

4^{ta}
EDIZIONE

23 e 24 giugno 2017, Iglesias

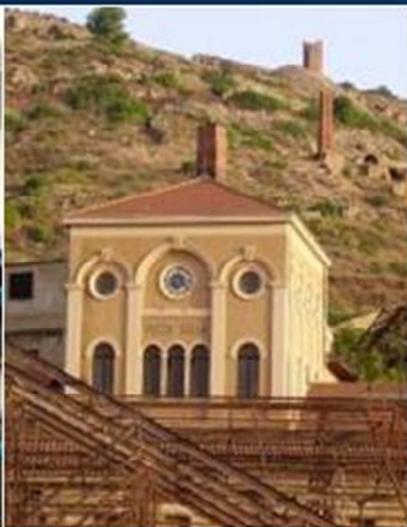


L'Associazione Mineraria Sarda e l'Ordine degli Ingegneri di Cagliari
presentano il quarto simposio:

Attività Minerarie nel bacino del Mediterraneo



Con il patrocinio di:



Aula Magna Consorzio Ausi, Palazzo Bellavista, Miniera Monteponi
IGLESIAS, Sardegna



IV SIMPOSIO
“ATTIVITA’ MINERARIE
NEL BACINO DEL MEDITERRANEO”

23 – 24 Giugno 2017

Aula Magna Consorzio AUSI

Palazzo Bellavista

Monteponi – IGLESIAS

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

Presidente : Enrico Contini

ISBN: 9788897214014

Phone – Fax: +39 0781 22387; Mobile: +39 348 9014006;

email: segreteria@associazioneminerariasarda.it

Comitato Scientifico

Dott. Geol. Fabio GRANITZIO

Dott. Geol. Stefano NAITZA

Dott. Ing. Giampaolo ORRU’

Dott. Ing. Marco ORUNESU

Prof. Geol. Sandro TOCCO

Dott. Ing. Antonio ZUCCA

Segreteria Organizzativa:

Dott. Giampaolo ATZEI

Sig. Erminio COCCO

Dott. Giorgio MADEDDU

Dott. Ing. Massimiliano MANIS

Associazione Mineraria Sarda



Via Roma 39 - 09016 Iglesias - CA - Italy

INDICE

LA CULTURA MINERARIA AD IGLESIAS TRA IL XIX E IL XX SECOLO: IL CONTRIBUTO DI LORD THOMAS ALNUTT BRASSEY	5
LEGISLAZIONE ED INDIRIZZI IN TEMA DI VALORIZZAZIONE DEL PATRIMONIO MINERARIO DISMESSO: UNA PANORAMICA NAZIONALE, ALLA LUCE DELLE LEGGI REGIONALI E DEI DIVERSI SCENARI TECNICO-ECONOMICI ATTUABILI.....	11
METODI GRAVIMETRICI NELLA PIANIFICAZIONE TERRITORIALE IN AREE MINERARIE – IL CASO DI IGLESIAS	22
IL PROGETTO “GESSI E SOLFI DELLA ROMAGNA ORIENTALE”: STUDIO E DOCUMENTAZIONE DELLE ANTICHE MINIERE DI ZOLFO DELLA ROMAGNA ORIENTALE.	34
TRATTAMENTO DI FANGHI DI JAROSITE, RESIDUI DELLA PRODUZIONE DELLO ZINCO, ED ESTRAZIONE DI COMPOSTI VALORIZZABILI, MEDIANTE PROCESSI PIROMETALLURGICI	45
TRATTAMENTO DI RESIDUI DELLA LAVORAZIONE DELLA BAUXITE, PRODOTTI MEDIANTE PROCESSO BAYER, E RECUPERO DI MATERIALI MEDIANTE PROCESSI PIRO-IDROMETALLURGICI	49
PROBLEMATICHE IDROGEOLOGICHE, IDRAULICHE E AMBIENTALI NELLA MESSA IN SICUREZZA DI UNA MINIERA PROFONDA - CASO DELLA MINIERA DI RAIBL.....	55
L'ATTIVITÀ DELLA BRITISH FLUORSPAR LTD NEL PEAK DISTRICT NATIONAL PARK (UK) .	70
LA COLTIVAZIONE DI TALCO PREGIATO NELLA MINIERA DI FONTANE (TO): ATTUALITÀ E SVILUPPI STORICI	82
IL PROGETTO MINERARIO DI ZN-PB-AG A GORNO (BG) – STATO DELL'ARTE.....	98
A SUSTAINABLE APPROACH TO SEDIMENT DEWATERING.....	106
RECOVERY OF COAL MINING RESIDUES TO MAXIMIZE RESOURCE UTILIZATION AND ELIMINATE WASTE.....	106
FROM SAN GIOVANNI TO LAURIUM: A CASE OF MINING TECHNIQUES' CIRCULATION IN THE MEDITERRANEAN (1932-33).....	114
CHARACTERIZATION OF EXTRACTIVE WASTE FACILITIES FOR SRM RECOVERY FROM MINING SITES: CASE STUDIES FROM THE SMART GROUND PROJECT	123
ASPETTI GEOLOGICO-STRUTTURALI E GIACIMENTOLOGICI DEI LAPIDEI ORNAMENTALI: IL CASO DEL BACINO ESTRATTIVO DEL GRANITO ROSA BETA NELLA SARDEGNA SETTENTRIONALE	132
IL SITO ESTRATTIVO DI CALA FRANCESE (LA MADDALENA, ITALIA): ASPETTI STORICI E GEOLOGICI	140

LE DISCARICHE FANGHI ROSSI DI MONTEPONI: QUADRO AMBIENTALE E POSSIBILITÀ DI BONIFICA	151
IL GEOLOGO DI ESPLOAZIONE NELL'INDUSTRIA MINERARIA: UNA RIFLESSIONE.....	170
“ORO INVISIBILE” IN SARDEGNA: BREVE CRONISTORIA DELLA SUA INDIVIDUAZIONE.....	177

LA CULTURA MINERARIA AD IGLESIAS TRA IL XIX E IL XX SECOLO: IL CONTRIBUTO DI LORD THOMAS ALNUTT BRASSEY

La Storia racconta che in Sardegna, fin da epoche remotissime, si praticava il lavoro in miniera. Durante la preistoria l'attività estrattiva è documentabile dal sesto millennio a.C., quando l'estrazione e la lavorazione dell'ossidiana avveniva in circa 160 insediamenti per poi essere esportata verso le coste dell'Italia settentrionale e della Francia meridionale.

E' nel terzo millennio a.C. che la tecnica di estrazione si è perfezionata, probabilmente grazie all'importazione di nuove conoscenze metallurgiche e tecniche minerarie. Tra il X e l'VIII secolo a.C. Cartaginesi e Fenici, durante le loro esplorazioni nel Mediterraneo, conobbero la Sardegna e ne sfruttarono le ricchezze minerarie, soprattutto quelle dell'iglesiente.

In un periodo successivo, anche i Romani si interessarono alla Sardegna nell'ambito delle lotte contro Cartagine per il predominio sul Mediterraneo. Alla fine della I guerra Punica (241 a. C.), Roma ottenne la Sicilia, ma la Sardegna restava un obiettivo di primaria importanza tanto che per due volte fu tentato lo sbarco nell'isola, ma senza successo. Nonostante ciò, i Romani elevarono al rango di Provincia la Sardegna e Corsica nel 227 a. C., pur non avendone il pieno controllo. I sardi, ritiratisi nell'entroterra, iniziarono una guerriglia di difesa contro gli invasori romani, che riuscirono a controllare solo le coste e alcune aree come il Sulcis.

Lentamente il dominio romano si diffuse, senza però mai piegare le aree centrali dell'isola, ma lo sfruttamento minerario in età imperiale riguardava parecchie zone della Sardegna.

Nel corso dei secoli si verificò un'evoluzione delle tecniche di scavo ed estrattive, ma non è questa la sede per analizzarle. Ci limiteremo ad affermare che l'isolamento vissuto dalla Sardegna nell'alto medioevo (subito dopo la morte dell'Imperatore Giustiniano, 565 d.C), costrinse i sardi ad autodeterminarsi. Nacquero così i quattro giudicati di Karalis, Torres, Gallura e Arborea. Si trattò di autentici regni autonomi, con propri confini, proprio Parlamento, proprie leggi, propria moneta, propria dinastia regnante. L'isolamento ebbe una lunga durata e fu interrotto dall'infeudazione dell'ipotetico "*Regnum Sardiniae et Corsicae*" che papa Bonifacio VIII effettuò a favore del re d'Aragona Giacomo II, per porre fine alla guerra del Vespro (1297) che vedeva Angioini e Aragonesi contrapposti per il possesso della Sicilia. Si trattava però di un Regno inesistente che il sovrano iberico doveva conquistare. La prima spedizione di conquista avvenne nel 1324 con lo sbarco delle truppe aragonesi, guidate dall'erede al trono Alfonso, nelle coste del Sulcis. La città di Villa di Chiesa fu assediata e strappata al controllo dei Pisani. Da quel momento ebbe inizio una lunghissima guerra che ebbe la durata di circa 80 anni e che vide la Fortuna assistere, di volta in volta, i sardi (guidati dal Giudicato di Arborea) o gli aragonesi. La vittoria definitiva da parte degli aragonesi giunse nel 1409, dopo la battaglia di Sanluri. Durante tutti questi anni, l'area mineraria intorno ad Iglesias fu sfruttata dai Pisani e poi dagli Aragonesi. Tanto che lo sfruttamento minerario venne regolato all'interno del corpus legislativo della città denominato *Breve di Villa di Chiesa*.

Lo sfruttamento minerario proseguì in epoca Spagnola e poi, a partire dal 1720, in epoca Sabauda. All'indomani dell'unificazione d'Italia (1861), venne istituita una Commissione d'Inchiesta per indagare sulle condizioni socio - economiche della Sardegna. Nel 1869 la Commissione, per ben due volte, giunse in Sardegna e in particolare analizzò la situazione in cui versava il Sulcis. Dalle analisi ci si rese conto che i sardi erano in grado di svolgere solo mansioni di fatica, ma non di tipo specialistico poiché nessuno di essi aveva una preparazione tecnica adeguata. Con un Regio Decreto fu istituita ad Iglesias una Scuola Mineraria per Capi Minatori e Capi Officina che, a partire dal 1871, iniziò il suo percorso di vita. La Storia della Scuola Mineraria è strettamente legata alla Storia dell'Associazione Mineraria Sarda; nata nel 1896, e dal 1906 la sua sede è una bellissima villa in stile liberty che si erge al fianco della Scuola Mineraria. Storicamente, i membri dell'Associazione Mineraria erano tutti ingegneri minerari, i quali svolgevano attività scientifica di alto livello ed

avevano necessità di poter contare su un luogo dove fosse possibile concretizzare la ricerca scientifica, attraverso pubblicazioni, conferenze e incontri, ma anche più semplicemente di un sito esclusivo in cui ci si potesse scambiare esperienze reciproche inerenti l'attività mineraria. Tra i vari Presidenti figura anche lord Thomas Alnut Brassey, al quale si deve una importante clausola nell'atto di costituzione della sede dell'Associazione: il divieto di alienazione della palazzina e, nel caso di scioglimento societario, la proprietà su di essa passerebbe alla Congregazione di carità di Iglesias. Dal canto suo, l'ing. Asproni, mise la condizione che l'Associazione non si sarebbe mai potuta spostare da Iglesias.

Lo stretto legame tra la Scuola Mineraria e l'Associazione Mineraria è determinato dal fatto che la prima era direttamente controllata dalla seconda, infatti gli insegnanti erano nominati dall'Associazione, che si impegnavano a versare ogni anno una forte somma per garantire l'esistenza della Scuola.

In quasi 146 anni di vita, la Scuola ha formato, e forma ancora oggi, tecnici specializzati che prestano il loro servizio qualificato in tutta Italia, ma anche nel mondo. Ovviamente i programmi e gli obiettivi didattici, nel corso di quasi un secolo e mezzo di vita, sono cambiati e si sono adeguati ai tempi, alle esigenze e alle nuove tecnologie.

Gli studenti qui presenti oggi hanno effettuato un viaggio virtuale nel tempo e hanno ricostruito, brevemente, la storia della Scuola, che tanto ha onorato la città di Iglesias e la Sardegna. Ci sia consentito di affermare che senza la Scuola Mineraria di Iglesias, che è ancora viva, oggi nessuno di noi sarebbe qui a questo Simposio internazionale. Grazie in anticipo per l'attenzione che presterete agli Studenti, che si affacciano alla vita e che ripongono tante speranze nel Futuro e anche in tutti coloro che, tra voi, vorranno dare loro dei consigli, utili per gli studi a venire e per la vita di domani.

Giuliana Mallei

Martina Fanari

(Docenti dell'I.I.S. Minerario "Asproni-Fermi" Iglesias)

Bibliografia di riferimento

Meloni Piero, *La Sardegna Romana*, Cagliari, 2013.

Boscolo Alberto; *La Sardegna Bizantina e Alto Giudiciale*, Sassari, 1978.

Casula Francesco Cesare, *La Sardegna Aragonese*, Sassari, 1990.

Sorgia Giacarlo, *La Sardegna Spagnola*, Sassari, 1987.

Sole Carlino, *La Sardegna Sabauda nel Settecento*, Sassari, 1984.

Quintino Sella, *Relazione alla Commissione Parlamentare d'Inchiesta sulle Condizioni dell'industria mineraria nell'isola di Sardegna*, Firenze, 1871.

Ravani Sara, *Il Breve di Villa di Chiesa*, Cagliari, 2011

Partridge Frank, *T.A.B. A Memoir of Thomas Alnut Second Earl Brassey*, London, 1921.

History of the Royal Mining School

The Royal Mining School was founded in Iglesias on the 30th August 1871, thanks to the Minister of Finances, Quintino Sella, who came to Sardinia to write a report on the conditions of the mining industry on the island.

Other people who helped to found the school were the MP Eugenio Marchese and other Members of Parliament.

Quintino Sella highlighted the need to create a school to educate miners and technicians.

This idea was born because the miners who used to work in the mines in Sulcis area all came from the rest of Italy and from abroad while Sardinian people were exploited only for hand work also because of their low level of education.

The Italian Parliament established the school on the 26th August 1871.

Initially the building chosen to host the school was the ex Friars' Convent, in front of the present school.

The school used to host the offices of the Sardinian Mining Association too.

However, since the old premises were in bad conditions, a new structure was built to host two big halls for the museum and the mining association together with the school classrooms.

The new school, frescoed in liberty style, was designed by the engineer Giorgio Asproni, who also contributed to financing the school construction. The plot of land was donated by the Sardinian Mining Association and the furniture and money for tools and instruments were given by the City Council.

The present building was inaugurated in 1911 and the classes of the oldest courses (Geotechnical and Chemistry) are still held there.

Historical photos of the building are hung along the corridors where old tools and instruments of the laboratories are displayed in the many showcases.

The Headmaster's office is a wide and bright room, decorated with prestigious and antique furniture.

In the past, the school received many prizes and recognitions: for example a **gold** medal at the Universal Expo in Paris in 1878 (just seven years after the foundation of the school) and the medal sent by President Napolitano in 2011 for the 140th Anniversary of the School foundation.

The school library is next to the Headmaster's office; the books in the Library belong to the school and are divided by Subject.

Several commemorative plaques are hanged along the walls of the upstairs hall; the most important is the one in memory of the students of the school who died during the First World War (1915-1918).

Quintino Sella is commemorated with a bust, (the prototype of the one in the main square in Iglesias – Piazza Sella) while Giorgio Asproni is commemorated with a bronze mold.

Enrico Milia

(Studente I.I.S.Mineraio "Asproni-Fermi" - Iglesias)

Sardinian Mineralogical Museum

At the entrance of the Mineralogical Museum, you can see the historic flag of the Mining School; it is positioned on a pole with our school silver low relief decorated emblem. The silver for the flag pole was donated by the City councils of Iglesias, Carloforte, Fluminimaggiore, Gonnese, Santadi, Teulada and by the Directors and Employees of the surrounding mines in 1908.

The Museum is divided into two rooms separated by a garden, in the first room fossils from all over the world are displayed in the showcases, while in the second room only Sardinian minerals and fossils are. They are divided in the display cases according to their "family".

Inside the Museum ancient laboratory tools, like for example the vacuum pump and the electricity production machine are also kept. All the school collections are donations from former students, teachers or private people.

In the last room you can see the hammer belonging to Alberto La Marmora and under it the mineralogical map of Sardinia, made by the famous geologist, author of the well-known book *Voyage en Sardaigne*.

The museum hosts a total of 3800 mineralogical and petrographic finds and fossils coming from all over the world, displayed on an exposition surface of 350 linear meters. The museum is also enriched by a collection of about a hundred archaeological finds coming from the mining activity of Nuragic, Phoenician and Punic, Roman, Medieval Pisan and Aragonese time.

At the moment the museum is not accessible to the public because the first room under re-qualification works that are estimated to be finished by the end of the summer and it will be equipped with modern technological display systems. The historical display cases will still be used with a blended modern and ancient effect like the best international museums.

Enea Pilia

(Studente I.I.S. Minerario "Asproni-Fermi" - Iglesias)

The basement of the School

In the school basement, there is a 'teaching tunnel' which was a gallery used as a lab for the students to study the mining support, the excavation techniques and mining methods.

In the early 1920s, the School Council decided (that) the students needed to practice the work in the mines. So, in the early 1930s, the practice in the underground tunnel started.

The students dug a 'teaching tunnel' after studying the different types of mining method and mining support in class.

During the Second World War, when the upstairs floor of the school was confiscated by the City Council and by the military authorities, lessons took place in the basement and the tunnel was used as an anti-aircraft shelter.

The gallery develops for about 300 metres and one of its branches used to lead to the old Santa Barbara Hospital, where the present Town Hall is. That branch of the gallery is currently closed due to a fall down. During the war the gallery was a safe place to host the patients of the hospital. For this reason, two operating theatres were set up: a delivery room where some children were actually born and an infirmary, (or an operating theatre) which, luckily, was never used.

Today, the tunnel is in need of maintenance but, unfortunately, bureaucracy and the permanent lack of money for culture keep postponing this intervention.

The school basement is still used today for Geotecnic classes. In the basement, old utensils, machinery and equipment that were used in the past are also displayed in the rich Museum of Mining Art.

Giorgia Fadda

(Studentessa I.I.S.Mineraio "Asproni-Fermi" - Iglesias)

Lord Brassey

Thomas Allnutt, Second Earl of Brassey, was an English nobleman, son of Thomas Brassey, the First Earl of Brassey and Lady Anna.

In 1899 his family bought Pertusola Ltd, a company made of four businesses including the mining area in Ingurtosu.

At that time, Pertusola and Gennamari-Ingurtosu were two of the most important mining areas in Sardinia together with Montevecchio and Monteponi mines. The output of Lord Brassey's mines was zinc and lead.

In 1921 Frank Partridge, Prebend of Sidlesham, wrote a Memoir of Thomas Allnutt Brassey, to account for the many accomplishments of the Earl, two years after his death.

Partridge says that Lord Brassey found his Utopia in Sardinia, which was "one of the greatest joys of his life". When he first arrived, the Earl was fascinated by the scenery of Sardinia.

Being a foreigner, when he reached Ingurtosu, he was escorted for some time by a couple of Carabinieri. He often 'lost' them to be more independent but the risk, at that time, was to be attacked by 'brigants'.

However, Lord Brassey soon became a respected figure in the community of Ingurtosu, both for his role and for his achievements. According to Partridge, the Earl found Sardinian people "mild in character, hardworking and hospitable", but he also found some difficult situations.

For example, when Lord Brassey took over Pertusola and Gennamari-Ingurtosu, the miners lived and worked in very poor conditions and the management of the company was inadequate.

So, he decided to improve some aspects of the miners' living and working conditions and of the mine management.

As for the former, Lord Brassey tackled problems as follows:

Housing: since miners lived in shacks close to the mine, good houses were built and miners paid a fair rental. People were also encouraged to cultivate a piece of land and to take care of the garden.

Healthcare: Lord Brassey invested in improving sanitation and in the building of the first hospital.

Moreover, malaria was widespread because of backwater. Quinine started to be used, houses were built on the hill, far from the mine and they were provided with something similar to mosquito nets.

Education: there was little education and a high percentage of illiteracy. Lord Brassey contributed to enhance Elementary education.

Religious needs: Lord Brassey had the Santa Barbara church erected, after obtaining the necessary money from the bishop of Cagliari.

As for the mine management, Lord Brassey's work resulted in an increase in the output also thanks to his investing in new modern machinery, in a better organization of the work, the prevention of accidents and the fight against laziness, inefficiency and incompetence in the work.

According to Partridge, Lord Brassey believed that "A contract must allow for profit to both parties if it is to last". For this reason he invested in the miners' wellbeing, which resulted in a positive and fruitful relationship with his workmen.

Indeed, miners liked Lord Brassey both as a manager and as a man and in 1905 he became the president of the "Circolo Operaio" (Workmen's Club), which had three main aims: to advance education of workmen; to prevent useless strikes and to establish the Mutual Provident Association (to guarantee mutual aid among the miners and support for their families)

Unfortunately, Lord Brassey died prematurely in London at the age of 54. In Montevecchio there's a memorial to honour him and here is a short poem composed by the miners to celebrate a great man and manager.

Giorgio Mocci

(Studente dell'I.I.S. Minerario "Asproni-Fermi" Iglesias)

LEGISLAZIONE ED INDIRIZZI IN TEMA DI VALORIZZAZIONE DEL PATRIMONIO MINERARIO DISMESSO: UNA PANORAMICA NAZIONALE, ALLA LUCE DELLE LEGGI REGIONALI E DEI DIVERSI SCENARI TECNICO-ECONOMICI ATTUABILI

CLAUDIA CHIAPPINO ⁽¹⁾

⁽¹⁾ **Ingegnere Minerario, SET – Sviluppo Engineering Territorio**

La chiusura della maggior parte delle miniere italiane ha generato una serie di problematiche ambientali e di sicurezza di difficile gestione, sia per gli ingenti costi di recupero che per il contesto legislativo “vecchio” ed inadeguato alle reali esigenze del territorio.

Raramente, la risorsa mineraria è stata convertita in “diversamente produttiva”, in grado di generare nuovi business per il territorio; le poche eccezioni resistono e fanno scuola.

Alcune Regioni negli ultimi anni hanno emanato leggi apposite per la tutela e valorizzazione del Patrimonio Minerario Dismesso; si auspica che anche le altre le seguano, per salvare il salvabile in un “Bel Paese” dalle immense potenzialità.

Di seguito, una rassegna di casi pratici: l’applicazione delle Leggi locali per riconversione di miniere chiuse ad altro scopo, con soluzioni tecniche ed operative spesso originali.

Parole chiave: Sicurezza, Ambiente, Recupero, Risorsa, Territorio.

1. Premessa

Perfettamente in linea con il suo incommensurabile patrimonio storico ed ambientale, la nostra penisola vanta una vasta gamma di miniere sfruttate fin dalle epoche più antiche e per i materiali più svariati, in contesti paesaggistici spesso eccezionali, che vanno dalle Alpi alle Isole, interessando tutte le Regioni.

Tuttavia, a valle della chiusura della maggior parte delle miniere industriali, raramente si è stati in grado di convertire la risorsa mineraria “in senso stretto” in una risorsa produttiva, culturale e/o turistica in grado di generare nuovi business - e quindi sviluppo e linfa vitale per il territorio -.

Fatto gravissimo, tanto più se si pensa alla speciale storia umana, tecnica e tecnologica in via di estinzione e senza la quale davvero si perderà una gran parte di “cultura materiale”.

Oltre a questo o forse prima di questo, l’abbandono delle miniere ha generato una serie di problematiche ambientali e di sicurezza che tuttora sono di difficilissima gestione, in parte per gli ingenti costi che necessitano, ma soprattutto per l’intricato scenario legislativo e normativo che spesso scoraggia anche eventuali investitori intenzionati a sviluppare progetti di recupero e riconversione delle aree dismesse.

I due fattori, manco a dirlo, sono causa di un progressivo degrado del territorio, a scapito molto spesso di zone ritenute “strategiche” per il turismo, o che lo potrebbero diventare.

Causa di questa situazione, un contesto legislativo “vecchio” ed inadeguato alle nuove necessità del territorio, che però ora forse sta dando segni di vita incoraggianti, seppure le ricadute pratiche – economicamente sostenibili e gestite imprenditorialmente - siano ancora poche.

Alcune delle Regioni negli ultimi anni hanno emanato leggi apposite per la salvaguardia del Patrimonio Minerario Dismesso: ad esempio Valle D’Aosta, Lombardia, Liguria ed ora il Piemonte. Siamo in attesa che anche le altre Regioni diano forza a questa inversione di tendenza con la creazione di scenari utili a recuperare il terreno perduto (nel vero senso della parola).

Si intende qui illustrare una breve rassegna di casi pratici: applicazioni delle Leggi locali a contesti vari, in cui si sono portate avanti riconversioni di siti minerari abbandonati per farne uso diverso. Non senza problemi, che sono però stati superati con soluzioni tecniche, operative ed amministrative spesso originali.

2. Le Regioni dotate di Legge dedicata

In primis, vale la pena ricordare che il contesto minerario italiano ai tempi delle miniere attive, quindi fino agli anni '60-'70, è sempre stato ben inquadrato e regolamentato da specifici decreti e leggi nazionali:

- Decreto del Presidente della Repubblica del 9 aprile 1959, n. 128 “Norme di polizia delle miniere e delle cave”;
- Decreto legislativo del 25 novembre 1996, n. 624 “ Attuazione della direttiva 92/91/CEE relativa alla sicurezza e salute dei lavoratori nelle industrie estrattive per trivellazione;
- direttiva 92/104/CEE relativa alla sicurezza e salute dei lavoratori nelle industrie estrattive a cielo aperto o sotterranee ”.

Il declino dell'epoca mineraria industriale risale agli anni '60, con strascichi e tentativi di mantenere in vita alcune attività fino al decennio successivo; poche le eccezioni resiste fino agli anni '80-'90, ormai rarefatte allo stato attuale ad una decina sull'intera penisola.

I primi progetti di valorizzazione culturale e turistica sono stati battezzati sulla scia delle leggi sopraindicate, in regime transitorio, utilizzando il “ponte” della concessione mineraria (con e/o senza effettiva estrazione di minerale) per poter individuare figure e relative responsabilità nell'esercizio di attività che comunque sono caratterizzate da una forte connotazione specialistico/tecnica.

Questo “escamotage” non può che essere a termine, in attesa di specifiche normative in grado di meglio inquadrare le tipologie di attività svolte in un ex contesto produttivo.

Di seguito sono elencate in ordine cronologico le Leggi emanate dalle poche Regioni aventi un ruolo di prima linea nel settore, con la specifica finalità di autorizzare interventi mirati al recupero e re-impiego delle miniere chiuse o abbandonate.

- Regione Autonoma della Valle d'Aosta - Legge regionale 18 aprile 2008, n. 12 “Disposizioni per la valorizzazione dei siti minerari dismessi”;
- Regione Lombardia - Legge Regionale n. 28 del 10 dicembre 2009 “ Disposizioni per l'utilizzo e la valorizzazione del patrimonio minerario dismesso ” (+ Regolamento Regionale 17 marzo 2015 n. 2 “ Criteri e modalità per il rilascio dell'autorizzazione per gli interventi di valorizzazione del patrimonio minerario dismesso”);
- Regione Liguria – Legge Regionale 12 novembre 2014, n. 31 “Norme per il recupero e la valorizzazione dei siti estrattivi a fini museali, turistici e ricreativi” (+ Legge Regionale n. 31/2014 - art. 9 - Atto di indirizzo ai fini del rilascio dell'autorizzazione per la riapertura del Museo minerario di Gambatesa, nel Parco regionale dell'Aveto);
- Regione Piemonte - Legge regionale 17 novembre 2016, n. 23 “Disciplina delle attività estrattive: disposizioni in materia di cave” (Capo VIII - Valorizzazione del patrimonio minerario dismesso - Art. 34 “Valorizzazione del patrimonio minerario dismesso di cave e miniere a fini turistici, ricreativi e culturali”).

In realtà, in mancanza di una linea-guida nazionale - auspicata da decenni da tutti gli addetti ai lavori - alcuni indirizzi possono risultare contraddittori e generare confusione ed equivoci tra gli operatori del settore (PP.AA., imprenditori, progettisti, etc.).

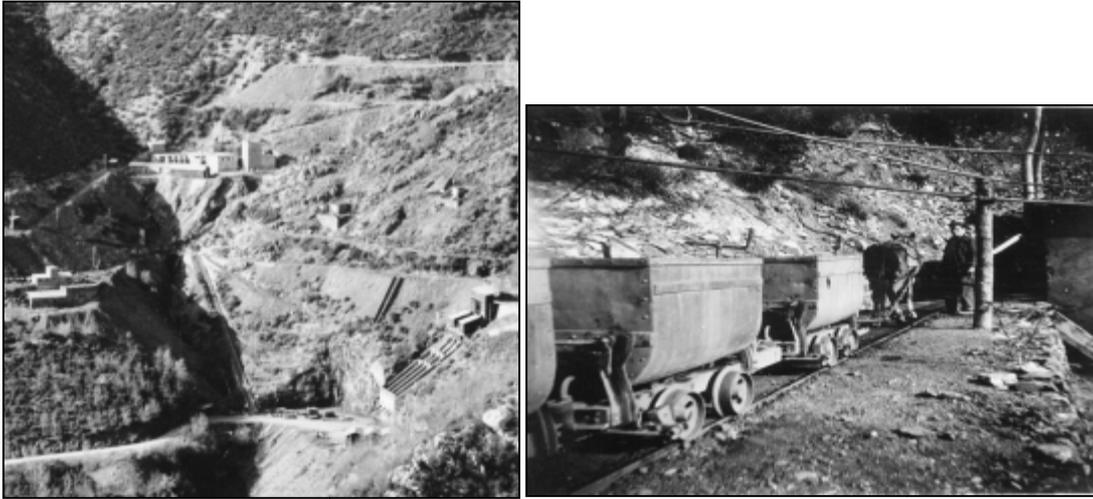


Foto 3-4: Foto storiche della miniera di Gambatesa (ca. metà del XX secolo): panoramica del complesso e convoglio a trazione animale (archivio SILMA, D. Vercellotti)

Dopo la sua conversione a museo sotterraneo di storia mineraria e di mineralogia ad opera dell'allora esercente SILMA nel 2000, la miniera di Gambatesa è aperta al pubblico. Oggi il museo minerario comprende un centro visite con strutture didattiche, percorsi sotterranei, sentieri esterni e una collezione di minerali e rocce. Le gallerie sotterranee sono in parte percorse con un trenino lungo la tradizionale decauville ferroviaria e in parte con un percorso a piedi, sempre nelle originarie cavità di coltivazione, adattate con luci, reintroducendo macchinari autentici, strumenti e attrezzi di coltivazione mineraria e altre strutture didattiche.

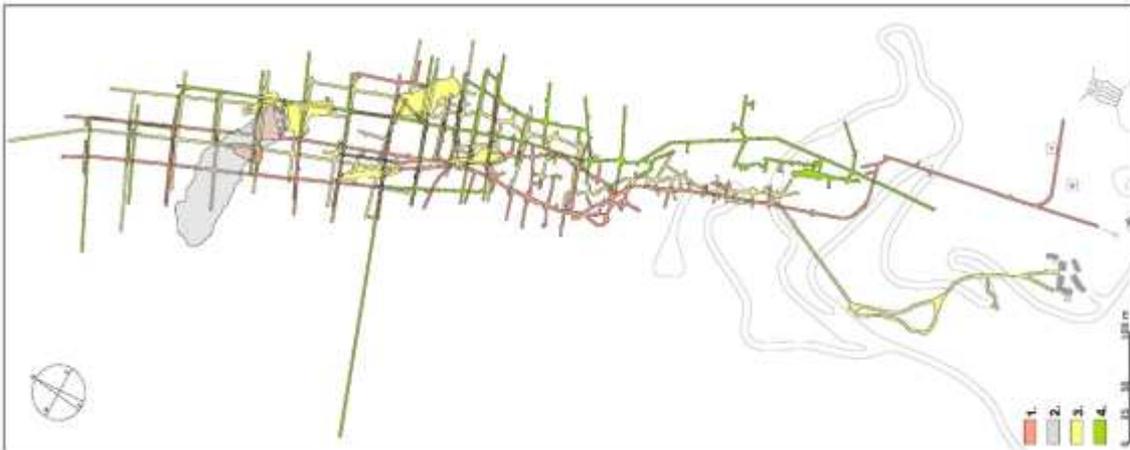


Fig. 5: Planimetria dei livelli sotterranei di Gambatesa. 1.) livello 550; 2.) livello 555; 3.) livello 570; 4.) livello 595 (grafica M. Stuppini - SILMA)

I visitatori possono osservare direttamente in sito le principali fasi di attività mineraria e prendere visione di un enorme vuoto di coltivazione (oltre 250.000 m³) che rappresenta una delle più grandi lenti di giacimento di manganese a oggi sfruttate in sotterraneo ^[3].

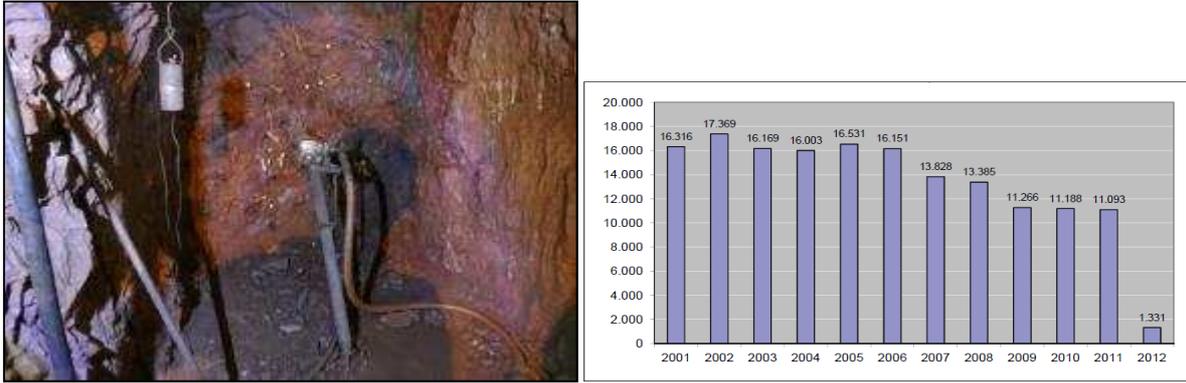


Fig. 6-7: il fronte della volata attrezzato con perforatore manuale ed andamento del flusso turistico dal 2000 al 2012 (n° turisti /anno). (Fonte: Cooperativa PANGEA 2012).

Nel corso del primo periodo di apertura al pubblico, che nella sua fase originaria è durato fino all'Aprile 2012, è stato registrato un numero compreso tra 11.000 e 17.000 visitatori/anno, principalmente concentrati in primavera (Aprile-Maggio, legati alle gite scolastiche) ed in Agosto (Fig. 7). Complessivamente, il museo minerario di Gambatesa è stato visitato da oltre 150,000 persone.

La nota dolente arrivò proprio nel 2012, in concomitanza alla cessazione della concessione mineraria; venendo a mancare ogni titolo e riferimento di legge per la gestione del sito, il museo venne chiuso al pubblico. Solo nel 2015, grazie alla nuova legge regionale (con successive linee di indirizzo) ed alla disponibilità di fondi trasferiti al Parco dell'Aveto, è stato possibile avviare il progetto di base e le attività necessarie a garantire le condizioni minime di sicurezza per la riapertura al pubblico.

Di particolare interesse tecnico sono le problematiche affrontate nel corso della progettazione per l'adattamento da luogo di lavoro minerario – altamente specializzato - a sito museale, fruibile al grande pubblico per motivi cultural-scientifici.

Nella ri-valutazione delle condizioni del sito, hanno rivestito particolare importanza le competenze in materia di ingegneria mineraria (in particolare arte mineraria) e geo-tecnologie in sotterraneo.

In funzione del budget limitato a disposizione della PP.AA. e della necessità di riaprire al pubblico in tempi brevi, si sono fatte scelte "obbligate", cercando i necessari compromessi tra esigenze di sicurezza, economie di scala e bontà delle scelte tecniche.

Tra le diverse possibilità di salvataggio dei percorsi "underground" disponibili, è stato deciso di focalizzare le attività di messa in sicurezza esclusivamente sulle gallerie del livello 550 (il cosiddetto carreggio "Cadorin", principale accesso alla miniera) e del livello 570 (con accesso alla "stanza delle botti").

I lavori hanno necessariamente ricompreso anche il ripristino dell'uscita di emergenza al livello superiore a quota 595 (livello Follador – Pozzo Pontori) e del pozzo di collegamento tra le quote 570 e 595.

Fondamentali sono stati anche i lavori funzionali al ripristino dell'impianto elettrico e telefonico, la chiusura dei pozzi e dei fornelli in prossimità dei sentieri turistici del Parco, l'installazione di un sistema di monitoraggio geotecnico in continuo, con sistema di allarme.

Le dimensioni ridotte delle gallerie e le tecniche di scavo adottate in passato per la loro realizzazione, con uso limitato di esplosivo, si sono dimostrate favorevoli in termini di stabilità sul lungo termine; infatti, non sono state osservate situazioni di disturbo nell'intero sviluppo dei vuoti.

Alcune criticità sono stati riscontrate in corrispondenza dei grandi vuoti sotterranei; il cedimento dei pilastri rocciosi a sostegno della calotte hanno determinato condizioni di instabilità al tetto, con distacchi significativi di blocchi e creazione di masse rocciose potenzialmente instabili.

Già nella fase di progettazione dei lavori propedeutici alla riapertura della miniera al pubblico è stato progettato ed installato un sistema di monitoraggio fisso; lo scopo è stato quello di identificare le situazioni più critiche (Fig. 8).

