 1.400 m slm, e ammontano a un totale di 15,4 milioni di tonnellate con tenore pari a 2,12 g/t d'oro, equivalenti a 1,05 milioni di once.

Il progetto di coltivazione prevede un *open pit* convenzionale con annesso un’impianto di trattamento per cianurazione (sia CIL che *heap leach*<sup>19</sup>). Le porzioni più profonde del giacimento sono coltivabili in sotterraneo grazie anche alle buone qualità geomeccaniche della sienite incassante. Inoltre il tenore medio d’oro e lo spessore delle lenti mineralizzate tendono a aumentare in profondità (Kefi Minerals, 2016).

Il limite della mineralizzazione in profondità non è noto, ma è importante rilevare che i sondaggi perimetrali continuano a intersecare la porzione più profonda

Kefi Minerals ha attualmente finalizzato le procedure di finanziamento del progetto e si avvia a compiere i passi necessari per iniziare la coltivazione mineraria a Tulu Kapi.

## 6. Conclusioni

La storia della “scoperta” del giacimento aurifero Tulu Kapi è il risultato di diverse fasi di esplorazione, avvenute durante un lungo periodo di tempo. Lo Scudo precambrico Nubiano è noto per ospitare migliaia di manifestazioni aurifere, sfruttate già nell’antichità: questo ha suscitato l’interesse dei primi prospettori italiani. L’alternarsi di conflitti mondiali e locali, in combinazione con fattori economici, ha ritardato la definizione delle riserve aurifere. La lunga storia della "scoperta" ha coinvolto almeno sette entità; S.A.P.I.E., UNDP, GSE, Gamma Tan, Minerva, Nyota e Kefi. A distanza di oltre 80 anni dalle prime attività di estrazione gestite dalla S.A.P.I.E., la società inglese Kefi Minerals è pronta a avviare su scala industriale e moderna la coltivazione del giacimento. Così come nel passato, i tecnici italiani o italo-australiani, che attualmente agiscono per la società inglese ricoprono un ruolo fondamentale nello sviluppo di questo giacimento.

## 7. Ringraziamenti

Desidero ringraziare il Prof. Sandro Tocco, il Dott. Giuseppe Pipino, il Dott. Aurelio Fadda e il Prof. Giovanni Grieco per l’attenta rilettura del testo e i preziosi contributi. Ringrazio infine la società Kefi Minerals per aver consentito la pubblicazione di dati e immagini relative al progetto Tulu Kapi.

---

<sup>19</sup> Cianurazione in cumulo



**Figura 14:** L'autore (a sinistra) in compagnia del geologo Tadesse Aregay, durante una pausa nella fase di rilevamento degli affioramenti a Tulu Kapi (foto dell'autore).

## Bibliografia

- Citerni C., Vannutelli L., 1899: *L'Omo. Seconda Spedizione Bòttego. Viaggio di esplorazione nell'Africa Orientale*. Hoepli, Milano
- Coti Zelati E., 2014: *Un Cremasco alla ricerca dell'oro: Arrigo fadini e i suoi appunti di viaggio da Crema al Wallaga (28 gennaio–17 giugno 1904)*. Rivista del Museo Civico di Crema. Ed. Insula Fulcheria, pp.178–193.
- Cuméngé E., Robellaz F, 1898: *L'or dans la nature*. Parigi, Vicq et Dunot.
- Desio A., 1940: *Prime notizie sulla mineralizzazione aurifera dell'Uollega e del Beniscianguil (A.O.I.)*. Bollettino della Società Geologica Italiana, Vol. LIX, Tav. V.
- Desio A., 2013: *Sulla via della sete, dei ghiaccie dell'oro. Avventure straordinarie di un geologo*. Corbaccio editore.
- Fadda A., 2017: *L'Africa di Mio Padre. 10 anni di lavoro, guerra e prigionia fra Africa e India, 1936-1949*.
- Gagliardi A. 2016: *La mancata «valorizzazione» dell'impero. Le colonie italiane in Africa orientale e l'economia dell'Italia fascista*. "Storicamente", 12 (2016), no. 3. DOI: 10.12977/stor619 (<http://dx.doi.org/10.12977/stor619>)
- Johnson P.R., Zoheir B.A., Ghebreab W., Stern R.J., Barrie C.T., Hamer R.D., 2017: *Gold-bearing volcanogenic massive sulfides and orogenic-gold deposits in the Nubian Shield*. Articolo in South African Journal of Geology·March 2017.
- Johnson P.R., Andresen A., Collins A.S., Fowler A.R., Fritz H., Ghebreab W., Kusky T., Stern R.J., 2011: *Late Cryogenian–Ediacaran history of the Arabian–Nubian Shield: A review of depositional, plutonic, structural, and tectonic events in the closing stages of the northern East African Orogen*. Journal of African Earth Sciences.
- Jelenc D., 1966: *Mineral Occurrences of Ethiopia*. Ministry of Mines of Ethiopia.

- Kefi Minerals Ethiopia, 2014: Annual exploration report, Tulu Kapi license (no.127-128/97), Oromia region, Western Ethiopia. Inedito.*
- Kefi Minerals Plc: *Annual report 2015.*
- Kefi Minerals Plc: *Annual report 2016.*
- Klemm, D., Klemm, R., Murr, A., 2001: *Gold of the Pharaohs – 6000 years of gold mining in Egypt and Nubia.* Journal of African Earth Sciences 33, 643–659.
- Macmillan P., 2016: Ethiopia. Nel libro: *The Statesman's Yearbook*, pp.450-454.
- Maiocchi R., 2015: *Italian Scientists and the war in Ethiopia.* Rendiconti Accademia Nazionale delle Scienze, Memorie di Scienze fisiche e Naturali, Vol XXXIX, Parte II, Tomo I, pp. 127-146.
- Mazzotti S., 2011: *Esploratori Perduti. Storie dimenticate di naturalisti italiani di fine Ottocento.* Codice Edizioni, Torino
- Molly E.W, 1959: *Platinum deposits of Ethiopia.* Vol. 54, 1959, pp. 467-477.
- Nyota Minerals Ltd, Venmyn Pty, 2009: *Preliminary, Desktop, Scoping study on the Tulu Kapi gold project, Ethiopia.* Inedito.
- Nyota Minerals LTD: *Annual report 2013.*
- Podestà G.L., 2009: *Da coloni a imprenditori. Economia e società in Africa Orientale Italiana. Da "Imprenditorialità e sviluppo economico. Il caso Italiano. (Secc. XIII-XX)".* Amatori F., Colli A., EGEA Milano, pp.1069–11094
- Pollini A, 1938: *La geologia della regione di Tullu Capi, Ovest etiopico – Wallega.* Tesi di Laurea, Milano.
- Prasso A, 1939: *Raccolta di scritti e documenti relativi ad Alberto Prasso e alle sue scoperte di giacimenti minerari nell'ovest etiopico.* Industrie Grafiche Abete, 5 Febbraio XVII.
- S.A.P.I.E., 1938: *Giacimenti auriferi nell'Uollegra e nel Beni Sciangul.* Mostra Autarchica del Minerale Italiano, Roma, Anno XVII.
- Usoni L., 1952: *Risorse minerarie dell'Africa Orientale: ufficio studi del Ministero dell'Africa Italiana.* Jandi Sapi Editori, Roma.
- Vannutelli L., 1903: *L'Uollegra e l'industria mineraria.* Bollettino della Società Geografica Italiana, Vol. XXXVII, Roma.
- Zaccaria M., 2005: *L'oro dell'Eritrea, 1897-1914.* Africa, LX, 1, pp.65-110