Allo scopo, è stata posizionata una stazione fissa dotata di 5 fessurimetri con barre estensimetriche e segnale elettrico in uscita, localizzati rispettivamente in corrispondenza di un pozzo senza uscita lungo la galleria del livello 550 e nei vuoti della cosiddetta “stanza delle botti” al livello 570.

Il sistema è connesso ad un data-logger in grado di registrare in continuo dati ad intervalli concordati (di solito ogni 12 ore), dotato di una luce e di un dispositivo sonoro che si attiva al verificarsi di condizioni prefissate (l’impostazione corrente è settata su 1 cm di spostamento); i dati registrati vengono scaricati manualmente su un PC al fine di permettere l’elaborazione di analisi e la restituzione su specifici grafici illustrativi.

In corrispondenza di una dozzina di fratture di minore entità, sono state affisse coppie di placchette di alluminio; periodicamente vengono condotte misure dettagliate con fessurimetri analogici per controllare la loro potenziale apertura ed espansione.

Un report dettagliato, comprendente l’intera gamma di dati raccolti in continuo e manualmente, viene redatto con frequenza semestrale, al fine di ottenere un quadro dettagliato sulla stabilità dei vuoti nelle zone di miniera turistica.

Questo metodo ha permesso una progettazione mirata di tutti gli interventi di consolidamento e messa in sicurezza; i lavori di ripristino del percorso base e delle uscite di sicurezza hanno comportato un anno di lavoro e circa 260.000 € di investimenti sul sotterraneo, oltre alla scelta strategica di investire su un soggetto con comprovata esperienza per l’avvio di gestione.

La miniera è quindi stata inaugurata in occasione di Santa Barbara, in data 8 dicembre 2016, e alla data odierna, dopo 6 mesi di apertura, si sono registrati circa 7.000 visitatori.

Questa cifra è in linea con le attese del Parco e con le potenzialità del sito, e fa ben sperare sul futuro, considerando che al momento non si dispone ancora di una miniera nella sua massima fruibilità ma solo di un primo percorso minerario (fase 1 progettuale, come da autorizzazione regionale) che ha tutte le caratteristiche per poter essere ampliato e migliorato, ai fini di un’offerta differenziata al pubblico.

L’avvenire sarà impostato sulla gestione dell’esistente e su di un nuovo, auspicato “step” di lavori di recupero (fase 2 già ipotizzata in progetto), ma soprattutto sulla possibilità di utilizzare la miniera e le sue pertinenze come spazio di incontro per specialisti ed appassionati, ma anche come luogo di intrattenimenti ed eventi culturali, per la riscoperta e rinascita di un territorio dell’entroterra ligure troppo a lungo penalizzato a causa della sua competizione con le più famose località turistiche e balneari della costa.

Evidentemente, saranno necessari anni e risorse per poter arrivare ad una piena funzionalità della miniera; tuttavia, ci sembra premiante e vincente il meccanismo della progettazione e del recupero “step by step”, un passo alla volta, che consente all’Ente di Gestione ed ai suoi rami operativi di strutturarsi progressivamente per prendere in carico tutte le attività necessarie. Che lo ricordiamo, nel caso di una miniera-museo sono estremamente specialistiche e mai banali, e per l’esercizio delle quali sono richieste competenze tecniche ed operative non facilmente reperibili sul mercato.

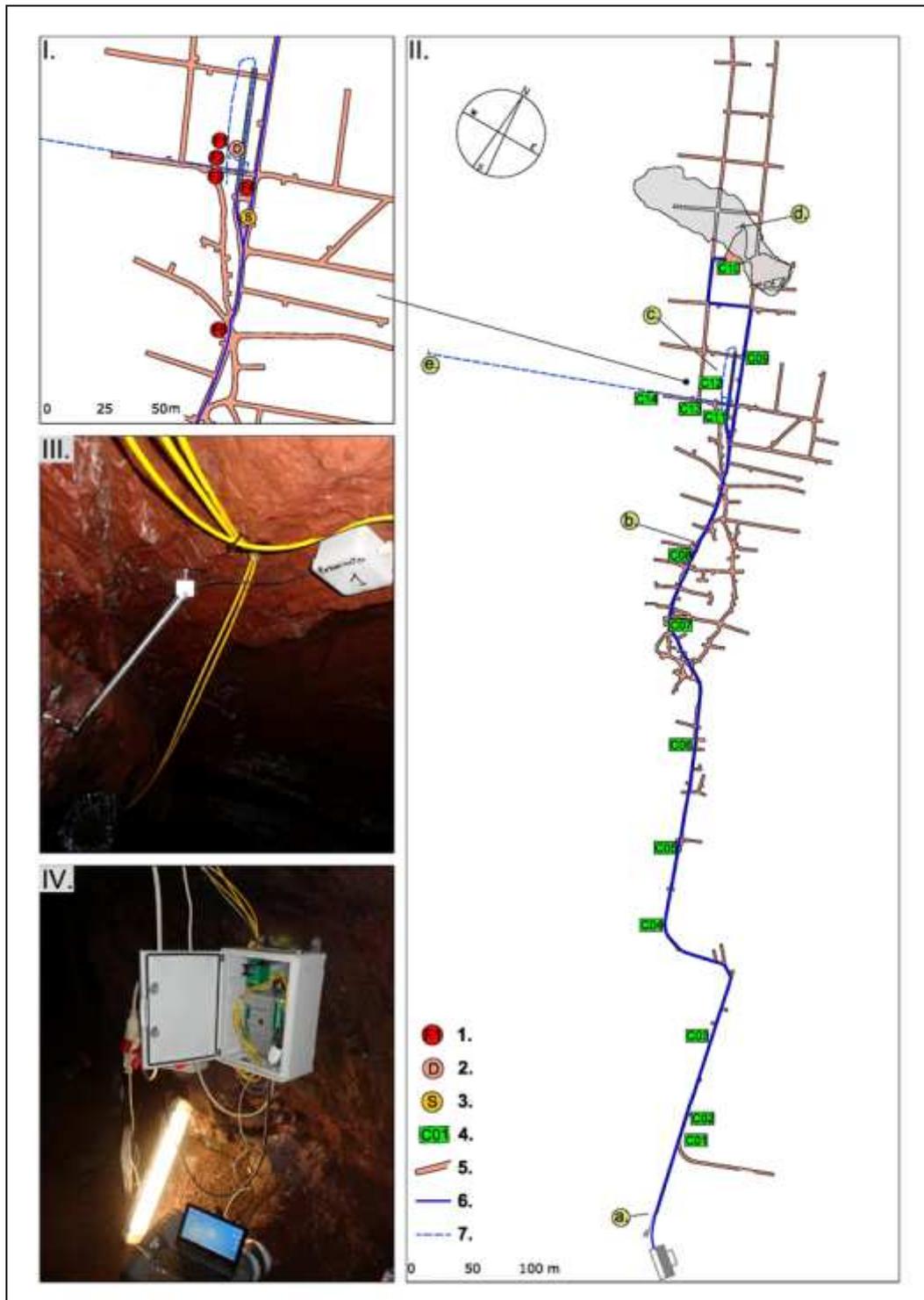


Figura 8: Planimetria dei percorsi turistici con localizzazione delle stazioni di monitoraggio: I) installazione della strumentazione in continuo, II). Punti di riferimento: a) Ingresso Galleria Cadorin; b) Stazione intermedia; c) Stanza delle “botti”; d) Lente Nord; e) Uscita di Emergenza Pontori, galleria Follador; 1) Fessurimetri continui (F1-2-3 nella stanza delle “botti” al livello 570; F4 rimonta di collegamento dei livelli 550-570; F5 pozzo al 550); 2). Datalogger a rilevamento continuo; 3). Semaforo a luce rossa ed allarme sonoro; 4.) Marche fisse per il monitoraggio delle fessure; 5) Vuoti minerari al livello 550; 6) Percorso turistico al livello 550, 7) Proiezione del percorso turistico al livello 570 ed uscita di emergenza al livello 595 elevation (Pontori Follador); III) Particolare del fessurimetro; IV) Particolare della stazione a misurazione continua.

3.2 Miniera Sant'Aloisio – Tassara, Comune di Collio Val Trompia (BS)

La coltivazione dei giacimenti minerari in Valle Trompia acquisisce rilevante importanza dal Basso medioevo con una cinquantina di miniere di ferro ed altri minerali distribuite tra Collio, Bovegno e Pezzaze. La miniera Sant'Aloisio, sita a Collio, avvia la sua vita industriale nel 1870; a partire dagli anni trenta del Novecento, diviene una moderna industria estrattiva, mentre dagli anni settanta, inizia la regressione economica che si conclude nel 1984 con la chiusura definitiva ^{[4][5]}.

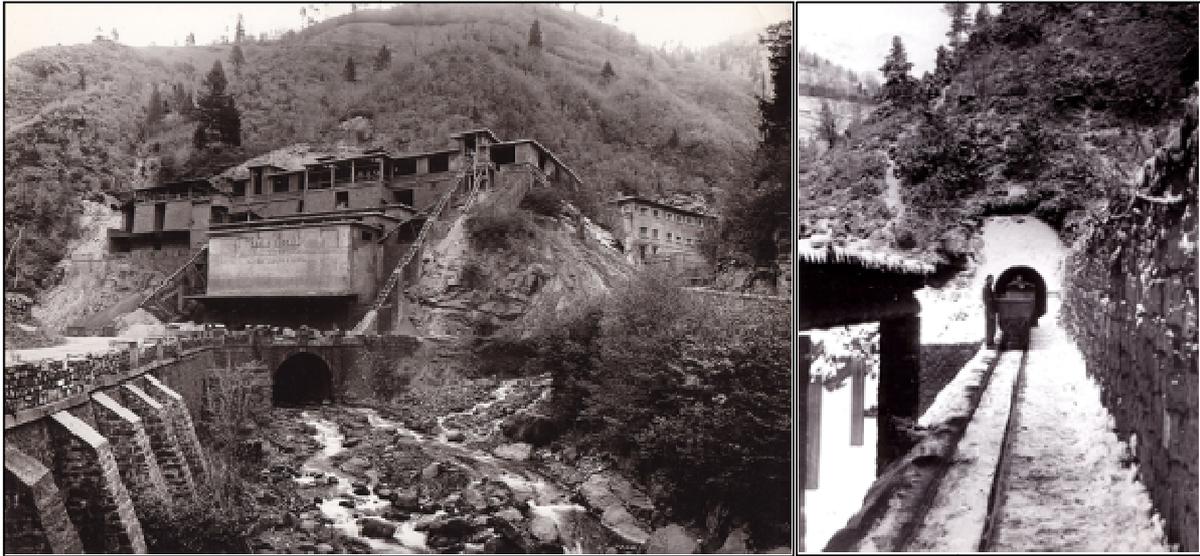


Fig. 9-10: Vista del complesso industriale Tassara S. Aloisio – Archivio storico AMIDANI, trasporti e logistica alla Sant'Aloisio negli anni '60

Nel 2000 l'Agencia Parco Minerario avvia un progetto di riqualificazione della struttura mineraria a scopo turistico. A luglio 2014, una società privata, l'Immobiliare Villa Seccamani Srl del Gruppo Cassa Padana - BCC, rileva il sito minerario e la relativa concessione con l'intento di riaprire il parco, che nel frattempo aveva chiuso ufficialmente i battenti.



Fig. 11 - Ingresso Ribasso S. Aloisio

L'immobiliare provvede al recupero del Parco, del percorso trekking ed all'ammodernamento del percorso "Miniera Avventura"; in seguito, su incarico della stessa, il team di Ingegneri Minerari, in collaborazione con un gruppo di Architetti paesaggisti, presenta nel 2015 istanza e relativo progetto per la riapertura museale della miniera.

Nel febbraio 2016 la Regione Lombardia emette il decreto di "Autorizzazione per l'utilizzo e la valorizzazione del patrimonio minerario dismesso della miniera S. Aloisio – Tassarà di Collio", con il quale può finalmente prendere avvio la seconda fase di gestione della miniera, si spera in via definitiva.

Al fine di differenziare l'offerta del Parco Minerario è ora allo studio la realizzazione di un centro climatico o centro benessere. Il progetto "Speleo-terapia" si pone come iniziativa pilota per la realizzazione di un vero e proprio centro medico sperimentale; in Italia, è presente solo un'altra struttura simile sul territorio nazionale – il Centro Climatico Predoi in Valle Aurina (BZ) - ma fino ad oggi non sono state ancora sviluppate metodologie scientifiche per l'esatta definizione dei benefici speleo-terapici.

A completare le attività d'ambito, sono previste relazioni con istituti di ricerca scientifica, università, ospedali, gruppi di volontari con patologie connesse alle specificità della Speleo-terapia, per la ricerca e lo sviluppo di metodologie scientifiche, atte a far riconoscere ufficialmente questa terapia anche in Italia.

La prima fase del progetto è consistita nell'analisi e nel monitoraggio, da parte della "Fondazione Edmund Mach" di Trento, del particolato biologico aero-disperso presente in miniera (pollini e spore) per accertare che l'ambiente fosse idoneo all'utilizzo terapeutico.

In parallelo, la "Conast Società Cooperativa" ha effettuato un monitoraggio del Gas Radon 222, per la misurazione della radioattività naturale.

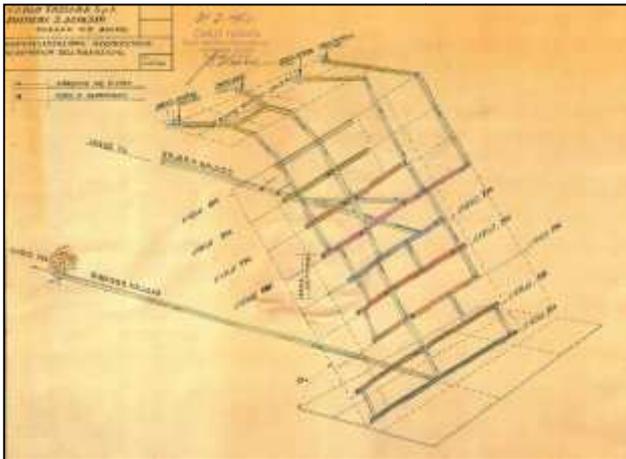


Fig. 12-13: rappresentazione schematica del sistema di ventilazione (assonometria), anno 1960 e misuratore di radon (cartuccia) posizionato in sotterraneo (2015)

Tutte le misure effettuate danno esiti confortanti e portano a pensare che la realizzazione del "centro benessere" sotterraneo sia fattibile ed auspicabile; anche il pubblico sta fornendo preziosi "feedback" al soggetto gestore, incoraggiando la Sant'Aloisio come alternativa al centro di Predoi in Alto Adige, assolutamente fuori mano per tutti i curiosi e potenziali visitatori/pazienti del Nord-Ovest e non solo.

Al momento il progetto ha subito una battuta di arresto, in attesa di reperire i finanziamenti necessari al potenziamento della miniera ed alla realizzazione delle strutture necessarie; sono

tuttavia fruibili sia il trekking minerario che il “percorso Avventura”, al momento esclusivamente nella stagione estiva.

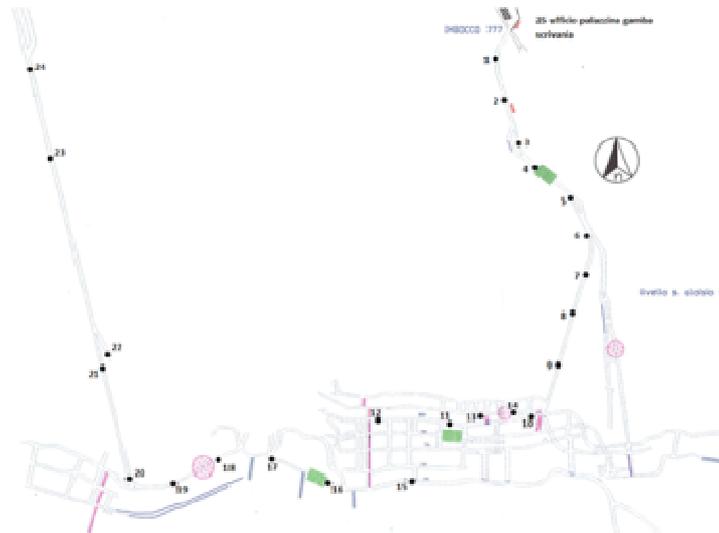


Fig. 14 - Planimetria delle stazioni di misura del gas radon

La campagna di studi e ricerche di cui sopra è stata condotta per una durata di 12 mesi, al fine di poter osservare gli andamenti dei parametri utili su un “ciclo vitale” annuale della miniera. Sempre per la miniera Sant'Aloisio vi è anche il progetto “Food”, che prevede la messa a disposizione di alcuni tratti della miniera per la stagionatura di prodotti tipici locali (formaggi, vini ed altre specialità del territorio).



Fig. 15-16 - Miniere piemontesi in fase di studio: il Taglione ad Antrona (VCO) e Brosso in Valchiusella (TO)

3.3 Miniere in Piemonte - in progress?

Come già accennato al paragrafo 2, la Regione Piemonte si è dotata solo di recente di un apposito capitolo sul “patrimonio minerario dismesso” all’interno della nuova Legge Regionale sulle attività estrattive, malgrado una vocazione ed una tradizione che hanno fatto scuola per secoli in tema di cultura mineraria; chi non conosce forse Brosso e Traversella?

Questa situazione di fatto ha comportato il mancato sviluppo di tutta una serie di progetti sulle miniere alpine “congelati” da decenni in attesa di un iter autorizzativo certo.

Al momento, si possono citare solo alcune miniere “attive” per valorizzazione turistica, in virtù di progetti od accordi storici o datati con il concessionario, od ancora con il titolo di concessioni minerarie “strumentali” senza estrazione di minerali in corso; ad esempio ScopriMiniera & ScopriAlpi in Val Germanasca (TO), la Miniera della Guia in Valle Anzasca (VCO), la Val Toppa a Pieve Vergonte (VCO), le Miniere di Traversella (TO), la Miniera di Garida a Forno di Coazze (TO) e poche altre.

La nuova legge regionale, non appena verrà dotata di regolamento attuativo, permetterà ad idee progettuali ancora in itinere, sviluppabili in seno a progetti INTERREG o pensate per iniziativa di Comuni, Associazioni o privati, di poter essere regolarmente autorizzate.

Questo dovrebbe fare la differenza, in termini di valorizzazione del nostro patrimonio alpino, di cui le miniere rappresentano parte integrante e sostanziale.

Bibliografia

- [1] Faccini F., Marescotti P., Robbiano A. 2000 – La Val Graveglia: un tesoro geologico nell'Appennino Ligure. Fassicom Ed., Genova, 112 p.
- [2] Cabella R., Lucchetti G. & Marescotti P. 1998 - Mn-ores from Eastern Ligurian ophiolitic sequences ("Diaspri di Monte Alpe" Formation, Northern Apennines, Italy). Trends in Mineralogy, 2, pp. 1-17.
- [3] Cabella R., Stuppini M. 2006 - Dall'attività estrattiva a Museo Minerario: l'esperienza della miniera di manganese di Gambatesa (Parco Regionale dell'Aveto, Liguria). GEAM, 3, 61-67
- [4] A. Bernardi, S. Aloisio: La miniera di ferro della Valtrompia - Archivio Storico Regione Lombardia
- [5] G.B. Brocchi: Trattato mineralogico e chimico sulle miniere di ferro del Dipartimento del Mella – Brescia - Archivio pubblico Google

METODI GRAVIMETRICI NELLA PIANIFICAZIONE TERRITORIALE IN AREE MINERARIE – IL CASO DI IGLESIAS

Ranieri¹ G., Trogu² A., Piga¹ C., Ecca¹ A., Pintus¹ A.

¹ Università degli Studi di Cagliari, Dipartimento di Ingegneria Civile, Ambientale e Architettura, Via Marengo 2 Cagliari, Ingegnere. ² Università degli Studi di Cagliari, Dipartimento di Ingegneria Civile, Ambientale e Architettura, Via Marengo 2 Cagliari, Geologo

Summary

Geophysical prospecting in urban areas and gravity above all, can make possible to define vulnerability maps of territory, which are very useful in prevision and prevention of buildings crash risk especially in old town. In fact, common direct methods usually meet great difficulty to be applied in urban area, because of the wide buildings covering and the presence of noises. In any case, those methods can give a reliable and accurate description of the shallow part of subsoil and even of building foundation soil. In this paper a gravity study was carried out both to define the presence of voids in the urban centre of Iglesias (Sardinia, Italy) where in the past a very intense mining activity occurred and in the entire mining area where water pumping was interrupted after more than one hundred years. Gravity measurements allow delimitating subsidence areas due to the mines voids and the volume of the new settlement of groundwater.

Parole Chiave: Iglesias, Gravimetria, Pianificazione, Rischio, Miniere

1 Introduzione

La corretta impostazione di un piano regolatore, che non solo promuova lo sviluppo delle attività locali in armonia con le esigenze attuali e prossime dei cittadini, ma che esalti nel contempo le peculiarità della regione ponendo la storia, le tradizioni, le attività industriali pregresse in primo piano, non può prescindere dalla “conoscenza” del territorio stesso, quindi della sua geologia, delle trasformazioni avvenute negli anni, delle pericolosità naturali e indotte dall'uomo, delle sue concrete possibilità di sfruttamento economico, dell'idrografia, delle presenze archeologiche, dei beni culturali, monumentali e paesaggistici presenti. Spesso questi stati sono nascosti e la storia, per quanto attenta, non può risolvere, con il dovuto dettaglio, la conoscenza necessaria.

Occorre utilizzare strumenti nuovi di conoscenza, strumenti oggettivi, non invasivi, capaci di rappresentare il sottosuolo in modo credibile.

Il territorio di Iglesias e quello dei comuni circostanti, è un territorio geologicamente antico, ricco di giacimenti minerari, ricco di tradizioni industriali e lavorative connesse, che hanno determinato e condizionato la struttura della città, il suo sviluppo e, purtroppo, anche il suo degrado.

L'attività mineraria, più che millenaria, ha lasciato nel corso dei secoli testimonianze dell'ingegno e delle capacità costruttive dell'uomo, ma inevitabilmente anche condizioni di degrado, di abbandono, di potenziale instabilità e inquinamento.

Le ferite lasciate dall'attività mineraria sono ancora visibili in questo territorio. Opere spesso imponenti, che hanno fatto la storia e sono oggi oggetto di lettura da parte di un turismo scientifico e culturale da una parte e di attenzione da parte di enti preposti alla sicurezza del territorio dall'altra, mal si conciliano oggi tra loro e con lo sviluppo di un'area. Una delle opere più imponenti che siano mai state realizzate in campo minerario è certamente l'eduazione delle acque dalle miniere iglesienti. Iniziata nell'800 l'opera è proseguita per oltre centocinquanta anni, producendo un abbassamento della falda di quasi 300 metri. Lo svuotamento intenso ha provocato palesi abbassamenti della superficie e nascoste situazioni di elevata vulnerabilità. Venti anni orsono, nel 1997 è intervenuto inoltre un fatto epocale, in controtendenza: l'eduazione, per le forti difficoltà economiche, è stata arrestata e il livello delle acque ha cominciato a salire prima molto velocemente, poi lentamente per

portarsi ai livelli attuali. Anche questa operazione ha generato problemi di instabilità della superficie e fenomeni di scoscendimento e subsidenza. Addirittura lo 'scontro' tra acque meteoriche in discesa e acque di risalita, può aver generato condizioni di alta vulnerabilità come palesi o nascosti sinkhole (vista la natura geologica del territorio) o violenti episodi di instabilità.

Un effetto certamente non voluto, ma che oggi potrebbe risultare addirittura utile alla conoscenza del territorio è quello di aver prodotto cambiamenti del campo gravitazionale locale.

Proprio in occasione del distacco di energia e per un lungo periodo durante il quale ci fu la risalita delle acque, fu studiata la variazione dei valori della gravità in otto stazioni gravimetriche collocate nei pressi dei pozzi di controllo piezometrico in tempi diversi al fine di ricavare i percorsi dell'acqua nel sottosuolo, di determinare i volumi occupati e rioccupati dall'acqua e di ottenere alcune indicazioni sulle possibili zone di instabilità.

Un secondo rilievo gravimetrico di tipo tradizionale fu successivamente eseguito nell'area urbana di Iglesias.

Nel presente lavoro vengono affrontati due temi di ricerca, quella dell'effetto della risalita d'acqua e quello della vulnerabilità del territorio, utilizzando per entrambi il metodo gravimetrico come metodo di studio non invasivo per eccellenza, con limitate difficoltà logistiche e nel contempo efficace nel risolvere i problemi in studio.

Il metodo gravimetrico è stato in passato largamente utilizzato per studi geologici a grande scala e in campo minerario per l'individuazione di giacimenti metalliferi a grande contrasto di densità [1], in campo geologico-strutturale [2] [3], in campo geotecnico [4] [5], nella pianificazione territoriale [6] [7] [8]. Più recentemente sono stati affrontati studi specifici in campo idrogeologico [9] per la costruzione di mappe di densità utilizzando il metodo di Nettleton [10] o un metodo definito come Nettleton generalizzato e proposto da Trogu e Ranieri in numerosi articoli (per esempio [8]). Il calcolo della massa di un minerale eccedente o mancante, basato sul teorema di Gauss che analizza le variazioni spaziali di gravità è stato descritto da diversi autori (per esempio [1], [11]).

2 Inquadramento geografico e geologico

L'area in cui è stato condotto lo studio è situata nel comune di Iglesias, nella Sardegna sud-occidentale, ed è compresa tra le pendici meridionali del massiccio del Marganai a Nord, la soglia di Guardia Su Merti a Est, il margine meridionale della valle di Iglesias a Sud e il mare a Ovest. Il nostro interesse è stato rivolto sia alle zone della vecchia attività mineraria, in modo particolare Monteponi, San Giovanni, Nebida, Monte Agruxiau, San Marco, Palmari, Campo Pisano e Seddas Moddizis, sia al centro storico di Iglesias.

Nell'Iglesiente affiora la successione paleontologicamente datata più antica d'Italia, relativa al Cambriano inferiore-Ordoviciano inferiore, con uno spessore massimo di circa 3.000 m che, dal basso verso l'alto, viene suddivisa nei tre gruppi di Nebida, di Gonnesa e di Cabitza [12], abbondantemente descritti in letteratura (Fig.1a).

La successione stratigrafica può essere così riassunta, dal basso:

a) Gruppo di Nebida (*ex Formazione di Nebida*) – costituito dalle formazioni di Bithia (non affiorante nell'area di interesse), di Matoppa (*ex Membro di Matoppa*) e di Punta Manna (*ex Membro di Punta Manna*). La formazione di Matoppa è costituita da siltiti con intercalazioni arenacee in livelli decimetrici. Nella parte alta della formazione sono presenti livelli e lenti di calcari a trilobiti e archeociati. (Cambriano inferiore) [13].

b) Gruppo di Gonnesa (*ex Formazione di Gonnesa*, "Metallifero" Auct., sede delle maggiori concentrazioni minerarie dell'Iglesiente) - viene distinto da Pillola et al. [12] nelle due formazioni di Santa Barbara, alla base, costituita da dolomie e calcari ben stratificati e di San Giovanni, costituita da calcari massicci, grigi, solitamente mal stratificati, pressoché sterili, che coincidono,

rispettivamente, con i precedenti membri della “*Dolomia rigata*” e del “*Calcare ceroide*” [14] (Cambriano inferiore).

c) Gruppo di Iglesias – (*ex Formazione di Cabitzza*) viene distinto da Pillola et al. [12] nelle due formazioni di Campo Pisano (*ex Membro del Calcare Nodulare*), alla base, e di Cabitzza (*ex Membro degli Scisti di Cabitzza*) [14].

La formazione di Campo Pisano è costituita da una alternanza molto fitta di sottili livelli argillitici, calcari con struttura nodulare e marne, con uno spessore complessivo stimato tra i 20 e i 60 m [13]. All'interno dei calcari sono presenti abbondanti resti di echinodermi, trilobiti, brachiopodi (Cambriano medio). Verso l'alto si passa alla Formazione di Cabitzza, rappresentata da una ritmica e caratteristica alternanza centimetrica e millimetrica di argilliti e siltiti varicolori. In subordine possono essere presenti arenarie a grana fine. Lo spessore di questa Formazione è stimato in circa 400 m mentre l'età è compresa tra il Cambriano medio e l'Ordoviciano inferiore.

Un riepilogo della stratigrafia è proposto nella fig. 1b dove è riprodotta la colonna stratigrafica del Cambriano-Ordoviciano dell'Iglesiente-Sulcis.

Tutta la serie cambriana dell'Iglesiente è interessata da un metamorfismo regionale di basso grado e da trasformazioni che solo localmente traspongono completamente le originarie strutture sedimentarie. Questo metamorfismo è da attribuirsi agli effetti sia della Orogenesi Caledoniana e sia, soprattutto, di quella Ercinica

L'area di studio presenta un rilievo poco marcato, con morfologie generalmente dolci, in particolare in corrispondenza degli argilloscisti, leggermente più accentuato nelle arenarie e nella Puddinga Ordoviciano, mentre le zone occupate dai calcari e dalle dolomie presentano invece forme aspre, con pareti verticali e gole incise a V. Le valli principali sono quelle di Iglesias e del rio Mannu di Fluminimaggiore, impostate la prima nella sinclinale di Iglesias e la seconda sul lato Nord del nucleo di Arenarie cambriche.

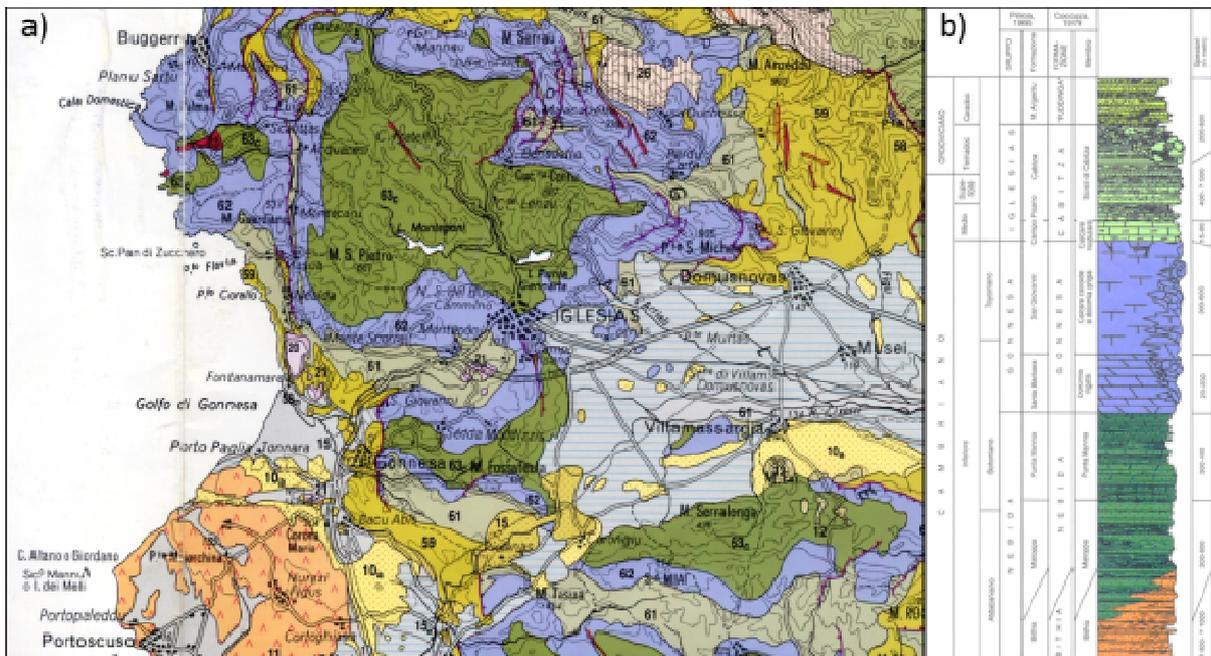


Figura 1 – a) Carta geologica dell'Iglesiente-Sulcis [15]. b) Colonna stratigrafica schematica del Cambriano-Ordoviciano dell'Iglesiente-Sulcis [16] con la suddivisione formazionale proposta da Coccozza e quella proposta da Pillola.

3 Metodi e risultati

3.1 Calcolo dei volumi interessati dalla risalita di acqua

Nel caso dello studio sugli effetti della risalita d'acqua il metodo gravimetrico è stato utilizzato in modalità *time-lapse* cioè con misure ripetute nel tempo sulle stesse stazioni.

Dopo la cessazione dell'attività di eduazione e pompaggio sono state eseguite in alcuni punti dell'area mineraria alcune misure gravimetriche in stazioni collocate, ove possibile, nei pressi dei piezometri messi in opera per controllare la risalita della falda. I rilievi sono stati effettuati in differenti periodi: due misure nel 1997, una il 24 settembre 1997 subito dopo la chiusura dell'impianto di eduazione avvenuta il 16 luglio dello stesso anno e una qualche mese più tardi, il 19 novembre 1997; successivamente, il 25 settembre 1998 e infine il 25 novembre 2005 e il 17 febbraio 2006.

Lo scopo del presente lavoro è quello di stabilire mediante questa serie di campagne di misure effettuate nel tempo, gli effetti della risalita d'acqua e lo scenario attuale e futuro. Infatti la risalita dell'acqua produce un aumento della densità in quanto il fluido 'aria' contenuto nei pori e nei vuoti comunicanti delle diverse formazioni, viene sostituito dal fluido 'acqua' che ha densità superiore di 1 g/cm^3 rispetto al precedente.

Sono state realizzate complessivamente 8 stazioni gravimetriche in prossimità dei principali centri minerari, presso: Monte Agruxiau (pozzo Vittoria); San Marco; San Giovanni; Seddas Moddizzis; Campo Pisano (pozzo 1); Campo Pisano (cancello); Nebida; Palmari e Monteponi.

Contemporaneamente sono stati ricavati i dati piezometrici in piezometri posti nelle vicinanze delle stazioni gravimetriche per stabilire, ove possibile, una correlazione tra le variazioni di livello dell'acqua in risalita e le variazioni di gravità osservata.

Nella figura 2 sono riportate sia le variazioni gravimetriche che le variazioni di livello piezometrico, riferite al dato iniziale di Settembre 1997.

Nella carta delle variazioni gravimetriche di novembre 1997 si può notare un incremento dei valori di gravità più sostenuto (oltre 19 centesimi di milligal in corrispondenza delle stazioni di San Giovanni e San Marco e circa 15centesimi di milligal in Nebida).

A Monte Agruxiau, Monteponi, Campo Pisano e Palmari le variazioni rimangono praticamente immutate. Da queste differenze appare che l'acqua sia inizialmente risalita nella direttrice San Giovanni San Marco in direzione Nord-Est – Sud-Ovest, occupando probabilmente i vuoti di coltivazione che con il loro colmamento da parte dell'acqua producono un innalzamento della gravità.

L'andamento delle variazioni del livello piezometrico è concorde ma risulta più elevato nell'area compresa tra campo Pisano e Palmari, mentre è minimo proprio a San Marco. E' chiaro che questa differenza può essere giustificata con un innalzamento del livello proprio per effetto di permeazione, per trasmissività, nei pori piuttosto che nei vuoti dove l'innalzamento è minimo.

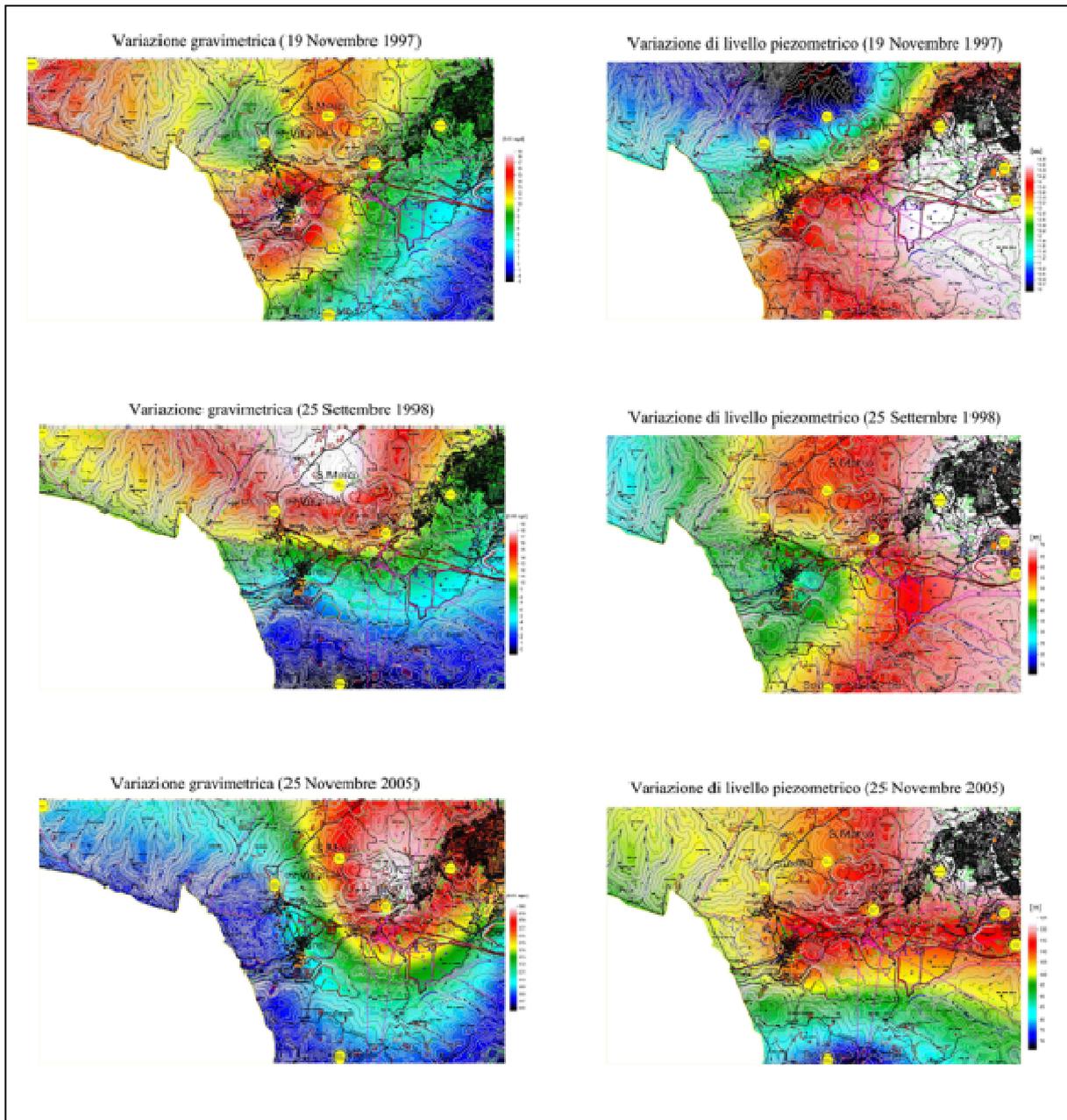


Figura 2 - Confronto tra variazione gravimetrica e corrispondente variazione piezometrica rispetto al dato di Settembre 1997.

La carta delle variazioni di livello piezometrico mostra andamenti sostanzialmente differenti con una delimitazione Nord Sud della variazione. Molti anni dopo la crescita di livello è imponente (oltre 125 metri) così come la crescita di gravità (ben oltre i 5 mgal). Le carte di livello piezometrico e di gravità hanno andamenti spaziali simili con massimi nelle zone di Monteponi-Palmari. Il trend sembra modificarsi nell'ultimo periodo di osservazione quando le differenze gravimetriche sembrano attenuarsi come ad indicare un mescolamento con le falde più superficiali e una mobilizzazione laterale dell'acqua

Dai dati delle variazioni di gravità e di livello piezometrico potrebbe anche dedursi la porosità efficace e la massa di acqua. Infatti: l'interpretazione gravimetrica è indeterminata se si vuole

conoscere la distribuzione spaziale della massa che causa l'anomalia (posizione, volume, contrasto di densità); è invece possibile determinare in maniera univoca la massa totale che causa l'anomalia. Al fine di procedere ad una valutazione quantitativa della levata gravimetrica nell'ottica di stimare i movimenti dei volumi idrici in gioco durante l'evolversi dello studio si è proceduto ad una stima del differenziale di densità $\Delta\delta$ secondo il seguente procedimento analitico:

in forza del teorema di Gauss (1), in particolare, possiamo scrivere, racchiudendo la massa $M = \delta \cdot V$ entro il volume V di forma emisferica con piano equatoriale coincidente con la superficie topografica supposta piana:

$$(1) \quad \int_S \bar{g} \cdot \bar{n} ds = \iint_{z=0} \bar{g} \cdot \bar{n} dx dy + \iint_{\sigma} \bar{g} \cdot \bar{n} R^2 \sin\theta d\theta d\phi$$

Sul piano $con z = 0$ vale che $g \cdot n = g(x, y)$, ovvero la componente del vettore g normale alla superficie coincidente con l'anomalia gravimetrica misurata nella campagna di misure.

Facendo tendere all'infinito il raggio della semisfera considerata, vale la relazione

$$(2) \quad g \cdot n = - (GM)/R^2$$

sostituendo la massa complessiva presente all'interno della semisfera con una massa ideale puntiforme, disposta nel suo baricentro. Sostituendo nella (1) si ottiene che:

$$(3) \quad \begin{aligned} 4\pi GM &= \int_{-\infty}^{+\infty} \int_{-\infty}^{+\infty} g(x, y) dx dy - \int_0^{\pi} \int_0^{2\pi} \frac{GM}{R^2} R^2 \sin\theta d\theta d\phi = \\ &= \int_{-\infty}^{+\infty} \int_{-\infty}^{+\infty} g(x, y) dx dy - \pi GM \int_0^{\pi} \sin\theta d\theta \end{aligned}$$

Poiché l'ultimo integrale dell'equazione precedente vale -2 si ottiene quindi:

$$(4) \quad 2\pi GM = \int_{-\infty}^{+\infty} \int_{-\infty}^{+\infty} g(x, y) dx dy$$

Discretizzando e riordinando la relazione, otteniamo che

$$(5) \quad M = \frac{1}{2\pi G} \sum_i \bar{g}_i \Delta x_i \Delta y_i \frac{\delta}{\Delta\delta}$$

da cui è possibile ottenere relazione seguente che esprime il contrasto di densità $\Delta\delta$ di un dominio elementare in cui è discretizzato il campo di indagine in funzione dell'anomalia gravimetrica Δg , rapportata alla variazione di livello piezometrico Δh

$$(6) \quad \Delta\delta = \sqrt{\frac{\delta \Delta g}{2\pi G \Delta h}}$$

L'area in esame è stata suddivisa perciò in celle di dimensione 300m x 333m rispettivamente nelle direzioni EW e NS. Stimando quindi per ciascuna cella il contrasto di densità $\Delta\delta$ riferito all'intera area di indagine.

Tale contrasto di densità consente di stimare l'entità del volume di vuoti minerari o carsici occupati dall'acqua durante il fenomeno di risalita in relazione al volume complessivo del terreno.

Tabella 1 - Stima dei volumi interessati dalla risalita d'acqua da settembre '97 a novembre 2005. ΔG = variazione di gravità misurata; H = profondità del centro della sfera equivalente; R = raggio della sfera

SITO	ΔG [gal]	H [cm]	R [cm]	VOLUME [$10^6 m^3$]
San Giovanni	0,005687	17713,5	18553,9	26,75
Seddas Moddizzis	0,005676	22000,0	21424,5	41,19
Campo Pisano	0,005740	25281,0	23592,4	55,01
Nebida	0,005690	21426,5	21067,3	39,17
Monteponi	0,005808	22633,5	22001,1	44,61

È stato effettuato un confronto tra i volumi dei vuoti minerari censiti dall'IGEA che sono una parte limitata di quelli realmente esistenti e di quelli calcolati in funzione delle variazioni di gravità.

I volumi stimati censiti risultano essere il 20% di quelli calcolati, per i siti che risultavano meglio conosciuti, e circa il 10% per quelli meno documentati.

Ciò è probabilmente dovuto al fatto che il fenomeno di risalita abbia interessato non solo i vuoti minerari ma anche quelli naturali e le formazioni rocciose e terrose fratturate e porose.

3.2 Vulnerabilità dell'area urbana

Nel caso dello studio sulla vulnerabilità del territorio [17] è stata eseguita una prospezione di dettaglio nel centro storico della città di Iglesias e nelle aree immediatamente adiacenti ad esso, dove sono state complessivamente realizzate 280 stazioni, con una densità media di circa 1 stazione ogni 1000 m² (Fig. 3). Lo strumento utilizzato è stato il gravimetro La Coste & Romberg modello G, n351, con una costante di scala $K = 1.06 \text{ mGal/div}$. Tutti i dati sono stati ridotti e corretti secondo i procedimenti consolidati nella prospezione gravimetrica.

In figura 4 sono riportate le mappe delle anomalie di Bouguer per vari valori di densità.

Esaminando queste mappe si può notare la presenza di alcune zone abbastanza ampie ed allungate che permangono per le varie densità. L'insieme di tutte le mappe per diverse densità, elaborate variando la densità di riferimento con piccoli step dell'ordine di 0,01 mGal, tra 1 e 2,8 g/cm³, consentono di realizzare una sorta di microzonazione gravimetrica.

Infatti possono essere delimitate le aree assimilabili a un piano per un particolare valore di densità secondo il metodo di Nettleton generalizzato [7] sulla falsariga del metodo originario proposto da Nettleton [10] per rilievi 1D su colline omogenee (Fig. 5).

La carta di microzonazione gravimetrica mostra chiaramente l'esistenza di due importanti deficit di gravità, circa perpendicolari tra loro, quasi ad indicare due linee (di fatturazione o due gallerie molto superficiali e ampie).

La sovrapposizione della carta gravimetrica redatta utilizzando una densità media di 2,7 g/cm³ alla cartografia topografica consente di ricavare la posizione in cui si verificano i deficit di gravità. Tale carta può leggersi come una carta di pericolosità o di vulnerabilità geotecnica o di suscettibilità al crollo per effetto di vuoti (Fig.6).

Una tale carta, potrebbe essere integrata dall'analisi del degrado statico e da altri rilievi diretti e indiretti per intervenire con tempestività e correttezza per il recupero degli edifici nel contesto urbano.

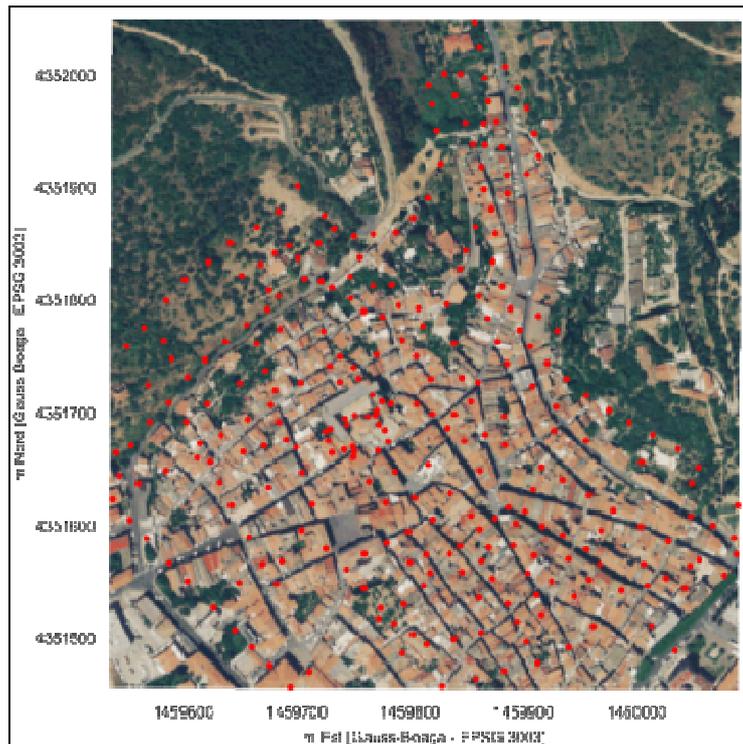


Figura 3 - Ubicazione delle stazioni gravimetriche nel centro urbano di Iglesias

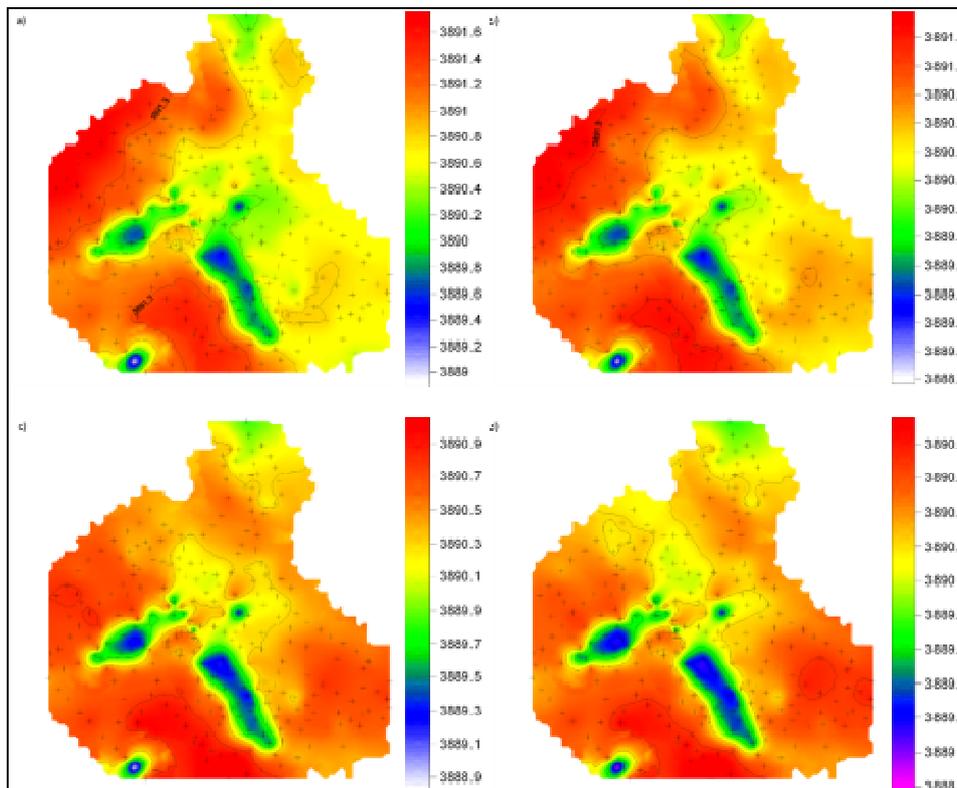


Figura 4 - Mappe di Bouguer per valori di densità di a) = 1,8; b) = 2,0; c) = 2,5 e d) = 2,7 g/cm^3 . I valori sono espressi in mgal.

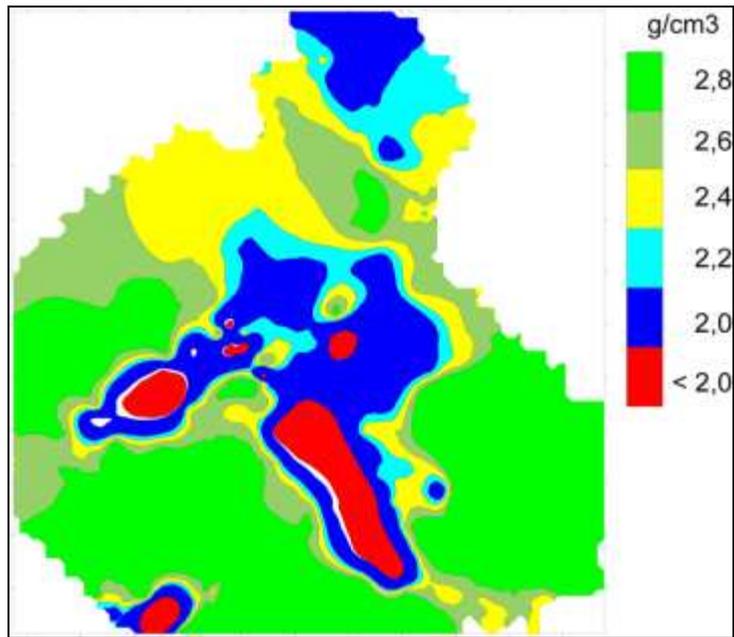


Figura 5 - Microzonazione di densità con il metodo di Nettleton generalizzato [7].

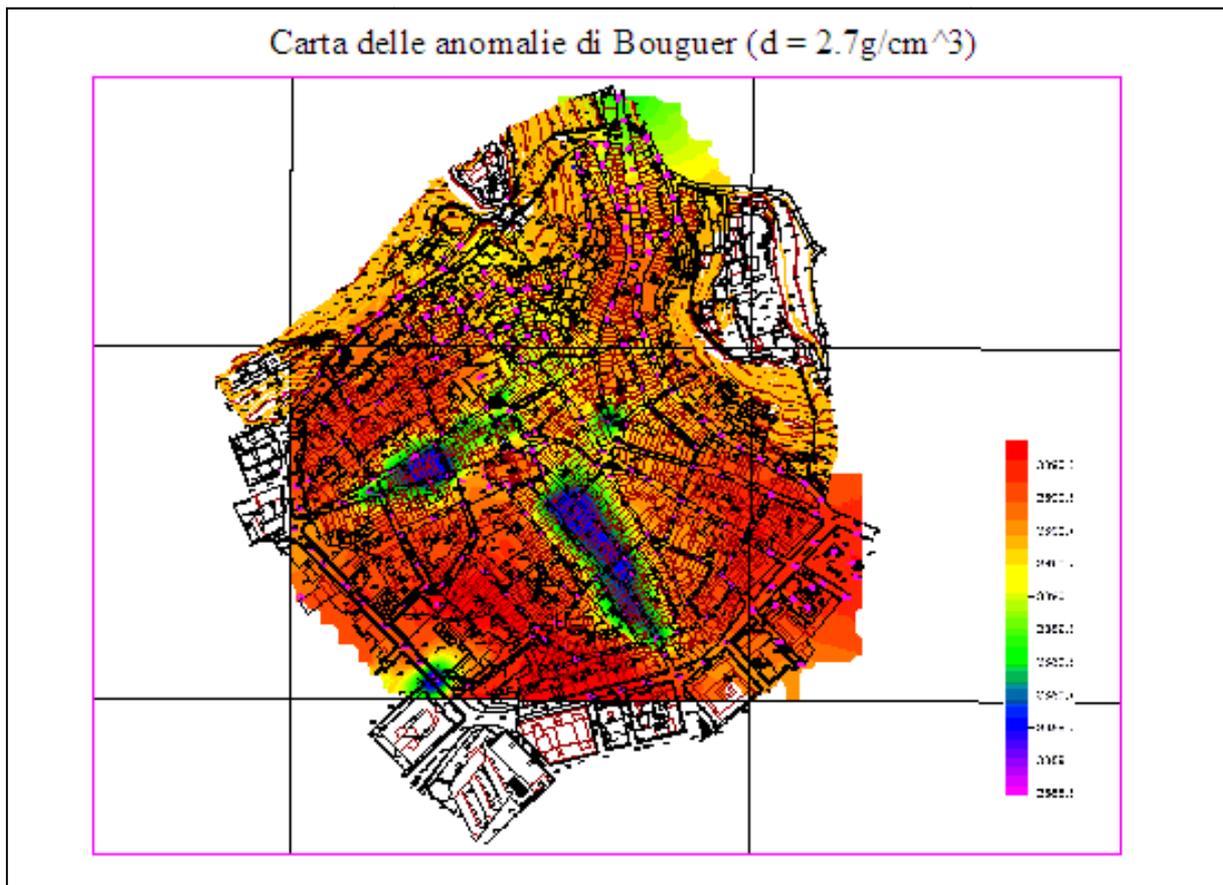


Figura 6 - Mappa anomalie di Bouguer per 2,7 g/cm³

I dati sono stati inoltre sottoposti ad un processing di inversione 3D mediante l'utilizzo del software Grav3D sviluppato dalla British Columbia University (UBC).
Nella figura 7 sono riportate due vedute del modello 3D ottenuto.

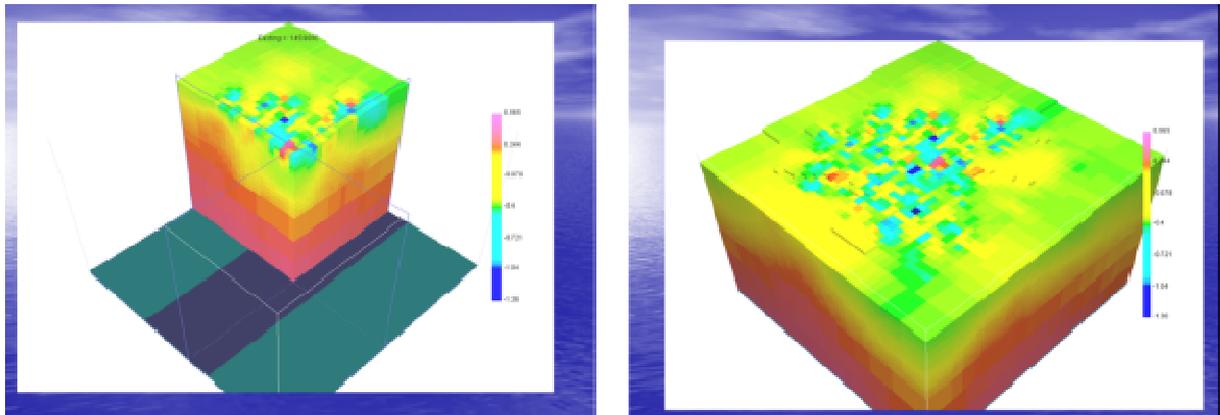


Figura 7 - Modello 3D di densità ottenuto dall'inversione dei dati gravimetrici mediante il software Grav3D.

In questo modo è stato possibile ottenere un modello 3D il quale consente di avere una indicazione anche sull'assetto geologico profondo dell'area in esame. Infatti è possibile estrarre delle mappe a diverse profondità che mostrano l'andamento in pianta della distribuzione delle densità (Fig. 8).

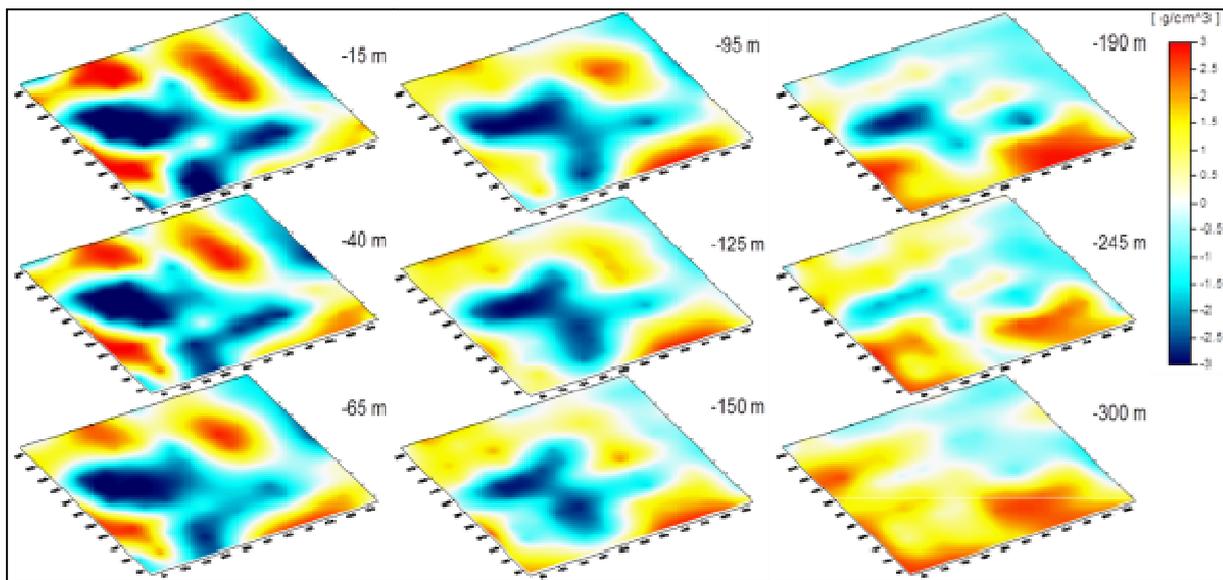


Figura 8 - Mappe di densità a varie profondità ottenute dall'inversione 3D dei dati gravimetrici

Ad esempio è possibile notare, dalla Fig. 8, che le zone dove sono presenti forti deficit di densità cominciano a manifestarsi al di sopra di 300 m di profondità e divengono sempre più marcate man mano che ci si avvicina alla superficie.

I risultati dello studio sull'area urbana trovano conferma anche dal confronto con il quadro dei dissesti osservabili nelle facciate degli edifici la cui distribuzione mostra una buona sovrapposibilità con le aree a maggior deficit gravitativo (Fig. 9)

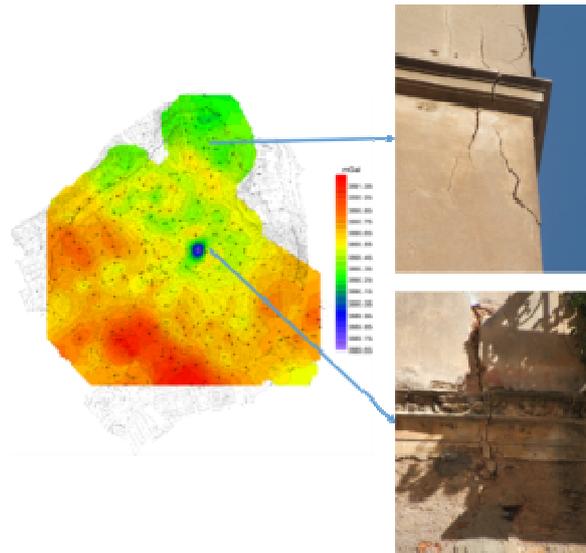


Figura 9 - Corrispondenza tra dissesti degli edifici e aree di deficit gravitativo.

4 Conclusioni

Il metodo gravimetrico si è dimostrato efficace soprattutto nella redazione di carte tematiche che possono essere di grande interesse nella pianificazione territoriale.

L'individuazione delle strutture geologiche e dei vuoti minerari può consentire una corretta gestione del territorio ottimizzando sia gli interventi di risanamento e le opere di bonifica, sia in fase preventiva, per individuare le zone dove è possibile l'edificazione.

La carta del campo gravimetrico residuale di gran dettaglio della parte urbana del territorio Iglesiente risulta caratterizzata da profonde anomalie negative, segno di un deficit di massa che potrebbe risultare di una certa pericolosità. Infatti nei pressi del maggior deficit si riscontrano ancora oggi ripetuti dissesti nelle strutture edilizie.

Infine, la risalita delle acque ha modificato il campo gravitazionale di tutta la regione. Sono perciò da studiare gli effetti che tale nuova dislocazione di massa può provocare. L'analisi gravimetrica in time-lapse, eseguita in contemporanea alla risalita delle acque nella regione iglesiente per effetto dell'interruzione dell'eduzione, ha mostrato che è possibile stimare la quantità d'acqua e identificare i volumi e le aree interessate.

Poiché la risalita dell'acqua ha indubbiamente modificato l'assetto gravimetrico in una ampia parte del Sulcis-Iglesiente, una nuova levata gravimetrica di dettaglio si rende pertanto necessaria per poter estendere a tutto il bacino l'analisi sull'effettiva risalita dell'acqua in maniera dettagliata mediante il confronto con la carta gravimetrica esistente.

L'eventuale uso di altre metodologie geofisiche oggi disponibili potrebbe consentire la definizione dell'assetto statico e delle potenzialità idriche del territorio.

Bibliografia

- [1] Parasnis, D.S. [1972] Principles of applied geophysics. Chapman and Hall, London.
- [2] Balia R., Carozzo M.T., Loddo M., Luzio D., Margiotta C., Quarta T., Trudu R. 1989. Carta Gravimetrica della Sardegna. Allegato Al Boll. Servizio Geologico d'Italia, vol. CVIII.
- [3] Casas A., Kearey P. Rivero L., Adams C.R. 1997. Gravity anomaly map of the Pyrenees region and comparison of the deep geological structure of the western and east Pyrenees. Earth and Planetary Science Letters, 150. 65-78

- [4] Trogu A., Ranieri G., Piga C., Piroddi L. Gravity survey: a tool for urban planning. 2012. INPUT2012. Edizioni Franco Angeli. 811-820.
- [5] Ranieri G., Sambuelli L. 1996. A new procedure to perform differential underground gravity measurements. *Journal of Applied Geophysics*. vol. 36, pp. 123-129 ISSN: 0926-9851.
- [6] Ranieri G., Balia R., Deidda G.P. Using Gravimetric method in Territorial Planning. 1998. *Proceedings of IV EEGS e.s. International Meeting, Barcelona*, editor Casas A., Instituto Geografico Nacional Madrid Espana. 473-476. ISBN 84-8497-817-6.
- [7] Ranieri G., Trogu A., Piga C., Cossu E., Ecça A., Pintus A. Gravity Survey in the Study of Old Towns. 2006. *Proceedings of 12th European Meeting of Environmental and Engineering Geophysics*. 176-183.
- [8] Ranieri, G. Deiana, R. Deidda, G.P. Erriu, S. Nuvoli, M. Coastal erosion monitoring by means of geophysical methods. 2002. *Proceedings of 8th meeting EEGS-ES Environmental and Engineering Geophysics*. 335-338.
- [9] Christiansen L., Lund S., Andersen O.B., Binning P.J., Rosbjerg D., Bauer-Gottwein P. 2011. Measuring gravity change caused by water storage variations: Performance assessment under controlled conditions. *Journal of Hydrology*, 402(1-2). 60–70. doi:10.1016/j.jhydrol.2011.03.004
- [10] Nettleton L.L. 1939. Determination of density for reduction of gravimeter observation. *Geophysics*, 4, 3: 176-183.
- [11] Luzio D., Margiotta C., Quarta T., Ranieri G., Tafuro A. 1987 -Prime indagini geofisiche nella zona di Roca-Salento.Applicazione congiunta di metodologie gravimetriche, elettriche e sismiche. *Quaderni di ricerche del Centro Studi Geotecnici e d'Ingegneria*, numero 11, dicembre. 355-372.
- [12] Pillola G.L., Leone F., Loi A. The Lower Cambrian Nebida Group of Sardinia. 1995. 6th Paleobenthos International Symposium, Guide book. Ed. Cherchi A. *Rend. Sem. Fac. Sc. Univ. Cagliari*, suppl. LXV. 27-62.
- [13] Carmignani L. Geologia della Sardegna: Note illustrative della Carta Geologica della Sardegna a scala 1:200.000. 2001. In: *Memorie descrittive della carta geologica d'Italia*, 60. Istituto Poligrafico e Zecca dello Stato.
- [14] Cocozza T. 1979. The Cambrian of Sardinia. *Mem. Soc. Geol. Ital.*, 20. 163-187.
- [15] Tratto da “*Memorie descrittive della carta geologica d'Italia*”, volume LX, a cura di Luigi Carmignani (2001).
- [16] Modificata da Pillola *et alii*(1995) (Estratta dal Vol. “*Memorie descrittive della carta geologica d'Italia*”, volume LX, a cura di Luigi Carmignani (2001)).
- [17] Piroddi L., Ranieri G., Manconi M., Piga C., Deidda G.P., Loddo F., Belghazal H. Synergical use of passive and active methods to reconstruct the subsoil in urban areas. 2009. *Proceedings of Near Surface Geoscience 2009 – 15th European Meeting of Environmental and Engineering Geophysics*, P01.

IL PROGETTO “GESSI E SOLFI DELLA ROMAGNA ORIENTALE”: STUDIO E DOCUMENTAZIONE DELLE ANTICHE MINIERE DI ZOLFO DELLA ROMAGNA ORIENTALE.

Belvederi G.¹, Garberi M. L.²

¹Federazione Speleologica Regionale dell'Emilia-Romagna,*Commissione Cavità Artificiali – SSI, giovanni.belvederi@regione.emilia-romagna.it, laurea in Scienze Geologiche

²Federazione Speleologica Regionale dell'Emilia-Romagna,*Commissione Cavità Artificiali – SSI, marialuisa.garberi@regione.emilia-romagna.it, laurea in Scienze Geologiche

Abstract

The Emilia-Romagna Regional Speleological Federation launched a complex research project: “Eastern Romagna Gypsum and Sulphur”, aimed at surveying and studying the artificial and natural cavities in Eastern Romagna (Northern Italy). Many important artificial cavities exist in the area, which hold impressive industrial archaeology, historical and social values. Undoubtedly the most interesting one is the Perticara Mine (Novafeltria), that was, in its heyday, the most important Sulphur mine in Europe. To walk through the mine with relative security, it is necessary to use breathing apparatus for confined spaces and breathable air lack (ACAR) and gas detectors. The paper presents the works and re-exploration of the speleologists in this mine.

Keyword: Perticara, Formignano, Mine, Sulphur, breathing apparatus, gas detector.

Parole chiave: Miniere, Perticara, Formignano, zolfo, autorespiratore, misuratore di gas.

1 Introduzione

La Federazione Speleologica Regionale dell'Emilia-Romagna, per il periodo 2014/2015/2016, ha condotto un complesso progetto dal titolo “Gessi e Solfi della Romagna orientale”, che si prefiggeva di rilevare, documentare e studiare le cavità naturali ed artificiali della Romagna orientale.

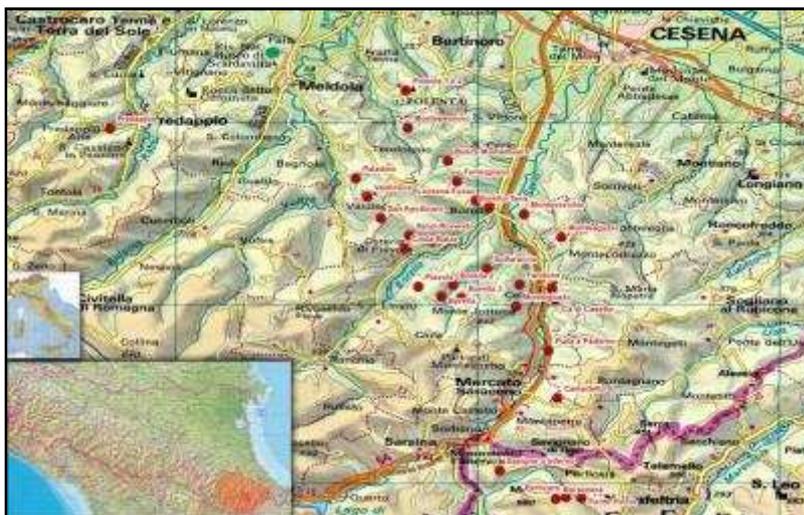


Fig. 1 – Inquadramento geografico.

Il territorio interessato si estende dalla valle del Savio (provincia di Forlì-Cesena) fino al nuovo confine regionale con le Marche, dopo l'annessione dei sette comuni dell'alta Valmarecchia nella provincia di Rimini (fig. 1).

La zona in esame ha, dal punto di vista delle cavità artificiali, un importante valore storico e sociale per la presenza di numerosissime zone minerarie di estrazione dello zolfo.

Le numerose miniere di zolfo di questa zona, che hanno lavorato con certezza fin dal periodo rinascimentale, hanno rappresentato una realtà economica importante per la zona, sono state investigate dal punto di vista socio-economico e storico.

Il progetto ha anche agito nel campo del recupero di mappe minerarie e cartografie storiche della zona, con digitalizzazione e georeferenziazione del materiale reperito.

Il progetto infine ha visto la "ri-esplorazione" delle miniere ancora percorribili e la loro documentazione fotografica e video. L'emergenza storicamente più interessante è sicuramente quella di Perticara che fu la miniera di zolfo, durante il suo massimo splendore, più importante d'Europa, con uno sviluppo di circa 100 chilometri di gallerie. I risultati del progetto sono contenuti nel volume "Gessi e Solfi della Romagna Orientale" uscito nel gennaio del 2017 nella collana delle Memorie dell'Istituto Italiano di Speleologia Serie II volume XXXI.

2 Miniera di Perticara

Il complesso minerario di Perticara comprende una serie di emergenze minerarie di cui la miniera di Perticara rappresenta la maggiore evidenza; segue la miniera Marazzana, che è stata unita a Perticara e ne è diventata la porzione meridionale; in seguito il complesso inglobò la miniera di Monte Pincio, porzione a sud-est e la ricerca Tornano a est (fig. 2).

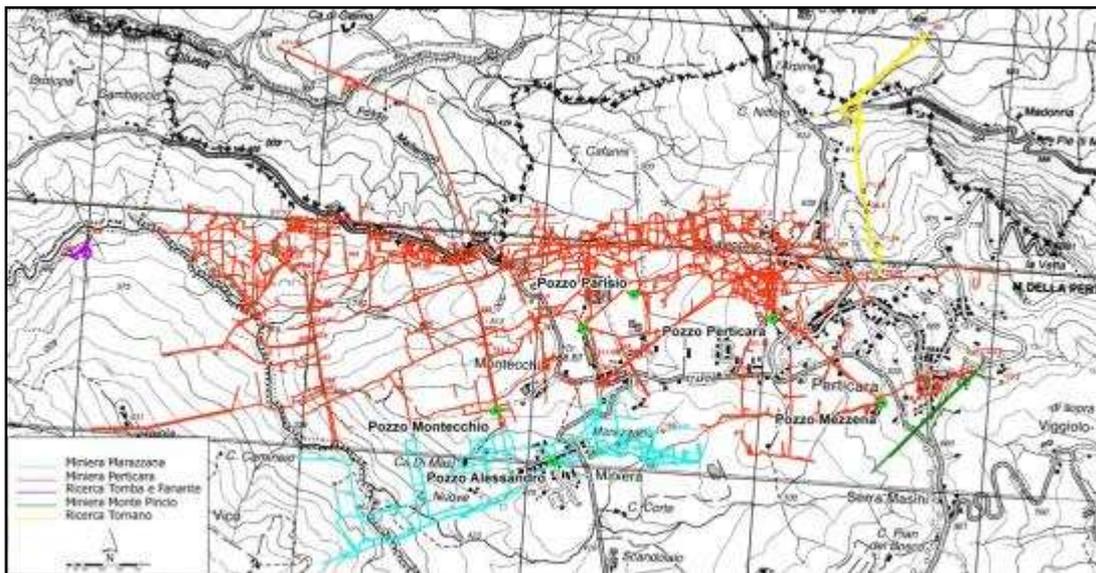


Fig. 2 - Il complesso minerario.

La miniera di Perticara si apre in comune di Novafeltria, un tempo Mercatino Marecchia, in destra idrografica del Torrente Fanantello, Marazzana in sinistra idrografica, in parte in comune di Sant'Agata Feltria.

Lo sviluppo completo delle gallerie raggiunse una lunghezza di 100 chilometri (fig. 3).

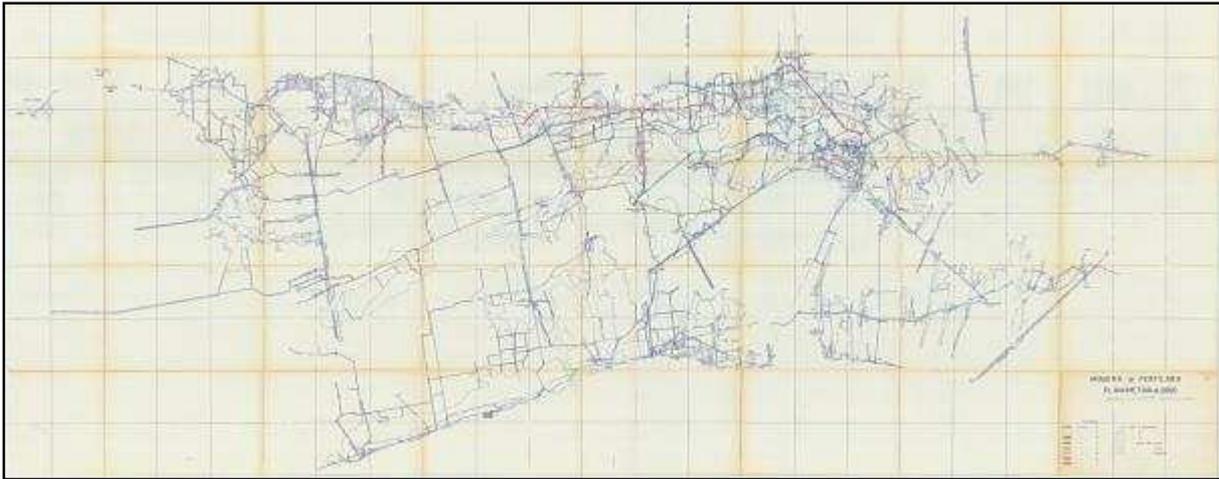


Fig. 3 – La mappa della miniera nel 1962 [1].

3 Inquadramento geologico

Perticara sorge lungo il crinale tra Marecchia e Savio, al passaggio tra gli affioramenti di arenarie plioceniche che formano il massiccio di Monte Aquilone, Monte Perticara e Monte Pincio e una successione di sedimenti in prevalenza argillosi, miocenici, che si sviluppa lungo la valle del Torrente Fanantello, in direzione del fiume Savio [2]. Tra gli strati miocenici argillosi (Formazione dei Ghioli di tetto) si trovano peculiari livelli di gesso risedimentato, formato da frammenti di gesso dalle dimensioni svariate, la cui origine è legata all'erosione di preesistenti strati di gesso cristallino (selenitico), che, poco dopo essersi sedimentato, si trovava già esposto agli agenti erosivi [3]. A questo tipo di gesso "clastico" sono associati i giacimenti di zolfo di Perticara.

4 Inquadramento storico

L'estrazione dello zolfo in Romagna e nelle Marche viene fatta risalire a volte all'epoca etrusca o a quella romana, senza però alcuna prova documentale certa [4]. Uno dei più antichi documenti che indica notizie dell'estrazione nella zona di Perticara è la concessione pontificia del 1490 ai Malatesta e ai loro sudditi per fabbricare salnitro e polvere sulfurea nell'area della Perticaja o Perticaglia [5].

Innumerevoli proprietari si sono succeduti durante i secoli, tra questi si ricorda il conte Giovanni Cisterni che acquista la miniera nel 1816, [6]. Più tardi si susseguirono la Società Anonima delle miniere Zolfuree di Romagna e la Trezza Albani.

Nel 1917 la Montecatini rilevò la miniera da quest'ultima società ad un prezzo fallimentare: sui piazzali era depositato un quantitativo di zolfo che valeva ben oltre il prezzo pagato [7]. La Montecatini gestì la miniera, potenziandola e razionalizzando i metodi di scavo e produzione fino alla fine della seconda guerra mondiale. Negli anni successivi alla guerra traspare chiaramente l'intenzione al lento abbandono e la politica volta alla chiusura, definitiva, che avvenne nel 1964 [8].

5 Problematiche della riesplorazione

Nell'affrontare la ri-esplorazione e la documentazione delle zone ancora accessibili della miniera di Perticara, il primo e più importante problema da risolvere è la peculiare situazione delle gallerie della miniera: a parte poche zone, comunque rischiose, nelle gallerie non c'è aria respirabile. La Montecatini, cessando le attività nel 1964, in accordo e seguendo le direttive del Distretto Minerario, chiuse tutti gli ingressi (discenderie e pozzi di areazione) interrompendo per sempre la

ventilazione forzata che permetteva la sopravvivenza nel sotterraneo [9]. Con la chiusura dell'impianto cessò anche il drenaggio delle acque di circolazione, causando l'allagamento dei livelli inferiori a quello di carreggio, il livello 0. Le gallerie si snodano principalmente nei calcari, nei gessi e nelle marne bituminose: l'ossidazione del kerogene contenuto nelle marne, l'ossidazione dell'ingente quantitativo di materiale legnoso abbandonato nelle gallerie in aria e soprattutto allagate, l'ossidoriduzione dei solfati e dell'acido solfidrico presenti in atmosfera e soprattutto disciolti in acqua, hanno creato una situazione di forte carenza di ossigeno. La situazione estremamente stabile del contatto tra aria e zone allagate e la presenza di pellicole di zolfo colloidale in superficie, rendono lentissima la diffusione dei gas disciolti. L'evento perturbante dato dalla presenza degli speleologi, anche con la semplice vibrazione dei passi in prossimità del livello di falda, produce una improvvisa degassazione dell'acqua con una immediata immissione in aria di gas velenosi o esplosivi tipo H₂S, SO_x, metano, CO₂, ecc. Oltre alla carenza di aria respirabile altri ostacoli si incontrano durante la ri-esplorazione della miniera: la presenza di interstrati di anidrite contenuti nelle marne bituminose, idratandosi ed aumentando di volume, producono dilatazioni della roccia con conseguenti frane e costante instabilità delle strutture stesse delle gallerie. Per affrontare questa sfida, tra gli speleologi della Federazione si è formata una squadra con la volontà e l'impegno di trovare le soluzioni migliori per riesplorare, documentare e diffondere la conoscenza di questi luoghi: il 15 febbraio 2014 si è costituita la "Squadra Solfi".



Fig. 4 - Autorespiratori PSS 3000 Dräger.

La Federazione si è, quindi, dotata di quattro autorespiratori Dräger PSS 3000 equipaggiati con bombole in materiale composito da 9 litri di capacità e 300 atmosfere di carico più altre 8 bombole in acciaio da 6 litri. Gli autorespiratori sono forniti di maschera facciale completa e di erogatore in sovrappressione: le gallerie sono sature di gas che non devono entrare in contatto con le vie respiratorie e con gli occhi. L'attrezzatura completa pesa circa 14 kg (fig. 4). Il PSS 3000 della Dräger è un apparecchio molto sofisticato, tutti i materiali che lo compongono sono ignifughi e difficilmente attaccabili dalla corrosione, se esposti a sostanze acide o aggressive in genere [10]. Quest'apparato viene considerato un Dispositivo di Protezione Individuale (DPI) di Terza categoria, come definito dal D.Lgs 475/1992; tale categoria include i DPI che proteggono da danni gravi e/o permanenti e dalla morte. Tali attrezzature richiedono uno specifico corso di formazione essendo pericoloso l'utilizzo in sé del DPI. Nel procedere all'esplorazione di sotterranei con problematiche ACAR (Aree a Carenza di Aria Respirabile) è essenziale poter controllare costantemente la qualità

dell'aria che s'incontra; gli autorespiratori hanno un'autonomia limitata, al massimo 45/50 minuti, quindi è essenziale risparmiarli per quando sia effettivamente necessario usarli. Per questo motivo, per completare l'attrezzatura, la Federazione ha acquistato due misuratori di gas MSA: un Altair-4x multigas, che rileva le percentuali di acido solfidrico (H₂S), di monossido di carbonio (CO), dei gas esplosivi (Comb/EX) e dell'ossigeno (O₂) presenti nell'atmosfera [11], e un Altair Pro monogas, che misura la sola percentuale di ossigeno [12].



Fig. 5 – Misuratori di gas MSA, da sinistra Altair Pro, Altair 4x e Altair 5x.

Alcuni componenti della Squadra Solfi si sono dotati di un ulteriore misuratore di gas Altair-5x multigas, più sofisticato dei precedenti e che ha un sistema attivo di campionamento dell'aria, che misura oltre ai gas standard anche la presenza di CO₂ e SO₂ (fig. 5). La tabella (fig. 6) contiene un'elaborazione dei picchi del log dei misuratori di gas, rilevati durante un periodo della campagna di riesplorazione.

Data	CombEX %	O2 %	CO ppm	H2S ppm
	Picco	Picco	Picco	Picco
26/04/2014	0	0,1	0	20
27/04/2014	0	3,5	0	0
11/05/2014	0	4,9	0	1
02/06/2014	13	1,2	0	1
30/11/2014	0	16	1	1
06/12/2014	17	0,1	1	22
20/12/2014	11	0,2	0	1
21/12/2014	11	3,3	0	0
21/12/2014	18	0	0	8
05/01/2015	0	16	1	1
10/01/2015	13	6	1	1
10/01/2015	0	17	1	1
11/01/2015	10	3	1	1
25/01/2015	0	16	1	1
01/02/2015	27	0	1	12
14/02/2015	7	10,5	1	1
08/03/2015	7	10,6	1	1
21/03/2015	0	17,9	1	1
29/03/2015	7	10,9	1	1
02/05/2015	7	10,3	1	1

	Discenderia Ovest
	Fondi Vecchi
	Livello 0
	Livello 1

Fig. 6 - Tabella dei picchi elaborata dai log dei misuratori di gas.

La percorribilità delle gallerie in aria respirabile varia in relazione a fattori ambientali sia esterni alla miniera che interni; la miniera ha un'unica entrata percorribile, la Discenderia Fanante, che si apre a livello del torrente omonimo e fu scavata nel 1908 [13]. La circolazione dell'aria che si percepisce all'interno è solamente innescata tra le zone di coltivazione e le gallerie che le collegano. I grandi Celloni del "cantiere delle Cellette" fungono da corpo caldo rispetto alle gallerie,

innescando una cella di circolazione d'aria. Le gallerie sono sufficientemente piccole rispetto alla massa d'aria della miniera da comportarsi come tubi capillari, piccole variazioni di pressione innescano grandi movimenti di bolle d'aria a diversa temperatura e densità (fig. 7).

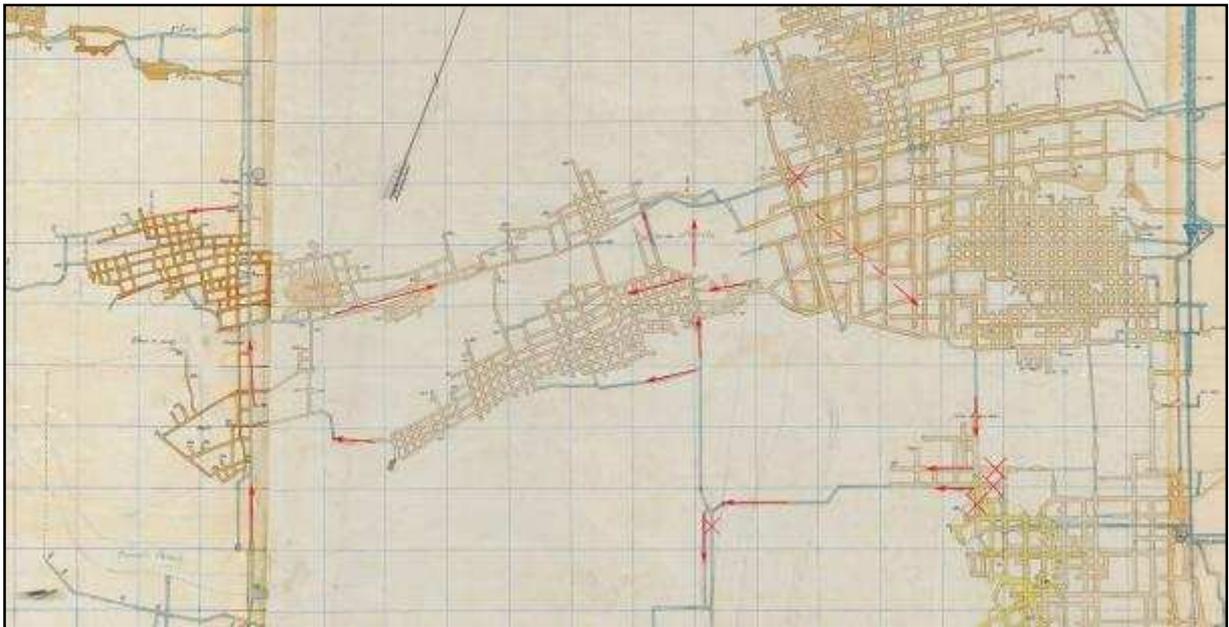


Fig. 7 – Stralcio della mappa del 1916 [14] con evidenziata la circolazione dell'aria, dalle osservazioni anemometriche



Fig. 8 - Sbarramento artificiale, attraversato da un probabile condotto di areazione (fotogramma video M.L. Garberi). Questo condiziona il calcolo dell'autonomia residua e quindi il tempo di permanenza in zona ACAR e la permanenza della squadra di appoggio, che dovrà necessariamente monitorare attentamente le condizioni e retrocedere verso l'uscita a seconda del mutare delle stesse.

Le osservazioni e la ricostruzione della circolazione dell'aria hanno dimostrato che, per la pianificazione delle attività in sotterraneo, è più importante conoscere la previsione della pressione barometrica rispetto alla temperatura esterna; anche la presenza degli speleologi, che percorrono zone da 50 anni praticamente statiche, produce degli effetti difficilmente quantificabili con

contaminazione dell'aria respirabile con quella a bassissimo tenore di ossigeno (0-1%). Nel caso di gallerie di piccolo diametro, ad esempio 2 m per 1 m, gli speleologi hanno trascinato al ritorno, con il loro passaggio l'aria cattiva; quindi non è mai garantito ritrovare l'aria respirabile dove si è indossata la maschera (fig. 8).

6 Documentazione cartografica

Per potere effettuare una buona pianificazione delle esplorazioni era necessario possedere una documentazione cartografica delle gallerie della miniera. Il Museo Sulphur possiede un ricco fondo cartografico di mappe, che gli speleologi hanno consultato per potersi documentare. Tra i partner del progetto figura il Servizio Statistica, Comunicazione, Sistemi Informativi geografici, educazione alla sostenibilità e Partecipazione della Regione Emilia-Romagna, che attraverso i servizi dell'Archivio Cartografico Regionale ha scansionato un cospicuo numero di mappe del fondo [1 e 14]. Le mappe sono state georiferite sulla cartografia tecnica regionale, in questo modo le mappe hanno assunto la loro dimensione nello spazio, diventando misurabili con uno strumento GIS. Gli speleologi hanno digitalizzato le mezzerie delle gallerie, in modo da creare un grafo connesso su cui era possibile avere le lunghezze delle gallerie, in modo da pianificare la riesplorazione in relazione alle distanze da percorrere e alla valutazione del consumo di aria. Dal grafo complessivo (fig. 2) delle gallerie sono state stralciate tutte le gallerie che verosimilmente non potranno essere raggiunte, perché troppo remote e fuori dall'autonomia degli autorespiratori, ottenendo un grafo ridotto con indicate le lunghezze dei tratti di galleria espresse in metri (fig. 9).

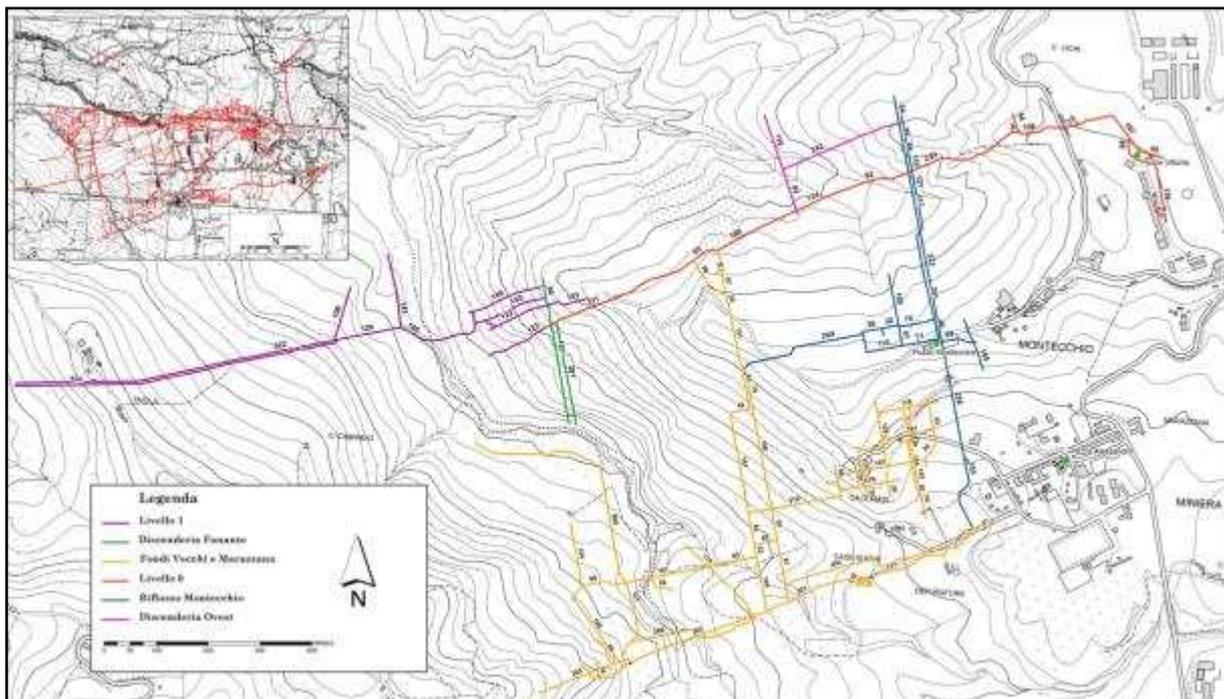


Fig. 9 - Grafo ridotto delle gallerie esplorabili quotate con strumenti GIS.

C:\Users\Utente\Documents\AMS\2017\Simposio\ATTI ISBN\Fig_8.jpg

Il lavoro svolto dagli speleologi della Federazione è stato molto intenso con più di 60 uscite nella sola miniera di Perticara; è stato caratterizzato da un'esplorazione resa molto difficile dalle problematiche legate alla situazione dell'atmosfera interna della miniera e dal degrado delle gallerie e delle strutture. Le aree ancora percorribili si trovano in zone molto antiche, che essendo le più

elevate di quota non sono state allagate al termine del pompaggio, quindi gli speleologi percorrono un sotterraneo, che nel migliore dei casi risale alla fine dell'800 (fig. 10).



Fig. 10 – Galleria bassa nei cantieri ottocenteschi (fotogramma video M.L. Garberi).

La roccia incassante è prevalentemente marna, che è piuttosto fragile e presenta numerosi crolli. Gli speleologi hanno studiato e si sono imposti delle procedure da seguire durante la progressione, nella squadra di esplorazione ogni componente ha ruoli precisi. Chi coordina la squadra in zona ACAR deve tenere sempre presente lo stato oggettivo dell'ambiente, valutare le percentuali dei gas presenti e lo stato psicologico dei compagni. Le procedure devono essere rigidamente rispettate: in prima linea c'è chi porta il misuratore multigas, in avvicinamento nelle gallerie ad aria respirabile e in zona ACAR legge a cadenze regolari la percentuale dell'ossigeno, sia per informare i compagni sia per manifestare il suo stato psicofisico. In zona ACAR uno speleologo controlla il tempo trascorso dal momento in cui sono state indossate le maschere e i manometri dei compagni per controllare il consumo di aria; infine valuta con il coordinatore quando tornare. La squadra deve riconoscere il ruolo di ogni membro e seguirne le decisioni. Non basta: le zone ACAR vanno affrontate con consapevolezza e determinazione, ma senza sottovalutarle; la "Overconfidence" è pericolosa quanto la carenza di ossigeno.

Conclusioni

L'esplorazione del complesso minerario di Peticara è ancora in corso, anche se ormai le possibilità esplorative sono esigue: in alcuni casi per lo stato di degrado delle gallerie, che non consentono la prosecuzione in relativa sicurezza degli speleologi, in altri perché non consentite dall'autonomia degli autorespiratori. In realtà l'inviluppo delle gallerie è talmente esteso da rendere praticamente infinito il numero di possibilità di esplorazioni e di studio; i medesimi luoghi possono essere visti

con occhi diversi a seconda dell'esperienza e delle motivazioni che spingono gli speleologi a frequentarli.

Fino ad oggi sono stati esplorati 2300 metri di cui 1100 in zona ACAR (fig. 11).

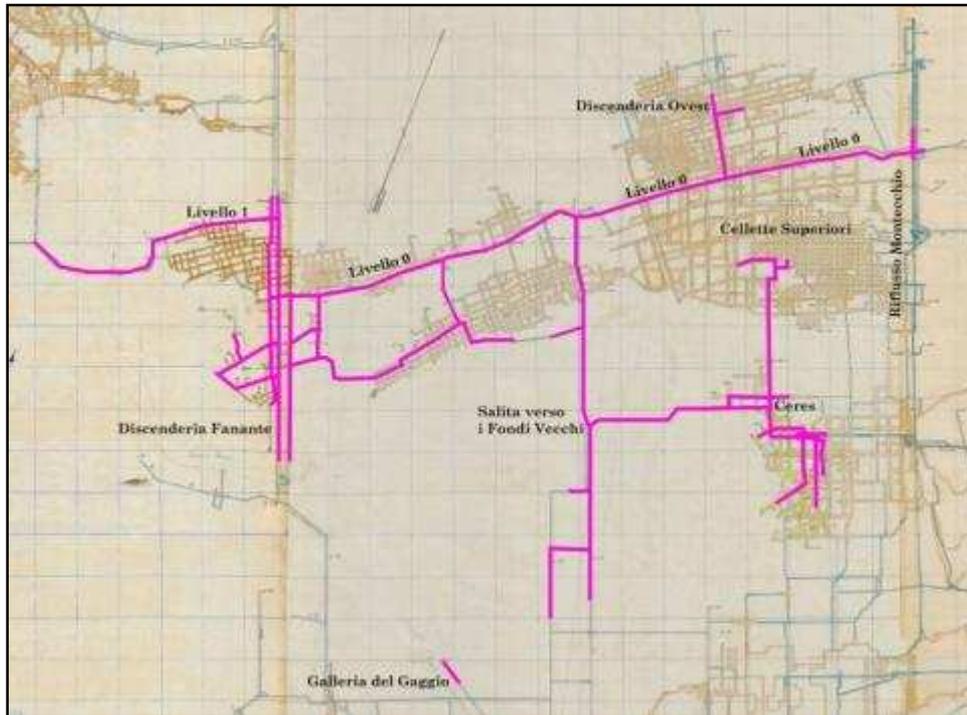


Fig. 11 – Schema delle esplorazioni condotte fino ad ora.

Dal punto di vista della comprensione dell'atmosfera interna, gli speleologi hanno iniziato una campagna di analisi dell'aria da effettuarsi in alcuni punti significativi. Da una prima analisi dell'aria prelevata nella Discenderia Ovest si è evidenziato che la carenza di ossigeno viene colmata da una presenza altissima della CO₂ fino ad un 10,15% e da un aumento del 10% dell'azoto (fig. 12).

Analisi dell'aria del fondo della discenderia Ovest Miniera di Perticara Eseguita il 28/01/2017			
Unità di misura	Componente	Concentrazione	Riferimento concentrazione aria standard
%	O ₂	0,04	20,95
%	N ₂	88,47	78,08
%	CH ₄	0,17	0,00
%	CO ₂	10,15	0,04
%	H ₂	0,00	0,00
%	CO	0,00	0,00
%	Ar	1,16	0,93
Totale %		99,99	

Fig. 12 – Analisi dell'aria della Discenderia Ovest.

Alcuni componenti della squadra hanno anche messo a punto un data-logger per monitorare in

continuo l'ossigeno, il metano e l'acido solfidrico in relazione alla temperatura interna e alla pressione barometrica. Il primo prototipo è stato posizionato il 3 giugno 2017.

Gli speleologi continueranno ad investigare e a cercare qualche porta che consenta loro di penetrare nell'affascinante mondo di queste cavità, che raccontano la loro storia, a chi le sa ascoltare (fig. 13).



Fig. 13 - Livello 0, carreggio (foto G. Belvederi).

Gli studi finora condotti evidenziano che la miniera di Perticara può rivelarsi una trappola mortale, come disse Oscar Wilde «(...) L'esperienza è il tipo di insegnante più difficile. Prima ti fa l'esame, poi ti spiega la lezione (...)».

Bibliografia

- 1) ARCHIVIO DEL MUSEO "SULPHUR" 1959, Perticara (Novafeltria), Montecatini, *Miniera di Perticara, Piano generale scala 1:2.000*.
- 2) REGIONE EMILIA-ROMAGNA 2012a, *I geositi dell'Emilia-Romagna – Miniere di Perticara 2152*, <http://geo.regione.emilia-romagna.it/schede/geositi/> [consultato il 19 ottobre 2016].
- 3) M. ROVERI, V. MANZI 2007, *Gessoso-Solfifera*, in *Catalogo delle formazioni*, ne *I Quaderni*, s. III, VII, 7, Unità tradizionali (2), Roma, pp. 303-310.
- 4) L. DOMINICI 1931, *Storia generale montefeltrana*, Lanciano.
- 5) A. BARTOLINI 1974, *Perticara nel Montefeltro*, Rimini.
- 6) A. SCICLI 1995, *I bacini solfiferi marchigiani*, in P. MATTIAS, G. CROCETTI, A. SCICLI, *Lo zolfo nelle Marche. Giacimenti e vicende*, Roma, pp. 59-63.
- 7) A. SCICLI 1972, *L'attività estrattiva e le risorse minerarie della Regione Emilia-Romagna*, Modena.
- 8) I. RINALDI 1987, *Perticara, la miniera di zolfo, la sua gente*, Verucchio.
- 9) ARCHIVIO DI STATO DI BOLOGNA, DISTRETTO MINERARIO DI BOLOGNA, 1964, Dattiloscritto "Verbale di verifica dello stato di consistenza della miniera di zolfo Perticara in territorio dei

comuni di: Novafeltria, Sant'Agata Feltria (Pesaro), Sogliano al Rubicone (Forlì) rinunciata dalla Montecatini”, in Concessione di zolfo Peticara, I-00-061.

- 10) DRAEGERWERK AG&CO. 2013, *Draeger PSS 3000 Compressed Air Breathing Apparatus*
- 11) MSA AUER GMBH 2012, *Operating manual Altair 4x*, Germany.
- 12) MSA AUER GMBH 2006, *Operating manual Altair Pro*, Germany.
- 13) E. CAMERANA 1909, *Distretto di Bologna*, “Rivista del Servizio minerario del 1908”, pp. 5-39.
- 14) ARCHIVIO DEL MUSEO “SULPHUR” 1916, Peticara (Novafeltria), *Miniere Sulfuree Trezza Albani, Miniera di Peticara e Marazzana, piano dei lavori scala 1:1.000.*

TRATTAMENTO DI FANGHI DI JAROSITE, RESIDUI DELLA PRODUZIONE DELLO ZINCO, ED ESTRAZIONE DI COMPOSTI VALORIZZABILI, MEDIANTE PROCESSI PIROMETALLURGICI

Ragona M.⁽¹⁾, Pisu M.⁽¹⁾

⁽¹⁾ Centro Ricerche Ecotec, Sesta Strada Ovest ZI Macchiareddu, Uta (CA).

Abstract

Over the last five years, Ecotec Group has studied a new process, dedicated to reprocess jarosite sludge (jarosite, briefly), a residue generated during the industrial zinc production. Today, jarosite from zinc production is a hazardous waste, disposed in landfill. Although it is a waste, in jarosite composition, there are significant contents of iron, zinc, lead, silver and rare metals (indium and germanium, for instance), nowadays lost. Ecotec Group, through studies at its Research Center in Uta (CA), has identified several treatment options that have led to the acquisition of three patents. The whole process is in line with European Commission's Circular Economy strategy. The latest evolution of the study will be presented in a concise way.

Parole chiave: jarosite, zinco, indio, economia circolare.

1 Introduzione

L'industria metallurgica non ferrosa produce ingenti quantitativi di scarti, che contengono al loro interno concentrazioni importanti 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.

Facendo riferimento alla produzione industriale di zinco metallico, le materie prime o assimilabili da cui viene estratto questo elemento sono, principalmente, alcuni scarti provenienti dalla filiera dell'acciaio, oppure la blenda (o sfalerite), ovvero un minerale composto da solfuro di zinco. Nella matrice del minerale sono contenuti anche altri elementi, in forma di solfuri che, durante l'articolazione dei processi di estrazione, possono essere separati ed inviati a linee di trattamento dedicate: tra questi, i principali elementi di interesse sono il piombo e l'argento, in quanto frequentemente le blende (minerali a base di solfuro di zinco) e le galene argentifere (minerali a base di solfuro di piombo) si trovano nella medesima formazione minerale. Ma nella composizione dei minerali da cui si estrae lo zinco possono essere presenti ulteriori metalli, metalli rari e terre rare; basti pensare che la sfalerite è il minerale più comune da cui si estrae l'indio, il quale è presente, solitamente, in concentrazioni comprese tra 70 mg/kg e 200 mg/kg; in alcuni casi particolari, questa concentrazione è compresa tra 500 mg/kg e 800 mg/kg. Nel minerale impiegato, è infine presente del ferro, in forma di solfuro o di ossido, ma quest'ultimo, dal punto di vista della produzione dello zinco, è un elemento di disturbo piuttosto che un fattore qualificante.

La materia prima contenente zinco viene sottoposta ad una sequenza di procedimenti, per via termica, idrometallurgica ed elettrochimica, fino alla produzione dello zinco metallico. Durante questa sequenza di trattamenti, il piombo, l'argento e gli eventuali elementi minori vengono separati selettivamente ed inviati su linee dedicate. Il ferro, invece, viene di solito allontanato dal liquido di leaching acido, separandolo in forma di sale insolubile. Uno dei processi più comuni per ottenere questa separazione è il cosiddetto processo alla jarosite, poiché il solido ottenuto rassomiglia chimicamente alla jarosite minerale.

I cosiddetti fanghi di jarositici sono dei solfati-idrati misti, del tipo $MFe_3(SO_4)_2(OH)_6$, (dove M rappresenta: H_3O^+ , Na^+ , K^+ , NH_4^+ , Ag^+ , Li^+ , o $1/2 Pb^{2+}$, Zn^{2+}); sono inoltre presenti, in misura minore, dei solfuri misti di questi stessi metalli.

Oltre al ferro, a causa delle rese di estrazione e di separazione dei diversi elementi, consentite dai processi industriali, nei fanghi jarositici sono presenti, per coprecipitazione o trascinarsi meccanico, anche concentrazioni significative di alcuni degli elementi di interesse, quali zinco, piombo, argento, indio ed altri. Poiché, però, i fanghi jarositici contengono nella matrice elevate quantità di composti dello zolfo (dovuto ai solfati ed ai solfuri), il materiale risultante si presenta in una forma chimica non compatibile con gli impianti di produzione da cui deriva, diventando uno scarto che viene gestito come un rifiuto.

Ecotec, in pieno accordo con le linee di indirizzo riguardanti l'Economia circolare, promosso dalla Commissione Europea, ha intrapreso una ricerca finalizzata a mettere a punto un processo in grado di portare gli elementi di interesse presenti nei fanghi jarositici in una forma chimica adatta ad estrarli ed immetterli nuovamente sui mercati di riferimento.

2 Descrizione del processo

Ecotec ha sviluppato, messo a punto e brevettato un processo innovativo, che sfrutta il plasma termico, ed è in grado di riprocessare la jarosite prodotta come scarto della filiera di produzione dello zinco. Mediante un processo articolato, il procedimento è in grado di trasformare lo zinco, il piombo e l'argento in una forma chimica rilavorabile, mentre il ferro presente viene convertito in pig iron (ghisa), rivendibile sui mercati di riferimento. Lo zolfo viene trasformato in specie chimiche riutilizzabili o rivendibili. Come prevede la "filosofia" dell'Economia Circolare, lo scarto di un processo produttivo diventa, quindi, materia prima di un nuovo processo produttivo.

Lo studio è stato condotto utilizzando campioni di jarosite prodotti da alcuni siti europei. In questa sede si illustrerà un caso studio condotto con una jarosite la cui composizione principale è illustrata nella successiva Tabella 1.

Tabella 2 - Contenuto di acqua ed analisi degli elementi principali presenti in un fango jarositico utilizzato per lo studio

Parametro	Unità di Misura	Valori	Note
Fe	%	30,2	I valori di concentrazione sono riferiti al solido essiccato a 110 °C
S	%	10,5	
Zn	%	6,3	
Pb	%	4,2	
Si	%	1,3	
Ca	%	1,1	
Al	%	0,2	
Ag	mg/kg	207	
H ₂ O	%	33,2	

Come detto in precedenza, questi elementi sono "assemblati" in una matrice analoga a quella di una jarosite minerale, con formula semplificata $MFe_3(SO_4)_2(OH)_6$, (dove M rappresenta: H_3O^+ , Na^+ , K^+ , NH_4^+ , Ag^+ , Li^+ , o $1/2 Pb^{2+}$, Zn^{2+}).

La prima parte del processo è una fase di pretrattamento termico, finalizzato a liberare la matrice dalla presenza di acqua di imbibizione e di cristallizzazione, seguita dall'eliminazione dei solfati presenti. I prodotti di questa fase sono, nella configurazione più semplice, acqua di condensazione, acido solforico a media concentrazione ed un solido calcinato.

Quest'ultimo ha la composizione riportata nella successiva Tabella 2.

Tabella 3 - analisi degli elementi principali presenti nel solido dopo calcinazione

Parametro	Unità di Misura	Valori	Note
Fe	%	36,2	-
S	%	6,3	
Zn	%	10,7	
Pb	%	5,2	
Si	%	3,0	
Ca	%	1,2	
Al	%	0,8	
Ag	mg/kg	242	

La matrice solida ottenuta dopo i pretrattamenti termici presenta gli elementi indicati in Tabella 2, principalmente in forma di ossidi.

Al termine del pretrattamento, il solido calcinato, opportunamente addizionato con agenti riducenti e fondenti, viene introdotto in un reattore al plasma. Nelle condizioni di reazione promosse, avvengono principalmente i seguenti fenomeni:

- gli ossidi di ferro presenti si trasformano in ferro metallico, che va a stratificarsi nella parte inferiore del bagno fuso, all'interno del reattore plasma (melt);
- gli ossidi di zinco, piombo e argento, per effetto dell'ambiente riducente e del plasma, assumono forme chimiche volatili e sono allontanati dal reattore attraverso la linea off gas (dust);
- gli ossidi di calcio, silicio ed alluminio si stratificano nella parte superiore del bagno fuso, all'interno del reattore plasma (slag).

Al termine del tempo di reazione, i prodotti a) e c) vengono raccolti separatamente mediante colata dei fusi dal reattore plasma. I prodotti b), invece, vengono ossidati lungo la linea off gas e raccolti, in forma di polveri, in apposite trappole.

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 c) ha la composizione riportata nella successiva Tabella 3.

Tabella 4 - Composizione degli elementi di interesse nello "slag"

Parametro	Unità di Misura	Valori	Note
Fe	%	10,9	L'analisi SEM-EDX rileva che gli elementi sono in forma di ossidi.
S	%	-	
Zn	%	-	
Pb	%	-	
Si	%	26,0	
Ca	%	4,7	
Al	%	8,0	
Ag	mg/kg	-	

Questo prodotto, in base alle condizioni indotte durante il raffreddamento, può avere una matrice amorfa oppure cristallina. Può essere inserito nel mercato della vetroceramica o dei materiali da costruzione.

La frazione “dust” contiene, in forma arricchita, gli elementi di interesse zinco, piombo ed argento. Nella successiva Tabella 4, è indicata la concentrazione di questi elementi nelle polveri, ed il fattore di estrazione rispetto al materiale calcinato.

Tabella 5 - Composizione degli elementi di interesse nello “slag”

Parametro	Unità di Misura	Valori	% Estrazione	Note
Zn	%	31,4	74	N.B. - la % di estrazione è calcolata mediante i flussi di massa, non riportati nel presente documento
Pb	%	19,6	94	
Ag	mg/kg	755	75	

La frazione “dust”, inoltre, contiene circa 600 mg/kg di indio, circa 300 mg/kg di niobio e circa 200 mg/kg di germanio.

Gli elementi principali sono in forma chimica tale da poterli reimpiegare in stabilimento, rinviandoli in testa alla linea di estrazione dello zinco, tuttavia, la presenza degli elementi minori, ma ad elevato valore aggiunto, suggerisce di indirizzarsi verso trattamenti in grado di separare anche questi ultimi, in linee dedicate.

3 Conclusioni

Il processo sinteticamente descritto è stato studiato in maniera approfondita, in modo da renderlo trasferibile industrialmente. Sono state condotte delle valutazioni tecnico economiche avanzate, che portano a concludere che il processo è sostenibile dal punto di vista economico ed ambientale e consente, di fatto, di eliminare l’invio della jarosite in discarica e, contemporaneamente, di recuperare composti valorizzabili che attualmente vanno persi. La jarosite, quindi, 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.

TRATTAMENTO DI RESIDUI DELLA LAVORAZIONE DELLA BAUXITE, PRODOTTI MEDIANTE PROCESSO BAYER, E RECUPERO DI MATERIALI MEDIANTE PROCESSI PIRO-IDROMETALLURGICI

Pisu M.⁽¹⁾, Ragona M.⁽¹⁾

⁽¹⁾ Centro Ricerche Ecotec - Sesta Strada Ovest ZI Macchiareddu, Uta (CA).

Abstract

Over the last five 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. Today, red mud is a waste with heavy environmental impact, 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 that have led to the acquisition of four patents. The whole process is in line with European Commission's Circular Economy strategy. The latest evolution of the study 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 importanti 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.

La produzione di alluminio metallico a partire dal minerale prevede, nella filiera oggi più diffusa a livello mondiale, la lavorazione della bauxite, mediante il processo Bayer, con l'ottenimento di allumina. La bauxite è, semplificando e sintetizzando, un minerale che ha, come componenti principali, circa il 45 % - 55 % di allumina (Al_2O_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 "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. Tra le numerose possibilità individuate, Ecotec ha indirizzato i suoi studi sulla possibilità di estrarre dai fanghi rossi dei composti valorizzabili, con contemporanea riduzione dei volumi di materia e, nei casi più favorevoli, la virtuale eliminazione dell'invio a discarica di residui della lavorazione.

Quindi Ecotec, in pieno accordo con le linee di indirizzo riguardanti l'Economia circolare, promosso dalla Commissione Europea, ha intrapreso una ricerca finalizzata a mettere a punto un

processo in grado di portare gli elementi di interesse presenti nei fanghi rossi in una forma chimica adatta ad estrarli ed immetterli nuovamente sui mercati di riferimento.

2 Descrizione del processo

Ecotec ha sviluppato, messo a punto e brevettato un processo innovativo, che sfrutta il plasma termico, accompagnato da processi idrometallurgici, 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, gli elementi principali comunemente presenti sono 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, elementi rari e terre rare.

In questa sede si illustrerà un caso studio condotto con un fango rosso la cui composizione principale è illustrata nella successiva Tabella 1.

Tabella 6 - analisi degli elementi principali (espressi come ossidi) presenti in un fango rosso utilizzato per lo studio

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

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

Tabella 7 - analisi degli elementi minori presenti in un fango rosso utilizzato per lo studio

Parametro	Unita di misura	Valori	Note
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 un 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 mediante plasma termico

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 plasma termico; i prodotti di questa sezione sono:

- d) ferro metallico, di qualità minima analoga ad una ghisa (melt);
- e) arricchito (slag) contenente tutti gli altri elementi, in forma di ossidi, 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 Pretrattamento termico e trattamenti di estrazione per via idrometallurgica

Lo slag proveniente dalla sezione precedente viene additivato con reagenti solidi e sottoposto ad un trattamento a 1100 °c; in questo modo, gli elementi presenti nella matrice sono convertiti in una forma più facilmente estraibile per via idrometallurgica.

Il prodotto così ottenuto è quindi sottoposto, in opportune condizioni, ad una lisciviazione basica. Il liquido di lisciviazione basica estrae l'alluminio presente, in forma di alluminato sodico, assieme a silice, ossidi e carbonati di calcio; dal trattamento del liquido di lisciviazione si ottiene allumina pura (vendita) e una miscela di carbonati, silicati ed allumina grezza, che vengono riutilizzati in

testa al processo, come correttori dell'indice di basicità. Il liquido di lisciviazione basica, al termine del trattamento, viene rinviato in testa alla sezione e riutilizzato.

Il solido uscente dalla sezione di lisciviazione basica si è ulteriormente arricchito in titanio, scandio e terre rare, assieme a contenuti residui di ferro, calcio ecc., e viene inviato alla sezione di lisciviazione acida. In questa sezione, mediante l'uso di un acido di concentrazione opportuna, si portano in soluzione gli elementi di interesse (scandio, terre rare), oltre ad un trascinarsi di piccole concentrazioni di altri elementi (calcio, sodio, titanio, ferro, ecc.). Nel solido residuo dopo la lisciviazione acida rimangono, principalmente, i composti del titanio, del calcio e del silicio. Questo prodotto viene inviato alle linee di estrazione del biossido di titanio.

Lo scandio, le terre rare e gli altri elementi presenti nel liquido di lisciviazione acida vengono separati da questo mediante un passaggio su un letto di resine selettive. Il liquido acido così ottenuto torna in testa alla sezione di lisciviazione acida e riutilizzato.

Lo scandio e le terre rare vengono separati dagli altri elementi, mediante rigenerazione acida del letto di resine. Governando le condizioni della rigenerazione, si ottiene una prima soluzione acida contenente gli elementi a minore concentrazione (calcio, sodio, titanio, ferro, ecc.), che sono in un secondo tempo separati dalla soluzione.

Successivamente, con una seconda rigenerazione, si allontanano dal letto di resine, in un'unica soluzione, lo scandio, gli elementi rari e le terre rare. La soluzione acida così ottenuta viene sottoposta a processi di separazione selettiva di ciascun elemento, mediante estrazioni con solventi, precipitazioni ed altre tecniche note. Da questa sezione si ottiene lo scandio ossido ed altri elementi rari e terre rare rivendibili sui mercati di riferimento.

Le soluzioni acide gestite in questa sezione, dopo allontanamento degli elementi di interesse, sono reimpiegate in testa al processo.

Con questo approccio, si ottengono 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;

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.

3 Conclusioni

La gestione prodotto-centrica del processo appena descritto consente di ottenere 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;

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 sinteticamente descritto è stato studiato in maniera approfondita, in modo da renderlo trasferibile industrialmente. Sono state condotte delle valutazioni tecnico economiche avanzate, che portano a concludere che il processo 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.

PROBLEMATICHE IDROGEOLOGICHE, IDRAULICHE E AMBIENTALI NELLA MESSA IN SICUREZZA DI UNA MINIERA PROFONDA - CASO DELLA MINIERA DI RAIBL

Lipari* D.

* Ingegnere minerario (libero professionista, già V. Direttore Generale Società Italiana Miniere S.p.A.)

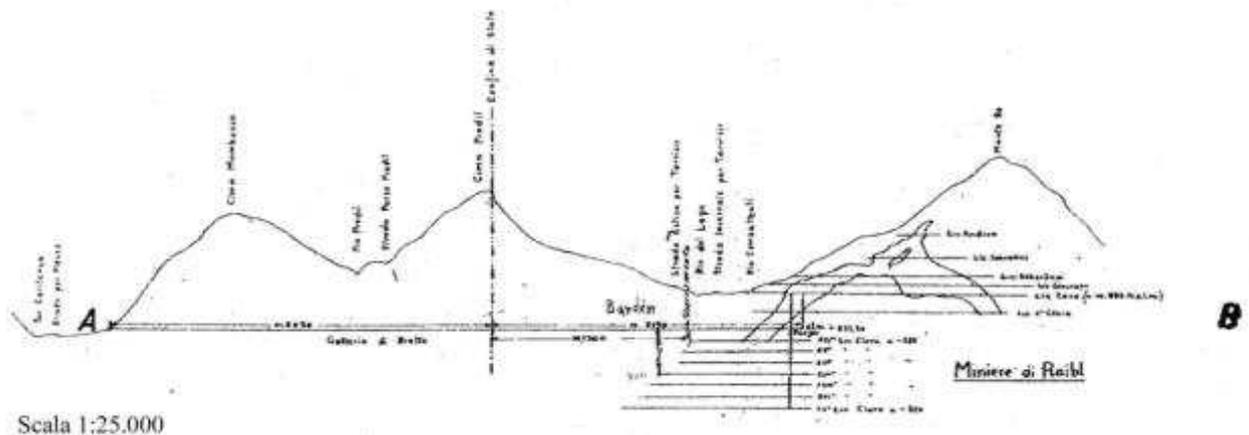
Summary: This note concerns the safety flooding of the deep end of the Raibl mine, after the final closure of the activity, in the context of the recovery of mining area "Cave del Predil", wanted by the Region of Friuli Venezia Giulia.

In order, are considered geological, hydrogeological, hydrochemical and mining aspects. In particular: the geostatic conditions of the galleries and their cultivation; the deactivation mode in security of three dewatering stations located underground; the planning of an emergency dewatering system to guarantee the quality of the water conveyed, through the Gallery of Bretto, in Slovenia; the design of a monitoring system of the rising water of the aquifer.

Parole chiave: Raibl, miniera, allagamento, Cave del Predil, sicurezza

1. PREMESSA E SCOPO DEL PROGETTO

La miniera di Raibl è ubicata a 7 km a Sud di Tarvisio in prossimità dei confini con Slovenia e Austria.



Sezione longitudinale Galleria di Bretto e giacimento Miniere di Raibl a Cave del Predil

E' conosciuta da tempi antichissimi e il primo documento storico che fa riferimento all'attività estrattiva risale al 1320 quando il Duca Federico il Bello rilascia la concessione mineraria a un gruppo di minatori del luogo. Per molti secoli viene gestita da una famiglia austriaca. Nel settembre del 1919, dopo la Grande Guerra, quando si definirono le nuove frontiere tra Italia e Austria, l'area di Tarvisio viene assegnata all'Italia e con essa la miniera di Raibl. Alla fine del 1923 Bernardino Nogara ottiene la concessione mineraria. Dopo un periodo di ottimi risultati economici culminati nel 1953, dopo la fine della guerra di Corea ('50-'53), la miniera passa alla Pertusola e nel 1963 la concessione scaduta viene assegnata all'AMMI S.p.A. società partecipata dallo Stato Italiano, nel 1978 alla SAMIM S.p.A. (ENI) e poi nel 1986 alla S.I.M. S.p.A. (ENI).

E' stata in attività fino al giugno 1991 e ha prodotto minerali ossidati di Zn e Pb dalla parte alta della miniera e solfuri misti di Zn e Pb dalla parte bassa. La miniera si sviluppa all'incirca 500 m sopra e 500 m sotto la quota del paese di Cave del Predil (Raibl in tedesco). Nel 1898, allo scopo di drenare le acque al disotto del livello paese (896 m s.l.m), inizia lo scavo della galleria di Bretto 240 m sotto. La galleria ha una lunghezza di 4.840 m e viene inaugurata nel 1905. Le acque della miniera, convogliate in questa galleria, sboccano in Slovenia presso Log Pod Mangartom (Bretto) e si riversano nell'alveo del torrente Coarentiza.

Essa veniva utilizzata per il transito degli operai dalla Slovenia quando il Passo Predil era chiuso per neve.

Una curiosità storica: la galleria di Bretto è stata determinante per la preparazione dell'offensiva austriaca di Caporetto (ott. 1917 – 1^a guerra mondiale): gli Austriaci vi fecero passare inosservati ingenti quantità di armamenti e truppe in tutto il periodo di guerra.

In seguito alla rinuncia delle concessioni da parte della SIM si è reso necessario chiudere la miniera in condizioni di sicurezza. Pertanto è stata redatta nel 2002 una relazione tecnica da esperti del settore per conto del Commissario Straordinario nominato dalla Regione Friuli Venezia Giulia per il recupero del Comprensorio minerario di Cave del Predil.

Nella relazione di cui sopra sono state esaminate due alternative di allagamento: quella totale con risalita delle acque a livello naturale con chiusura della galleria di Bretto (Liv.XIII) e abbandono della redditizia centrale idroelettrica che trova collocazione nel medesimo livello. Ma (come si legge nella relazione redatta per conto del Commissario) "il livello idrostatico che si collocherebbe nella prossimità della superficie esterna potrebbe produrre insorgenze esterne difficilmente prevedibili, ma soprattutto la circolazione delle acque all'interno dei vecchi cantieri, che si trovano nella parte alta del sottosuolo, potrebbe dar luogo ad assestamenti sotterranei e quindi a fenomeni che potrebbero riflettersi anche in superficie".

La seconda alternativa, più prudentiale, è quella di un allagamento parziale della miniera: dalla parte più profonda (Liv.XIX) fino alla quota intermedia della galleria di scolo di Bretto (Liv.XIII), mantenendo attiva la centrale idroelettrica ed in esercizio la galleria di Bretto. Peraltro, si tratta di una soluzione già suggerita dalla S.I.M. nel suo rapporto "*Programma dei lavori per la chiusura della miniera di Raibl*" sottoposto nel 1991 al Distretto di Trieste del Corpo delle Miniere.

Da quanto sopra è facilmente intuibile la fondamentale importanza che assume mantenere in efficienza la galleria di Bretto. Per l'intento di realizzare la messa in sicurezza in sottosuolo della miniera, tra i tanti si devono sottolineare due aspetti principali. Il primo, di carattere storico/gestionale, si riferisce al continuo variare del quadro di riferimento politico, giuridico, amministrativo e gestionale che ha prodotto un'estrema eterogeneità e lacunosità della documentazione tecnica di riferimento. Il secondo aspetto si riferisce alla oggettiva complessità della situazione geostrutturale, geomeccanica e geoidraulica, che in talune circostanze della vita produttiva ha dato luogo a situazioni di elevata pericolosità: la miniera di Raibl è stata famosa, oltre che per la qualità del suo minerale, per i fenomeni di colpi di tensione che hanno dato luogo a prescrizioni severe e all'adozione di metodi di coltivazione complessi e ad alto costo, accompagnati da intense campagne di misure e monitoraggio.

Per tener conto dei due delicati aspetti sottolineati sopra, oltre allo scrupoloso utilizzo della documentazione predisposta dal Commissario Straordinario della Regione Friuli Venezia Giulia, per sviluppare il progetto si sono integrati nel gruppo di lavoro e di progettazione professionisti e specialisti che hanno avuto ruoli e responsabilità di rilievo nella gestione della miniera di Raibl nei periodi più recenti potendo così apportare quella memoria storica dei fatti tecnici più rilevanti

indispensabili per la concezione delle soluzioni progettuali più adeguate, potendone contestualmente valutare l'efficacia ai fini della sicurezza.

Comunque, lo scopo principale della proposta progettuale è stato quello di realizzare la messa in sicurezza in sotterraneo della miniera nel modo più efficace possibile per garantire sotto tutti gli aspetti il livello di sicurezza desiderato.

Obbiettivi aggiuntivi hanno riguardato l'ottimizzazione o comunque la razionalizzazione della produzione ed utilizzo della energia elettrica ed il monitoraggio e controllo del regime di eduazione delle acque.

2. CRONISTORIA DELLO SVILUPPO DEL PROGETTO

Dopo aver delineato le linee d'azione principali è stata programmata una intensa e sistematica campagna di sopralluoghi, rilievi e indagini.

Inquadramento geologico

E' stato realizzato uno specifico sopralluogo con rilevamento generale sia in superficie che in sotterraneo nell'area della miniera. Il giacimento piombo-zincifero è localizzato nelle rocce del Trias medio e precisamente nella dolomia metallifera del Ladinico - Carnico. Questo "metallifero" è delimitato a tetto da marne bituminose del Carnico; a letto da una formazione costituita da calcari neri ben stratificati alternati a materiale clastico tufaceo denominato "Buchenstein".

La zona è stata interessata da grandi movimenti tettonici che hanno dato origine a faglie con direzione N-S, ed inoltre tutta la serie stratigrafica nell'ambito della miniera ha subito una inclinazione intorno ai 30° verso Sud. I corpi mineralizzati sono strettamente collegati allo sviluppo delle faglie. Essi hanno forme di giacitura filoniana, colonnare ad ammasso nonché sotto forma di breccie lenticolari mineralizzate.

Condizioni geomeccaniche e dimensionamento delle opere in sotterraneo

E' stato condotto un rilievo geostrutturale nell'intera area della miniera. In particolare, si è eseguito un approfondito rilievo geomeccanico nella galleria di Bretto posta al Liv.XIII che costituisce, come detto, una struttura fondamentale nel sistema di deflusso delle acque. Sono state valutate le condizioni geomeccaniche con dieci stazioni identificando in conclusione tre tipologie (A, B, C), per ciascuna delle quali è stato previsto un intervento differenziato.

Adeguamento alle vigenti normative dell'impianto di accesso e risalita del pozzo Clara

Specialisti del settore hanno esaminato la situazione dell'impianto per adeguarla alle normative vigenti del periodo. La chiusura della miniera conseguente alla rinuncia delle concessioni ha comportato che non si facesse più riferimento alle norme di Polizia Mineraria, bensì alle normative UNI EN 81-1 e il D.Lgs. 626/94 e pertanto sono state proposte e dimensionate delle soluzioni progettuali specifiche.

Allagamento della miniera e monitoraggio della falda

Dopo aver approfondito la documentazione tecnico scientifica, è stato messo a punto un piano per l'allagamento della miniera fino alla galleria di Bretto, articolato in tre fasi, e un piano di monitoraggio con interventi finalizzati al controllo dinamico e qualitativo della falda in rimonta.

Proposte aggiuntive per la completa e integrale messa in sicurezza

Per tener conto delle problematiche di emergenza che si verrebbero a creare nel caso di un evento pericoloso straordinario come un collasso strutturale improvviso della galleria di Bretto oppure fenomeni connessi al controllo e alla qualità delle acque, sono state approfondite le condizioni di fatto e ipotizzate soluzioni progettuali ed organizzative atte a superare queste condizioni di emergenza. Allo scopo è stato predisposto un progetto per due impianti di emergenza che dal Liv.XIII e dal Liv.X portassero le acque alla quota paese di Cave del Predil.

Cronoprogramma – Piano di sicurezza e coordinamento – piano di manutenzione

Con riferimento agli standard richiesti dalla normativa, sono state valutate le fasi elementari di tutte le attività lavorative previste predisponendo quindi il Cronoprogramma, il Piano di Sicurezza e Coordinamento ed il Piano di Manutenzione.

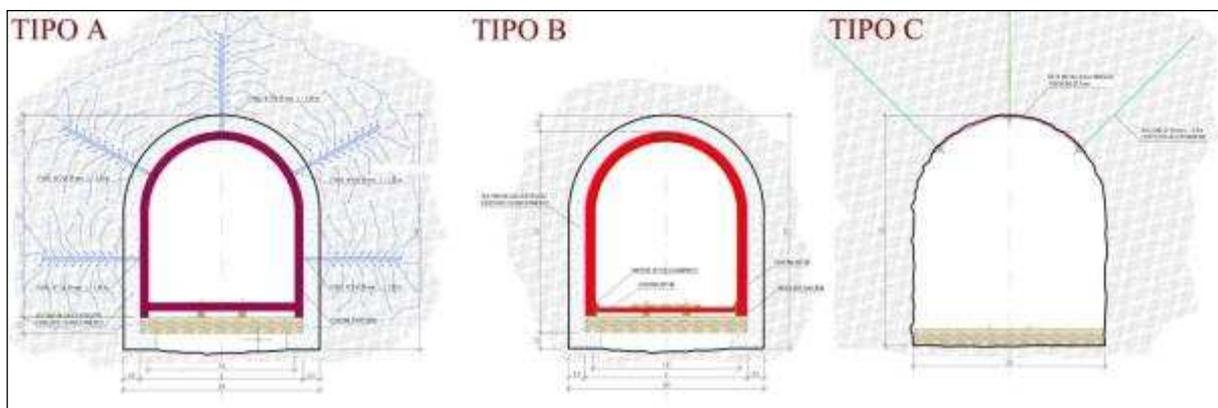
Impianti elettrici

Dopo avere fatto un esame dello stato degli impianti elettrici e idroelettrici sono state sviluppate delle proposte progettuali che permettessero la razionalizzazione della produzione e l'utilizzo dell'energia seguendo un'ipotesi che rendesse il sistema produttivo adeguato alle nuove esigenze.

3. CRITERI E CONTENUTI DELLE PARTI PROGETTUALI

Opere di consolidamento dei tratti ammalorati della galleria di Bretto

Le tre tipologie individuate sono state indicate nel progetto come Tipo A, Tipo B e Tipo C. Esse hanno come finalità quella di intervenire in modo specifico sulle diverse situazioni statiche evidenziate durante i sopralluoghi.



Le tre tipologie di intervento

L'intervento di Tipo A effettua un miglioramento delle condizioni geomeccaniche dell'ammasso roccioso al contorno dello scavo mediante impiego di resine epossidiche già ampiamente impiegate in miniere scavate in rocce tenere e fratturate. La scelta di impiegare questa tecnica è nata dall'esigenza di intervenire in aree già sede di importanti opere di stabilizzazione sia in fase di esecuzione della galleria (voltino in calcestruzzo) sia in fase di messa in sicurezza all'epoca della chiusura della miniera (armamento con centine) ciò ha comportato l'impossibilità di eseguire altre opere che andassero ad invadere la galleria che già oggi in alcuni tratti si presenta deformata di vari decimetri con sagoma limite interna molto ridotta. Attraverso l'impiego delle resine, si può ipotizzare di migliorare il fattore di resistenza dell'intorno della galleria di circa il 30% portandolo da un valore prossimo all'unità ad un valore superiore al valore di 1,3.

L'intervento di Tipo B fa propria l'esperienza condotta all'epoca della chiusura della miniera e che ad oggi si è mostrata di buona efficacia, non essendo stati riscontrati particolari fenomeni di collasso entro la galleria nel tratto centinato. La centinatura è finalizzata alla realizzazione di un anello resistente in grado di contenere le spinte conseguenti alla movimentazione per gravità di uno spessore metrico di ammasso roccioso al contorno della galleria.

L'intervento di Tipo C, da impiegare localmente nei litotipi a maggior qualità geomeccanica (dolomia metallifera), è costituita da una bullonatura della volta completata da un confinamento della stessa mediante rete a singola torsione zincata, il bullone è protetto dalla corrosione attraverso la cementazione del foro effettuata dopo che lo stesso è stato reso solidale alla roccia attraverso la sua testina ad espansione.

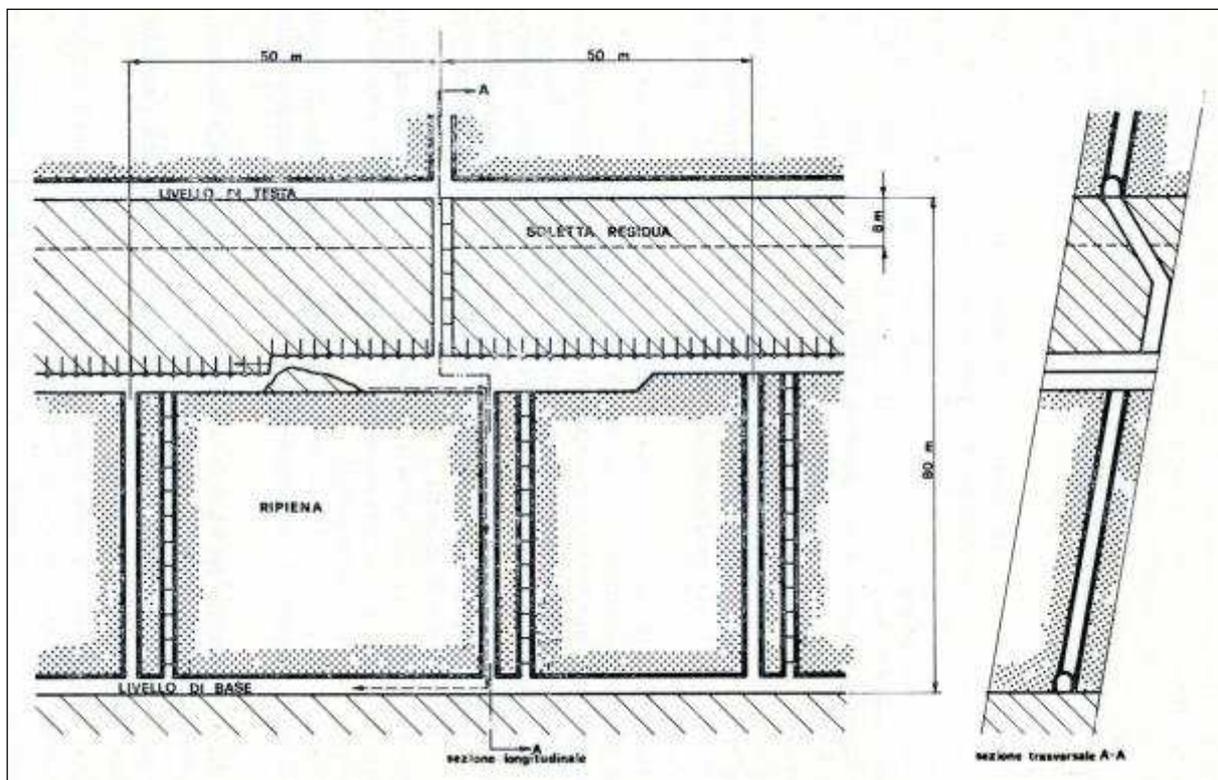
Le chiusure degli accessi dai vari livelli che verranno allagati avverranno mediante posa di un pannello fune di base reso solidale al contorno dei vuoti mediante fune passante in golfari posti sulla testa di bulloni ad ancoraggio puntuale, il pannello sarà poi completato mediante stesa di una rete a semplice torsione necessaria per evitare che ci siano dei passaggi di materiale minuto in sospensione che potrebbe inquinare l'acqua indirizzata verso Bretto. Particolare cura verrà dedicata alla chiusura con rete del fornello Bardin che collega il Liv.XVII al Liv.XIII poiché da questo fornello dovranno risalire le acque provenienti dai livelli sottostanti quando gli impianti di pompaggio si fermeranno essendo la quota di sbocco al Liv.XIII inferiore di 4 m a quella del pozzo Clara (pozzo principale della miniera)..

Si è inoltre proposta l'installazione di un piano di monitoraggio geomeccanico finalizzato alla determinazione degli spostamenti rigidi entro il voltino in calcestruzzo (fessurimetri) e delle sollecitazioni conseguenti al carico delle centine (estensimetri); la strumentazione, distribuita su dieci stazioni permetterà di inquadrare lo stato attuale e quello di rischio della galleria. Quest'ultima condizione verrà raggiunta attraverso la messa in opera di un sistema di acquisizione dati in grado di trasferire, attraverso un apposito cavo in fibra ottica, i dati in tempo reale all'esterno della miniera ed eventualmente essere collegato alle pompe di emergenza nel caso di crollo della galleria di Bretto.

Infine sono state previste delle indagini geognostiche integrative finalizzate a definire, attraverso carotaggi e prove in sito ed in laboratorio, la effettiva condizione della roccia posta dietro al voltino in calcestruzzo e perciò non visibile direttamente e quella del calcestruzzo del voltino stesso. Ciò al fine di validare le assunzioni fatte sulle tipologie di consolidamento e sulle tratte interessate dallo stesso.

Considerazioni sulla stabilità delle strutture minerarie e dei cantieri di coltivazione

Per quanto attiene alla *stabilità delle strutture minerarie e dei cantieri di coltivazione* durante e dopo la fase di risalita del livello dinamico è da ricordare che i cantieri sotto il Liv.XIII sono stati coltivati col metodo del gradino montante con ripiena sciolta al piede oppure per tagli discendenti con ripiena cementata. Anche nel caso della ripiena sciolta il breccino è stato miscelato con cemento per migliorarne la consistenza. Pertanto, anche se l'imbibizione da parte dell'acqua penalizza il comportamento geomeccanico della ripiena e della massa rocciosa della soletta di separazione dei pannelli (spessore 8m), in accordo con quanto riportato nella Relazione Tecnica redatta dagli esperti incaricati dal Commissario, "non si ritiene che il previsto innalzamento delle acque - che peraltro avverrà con la dovuta gradualità - possa causare uno spiazzamento dei materiali inerti di ripiena (float); al massimo ci potranno essere locali contenuti assestamenti per il collassamento di parte delle opere artificiali (gallerie di base e fornelli) che verosimilmente, non dovrebbero comportare conseguenze significative per la statica dei cantieri minerari".



Coltivazione in un pannello già parzialmente coltivato a gradino montante con ripiena sciolta (da: Raffaele Magliola – La coltivazione del giacimento piombozincifero di Raibl - Atti della giornata di studio su la miniera di Raibl - Torino 15 marzo 1976)

Piano di risalita della falda

I dati di riferimento della relazione tecnica redatta dagli esperti nominati dal Commissario della Regione unitamente all'esperienza acquisita dal gruppo di lavoro sia per quanto riguarda l'educazione storica nella fattispecie della miniera di Raibl e di esperienze direttamente maturate in situazioni paragonabili e già operative in Sardegna, hanno consentito di identificare un preciso piano operativo per la risalita della falda a Cave del Predil.

La serie di interventi operativi finalizzati al controllo dinamico e qualitativo delle acque che allagheranno progressivamente i cantieri profondi della miniera fino alla quota del Liv. XIII hanno la seguente finalità:

- ◆ regolare (nella eventualità occorra) la velocità di risalita della falda
- ◆ ripristinare il livello idrostatico della falda alle quote di sicurezza
- ◆ evitare l'immissione di acque torbide e/o inquinate nella Galleria di Bretto.

Per il raggiungimento degli scopi suddetti è stato necessario eseguire una serie di operazioni preliminari quali il recupero dei materiali potenzialmente galleggianti, il recupero dei macchinari e delle attrezzature mobili, la rimozione dei materiali ferrosi, cavi elettrici, trasformatori, contenitori di oli, combustibili e quant'altro ritenuto potenzialmente inquinante. Eseguita la pulizia delle gallerie il legname residuo è stato stoccato in apposite nicchie chiuse con rete metallica al fine di evitarne il galleggiamento.

Di seguito verrà descritto il piano di emergenza e contestualmente le modifiche che dovranno essere apportate all'attuale complesso di eduazione.

Situazione del complesso di eduazione prima dell'allagamento

Il sistema di eduazione della miniera era costituito da tre stazione di pompaggio poste in successione progressiva sotto la Galleria di scolo.

- ◆ *Stazione di pompaggio del Liv. XV.* – La portata a regime edotta da questo impianto è di 110 l/s.
- ◆ *Stazione di pompaggio del Liv. XVII* - La portata a regime edotta dalla stazione di eduazione in questione è di circa 40 l/s.
- ◆ *Stazione di pompaggio del Liv. XIX* - La portata a regime, è di circa 35 l/s.
- ◆ Al di sotto della stazione del Liv. XIX, vi è, inoltre, un piccolo impiantino satellite di 15 l/s. Le acque edotte vengono scaricate nel bacino di accumulo del Liv. XIX dal quale vengono riprese e pompate alla galleria di scolo.

Bilancio idrico e adeguamento del complesso di eduazione

Di seguito verrà descritto il piano per il controllo dinamico della falda e qualitativo delle acque da scaricare nella Galleria di Bretto. Nella eventualità che le acque durante la rimonta possano arricchirsi di metalli pesanti, idrocarburi e/o intorbidirsi, si è previsto un sistema di prevenzione finalizzato ad evitare lo scarico delle acque inquinate nella galleria di scolo.

A tale scopo sono stati progettati gli impianti di emergenza capaci di assolvere a due funzioni: una riguardante le acque inquinate che, dal bacino appositamente costruito verranno edotte dal Liv. XIII al Liv. 0 (quota paese di Cave del Predil) e depurate da un idoneo impianto per poi confluire come acque di superficie nei corpi ricettori vicini; l'altra riguardante l'eduazione della portata totale, che scorre nella galleria di Bretto, nel caso che si verifichi l'occlusione di quest'ultima in seguito ad eventi eccezionali. In quest'ultimo caso si è previsto in aggiunta un altro impianto che dal Liv. X porta le acque, che alimentano la centrale idroelettrica, all'esterno.

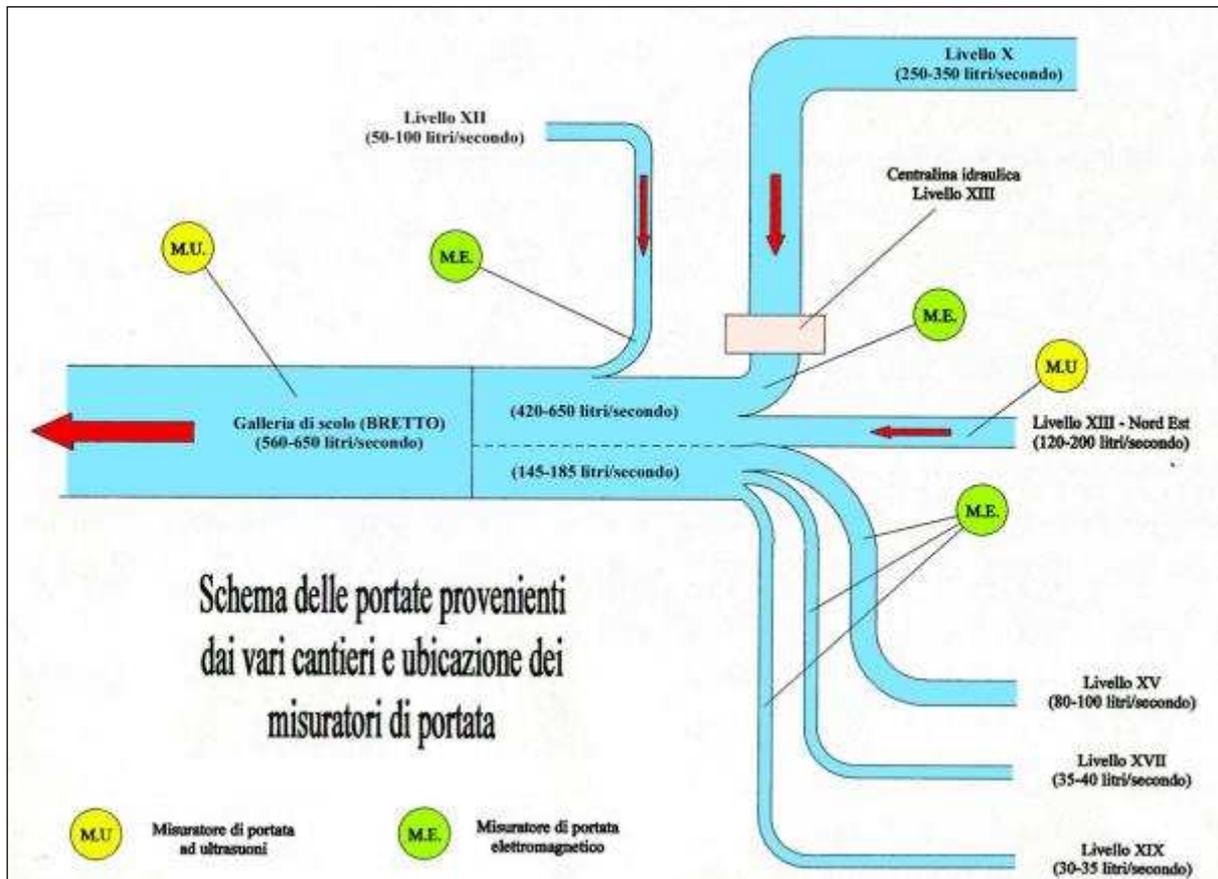


Diagramma di flusso delle acque, con relative portate e posizionamento dei misuratori tratto dalla relazione tecnica degli esperti nominati dal Commissario Straordinario per il recupero del Comprensorio Minerario di Cave del Predil. R. Antonelli, L. D'Alpaos, G.D. Sini

Per il bilancio idrico è stata considerata la portata totale che defluisce nella galleria di Bretto (Liv.XIII), a valle del fornello Bardin, pari a 560 l/s in base ai dati forniti dallo studio preliminare. E' stata inoltre stimata la portata media che alimenta la centrale idroelettrica pari a 205 l/s (tale valore trova giustificazione dai dati medi pluriennali rilevati, anche se empiricamente, quando la miniera era in esercizio). Si è considerato, comunque, che tale valore possa raggiungere 350 l/s.

Pertanto la stazione di pompaggio del Liv.X è stata dimensionata per edurre 205÷350 l/s, da questo livello al Liv 0 in caso di occlusione della galleria di Bretto e ne eviti, così, la caduta verso il basso. La tubazione da installare avrà il diametro $\varnothing = 250$ mm ed $L = 207$ m (lunghezza comprensiva dei tratti orizzontali).

Mentre l'impianto di pompaggio, ubicato nel Liv.XIII in corrispondenza del Fornello Ausiliario dove si trovano le tubazioni che dai livelli inferiori portano l'acqua alla galleria di Bretto, è capace di edurre dal Liv. XIII al Liv.0, la differenza fra le due portate sopraindicate che sono nel caso più sfavorevole $560 \text{ l/s} - 205 \text{ l/s} = 355 \text{ l/s}$. Tali valori prudenziali sono stati utilizzati nei calcoli dei due impianti per ottemperare alle condizioni più sfavorevoli. Per tale scopo sono necessarie una tubazione $\varnothing = 300$ mm, $L = 421$ m e una tubazione $\varnothing = 250$ mm $L = 421$ m (lunghezza comprensiva dei tratti orizzontali Pozzo Clara – bacini interno ed esterno).

Unitamente al progetto citato è stato elaborato anche un programma di monitoraggio della risalita della falda al fine di valutare l'andamento del livello piezometrico durante la rimonta e l'andamento

qualitativo delle acque che andranno ad allagare i cantieri interessati. Lo scopo è dunque quello di prevedere l'evoluzione del livello dinamico della rimonta della falda e l'evoluzione geochimica delle acque che andranno a riversarsi nella Galleria di Bretto e che le immetterà nei corpi idrici esterni alla miniera. Il monitoraggio sarà effettuato, con due sonde ambientali multiparametriche che verranno installate lungo il pozzo e immerse in acqua a profondità variabile in funzione delle risalite del livello dinamico.

Sistema di monitoraggio della falda

Il sistema di monitoraggio della falda è costituito essenzialmente dai seguenti componenti:

◆ *Sonda ambientale*

Le sonde ambientali saranno dotate di quattro sensori per il rilevamento continuo del livello piezometrico, temperatura, conducibilità specifica a 25 °C, torbidità.

Le sonde saranno collegate via cavo all'unità remota esterna per l'alimentazione dei sensori e il trasferimento dei segnali elettrici.

◆ *Sistema automatico di acquisizione (Data Logger)*

L'acquisitore dati consentirà di programmare la frequenza delle letture e la calibrazione dei sensori per una corretta misura dei parametri. I dati in esso memorizzati saranno scaricati mediante PC portatile e riversati successivamente nell'archivio principale ubicato presso la sala di controllo vicina dove potranno essere visionati, interpretati.

◆ *Sistema di trasmissione dati*

I dati acquisiti saranno disponibili in loco per essere visionati e contemporaneamente saranno inviati tramite modem ad un PC collocato presso una sala controllo individuata presso gli stabili di limitrofi. Raccolta dati nella sala del Pozzo Clara e trasmissione presso ex Direzione della miniera (ca. 500 m). Lo stesso sistema provvederà anche alla registrazione dei valori delle portate, provenienti dai relativi misuratori, e dei livelli piezometrici delle vasche di raccolta, i quali saranno trasmessi all'archivio centrale con una frequenza programmabile.

◆ *Centro di raccolta, interpretazione e archivio dati*

I dati rilevati, una volta giunti nelle sedi di controllo, saranno elaborati per valutare il funzionamento del sistema e gli eventuali mutamenti chimico-fisici dell'acqua, e la regolare rimonta della falda. Tale valutazione sarà effettuata attraverso la rappresentazione grafica dei dati di ciascun parametro. Tutti i dati registrati saranno archiviati in duplice copia su appositi supporti registrabili.

◆ *Sistema di allarme*

Il complesso di monitoraggio sarà dotato sistema di allarme che entrerà in funzione qualora i parametri chimico-fisici dell'acqua di allagamento, o qualsiasi altro parametro sottoposto a monitoraggio, dovessero superare i limiti di soglia prefissati.

Aspetti idraulici ed idrologici

Le analisi chimiche eseguite sugli ultimi campionamenti mettono in evidenza un chimismo delle acque di miniera la cui concentrazione dei metalli è generalmente inferiore ai valori guida (DM 471/99). Queste analisi, tuttavia, saranno ripetute con cadenze mensili in rapporto alle variazioni idrologiche e conseguentemente alle variazioni del flusso idrico sotterraneo, prima di dare inizio alle operazioni di allagamento e durante le successive fasi dell'allagamento stesso così come espresso in precedenza.

La documentazione esistente sulle portate edotte dai vari livelli e di quelle complessivamente immesse nella galleria di Bretto era del tutto carente, in quanto i valori indicati sono stimati sulla base delle caratteristiche delle pompe, ed in particolare della prevalenza idrometrica. La scarsa attendibilità delle portate stimate è apparsa evidente anche a seguito del sopralluogo eseguito in Slovenia allo scarico della galleria di Bretto, da cui fluiva una portata che sembrava nettamente superiore a quelle massime indicate nei vari rapporti.

Tutto ciò premesso si è ritenuto indispensabile che prima di procedere a qualsiasi intervento nella messa in sicurezza della miniera fossero predisposte le seguenti osservazioni per acquisire con ragionevole precisione alcuni dati mancanti:

- ◆ misure in continuo delle portate edotte ai diversi livelli della miniera inferiori al Livello XIII, mediante inserimento di misuratori magnetici sulle condotte di mandata di ciascun impianto di pompaggio;
- ◆ misure in continuo delle portate scaricate dalla centralina idroelettrica, derivanti da livelli superiori al Livello XIII;
- ◆ misure in continuo delle portate complessive avviate alla galleria di Bretto. Quest'ultima sarà effettuata mediante l'allestimento di un dispositivo ad ultrasuoni di misura della portata da installare lungo la Galleria di Bretto. Tali valori potranno essere confrontati con quelli delle osservazioni idrometriche condotte in Slovenia allo scarico della galleria.

Il rilevamento di questi dati sarà indispensabile, da una parte, per conoscere la circolazione idrica differenziata tra i vari livelli, dall'altra per consentire di analizzare il comportamento idrologico e idrogeologico del comprensorio, mediante confronto con contemporanee osservazioni di tipo pluviografico nel bacino di influenza. Quest'ultima analisi consentirà di costruire un modello di risposta idrologica del comprensorio per valutare il suo comportamento anche nel caso di eventi idrologici eccezionali.

I tempi previsti per l'osservazione e confronto delle portate registrate interesseranno un ciclo idrologico rappresentativo del sistema. In ogni caso all'imbocco della galleria, il sistema di controllo delle portate complessive scaricate, sarà mantenuto in funzione anche dopo che saranno avviate le varie fasi dell'allagamento della miniera. Tutti gli impianti di monitoraggio (misuratori di portata e sonde ambientali, dispositivi di telecontrollo, ecc.) dovranno essere messi in esercizio almeno 1 mese prima per testare il corretto funzionamento degli strumenti.

4. MODALITA' DI ALLAGAMENTO DEI CANTIERI PROFONDI

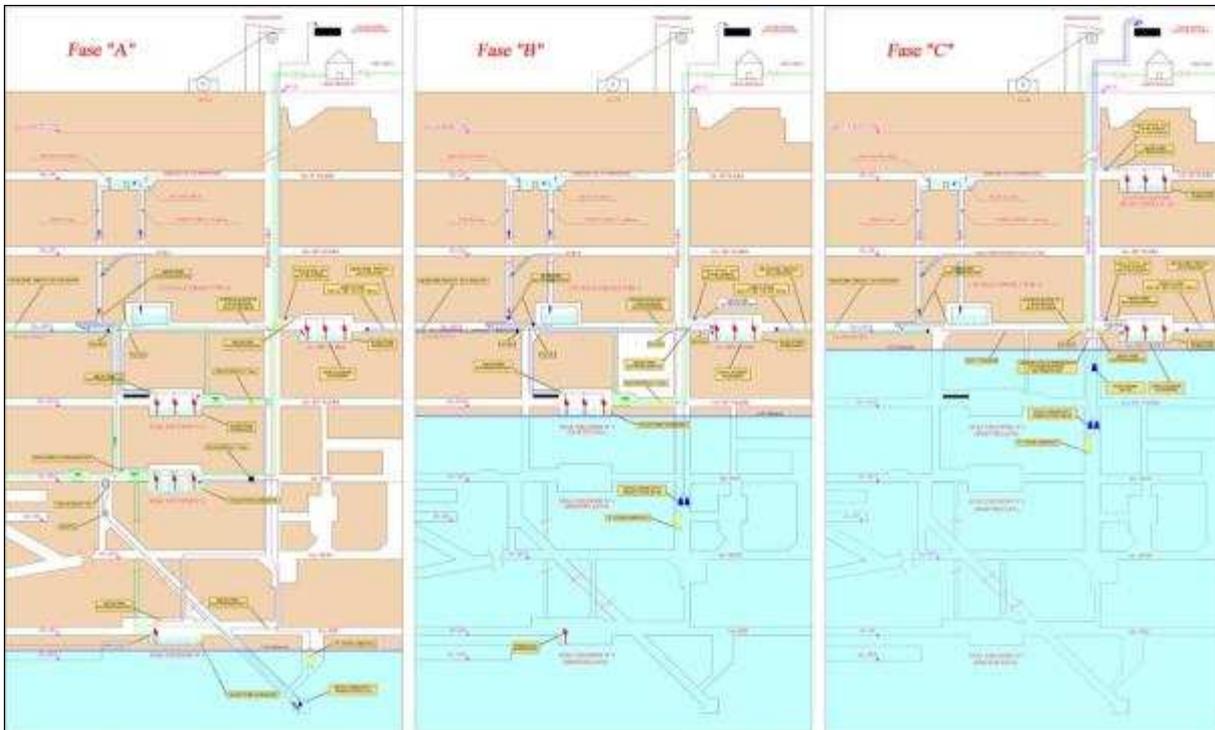
Fasi di attuazione della sospensione del pompaggio

Il piano si articola nelle fasi che di seguito si descrivono: _

Fase "A"

1. Realizzazione nuova stazione di pompaggio al Liv. XIII, che dovrà convogliare le acque all'esterno (tramite tubatura installata nel pozzo Clara).
2. Installazione di una pompa Flyght sul carrello della discenderia che arriva sotto la stazione del Liv. XIX, la quale in emergenza pomperà l'acqua al Liv. XVII.
3. Inserimento by-pass costituito da un raccordo a «T» e due valvole a saracinesca, per deviare le acque contaminate in una vasca di raccolta al livello XIII.

4. Recupero della stazione di pompaggio del Liv. XIX e ricostruzione della stessa al liv XIII. La pompa Klein verrà abbandonata in quanto servirà a mantenere il livello della falda costante durante le fasi del monitoraggio. Questa pompa (Klein) è di portata sufficiente e invierà l'acqua al Liv. XV.



Allagamento e monitoraggio delle acque, riassunto in 3 fasi.

Ciò premesso, in questa Fase dell'allagamento si prevede:

- l'adeguamento del pozzo Clara. Per agevolare l'ispezione dei Livelli inferiori al XIII, questi interventi sul Pozzo Clara potrebbero procedere in progressione verso l'alto, seguendo le diverse Fasi previste per l'allagamento. E' fin da subito opportuno provvedere alla realizzazione di adeguate opere di canalizzazione, al fine di impedire la discesa delle acque dei livelli superiori attraverso il pozzo.
- l'installazione di sonde ambientali e accessori vari nel Pozzo Clara
- la predisposizione del sistema di telecontrollo e trasmissione dati rilevati (in ciascun livello in cui sono ubicate le stazioni di eduazione)
- l'installazione dei misuratori di livelli nelle vasche di raccolta delle acque da edurre;
- l'installazione dei misuratori di portata in tutte le condotte e canali prestabiliti;
- l'avvio della campagna di campionatura delle acque nei punti prestabiliti da effettuarsi almeno due volte, prima della fermata delle pompe del Liv.XIX; con questa Prima Fase si dà avvio all'osservazione e alla registrazione della crescita dei livelli nell'area allagata; sempre durante questo primo periodo saranno prelevati i campioni d'acqua per valutare la quantità di solidi sospesi nelle acque risalenti, ed il relativo chimismo. Il prelievo dei campioni sarà ripetuto in ogni punto di prestabilito, con frequenza bisettimanale. Nelle analisi chimiche si dovranno considerare tutti i parametri richiesti, nonché gli idrocarburi.

Tutte le indicazioni ottenute durante il monitoraggio relativo a questa Fase di allagamento sono di rilevante importanza, in quanto, nella eventualità di una risposta negativa del sistema, consentiranno, attraverso la messa in marcia delle pompe, di evitare lo scarico di acque non idonee nella galleria di scolo e individuare eventuali ulteriori interventi di messa in sicurezza.

Raggiunta con l'allagamento la quota programmata del Liv. XVII, si dovrà mantenere questa quota per un tempo significativo tale da valutare la stabilità del sistema. Nel frattempo l'acqua dai cantieri allagati sarà convogliata nella vasca di raccolta della stazione di pompaggio del Liv. XVII e ripresa tramite le pompe della medesima stazione per essere riversata nella galleria di scolo. Tale situazione avrà una durata di 1 mese, durante il quale si avrà cura controllare attentamente tutti i parametri rilevati e proseguire con la campagna dei prelievi dei campioni d'acqua.

Fase "B"

1. Installazione 2 pompe sommerse Flyght 2400 HT nel Pozzo Clara, capaci di sollevare l'intera venuta d'acqua in rimonta, calate tramite argano meccanico e collegate a tubazione di mandata. L'alimentazione è garantita da cabina di trasformazione del Liv. XV.
2. Installazione di un by-pass, come al punto precedente, posizionata lungo la tubazione della mandata delle pompe sommerse del Liv. XVII.
3. Recupero di tutta la stazione di pompaggio del Liv. XVII.

In questa Fase di allagamento, si passa dal Livello XVII al Livello XV.

Anche qui rimangono valide tutte le prescrizioni e le osservazioni indicate in precedenza. Il programma di allagamento previsto per la Seconda Fase si ripete in maniera identica alla precedente. Si dovranno fermare, pertanto, le pompe del Livello XVII e contemporaneamente avviare la raccolta delle informazioni derivanti dalle apparecchiature di monitoraggio e la raccolta dei campioni d'acqua.

La Fase "B" terminerà quando il livello dinamico raggiungerà la quota della stazione di eduazione del Livello XV.

Anche in questo caso l'acqua della falda in rimonta proveniente dai cantieri ormai allagati (XIX e XVII) verrà convogliata nella vasca di raccolta della stazione di pompaggio del Liv. XV e di qui ripresa dalle pompe della medesima stazione e pompate nella galleria di scolo.

Permane, inoltre, la necessità di condurre le osservazioni già previste durante la Fase "A" non solo durante il procedere verso l'alto dell'allagamento, ma anche dopo che si sarà raggiunta la quota stabilizzata relativa al Livello XV, per un periodo complessivo che non sarà inferiore a quello precedentemente indicato (1 mese).

Durante il procedere di questa fase di allagamento, in particolare, se saranno state condotte tutte le indagini prescritte, dovrebbero essere disponibili dati in misura sufficiente per valutare l'eventuale necessità di predisporre o meno opere volte a favorire la decantazione dei solidi sospesi, per l'inevitabile rimobilizzazione e trasporto di materiali fini insolubili e ad eliminare, tramite disoleatori, la presenza di "piume," di idrocarburi, allo scopo di minimizzare lo scarico in Slovenia di tali contaminanti.

A questo riguardo più problematica potrà risultare la presenza dei metalli nocivi in concentrazioni superiori a quelle ammissibili, anche se tale eventualità appare improbabile. In questo caso non vi sarà alternativa se non quella di interrompere ulteriori innalzamenti dei livelli di

allagamento o, se la situazione risultasse di difficile soluzione, di procedere ad una ristabilizzazione dei livelli iniziali.

Fase "C"

1. Recupero 2 pompe Flyght 2400 di cui al punto precedente e loro reinstallazione alla quota della stazione del Liv. XV, allo scopo di entrare in emergenza qualora i requisiti dell'acqua non rientrassero nei parametri richiesti per lo scarico nella galleria di scolo, mandando l'acqua nei bacini di eduazione del Liv. XV, da cui tutta l'acqua sarà pompata alla nuova stazione del Liv. XIII.

2. Installazione di un by-pass, come ai punti precedenti, posizionato lungo la tubazione della mandata delle pompe sommerse del Liv.XV.

3. Installazione nel Pozzo Clara di una pompa per l'emergenza, capace di sollevare l'intera venuta d'acqua proveniente dai cantieri allagati al di sotto della galleria di scolo, mandandola alla stazione del Liv.XIII.

4. Smantellamento della stazione di eduazione del Liv.XV.

5. Realizzazione di un'altra stazione di pompaggio nel Liv.X che, assieme a quella del Liv.XIII di nuova costruzione, consenta di evacuare all'esterno tutta l'acqua del sottosuolo, nel caso in cui la galleria di scolo si fosse ostruita per frana o per altre cause

La Fase "C" dell'allagamento potrà essere avviata dopo che il monitoraggio sul Livello XV, sia in fase di innalzamento che di stabilizzazione dei livelli, avrà dato esito pienamente positivo. Anche in questo caso si ripeterà la procedura di sospensione delle pompe della stazione del Liv.XIII in funzione del risultato del monitoraggio effettuato. Durante il periodo previsto per l'allagamento dei vuoti minerari rimanenti, si continuerà il monitoraggio sistematico.

Permane la validità di tutte le prescrizioni ed osservazioni indicate per le Fasi precedenti. Al termine di questa Fase si dovrà in particolare poter procedere ad una stima certa delle portate massime complessive da avviare verso la galleria di Bretto.

A questo punto si potrà procedere al recupero delle due pompe, di cui al punto precedente, e reinstallazione, poco sotto la quota della stazione del Liv.XIII, delle stesse che dovranno entrare in emergenza qualora i requisiti dell'acqua non rientrassero nei termini richiesti per lo scarico nella galleria di scolo, mandando l'acqua nei bacini di eduazione del Liv.XIII e di qui tutta l'acqua verrà pompata all'esterno. La stazione di eduazione del Liv.XV potrà essere smantellata.

Il monitoraggio qualitativo e quantitativo delle acque sotterranee proseguirà anche dopo aver terminato tutte le varie fasi dell'allagamento dei cantieri sottostanti il Livello XIII. L'osservazione dei parametri registrati in questo caso avrà una durata di 360 giorni, coprendo in tal modo un ciclo idrologico intero, che consentirà in tal modo di definire il comportamento idraulico del sistema, con riferimento alle sollecitazioni meteoriche sul bacino idrografico di pertinenza del comprensorio minerario, e le ripercussioni dell'innalzamento dei livelli in miniera sul comportamento delle sorgenti. I dati raccolti a tale scopo saranno utilizzati per la predisposizione di un modello idrogeologico afflussi-deflussi.

Sulla base di quanto descritto nel presente capitolo, emerge chiara la possibilità che si avrà di ovviare, in emergenza, agli inconvenienti derivanti da un'improvvisa contaminazione delle acque in rimonta. Gli accorgimenti adottati e gli interventi previsti consentiranno, in totale garanzia, di provvedere tempestivamente al ripristino delle condizioni originarie del livello idrostatico della falda, interrompendo in ogni momento l'innalzamento della stessa, offrendo in tal modo la possibilità di provvedere all'attuazione dei dovuti interventi mirati al trattamento e depurazione

delle acque edotte che nel frattempo saranno state evacuate all'esterno in apposito impianto ubicato in prossimità del Pozzo Clara alla quota 0 livello Paese di Cave del Predil.

Tempi di allagamento dei vuoti minerari esistenti sotto il Liv.XIII

Nelle normali condizioni di esercizio, l'eduzione delle acque sotto il Liv.XIII era garantita dai tre impianti di eduzione la cui portata complessiva si aggirava attorno ai 0,14-0,18 m³/s

Il volume totale dei vuoti interessati dall'allagamento è di difficile valutazione. Dalle planimetrie e sezioni dei lavori minerari sono deducibili solamente valutazioni di larga massima. Sono stimati in 270.000 m³

Sulla base di questi dati nel cronoprogramma sono stati previsti: 41 giorni per gli interventi preliminari; 54 giorni per la prima fase; 35 giorni per la seconda; 10 giorni per la terza per un totale di 140 giorni; 360 giorni per il monitoraggio sistematico per un ciclo idrologico e la predisposizione del modello afflussi-deflussi. Per un tempo stimato complessivo di 500 giorni.

Modello idrogeologico afflussi-deflussi

Una volta rilevati tutti i parametri derivanti dalle osservazioni effettuate durante l'allagamento dei cantieri fino alla galleria di scolo e successivamente per un ciclo idrologico della durata di 360 giorni, verrà predisposto un modello concettuale afflussi-deflussi che consentirà prevedere con buona approssimazione l'evoluzione della circolazione idrica sotterranea.

Pertanto si ricorrerà a modelli di trasformazione afflusso-deflusso superficiale che grazie alla maggiore quantità di informazione che utilizzano, conducono in genere ad una rappresentazione della circolazione idrica sotterranea più aderente alle osservazioni effettuate.

Si può comunque concludere che il modello afflusso-deflusso descriverà, sotto forma di modello matematico, quale sarà la risposta del bacino (in termini di portata) a seguito della precipitazione e dei processi idrologici che si fossero verificati all'esterno.

Piano di riassetto elettrico

La centrale idroelettrica del Liv.XIII, con opportune operazioni di trasformazione di tensione, sarà collegata alla rete G.R.T.N. (Gestore della Rete di Trasmissione Nazionale) attraverso la cabina di trasformazione del Pozzo Clara. Con l'interposizione di opportune apparecchiature di sezionamento, protezione e misura è stata prevista la teleoperazione e telesegnalazione nei locali del fabbricato esterno del Pozzo Clara.

Per garantire la sicurezza di funzionamento dell'organo del pozzo Clara in caso di mancanza di tensione nella rete G.R.T.N. e poiché la centrale idroelettrica del Liv.XIII non ha la potenza sufficiente, allo scopo di assicurare la continuità di funzionamento, è stata prevista l'installazione di un gruppo elettrogeno da 1000 kVA 380V collegato al quadro di alimentazione dell'organo nella cabina del pozzo Clara.

Il progetto ha previsto per le due stazioni di pompaggio, al Liv.X e al Liv.XIII, due cabine di trasformazione per l'alimentazione delle rispettive pompe tramite avviatori ed apparecchiature di protezione. Allo stesso modo la telesegnalazione e teleoperazione è operata dall'esterno nel locale del pozzo Clara.

Anche la seconda centrale idroelettrica di Muda, esterna alla miniera e gestita dalla stessa Società, sarà collegata direttamente alla rete G.R.T.N. (Gestore della Rete di Trasmissione

Nazionale). Pertanto il riassetto proposto ha avuto il fine di sopperire alle necessità di energia della miniera e nello stesso tempo quello di rendere beneficiario il Comune della quota eccedente.

5. **CONCLUSIONI**

Il progetto appena illustrato assolve ai requisiti posti dal Commissario Straordinario per quanto riguarda la sicurezza collegata al comportamento geostatico in zona sismica dell'area vasta della miniera, la salvaguardia dei probabili risvolti negativi sull'ambiente circostante anche al fine di evitare possibili ripercussioni internazionali con la Repubblica di Slovenia. Il monitoraggio delle acque durante e dopo l'allagamento ha lo scopo di un controllo permanente del contatto con le parti residuali di piombo e zinco e delle lavorazioni minerarie.

NOTA

Hanno partecipato alla Progettazione, Monitoraggio ed Esecuzione dei lavori per la messa in sicurezza in sotterraneo della miniera di Raibl a Cave del Predil il Prof. Ing. M. Guarascio, l'Ing. D. Lipari, l'Ing. Geol. E. Castelli, l'Ing. F. Vignuda, il P.E. L. Pesamosca, il Dott. Geol. F. Cherchi, il P.M. O. Bellè

Bibliografia

1. Progettazione, Monitoraggio ed Esecuzione dei lavori per la messa in sicurezza in sotterraneo della miniera di Raibl a Cave del Predil. Prof. Ing. M. Guarascio, Ing. D. Lipari, Ing. Geol. E. Castelli, Ing. F. Vignuda, P.E. L. Pesamosca, Dott. Geol. F. Cherchi, P.M. O. Bellè
2. Valutazioni idrogeologiche, idrauliche ed analisi degli aspetti pratici in relazione al previsto allagamento della miniera di Raibl e sua messa in sicurezza. Nota tecnica originata dall'incarico conferito agli esperti Prof. R. Antonelli, Prof. L. D'Alpaos e all'Ing G. D. Sini dal Commissario Straordinario per il Recupero del Comprensorio Minerario di Cave del Predil
3. La coltivazione del giacimento piombozincifero di Raibl . R.Magliola in ATTI DELLA GIORNATA DI STUDIO SU LA MINIERA DI RAIBL – Torino, 15 marzo 1976
4. Il giacimento di Raibl . F Arisi Rota e G. Vailati in ATTI DELLA GIORNATA DI STUDIO SU LA MINIERA DI RAIBL – Torino, 15 marzo 1976.

L'ATTIVITÀ DELLA BRITISH FLUORSPAR LTD NEL PEAK DISTRICT NATIONAL PARK (UK)

S. Putzolu¹, E. Putzolu²

1) Ingegnere Minerario, General Partner S.I.S.TE.M.A. sas; consulente British Fluorspar Ltd. e Fluorsid Spa. 2) Ingegnere Ambientale, Limited Partner S.I.S.TE.M.A. sas; già tirocinante British Fluorspar Ltd.

Sommario

Viene illustrata l'attività mineraria svolta da British Fluorspar Ltd. nel Derbyshire all'interno del Peak District National Park, il più grande e antico parco naturalistico della Gran Bretagna ed uno dei più visitati in Europa. Sono evidenziate le problematiche connesse ad una industria che impatta in maniera importante sul territorio e le soluzioni concordate con L'Autorità del Parco in modo da consentirne la prosecuzione contribuendo contemporaneamente alla riqualificazione delle aree degradate dalle antiche coltivazioni. Si dimostra come, con le opportune cautele e valorizzando la cultura locale, un'attività mineraria economicamente produttiva possa convivere con una attività apparentemente in contrasto come quella turistica in un contesto di notevole pregio ambientale e paesaggistico.

This work reviews the mining activity of British Fluorspar Ltd. in Derbyshire within the Peak District National Park. It is the largest and oldest natural park in the UK, and one of the most visited parks in Europe. This paper highlights issues related to the high environmental impact of the mining industry and points to technical solutions mutually agreed with the Park Authority. This partnership generates a beneficial trade-off between an efficient mining activity and high quality restoration schemes after mineral workings. This analysis shows that an environment-respectful approach and the understanding and support to local communities allow the coexistence of an economically advantageous mining industry and of prosperous touristic activities in the Park.

Parole chiave: miniera, cultura, parco, riqualificazione, sostenibilità

Introduzione

Premessa

La British Fluorspar Ltd. (BFL) è stata creata da Fluorsid Group nel 2012 allo scopo di gestire le attività in capo alla società Glebe Mines che erano state fermate due anni prima.

BFL produce fluorite di grado acido per l'industria chimica del fluoro, fluorite essicata per la produzione di elettrodi, per l'industria ceramica ecc., concentrati di piombo (galena), barite, granulati e sabbie per l'industria delle costruzioni.

L'attività, che attualmente include la miniera in sotterraneo di Milldam, la miniera a cielo aperto di Tearsall e l'impianto di arricchimento di Cavendish Mill, è localizzata in una bellissima area del Parco Nazionale del Peak District, nei pressi dei villaggi storici di Eyam e Stoney Middleton.

Nell'area, che già prima della creazione del parco è stata oggetto di una intensa attività mineraria oltre che per fluorite anche per inerti calcarei e pietre da costruzione, le popolazioni locali e con esse le Autorità del Parco hanno saputo accettare e contemperare le prerogative dell'attività mineraria con quelle turistiche, paesaggistiche ed ambientali.

Peak District National Park

Il Parco nazionale Peak District fu creato nel 1951 ed è stato il Primo parco nazionale della Gran Bretagna. Copre un'area di oltre 1400 Km² in una zona montuosa dell'Inghilterra centro-settentrionale fra Manchester, Sheffield e Nottingham.



Fig. 1

Con oltre 10 milioni di visitatori l'anno è uno dei parchi più visitati della Gran Bretagna e d'Europa. Tra le attrazioni più interessanti possiamo citare la Chatsworth House, la Haddon Hall, le cittadine di Backwell, Buxton (Terme romane), Eyam, Stoney Middleton, Tideswell e Matlock con numerosi quartieri ancora intatti risalenti ai secoli XVI e XVII.

Il territorio può essere suddiviso in due zone ben distinte, la prima a sud è caratterizzata da profonde vallate e campi verdeggianti, la seconda a nord da un paesaggio di brughiera con le alture di arenaria, propaggini meridionali dei monti Pennini.

Lungo il parco sono segnalati numerosi percorsi turistici da effettuare a piedi, in bicicletta o a cavallo.

Attualmente vi risiedono circa 40,000 persone, ma molte famiglie originarie del posto che in passato si erano allontanate

stanno ritornando a viverci.

L'attività estrattiva nel Peak District assume notevole importanza sia per il paesaggio che per le comunità che vi risiedono. Sono numerose le cave che producono aggregati calcarei per l'industria delle costruzioni grazie alle buone caratteristiche fisiche della roccia, mentre la British Fluorspar è attualmente l'unica società mineraria all'interno del Parco che estrae Fluorite.

La British Fluorspar riveste un ruolo significativo per l'economia locale e grazie alla creazione di nuovi posti di lavoro unita ad una gestione strategica ed ambientalmente sostenibile del territorio sta contribuendo al futuro del Parco.

La storia mineraria dell'area

Il Derbyshire, ed in particolare il Peak District, ha una lunga storia mineraria che si può far risalire ai tempi dei Romani.



Fig. 2

Le prime tracce evidenti di attività estrattiva per piombo risalgono comunque al XIII secolo e sin dal XVII secolo sono state una importante fonte per gli armamenti destinati alla difesa del regno.

I filoni furono coltivati per oltre 300 anni dal gruppo minerario "Old Man".

Grazie alle buone caratteristiche dei calcari affioranti in una larga parte del territorio si è sviluppata una fiorente attività di cava che costituisce la più importante fonte di approvvigionamento di inerti e di pietre da costruzione di tutta l'Inghilterra ed il Galles [1]. Nello stesso contesto, ma escluse dalla perimetrazione del parco, sono



Fig. 3

anche presenti importanti cave con i relativi impianti per la produzione di cemento.

L'estrazione di fluorite, presente in filoni all'interno della formazione calcarea, è cominciata agli inizi del XX secolo, dapprima per l'industria siderurgica e poi per quella chimica. La produzione divenne continuativa con la società Glebe Mines Ltd. che ha cominciato a operare nel 1938.

La Laporte minerals Ltd acquisì nel 1959 l'attività mineraria di Glebe Mines Ltd., nel 1965 verticalizzò la produzione, costruì il moderno impianto di trattamento per flottazione di Cavendish Mill, ubicato in un sito baricentrico rispetto alle aree di estrazione, e rifornì per oltre 30 anni gli impianti della ICI (Imperial Chemical Industries) di Runcorn vicino a Liverpool.

Nel 1999 Laporte cedette l'attività a LRM (Land Regeneration Management Ltd.) che operò con il vecchio nome Glebe Mines Ltd. Nel 2007 Ineos, nuovo gestore dell'impianto di produzione di fluoroderivati di Runcorn e utilizzatore della fluorite di Cavendish Mill, acquisì l'attività tramite Ineos Fluor.

La produzione proseguì ininterrottamente fino al 2010, quando Mexichem, avendo acquistato gli stabilimenti di Runcorn per alimentarli con il minerale di produzione propria, decise rinunciare agli assets minerali. A seguito di un periodo di mantenimento in stato di potenziale coltivazione i siti minerali e l'impianto sono stati acquistati nel 2012 da Fluorsid Group tramite British Fluorspar Ltd. (BFL) che dopo aver completato una estesa ristrutturazione, ha reso operativo l'intero complesso nell'Aprile del 2013.

Geologia: le risorse minerarie di Fluorite

La geologia dell'area è caratterizzata dalla presenza di formazioni del Carbonifero inferiore (Viseano 326-345 m.a.) dove predomina il calcare marino, ben stratificato e con potenze anche oltre 100 m. Esso rappresenta la roccia incassante per eccellenza di tutte le mineralizzazioni presenti nell'area. La sequenza stratigrafica tipo vede alla base delle rocce vulcaniche impermeabili, tufi e basalti sempre del Viseano, sopra i calcari, molto competenti con rari e limitati intercalari di tufi, e al tetto gli scisti e argilliti del Namuriano (318-326 m.a.).

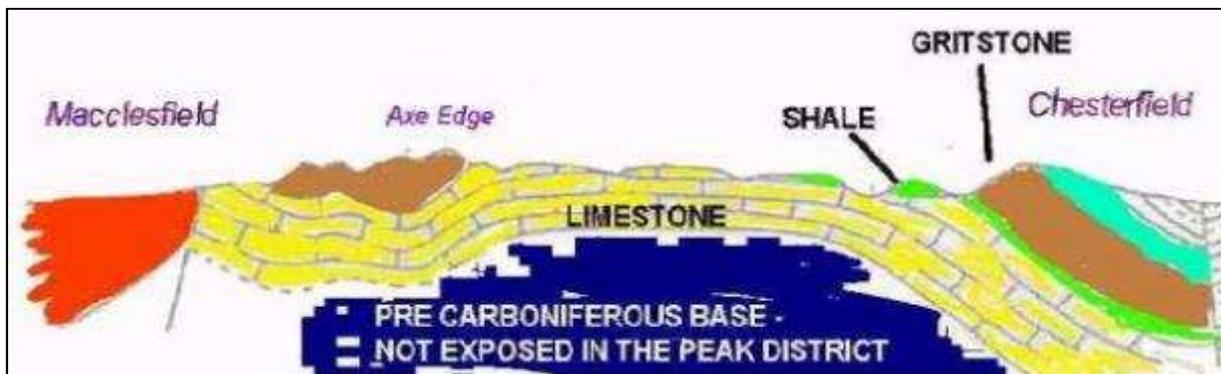


Fig. 4

Queste formazioni sono poi ripiegate in strutture anticlinali e sinclinali di dimensioni chilometriche orientate est-ovest. La stessa area, denominata geologicamente Derbyshire Dome, è una grossa anticlinale, nella quale la zona interessata da mineralizzazioni è la sua metà orientale vasta circa 400 kmq compresa tra i centri di Castleton e Wirksworth.

Numerose faglie importanti, di età ercinica, interessano soprattutto il calcare e seguono la stessa direzione est-ovest, spesso accompagnate da famiglie di faglie e fratture coniugate. Sia le principali che le secondarie, frequentemente si trovano mineralizzate.

L'area del Derbyshire Dales, ed in particolare quella del Peak District, è una zona di particolare interesse minerario, inizialmente soprattutto per la galena (dal 1200 al 1800) poi anche per la fluorite e la barite. Lo stesso centro abitato di Eyam è un antico villaggio con un'economia che era basata principalmente sull'attività estrattiva.

Le mineralizzazioni presenti in quest'area sono principalmente vene sub-verticali orientate est-ovest con potenze variabili fra i 2 ed i 15 m, mai isolate ma sempre accompagnate da vene secondarie, spesso altrettanto mineralizzate. Altre volte, oltre le faglie, la mineralizzazione va a riempire anche zone interstrato, per effetto di fenomeni di dissoluzione e riempimento o per sostituzione del calcare con elementi mineralizzanti. In alcuni casi, come nel giacimento di Tearsall, la mineralizzazione forma piani orizzontali interstratificati nel calcare. Frequenti anche stockwork generati da rideposizioni legate a fenomeni di dissoluzione e riempimento di fratture minori [1]

L'origine di questa mineralizzazione è epigenetica ed interessa essenzialmente il calcare per tutta la sua potenza, andandosi a chiudere verso il basso sulla formazione vulcanica e verso l'alto (quando presente) sulla formazione scistosa. La paragenesi è abbastanza semplice e comune in tutte le mineralizzazioni: fluorite, barite, calcite, quarzo e galena mentre minimali sono la pirite, marcassite, nikelite, e altri solfuri.



Fig. 5

La vastità e diffusione delle coltivazioni che si sono susseguite nei secoli, comprese quelle nel passato per piombo, dove la fluorite faceva parte della ganga che non aveva interesse industriale, mostrano un territorio che evidenzia un'anomalia a fluorite di inusuali proporzioni.

L'interesse per la fluorite è piuttosto recente e ha solo poco più di un cinquantennio di vita ma il territorio presenta ancora notevoli potenzialità per un'ulteriore sfruttamento industriale.

Molte delle cave per inerti di calcare aperte nel territorio hanno come sottoprodotto la mineralizzazione fluoritica che, estratta separatamente o derivata da grigliatura (essendo più fragile del calcare), veniva venduta agli impianti di Cavendish Mill. Il contributo dei cavaatori (detti "tributers") ha costituito in certi

periodi anche il 40-50% dell'alimentazione di tout venant del mulino anche se talvolta con tenori piuttosto bassi in CaF_2 e con frammisti materiali fini terrigeni e argillosi che creavano grossi problemi di trattamento nell'impianto di flottazione.

Attività produttiva

Capacità di produzione

Le riserve attuali garantiscono una produzione su base annua e per un periodo di circa altri 10 anni dei seguenti prodotti:

- 55.000 t/a di Fluorite grado acido
- 10.000 t/a di Barite
- 2.000 t/a di concentrato di Piombo
- 100.000 t/a di Inerti calcarei

Tuttavia, sia le riserve a cielo aperto che i giacimenti sotterranei sono sottoposti ad un programma continuo di esplorazione di cui si parlerà in dettaglio più avanti.

Operazioni in sottterraneo

Il giacimento di Fluorite di Milldam è costituito da un sistema filoniano che si sviluppa in sottterraneo sotto Great Hucklow e Eyam ed è incassato in una roccia calcarea di buona qualità che partendo dagli strati superiori costituiti da scisti e argilliti giunge in profondità fino al letto vulcanico che chiude la mineralizzazione .

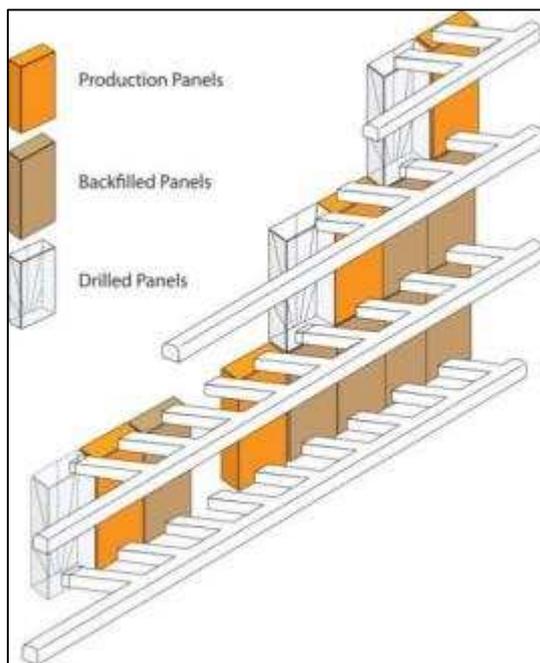


Fig. 6 [4]

attualmente disponibile.

Il filone principale subverticale si estende in direzione per circa 5 Km con potenza variabile fra 4 e 12 metri. Dal punto di vista geotecnico la roccia mineralizzata è molto fratturata rendendo difficile lo scavo di gallerie in filone.

Ad oggi le infrastrutture minerarie operative di Milldam interessano circa 2000 m del filone per una profondità di 110 m e rendono disponibili oltre 2 milioni di tonnellate di minerale di buona qualità.

Il filone viene coltivato secondo il metodo convenzionale sub level long hole open stoping.

Un crown pillar artificiale è stato costruito a contatto con la formazione argillosa in modo da prevenire fenomeni di subsidenza.

All'interno del filone di Hucklow Edge ci sarebbe la possibilità di estendere ulteriormente la miniera verso l'area ovest che potrebbe raddoppiare la risorsa

Milldam è una miniera moderna dove si utilizzano mezzi semoventi gommati e/o cingolati.

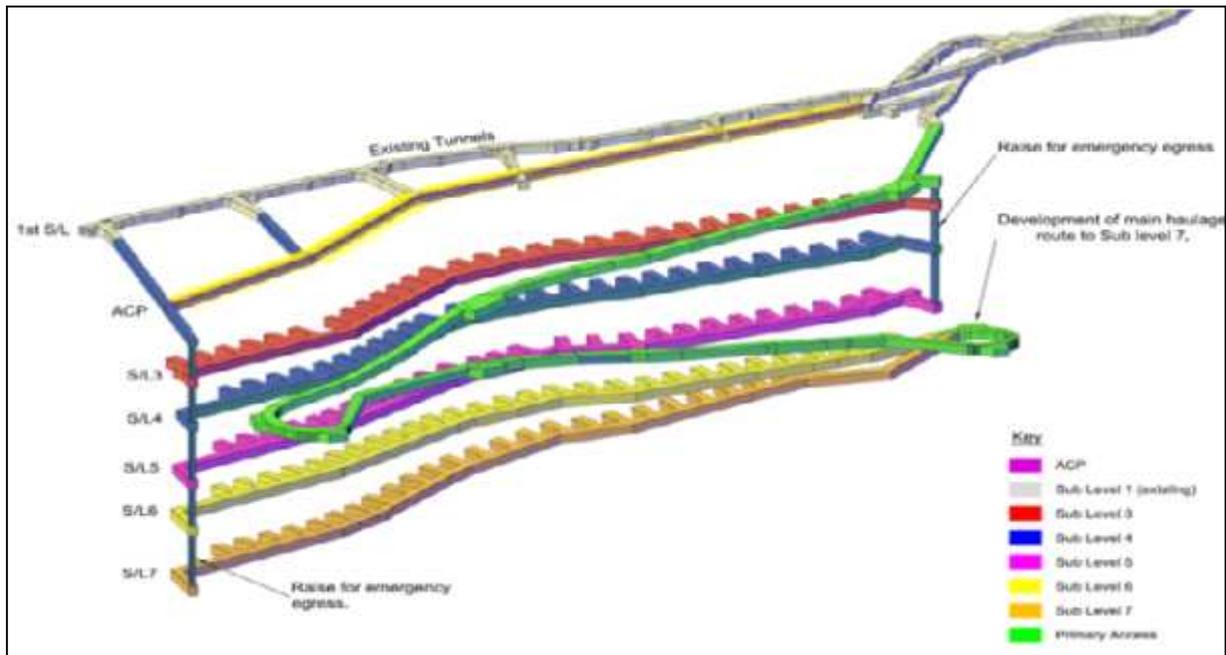


Fig. 7 [4]

Il minerale viene estratto da una serie di sottolivelli, paralleli al filone, scavati ad intervalli di 20 m nella roccia incassante costituita da calcari solidi che richiedono rari interventi di armatura.

L'accesso ai sottolivelli è garantito da una rampa con pendenza del 14% che comunica con l'esterno.

Dai sottolivelli si sviluppano ad una distanza di 10 m l'una dall'altra le gallerie di accesso (slits) perpendicolari al filone da cui vengono fatti lunghi fori disposti a ventaglio per l'abbattimento della roccia mineralizzata.

Scoop tram telecomandati sono usati per caricare il minerale dai punti di raccolta ai dumper per il trasporto in superficie.

A Milldam si lavora in 2 turni da 8 ore ciascuno con l'aggiunta periodica di un terzo turno notturno per la perforazione di fori lunghi.



Fig. 8

La miniera sta subendo una fase di ripianificazione per consentirle di produrre tra le 100 e le 120 mila tonnellate/ anno di minerale per almeno i prossimi 20 anni.

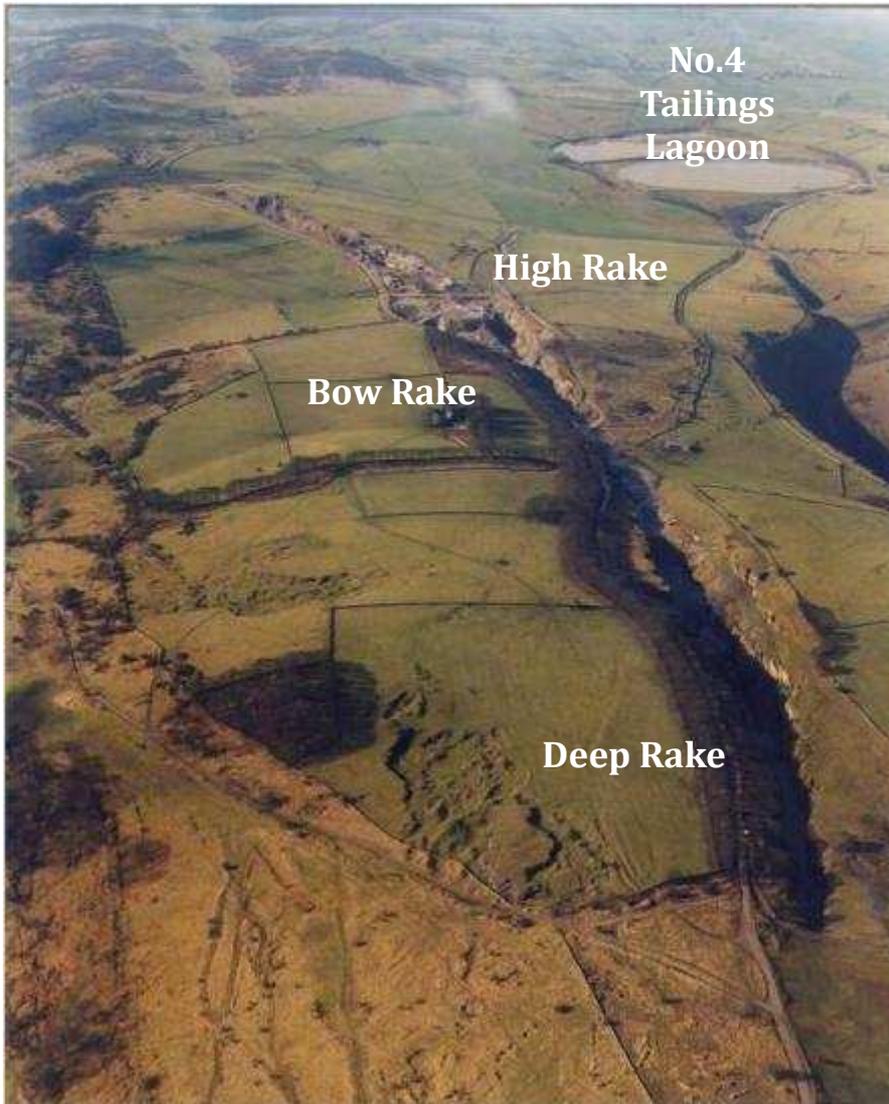
A tale scopo è stata programmata una campagna di ricerca al fine di confermare le riserve esistenti e aggiungerne possibilmente delle nuove. I sondaggi a carotaggio verranno realizzati dalla rampa principale con l'utilizzo della tecnica del "triplo tubo" al fine di massimizzare il recupero di carota. Infatti i vecchi sondaggi effettuati oltre 10 anni fa a causa della fragilità della mineralizzazione hanno recuperi piuttosto bassi.

Operazioni a cielo aperto

I filoni mineralizzati vengono coltivati dalla superficie scendendo in profondità per tutta l'estensione longitudinale. Gli spessori sono molto variabili fra i 2 ed i 15 m e la pendenza si aggira fra 65° e 70°.

La profondità di scavo nelle cave a cielo aperto varia da 50 a 100 metri. Il rapporto di estrazione tra roccia madre e minerale va da 4:1 a 8:1.

Al fine di minimizzare lo stripping ratio e l'impatto ambientale vengono utilizzate tecniche di brillamento controllato per mantenere le pareti dello scavo il più possibile sane. In casi particolari si ricorre a bullonatura con reti di protezione. Periodicamente vengono effettuati controlli di sicurezza lungo tutti versanti.



La roccia che contiene il minerale viene rimossa con escavatori idraulici a benna rovescia e trasportata con dumper a Cavendish Mill dove viene progressivamente accumulata nelle aree antistanti l'impianto di trattamento.

Il materiale francamente sterile viene utilizzato per il riempimento delle parti esaurite del giacimento in modo da ripristinare un profilo del piano di campagna compatibile con il territorio circostante.

Recentemente, in accordo con le Autorità del Parco, sono state effettuate delle modifiche impiantistiche in modo da poter filtrare i fanghi sterili della flottazione ed utilizzarli per il riempimento dei vuoti invece di accumularli nei bacini di decantazione come fatto

finora.

Sono state completate le operazioni di coltivazione nell'area di Longston Edge che si trova ora in fase di riempimento e riabilitazione ed è cominciata l'attività produttiva nell'area di Tearsall.

Considerata la specificità della mineralizzazione di Tearsall che, oltre che in fratture subverticali, si trova anche interstratificata con i calcari, in questo giacimento si potrà ottenere uno stripping ratio più vantaggioso ma sarà necessario adoperare particolare attenzione nella selezione del minerale soprattutto nella fase di carico a meno che non si voglia accettare una forte diluizione del tenore.

Impianto di trattamento

L'impianto di trattamento di Cavendish mill è ubicato in un'area baricentrica rispetto alle mineralizzazioni a fluorite del Parco e dista 2,5 km dalla cittadina di Stoney Middleton.

E' stato costruito nel 1965 e, dopo l'acquisizione da parte di BFL, è stato in larga parte revisionato.

E' un impianto molto completo adatto alla lavorazione di tutte le aggregazioni mineralogiche presenti nella zona ed ha una capacità di trattamento di oltre 500.000 t/a.

Il processo è costituito da 5 fasi: frantumazione, preconcentrazione, macinazione, flottazione, filtrazione.



Fig. 10

Diagramma di flusso del processo

La *frantumazione* del tout venant viene effettuata con un frantoio primario a mascelle seguito da un processo di sfangatura e successivamente un frantoio secondario a martelli regolato da un vaglio porta la dimensione massima a 15 mm.

In ragione della particolare fragilità della roccia mineralizzata, che si concentra nei fini, tramite il vaglio da 15 mm è già possibile effettuare una prima selezione eliminando il sopravaglio come sterile.

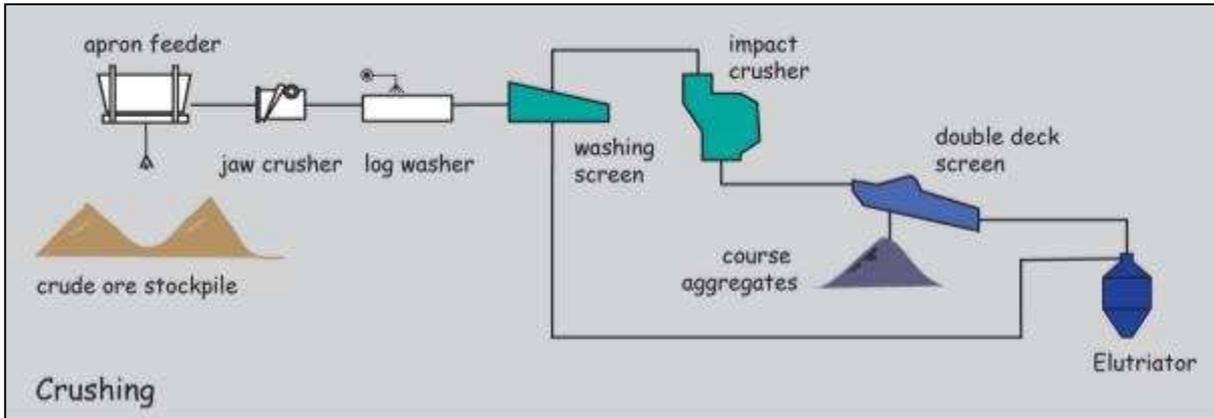


Fig. 11 [2]

Il sottovaglio da 15 mm insieme ai fanghi del log-washer viene inviato ad un elutriatore per effettuare una selezione dei finissimi che vengono sottoposti a direttamente a ciclonatura prima della macinazione.

L'under dell'elutriatore costituisce l'alimentazione del *circuito di preconcentrazione* con mezzo denso.

La macchina principale è un preconcentratore dinamico Dyna Wirepool che utilizza ferro silicio come mezzo denso e produce un float di calcare sterile ed un sink di minerale preconcentrato.

In questa prima fase di processo viene eliminato circa il 50% del materiale in alimentazione che viene venduto come inerte calcareo per l'industria delle costruzioni.

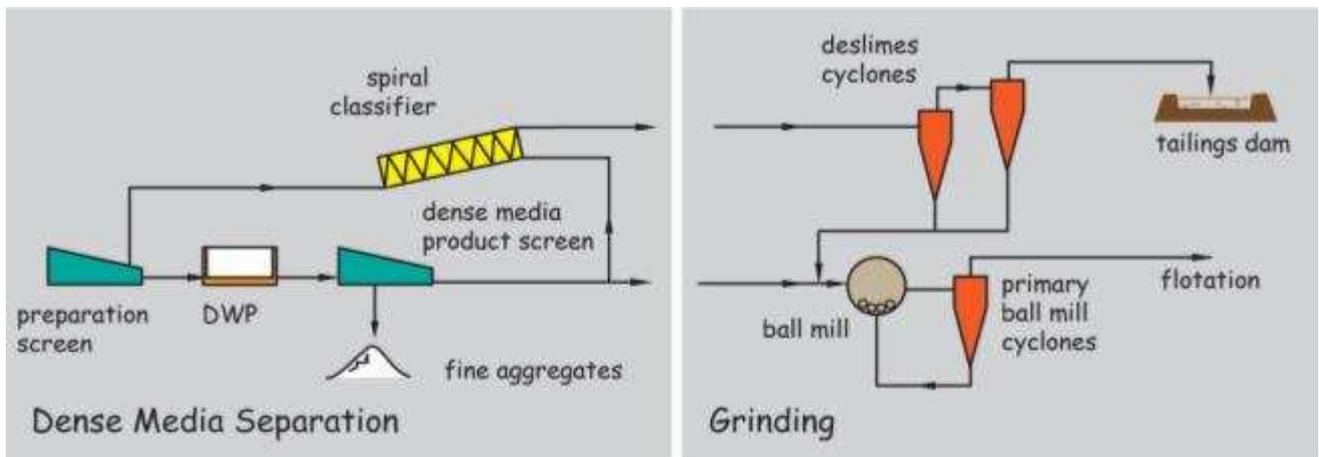


Fig. 12 [2]

Il *circuito di macinazione* prevede una slimatura preliminare del materiale sotto i 100 microns effettuata con cicloni il cui under alimenta un mulino a palle regolato da cicloni in circuito chiuso. L'over dei cicloni della macinazione alimenta il circuito di *flottazione* nel quale viene flottata prima la galena poi la fluorite e infine la barite.

Il processo prevede un circuito di rimacinazione per gli sterili delle celle di sgrossatura della fluorite e 5 stadi di rilavaggio per ottenere un prodotto concentrato di grado acido.

Gli sterili, dopo una ciclonatura nella quale vengono recuperate le sabbie, vengono pompate sotto forma di torbida contenente il 5-6% di solido ad un *bacino di decantazione* da cui viene recuperata l'acqua di processo.

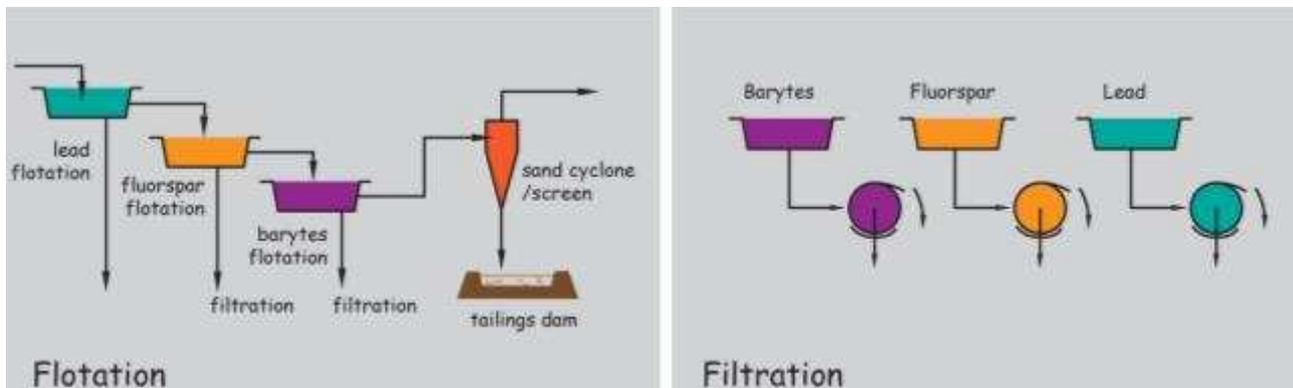


Fig. 13 [2]

I concentrati di galena, fluorite e barite dopo il passaggio in un addensatore vengono deidratati tramite *filtrazione* mediante filtri a vuoto a tamburo ottenendo un prodotto finito con una umidità residua di circa il 10%.

Una parte della fluorite viene essiccata e venduta in sacchi. Attualmente l'impianto marcia 168 giorni all'anno con campagne di 7 giorni in 2 turni di 12 ore.

Smaltimento dei fanghi di flottazione

Lo smaltimento degli scarti minerari all'interno del Parco è un tema sempre molto rilevante e oggetto di acceso dibattito. Esso viene effettuato sotto un rigido controllo da parte della Autorità del Parco e secondo le stringenti normative europee in materia di rifiuti.

Lo smaltimento deve essere improntato alla sostenibilità ambientale e per questo gli scarti devono poter essere utilizzati per rimodellare e riqualificare il territorio restituendo al paesaggio le forme originarie, antecedenti l'inizio dell'attività estrattiva, senza esporre le comunità locali a nessun rischio per la propria salute.

In passato Cavendish Mill ha pompato i fanghi sterili di flottazione ai bacini di decantazione con una concentrazione del 5% in solido su un flusso di 400 m³/h riciclando all'impianto l'acqua di processo.

Questa modalità di smaltimento dei fanghi di scarto non è più considerata sostenibile dalle norme ambientali previste dal Parco. Per questo la British Fluorspar ha intrapreso un progetto di 2 anni finalizzato all'installazione di un impianto di trattamento e filtraggio dei fanghi di scarto del processo.

Il prodotto filtrato ricco in silice sarà movimentato mediante dumpers e usato come materiale di riempimento e riqualificazione nella ex cava di Longstone Edge.

Gestione dell'impatto ambientale

L'obiettivo chiave è quello di ridurre il più possibile l'impatto ambientale attraverso delle azioni specifiche.

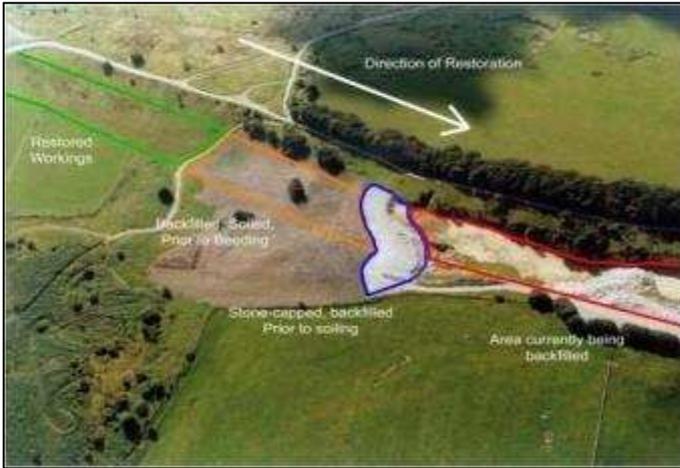


Fig. 14

In particolare sono state installate delle barriere schermanti al fine di minimizzare l'impatto visivo e ridurre l'intensità del rumore. Sono state utilizzate tecniche di scavo adatte a ridurre l'estensione dei vuoti e delle aree di scavo per diminuire l'utilizzo del suolo, è stata intensificata la manutenzione delle strade ed impiegati impianti di innaffiamento al fine di sopprimere la produzione di polveri.

Dopo accurati studi sulla natura dei terreni è stata valutata la soglia limite delle vibrazioni indotte dall'uso degli esplosivi in modo da evitare disturbo alle persone ed agli animali

prossimi alle attività di coltivazione.

Sono stati progettati interventi atti a mantenere gli scarichi delle acque di processo all'interno dei limiti previsti dalle normative.

Al fine di incrementare la pubblica sicurezza sono state realizzate adeguate recinzioni in modo da delimitare le aree operative.

Piano di riabilitazione e riqualificazione ambientale

Partendo dal presupposto che l'attività di estrazione in cava a cielo aperto deve essere considerato uno sfruttamento temporaneo del suolo, i siti coltivati devono essere progressivamente riqualificati in modo che il territorio riprenda le forme originarie che aveva prima dell'inizio dell'attività e quando ciò non fosse possibile almeno una configurazione compatibile con il territorio circostante.



Fig. 15

In ragione di ciò in accordo con L'Autorità del Parco [3] BFL ha intrapreso l'opera di riabilitazione dei siti interessati dalle vecchie coltivazioni in particolare l'area di Longstone Edge in modo da poter proseguire l'attività estrattiva mitigando nel contempo l'impatto ambientale.

Le aree riqualificate vengono drenate, seminate e rivegetate in modo che tornino ad essere terreno da pascolo o brughiera di pubblico accesso.

Il processo di riqualificazione ambientale include anche una gestione del territorio a lungo termine che garantisca che gli interventi effettuati si mantengano nel tempo.

Conclusioni: il futuro dell'attività mineraria

Il Peak District ha un vasto sistema di filoni ricchi in Fluorite non ancora coltivati che potrebbero contribuire in maniera strategica al fabbisogno a lungo termine di fluorite.

E' quindi di fondamentale importanza gestire in maniera costruttiva la sfida fra le esigenze di una attività mineraria economicamente proficua e gli obiettivi ambientali perseguiti dalle Autorità del Parco, tenendo conto che essa fa parte da secoli della vita e della cultura delle comunità che vi abitano.

BFL sta lavorando affinché Cavendish Mill fornisca oltre che fluorite di ottima qualità anche i materiali necessari a riqualificare il territorio degradato dalla passata attività mineraria governando in maniera ambientalmente compatibile i parametri di quella futura.

Si prevede infatti di operare in sotterraneo e di provvedere al ripristino immediato degli scavi a cielo aperto ricercando comunque sempre un'intesa con le comunità locali e le Autorità del Parco.

In conclusione l'esperienza di Cavendish Mill dimostra come con le opportune cautele un'attività mineraria economicamente produttiva possa convivere con una attività apparentemente in contrasto come quella turistica in un contesto di notevole pregio ambientale e paesaggistico.

Ringraziamenti

Si ringraziano Fluorsid Spa e British Fluorspar Ltd per la cospicua documentazione interna per i dati e le fotografie messa a disposizione degli autori.

Bibliografia

1. *Highley DE, Cameron DG* : Mineral resource information for development plans. Peak District National Park: resources and constraint. British Geological Survey 1995
2. *Wardell Armstrong International*: Technical evaluation and review of Glebe Mines Ltd. Stoney Middleton Derbyshire. Ineos Fluor 2007
3. *Peak District National Park Authority*: Peak District National Park Local Development Framework. Core strategy development plan oct.2011
4. *Graham Daws Associates*: Review of proposed mine design Milldam Mine. Glebe Mines 2009

LA COLTIVAZIONE DI TALCO PREGIATO NELLA MINIERA DI FONTANE (TO): ATTUALITÀ E SVILUPPI STORICI

Monticelli, F.^(*); Pelizza S.^(**); Peila D.^(***)

(*) Dott. Geol., già direttore della miniera di Fontane

(**) Prof. Ing., Professore Emerito di "Arte Mineraria" e "Costruzione di Gallerie", Politecnico di Torino

(***) Prof. Ing., Professore di "Tunnelling", Politecnico di Torino

Riassunto

Il talco prodotto nella Val Chiosone, che è una valle del pinerolese (TO), è un talco pregiato per bianchezza, purezza chimica e tessitura lamellare. La coltivazione mineraria, che si è sviluppata in sotterraneo, ha sempre previsto il ripienamento dei vuoti a causa delle scadenti caratteristiche geomeccaniche del talco e delle irregolarità di forma e dimensioni dei corpi minerari. Le problematiche di stabilità dei vuoti hanno portato al passaggio da una coltivazione a fette orizzontali montanti con ripiena sciolta, a fette orizzontali discendenti con ripiena cementata in calotta. Le conseguenti favorevoli condizioni di stabilità, sicurezza ed ambientali così conseguite, hanno permesso lo sviluppo ed il potenziamento industriale di tali coltivazioni, che sono tuttora in atto. Nel presente articolo vengono illustrate le condizioni attuali di coltivabilità del talco di Fontane, unitamente al progressivo miglioramento di modalità tecniche, macchine ed organizzazione del metodo di coltivazione.

Parole chiave: ripiena cementata; talco, coltivazione mineraria

1. Introduzione

Il talco prodotto nella miniera di Fontane, che si situa nelle valli pinerolesi in prossimità di Prali (TO), è coltivato sin dal secolo XVII in forma artigianale, mentre l'attività industriale ha iniziato a svilupparsi durante il 1800 [Del Greco & Pelizza, 1984; Del Greco et al., 1976, 1989; Pelizza et al., 1990]. Si tratta di un talco pregiato della migliore qualità per bianchezza, purezza chimica, tessitura lamellare anche a livello di micronizzazione che ne fanno un prodotto d'eccellenza per l'industria dei cosmetici, delle vernici, della plastica, della carta, della gomma, delle medicine, dell'alimentazione animale, ecc.

La moderna coltivazione mineraria si è sviluppata in sotterraneo sempre in associazione al ripienamento dei vuoti a causa delle scadenti caratteristiche geomeccaniche del talco e delle irregolarità di forma e dimensioni dei corpi minerari. La formazione mineralizzata è il prodotto di un intenso metamorfismo: ha andamento stratiforme con immersione verso ovest ed inclinazione media di 22° e si sviluppa per molti chilometri con andamento N-S.

Sino dall'inizio degli anni 70 del secolo scorso la coltivazione è attuata per fette orizzontali montanti con ripiena sciolta al piede. Le notevoli problematiche tecniche, ambientali e di sicurezza

generate dalla cedevolezza e relativo assestamento della ripiena con il conseguente scoscendimento del talco, ha portato alla trasformazione sostanziale della coltivazione, passando a fette orizzontali discendenti con ripiena cementata in calotta. Le conseguenti assai più favorevoli condizioni di stabilità così conseguite, hanno permesso lo sviluppo di tali coltivazioni, che sono tuttora in atto da quasi cinquant'anni. Attualmente è attiva soltanto la sezione Rodoretto che coltiva un insieme di corpi minerari di varia potenza e giacitura ad una profondità di circa 400m. La coltivazione avviene per fette suborizzontali coltivate per trincee di dimensioni medie 4m*4m dirette dai lungobanchi verso il tetto del giacimento e successivamente ripienate.

Nel seguito viene presentata la storia delle coltivazioni nell'area per arrivare alle attuali metodologie di coltivazione del talco, unitamente al progressivo miglioramento di modalità tecniche, macchine ed organizzazione del metodo di coltivazione.

2. Inquadramento storico

La coltivazione del talco in Val Germanasca ed in Val Chisone affonda le radici nel XIX secolo. Nel corso del primo decennio del XX secolo l'attività proto-industriale ed artigianale di piccoli produttori indipendenti si trasforma in una struttura industriale organizzata con la nascita nel 1907 della società Talco e Grafite Val Chisone S.p.A., che raggruppa in modo monopolistico tutte le realtà fino ad allora esistenti sia nel settore del talco che della grafite, anch'essa caratteristica di queste valli.

La figura 1 mostra l'ubicazione dei siti estrattivi attorno ai quali si è concentrata la coltivazione del talco in quel periodo.

Le varie miniere hanno avuto un'evoluzione parallela (esclusa la miniera di Rodoretto) fin verso la fine degli anni sessanta del XX secolo. Tra il 1960 ed il 1967 le attività sono state progressivamente chiuse ad eccezione del comprensorio di Fontane, che raggruppava le due sezioni denominate Gianna e Crosetto, le sole dotate di un giacimento consistente con riserve stimate allora in circa due milioni di tonnellate di talco bianco lamellare.

Dalla fine degli anni sessanta quindi l'estrazione è stata concentrata unicamente nella miniera di Fontane. La sezione Gianna ha terminato l'attività nel 1995 e Crosetto nel 2002. Nell'intervallo tra la chiusura della Gianna e di Crosetto è stata sviluppata l'infrastruttura della miniera di Rodoretto, che ha iniziato l'attività a marzo del 1999. Dal 2002, anno della chiusura di Crosetto, Rodoretto rappresenta l'unica fonte di talco bianco lamellare italiano ed è la sola miniera ancora attiva nel comprensorio della Val Germanasca.

La differenza fondamentale tra le miniere del gruppo Fontane-Rodoretto e tutte le altre è da ricercare principalmente nella struttura e nella consistenza del giacimento. In sintesi, a parte l'uniformità della qualità del minerale, sempre talco bianco lamellare, nel caso del giacimento Fontane-Rodoretto si ritrovano ispessimenti della mineralizzazione dovuti al comportamento strutturale duttile per effetto di macropieghe ettometriche. Tale caratteristica è all'origine di pannelli di mineralizzazione con potenza variabile da 20 m a 50 m. Nel caso delle altre miniere, quelle chiuse sul finire degli anni sessanta, le coltivazioni erano impostate in livelli di talco esigui con potenze che raramente e solo occasionalmente superavano la potenza di 1 m. In media si estraeva talco da "vene" potenti in media 0,8-1,0m. Inoltre, queste ultime erano strutture piuttosto superficiali, che interferivano anche con la coltre eluvio-colluviale e la coltivazione aveva come effetto locali subsidenze in superficie, con la creazione di avvallamenti visibili. Differentemente il cuore delle aree estrattive del gruppo Fontane-Rodoretto si trova a profondità superiore a 300 m dalla superficie, con la salbanda di tetto costituito da rocce metamorfiche coerenti, che garantiscono la stabilità sotterranea e la riduzione degli spostamenti superficiali a misure non rilevabili e piuttosto teoriche.

Fatte salve comunque queste differenze, è opportuno notare come invece la qualità del minerale estratto in tutte le aree sia rimasto nel tempo prevalentemente omogeneo e di alta qualità, rappresentato da talco bianco lamellare, privo di contaminanti asbestiformi, il cui impiego ha costituito per più di un secolo lo standard di riferimento per le applicazioni cosmetiche e farmaceutiche. Un ultimo commento relativo alla figura 1: sulla carta sono riportati solo i siti che hanno dato origine ad attività estrattive pluri-decennali in concessioni minerarie ben delimitate. In realtà sono esistite innumerevoli piccole attività di ricerca ed esplorazione disseminate sul territorio, e che potremmo chiamare, con un termine improprio, “proto-miniere”, le quali non sono poi sfociate in vere coltivazioni, ma che hanno in qualche caso avuto il vantaggio di saggiare le valli con piccole gallerie, i cui resti sono tuttora reperibili e che hanno permesso di incrementare la conoscenza geologica dell'area.



Fig. 1: Ubicazione dei siti estrattivi più importanti, che hanno dato luogo ad attività pluridecennali: 1) La Roussa, 2) Maniglia, 3) Gianna, 4) Crosetto, 5) Malzas, 6) Rodoretto, 7) Fracia, 8) Sapatlè-Pleinet, 9) Envie.

3. Sviluppo dell'attività esplorativa e di ricerca del talco

La ricerca del talco dalla fine del XIX secolo ha seguito diverse modalità, che nel tempo si sono avvalse sia dello sviluppo tecnologico e scientifico dell'arte mineraria che dell'evoluzione delle scienze geologiche. Non esistono tracce visibili delle prime attività estrattive. Presumibilmente

queste erano incentrate su piccole aree di affioramento del talco che venivano sfruttate a livello artigianale e familiare. La naturale estensione degli orizzonti di talco è stata sicuramente all'origine dello scavo delle prime piccole gallerie come ovvia prosecuzione degli scavi a cielo aperto.

Un secondo aspetto che deve essere stato compreso è l'evidente associazione di terreno tra il talco e i marmi silicatici a bande che, normalmente, si rinvenivano in prossimità del talco. I marmi bianchi a bande silicatici sono molto diffusi nel settore occidentale del complesso del Dora Maira e formano talvolta imponenti bancate, oggetto esse stesse di estrazione per pietra ornamentale da più di un secolo. I siti estrattivi noti principali sono almeno due: la cava del "Salto della Lupa", impostata sotto la quota 1500 m s.l.m. sul versante sinistro della Val Germanasca sotto l'abitato di Fontane e la cava della Maiera, a quota 2000 m s.l.m. a monte dell'abitato di Villa di Prali sul versante destro. In tutti i casi la presenza del talco è individuabile ad una distanza misurabile al massimo in poche decine di metri dai livelli di marmo. Inoltre, occasionalmente, si osservano esigui livelli di talco (<10 cm) all'interno dei marmi stessi. Tale convergenza di fattori ha fatto in modo che i banchi di marmo siano sempre stati utilizzati come livelli "marker" per il ritrovamento del talco, pur non essendo stata verificata la "familiarità genetica" tra il marmo ed il talco. In altri termini non è dimostrata ed è alquanto improbabile la genesi del talco come derivato metamorfico di questi marmi.

I ipotesi sono state però espresse circa la comune origine da un protolite comune a chimismo carbonatico-dolomitico da cui potrebbero essersi evoluti, come effetto del metamorfismo polifasico (ercinico e alpino), sia il marmo che il talco. Riassumendo, dalla fine del secolo XIX al periodo intercorso tra la prima e la seconda guerra mondiale, l'esplorazione del talco è stata espletata mediante gallerie di ricerca in estensione delle limitate attività in superficie coadiuvata da vaghe conoscenze geologiche tra cui la principale è riferita all'associazione di terreno talco-marmo. Dagli anni trenta, invece, grazie allo sviluppo tecnologico delle macchine da perforazione e carotaggio, si è iniziato a programmare piani di prospezione annuali per verificare l'estensione in profondità dei livelli delimitati in galleria. Conoscendo l'andamento sotterraneo del giacimento messo in luce dalle coltivazioni, venivano effettuate delle proiezioni in profondità sottoponendole successivamente alla verifica mediante perforazione di sondaggi dalla superficie. Questa attività si è svolta principalmente per il compartimento di Fontane, inizialmente sul versante sinistro (sezione Gianna) e successivamente su quello destro (sezione Crosetto). La generale regolarità della giacitura del giacimento di Fontane ha permesso di pianificare una proficua campagna esplorativa e di anticipare lo scavo delle gallerie principali proprio grazie ai sondaggi dalla superficie, che annualmente, venivano eseguiti nel periodo estivo. A tali campagne di deve lo sviluppo delle infrastrutture delle gallerie Gianna, Paola, Vittoria e San Pietro, sul versante sinistro a 1500m s.l.m., 1400m s.l.m., 1300m s.l.m. e Carla su quello destro. In totale, dagli anni trenta fino alla fine degli anni settanta sono stati perforati 44 sondaggi "verticali", di cui due perforati al di fuori del compartimento di Fontane, in località Maiera. Tutti questi sondaggi, la cui profondità massima ha sfiorato i 600m di lunghezza alla località Maiera, insieme alla rete di gallerie e di coltivazioni che si sono conseguentemente sviluppate, hanno permesso di inquadrare tutta la mineralizzazione di Fontane e hanno posto le basi sia dello sviluppo della miniera Fontane tra gli anni cinquanta e la fine del secolo, sia della moderna miniera di Rodoretto, sviluppata sostanzialmente nel XXI secolo fino ad oggi.

Parallelamente a questi sondaggi esplorativi sono stati anche eseguiti con continuità sondaggi interni in sotterraneo, per migliorare la conoscenza di dettaglio delle aree di coltivazione e per programmare i programmi estrattivi annuali. Questi sondaggi di sviluppo erano ovviamente più brevi e lunghi al massimo alcune decine di metri. Nel 1990 la società esercente Talco e Grafite Val Chisone S.p.A. è stata acquistata dal gruppo francese Talc de Luzenac, con sede a Toulouse. All'epoca del passaggio di proprietà era solo più attiva la Miniera di Fontane con le due sottosezioni

denominate Gianna e Crosetto. Il primo obiettivo del gruppo è stato quindi l'accertamento delle riserve minerali nel compartimento conosciuto e le sue possibili estensioni. A tal fine è stata eseguita una prima campagna di carotaggi dall'esterno (7000m di carotaggi) su un'area di cui era noto il potenziale grazie alle vecchie campagne esplorative. Il risultato, promettente, ha dato luogo allo sviluppo della galleria di ricerca denominata Pomeifrè (2500m) dalla quale, grazie ad un'ulteriore campagna esplorativa in sotterraneo (6000m di carotaggio) è stato possibile valutare le riserve minerali di quella che, precedentemente, era nota come "zona di estensione Sud-Ovest). Nel 1997–1998, grazie anche al sostegno economico e tecnico-ingegneristico del gruppo Rio Tinto, proprietario a sua volta di Talc de Luzenac, è stata sviluppata la Miniera di Rodoretto, che ancora oggi, nel 2017, costituisce l'ultima unità produttiva attiva di talco bianco lamellare di grado cosmetico e farmaceutico della Val Germamasca e, più in generale, di tutta l'Europa.

3. Contesto geologico del giacimento di talco di Fontane

La mineralizzazione di talco è descritta come un orizzonte concordante, a potenza variabile, incassato nelle sequenze terminali dell'Unità tettono-metamorfica denominata Dora Maira (complesso polimetamorfico pre-Carbonifero), unità interna ad affinità continentale del Dominio Pennidico. Il banco di talco segue un andamento approssimativamente N-S a breve distanza dal contatto con la Zona Piemontese, costituente l'unità ad affinità oceanica esterna del Dominio Pennidico [Peretti, 1966; Zucchetti, 1969].

L'incassante diretto del banco mineralizzato è rappresentato da micascisti a granato e cloritoide, gneiss e marmi a silicati. Subordinate si trovano lenti di metabasiti (anfiboliti) e quarziti. La Figura 2 illustra in modo schematico la litostratigrafia in alcuni dei principali compartimenti caratterizzati dalle manifestazioni di talco. Appare evidente la stretta associazione di campagna tra talcoscisti e marmi; i marmi costituiscono a tutti gli effetti un livello "marker" per l'orizzonte di talco.

La mineralizzazione di Fontane, che comprende l'area di maggior sviluppo passato e presente dell'attività mineraria, presenta una struttura complessa a controllo duttile con arricchimenti locali che arrivano a generare ispessimenti del banco fino a 50m di potenza. Tali settori sono quelli oggetto di coltivazione che hanno permesso lo sviluppo delle miniere del compartimento Gianna-Paola e di Crosetto, con una produzione globale nel tempo stimabile in più di 2 milioni di tonnellate di talco bianco.

La miniera di Rodoretto si presenta in condizioni analoghe, anche se maggiormente complicata a livello strutturale. Il potente banco di talco presenta intercalazioni frequenti di micascisti del letto o del tetto come effetto di pieghe con asse Nord-Sud come è possibile desumere dalla figura 3.

4. Evoluzione storica del metodo di coltivazione con ripiena

Il metodo di coltivazione con ripiena del tipico giacimento irregolare di Fontane è condizionato da molteplici fattori:

- purezza del minerale talco: i corpi minerari contengono talchi di vario colore, nonché inclusi sterili di roccia coerente (i "rognoni") anche di grandi dimensioni, che richiedono una coltivazione e/o un abbattimento selettivo ed una cernita manuale già in cantiere o a bocca miniera;
- caratteristiche tecniche speciali che rendono il talco di Fontane unico nel mondo: da un lato la sua struttura più intima, costituita da lamelle microscopiche anche nei macinati ultra fini che gli conferiscono quindi una straordinaria capacità ricoprente; dall'altro lato la sua bianchezza; infine la totale assenza di minerali idrosilicati con abito fibroso o aciculare [Clerici, 1978];

- morfologia: i corpi minerali sono costituiti da locali ingrossamenti da metrici a decametrici della mineralizzazione talcosa pseudo stratiforme con pendenza media di 22°. I locali ingrossamenti utili sono molto irregolari con variazioni notevoli della dimensione in poco spazio, talora anche influenzata dai grandi inclusi sterili, il che richiede una grande flessibilità nello sviluppo dei cantieri che può aversi solo con lo spoglio a trince e con il sistematico ripienamento dei vuoti;
- caratteristiche fisico-meccaniche del minerale e delle rocce incassanti: il talco é un materiale tenero, facilmente sfaldabile, con debole resistenza meccanica e rifluente in modo pseudoplastico; il tetto è costituito da micascisto laminato, tettonizzato, cedevole e del tutto instabile, mentre il letto, di gneiss e talora di calcare marmoreo, é piuttosto stabile.
- le condizioni statiche dei cantieri sono pertanto difficili e gravose con necessità di armare intensamente i vuoti e, quindi, necessità di aprire cantieri di piccole dimensioni da esaurire rapidamente e subito ripienare.

La coltivazione mineraria é quindi da sempre sviluppata per fette orizzontali esaurite per trince affiancate, completamente ripienate.

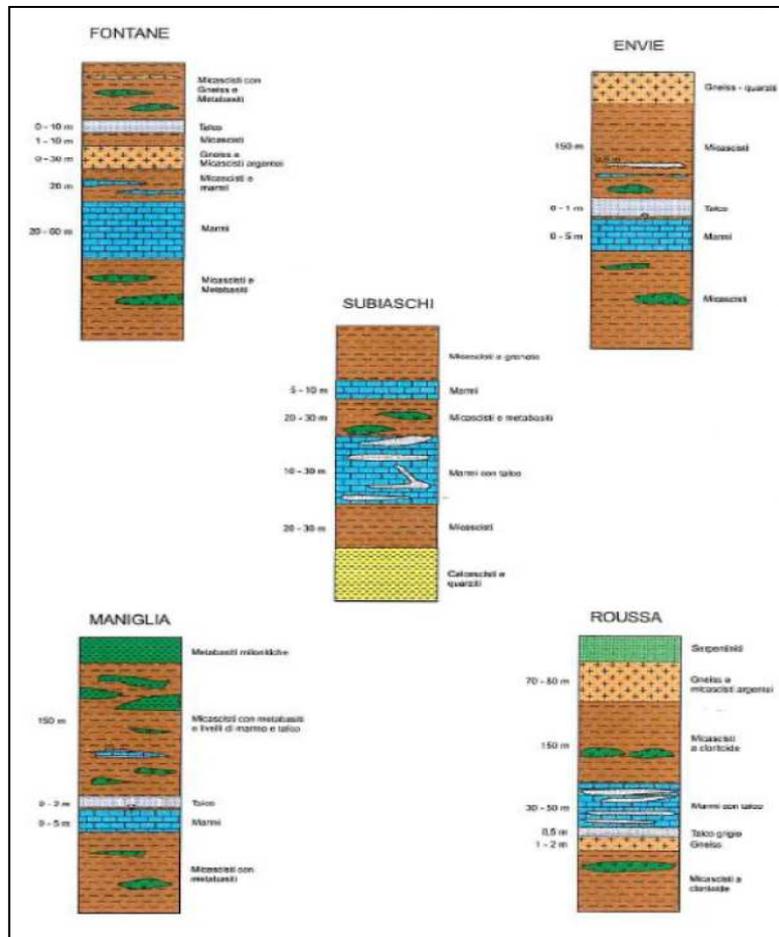


Fig. 2: Litostratigrafie riferite all'area oggetto di studio

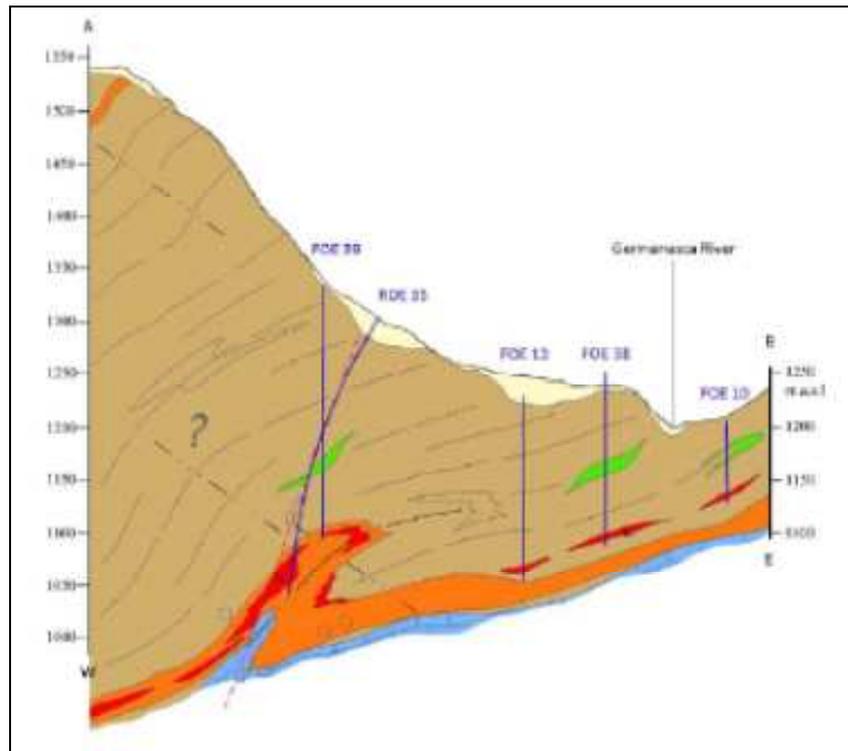


Fig. 3: Sezione Est-Ovest del giacimento di Fontane-Rodoretto. (Tesi di Laurea Giovanni Camanni, Università di Torino, 2010. Non pubblicata). Legenda: Talcò (rosso), Gneiss (arancio), Marmi (celesti), Micascisti (beige), Metabasiti (verde).

4.1 La coltivazione montante con ripiena sciolta al piede

Fino agli anni 70 del secolo scorso, la coltivazione era organizzata per fette orizzontali montanti con ripiena sciolta al piede. [Pelizza, 1968].

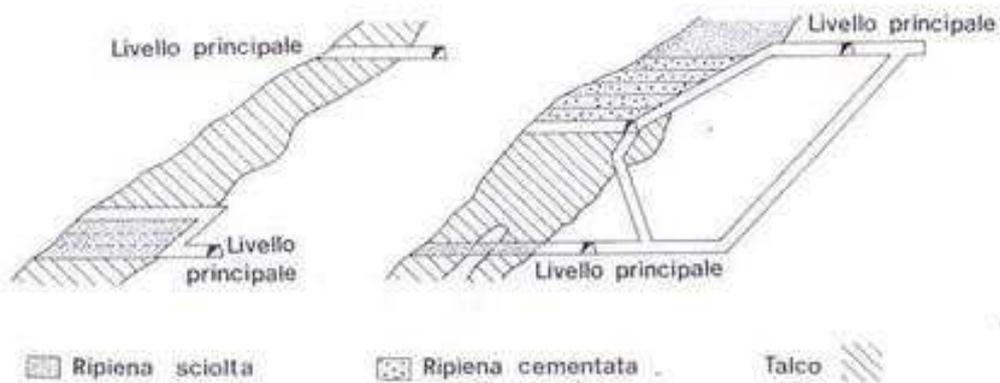


Fig. 4: Configurazione dei pannelli di coltivazione montante con ripiena sciolta e discendente con ripiena cementata: sezioni verticali.

I fattori favorevoli che hanno consentito l'uso di questo metodo per moltissimi decenni sono i seguenti:

- non inquinamento del talco;

- abbattibilità selettiva;
- accantonamento in loco degli sterili di coltivazione (soprattutto gli inclusi);
- adattabilità dei cantieri alle irregolarità del giacimento ed alla, talora, necessità di aggiramento dei grandi inclusi sterili in modo da non doverli asportare;
- deflusso naturale dell'acqua sotterranea per percolazione attraverso la ripiena sciolta
- trasporto per gravità del talco sino alla sottostante via di carreggio.

Per contro, l'accrescimento della ripiena sciolta ha via via generato problemi assai gravi, soprattutto di instabilità del talco in calotta:

- progressivo incremento per scoscendimento delle dislocazioni in tutta la massa di talco e, conseguentemente, della formazione di tetto, in relazione alla cedevolezza e progressiva compattazione della ripiena sciolta al piede;
- aumento progressivo dell'instabilità al fronte dello scavo in avanzamento delle trincee di coltivazione e conseguente aumento del rischio di franamento di fronte e calotta, a causa della disaggregazione subita dal talco, che aumentava con l'aumentare dello spessore della ripiena cedevole al piede. L'avanzamento era via via più difficile e richiedeva l'uso di marciavanti (tavole battute al fronte, in calotta e sui fianchi) e di guarniture parafronte;
- conseguente riduzione della dimensione delle trincee e contestuale aumento del lavoro di manutenzione, rinterzo o sostituzione dei quadri di sostegno;
- necessità di impiegare legnami d'armatura non preconfezionati, ma da adattare sul posto alle irregolarità di forma dei cantieri;
- connessa riduzione della produttività del cantiere e quindi necessità di aumento del numero dei cantieri (per soddisfare la richiesta di produzione della miniera) e correlato aumento dei costi per armature, trasporti e servizi
- sollevamento progressivamente più oneroso dalla galleria di carreggio di base sino ai cantieri montanti di tutti i materiali d'uso, dei mezzi e del legname per l'armatura;
- forte aumento della temperatura nei cantieri a causa dell'alterazione ed ossidazione del legname delle armature abbandonato nella ripiena sciolta.

4.2 La coltivazione discendente con ripiena cementata al tetto

All'inizio degli anni 70 (cioè quasi cinquant'anni fa) si iniziò a studiare e sperimentare anche in queste miniere un metodo di coltivazione, inesorabilmente ancora con ripiena, che consentisse di ridurre sostanzialmente sia i rischi di scavo al fronte della trincea, sia l'enorme consumo di legname per armature e loro manutenzione e di incrementare la produttività dei singoli cantieri. In quegli anni si stavano sperimentando anche in Italia, specificamente nella miniera di pirite di Gavorrano (Salle, 1970) coltivazioni discendenti con ripiena cementata. Cosicché un siffatto metodo fu progettato e rapidamente sperimentato a Fontane in un cantiere prova (Del Greco, 1976) e fu subito un successo. Da un punto di vista tecnico, la ripiena cementata al tetto ha subito consentito di sviluppare svariati aspetti positivi (Pelizza, 1978):

- miglioramento sostanziale delle condizioni generali di stabilità del sotterraneo grazie all'eliminazione dei cedimenti che erano dovuti all'assestamento della ripiena sciolta al piede;
- sensibile miglioramento delle condizioni statiche di ogni singolo cantiere con conseguente riduzione di armature, parafronti e marciavanti alla quale è direttamente associato il netto miglioramento delle condizioni di lavoro e di sicurezza;
- marcato aumento delle dimensioni dei cantieri sino agli attuali 4 m * 4m che sotto cemento richiedono una riduzione dell'impiego di sostegni;
- aumento della produttività di cantiere con conseguente riduzione dei punti di produzione e dei connessi trasporti, forniture e servizi;
- sostanziale miglioramento delle condizioni ambientali sia avendo eliminato l'uso di legname che si altera nella ripiena al piede, sia avendo agevolato i circuiti della ventilazione con cantieri e gallerie più grandi ed in minore numero.

Con il metodo discendente però permangono o nascono vari fattori tecnicamente ed economicamente negativi, quali: il costo della cementazione della ripiena; il trasporto all'esterno degli sterili di coltivazione (inclusi, rognoni) non più inglobabili nella ripiena; il sollevamento dell'abbattuto in salita verso la galleria di testa; la maggiore resistenza all'abbattimento della massa di talco; maggiori difficoltà nell'allontanamento dell'acqua sotterranea, soprattutto per evitare l'inquinamento del talco; la sostanziale impossibilità, con l'uso di macchine di scavo, di un abbattimento selettivo o di una cernita di cantiere per proteggere il talco bianco.



Fig. 4 Vista di una trancia sostenuta con puntelli in legname o oleodinamici prima del ripienamento

Contestualmente alla sperimentazione del nuovo metodo di coltivazione con ripiene cementate, fu messo in atto un programma di ricerca riguardante i problemi di geomeccanica nell'ambito di uno specifico contratto tra la Società Talco e Grafite Val Chisone e l'Istituto di Arte Mineraria del Politecnico di Torino. Scopo della ricerca era in primo luogo la verifica delle nuove condizioni di sicurezza e, subordinatamente, di determinare i parametri necessari alla definizione delle più adatte caratteristiche geometriche dei cantieri di coltivazione ed alla scelta ottimale delle armature [Del Greco, 1981]. Queste ricerche con le misurazioni in situ sono regolarmente proseguite negli anni e sono tutt'ora in atto, sempre per confermare con verifiche strumentali le scelte strutturali di progetto

e la qualità dell'installazione dei sostegni, nonché di ottimizzare qualità e resistenza della ripiena cementata. Tuttavia, i cinquant'anni di vita della coltivazione discendente con ripiena cementata al tetto attuata con i criteri e le tecniche illustrati nei precedenti capitoli, attestano che, grazie all'elevata qualità commerciale del talco prodotto, il metodo di coltivazione in atto - unico tecnicamente impiegabile - consente la vita di questa storica e straordinaria unità mineraria.

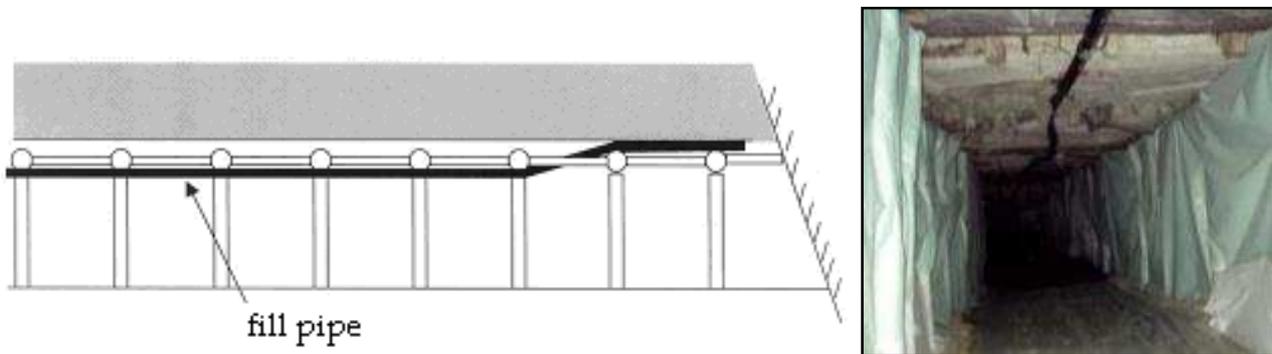


Fig. 4. Schema del ripienamento di una trancia. Nella foto a destra si osserva il geotessuto messo in opera per evitare di inquinare il talco di trance adiacenti non ancora coltivate

La prosecuzione degli studi per l'analisi delle problematiche di stabilità e dei sostegni della miniera sono proseguite negli anni da parte del personale del Politecnico di Torino.

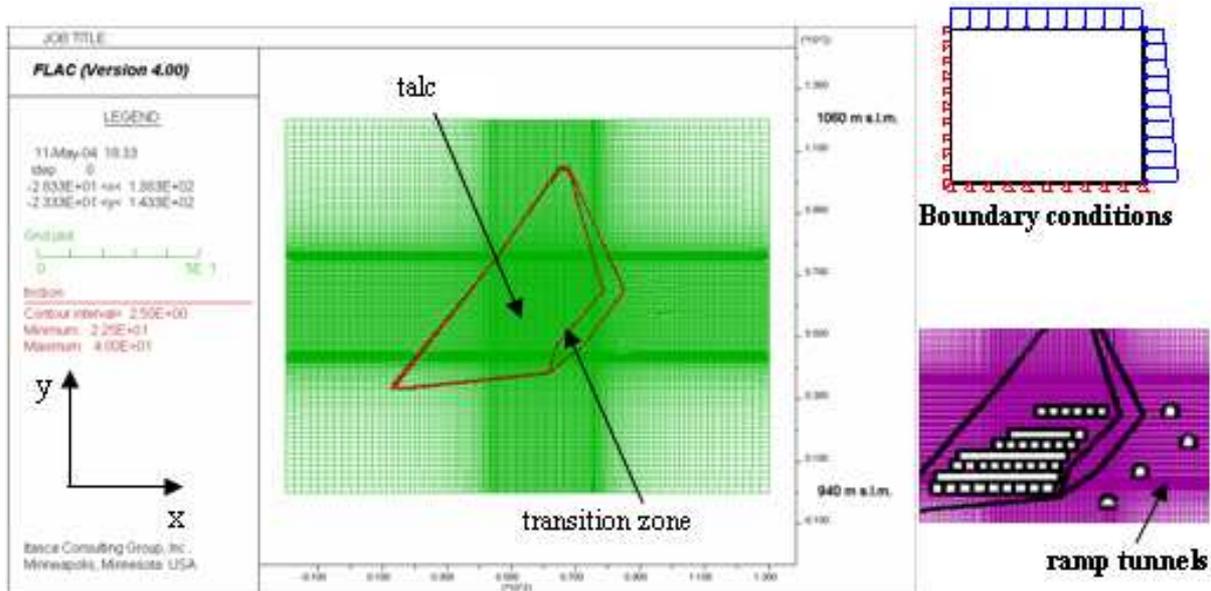


Fig. 5 Vista globale del modello numerico sviluppato per lo studio iniziale del giacimento di Rodoretto definito geometricamente sulla base delle indagini preliminari (le linee rosse indicano i contatti tra i vari materiali considerati) la zona di transizione rappresenta una porzione nella quale l'ammasso roccioso è rappresentato da una condizione caotica di vene di talco, gneiss a marmo). Il modello ha larghezza di 150m e altezza 120m [Peila et al., 2008].

Questa attività, esplicitamente richiesta dalla Proprietà della miniera, è stata impostata per fornire un continuo supporto scientifico ai tecnici minerari nella stesura di protocolli operativi, nella verifica preliminare di operazioni minerarie di particolare complessità, anche con lo sviluppo di

modelli numerici, ed infine nel fornire suggerimenti nell'ottica di sperimentare operazioni e procedure che potessero migliorare la produttività della miniera (con particolare attenzione alle problematiche delle ripiene cementate) e nel contempo garantire condizioni di sicurezza idonee per la coltivazione mineraria [Peila et al., 2008; Daneshmand, 2013].

Questa positiva interazione tra un ente di ricerca e un'attività produttiva è un significativo esempio di come le competenze scientifiche debbano essere messe al servizio dell'industria per continuare a sostenere un'attività mineraria.

Nel seguito si riportano alcuni esempi di modelli numerici ad elementi finiti messi a punto per verificare le condizioni di stabilità dei vari livelli durante l'evoluzione dell'intera coltivazione mentre nelle foto è possibile vedere l'uso di infilaggi in avanzamento mediante barre autopercuotenti il cui studio prima e impiego poi consentito di migliorare le condizioni di stabilità dei fronti e quindi la sicurezza operativa dei minatori. Particolarmente interessante, e il cui uso ha fatto seguito ad un accurato studio di produttività, è l'utilizzo di un martello demolitore mobile (Brook) che ha sostituito in alcune trincee l'uso dell'esplosivo, consentendo di migliorare la selettività dell'abbattimento e quindi facilitare le operazioni di cernita del minerale mentre l'uso di un roadheader non si è dimostrato efficace in particolare per le grandi dimensioni delle macchine disponibili sul mercato.



Fig. 6 Vista del martello demolitore in azione in una trancia (Brook)

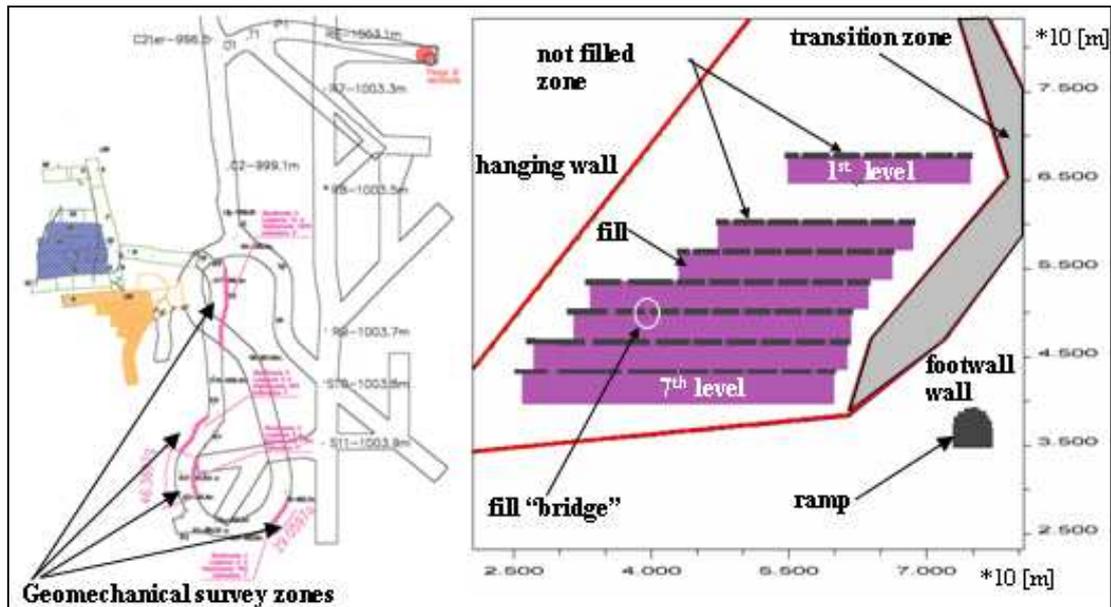


Fig. 7. Pianta della zona sud del giacimento di Rodoretto con indicazione delle trincee ripienate del primo e secondo livello nel Maggio del 2003. Nella figura di sinistra viene schematizzato il modello numerico avanzato con lo studio del ripienamento non completo delle trincee per la verifica del comportamento della massa in queste condizioni [Peila et al., 2008].

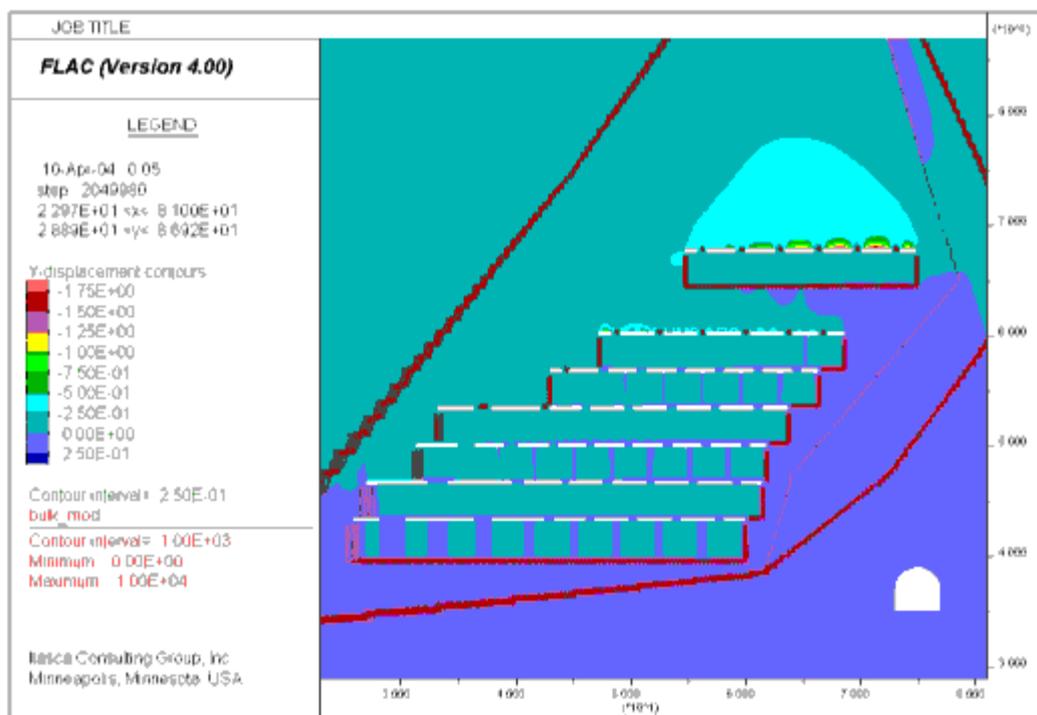


Fig. 8. Andamento degli spostamenti verticali al termine della coltivazione prevista nei modelli di cui alla figura 6 [Peila et al., 2008].

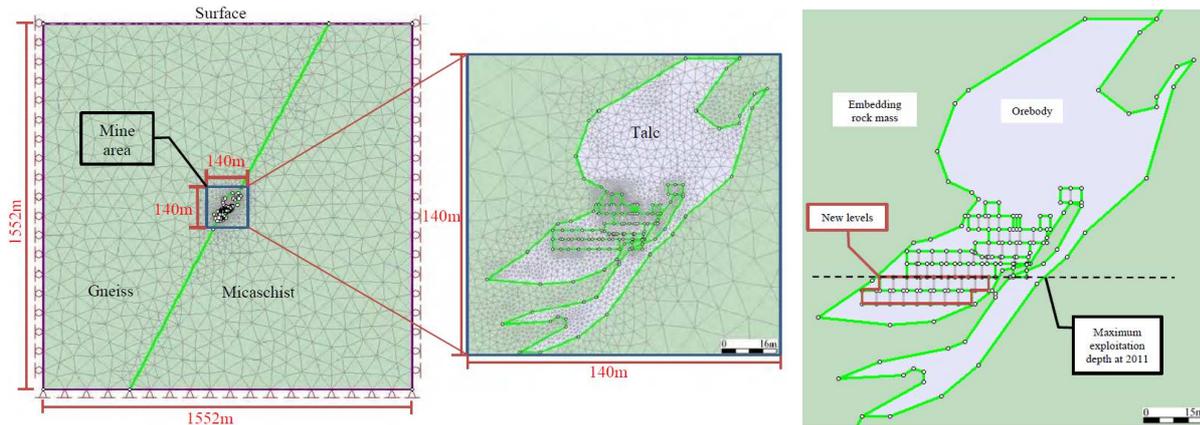


Fig. 9. Esempio del modello sviluppato per lo studio dell'estensione delle coltivazioni verso il basso nel 2011 [Daneshmand et al., 2013].

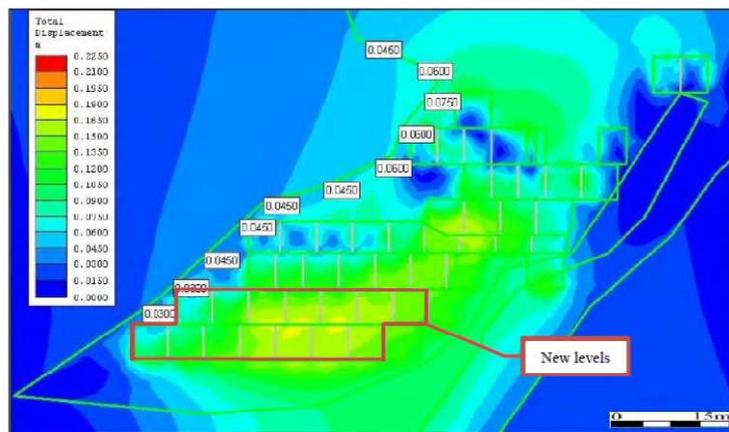


Fig. 10. Andamento degli spostamenti ottenuti con il modello sviluppato per lo studio delle coltivazioni nel 2011 di cui allo schema 8 [Daneshmand et al., 2013].



Fig. 11. Esempio di una trancia sotto talco bel quale sono in corso prove di carico sui quadri in legno da parte dei tecnici del Politecnico di Torino



Fig. 12. Dettaglio dello scavo di una galleria di accesso al giacimento in una zona di contatto per la coltivazione di una nuova massa mineralizzata sostenuta con centine metalliche, guarnissaggio in legno e infilaggi metallici con autoperforanti.

Fig. 13. Esempio di una trancia pronta per il ripienamento si può osservare sia la parete della trancia sul lato talco, che è quella con puntelli di legname, sia una parete di una trancia già ripienata. Al tetto si può osservare la buona qualità della ripiena cementata da cui fuoriescono i piedi di puntelli in legno della trancia soprastante.



		<i>Fette orizzontali discendenti con ripiena cementata al tetto (esaurite per trince)</i>	
		<i>Miglioramenti e limiti preventivati</i>	<i>Condizioni attuali</i>
<i>Stabilità e sicurezza del cantiere</i>	- franamenti e fornelli - assestamento ripiene - carichi concentrati sulle armature a causa degli inclusi sterili	- nessun problema in corona - instabilità delle pareti delle trince in talco quando tagliate verticalmente	- nei cantieri sotto cemento, calcestruzzo in corona nessun problema di stabilità; rivestimento delle gallerie con geotessuto per migliorare il contenimento del calcestruzzo - presenza di carico sui puntelli, dovuto all'assestamento delle ripiene sovrastanti
<i>Armature</i>	- consumo elevatissimo: 84,3 dm ³ /t	- estremamente ridotta al solo sostegno delle pareti (10 dm ³ /t)	- sostanziale riduzione del consumo di legname (3 dm ³ /t)
<i>Dimensioni dei cantieri</i>	- larghezza minima 2,0 m per ridurre la luce del cappello - lunghezza minima per ridurre i tempi di apertura e quindi la manutenzione delle armature - in generale ridotte per aumentare la flessibilità del cantiere	- da precisare, ma con vincoli meno restrittivi da quelli posti dalle azioni di abbattimento e caricamento	- sezione media 4mx4m, con sfondo 2-2,5m sotto la ripiena cementata
<i>Selettività e recupero</i>	- elevati	- elevati - problema di inquinamento da caduta di frammenti di ripiena dal tetto	- elevatissimo - occasionale distacco di frammenti di ripiena dalle pareti o dal tetto per disomogeneità del cls
<i>Sistemazione sterili</i>	- in cantiere posti a mano nella ripiena che cresce sulla ripiena sottostante	- trasporto all'esterno	- lo sterile derivante dalla scavo di infrastrutture (esente da talco) viene riciclato come inerte nella ripiena; lo sterile di coltivazione viene stoccato all'esterno
<i>Acqua</i>	- nessun problema grazie alla permeabilità della ripiena	- fango al piede per l'impermeabilità del talco e la sua disaggregazione	- presenza di impianto di trattamento acque all'imbocco della miniera, prima di essere destinate allo scarico finale - necessità di pompaggio dell'acqua fuori dai cantieri discendenti
<i>Temperatura in cantiere</i>	- elevata per difficoltà di governo delle correnti d'aria e per ossidazione del legname nelle ripiena	- quella delle gallerie di livello; nessun problema di ventilazione	- non si rilevano particolari aumento di temperatura portati dalla ripiena.

Tab. 1. Raffronto qualitativo di parametri tecnici ed economici delle coltivazioni con ripiena sciolta e con ripiena cementata

<i>Prodotti – consumi - costi</i>	<i>Fette orizzontali montanti con ripiena sciolta</i>	<i>Fette orizzontali discendenti con ripiena cementata (anni '80)</i>	<i>Fette orizzontali discendenti con ripiena cementata (anno 2016)</i>
Rendimento in coltivazione [t/giornata operaio]	1,43	5	14
Consumo legname [dm ³ /t]	84,3	10	3
Consumo esplosivo [kg/t]	0,21	0,2-0,3	0,2
Consumo energia [kWh/t]	28	30-40	41

Tab. 2. Raffronto quantitativo di parametri tecnici

5. Conclusioni

Le eccellenti qualità commerciali del talco del pinerolese hanno consentito di mantenere in vita un'attività mineraria in sotterraneo molto difficile sia per problemi di ubicazione e variabilità di

forma e dimensioni dei corpi minerali sia di caratteristiche geomeccaniche del minerale e delle rocce incassanti.

Ma non basta la qualità per tenere in vita la miniera. L'attività estrattiva è stata infatti sostenuta, migliorata, perfezionata da una costante verifica tecnico-scientifica che la lungimiranza delle imprese di gestione ha voluto continuamente interagente con l'attività produttiva.

Il beneficio è stato rilevante: per la salute e la sicurezza dei lavoratori, per la qualità del prodotto e la garanzia delle forniture, per la formazione degli ingegneri, tecnici e delle maestranze come sempre deve essere in tutte le miniere ma come e ancor più deve essere in questo tipo di giacimento.

Bibliografia

- Clerici, C., Mancini R., Morandini Frisa A. (1978): "Produzione e impieghi del talco", Boll. Ass. Mineraria Subalpina, XV, n. 4, dic. 1978
- Daneshmand K., Peila D., Monticelli F. (2013): "[Numerical modelling of a talc mine exploitation using cemented backfilling](#)". [The electronic journal of geotechnical engineering](#), vol. 18 n. I, pp. 1713-1722
- Del Greco O. (1976, a): "Misurazione di carichi sulle armature di cantiere nella miniera di talco di Fontane", Notiziario Ass. Min. Subalpina, (1976) II (2).
- Del Greco O., Pelizza S., Sartorio P., Stragiotti L. (1976, b): "Coltivazione con ripiena cementata nella miniera di talco di Fontane", Boll. Ass. Min. Subalpina, XIII, 3.
- Del Greco O., Mancini R., Pelizza S., Stragiotti L., Longo G., Iabichino G. (1981): "Stabilità di tracciati in talco nella miniera di Fontane (Torino). G. di S. su Le gallerie di Miniera e sei Servizi Pubblici, Cagliari, 26-27 Nov. 1981, Ed. Cusi.
- Del Greco, O. (1978): "Misurazioni geomeccaniche nei cantieri di coltivazione della miniera di Fontane" Boll. Ass. Mineraria Subalpina, XV, n. 4, dic.
- Gecchele G., Pelizza S. (1966): "Il giacimento di talco "Fontane" in Val Germanasca (Alpi Cozie), Simp. Int. Sui giacimenti minerali delle Alpi, Trento – Mendola 11-18 sett.
- Pelizza S. (1968): "La meccanizzazione della coltivazione nella miniera di talco "Fontane" in Valle Germanasca di Prali (Torino)", Resoconti dell'Ass. Mineraria Sarda, LXXIII, 9 dic.
- Pelizza S. (1978): "Coltivazione del talco nella miniera di Fontane", Boll. Ass. Mineraria Subalpina, XV, n. 4, dic.
- Peila D., Oggeri C., Oreste P.P., Peilizza S., Monticelli F. (2008): Roceretto talc mine (To, Italy): studies for the optimization of the cemented backfilling, RMZ, Materials and Geoenvironment, 55, n. 2
- Peretti L. (1966): "Geologia e genesi dei giacimenti di talco del Pinerolese", Boll. A.M.S., III, 3-4, sett.
- Salle P.L., Bonetti A., Vaiani G. (1970): "Cementazione integrale della ripiena: fattore determinante per la coltivabilità di un ammasso di pirite". Boll. Ass. Mineraria Subalpina, VII, n. 1-2, mar-giu
- Sartorio P. (1974): "Il talco del pinerolese", 1° Conv. Intern. Sulla coltivazione di pietre e minerali litoidi, Torino 4-6 ott
- Stragiotti L., Pelizza S. et alii (1979): "Mining operations in difficult orebodies in Italy: advantages and practice of the cemented fill method. World Mining Congress, Istanbul, sept.
- Zucchetti S. (1969): "Osservazioni sui giacimenti di talco della Val Germanasca", Boll. A.M.S., IV, 2, giu.

IL PROGETTO MINERARIO DI ZN-PB-AG A GORNO (BG) – STATO DELL'ARTE

DE ANGELIS M.

Geologo, Consigliere, Energia Minerals (Italia) S.r.l. (EMI)

Corso di Porta Romana, 6 Milano

Riassunto

Questa memoria presenta un aggiornamento delle attività in cui la EMI è impegnata per messa in produzione di uno dei giacimenti presenti nello storico distretto minerario di Gorno, sede di importanti giacimenti di zinco e piombo del tipo Mississippi Valley (MVT).

Il corpo minerario a zinco, piombo e argento, denominato Pannello Zorzone costituisce l'obiettivo principale dello studio di fattibilità da completare entro l'anno 2017 in vista di uno sviluppo estrattivo previsto per il 2019. I lavori in corso sono anche volti alla definizione di ulteriori corpi mineralizzati per definire riserve che assicurino la continuità delle attività estrattive oltre la vita mineraria definita per il Pannello Zorzone.

Sono stati completati la messa in sicurezza di gallerie esistenti, lo scavo di una nuova discenderia e 165 sondaggi a carotaggio per un totale di oltre 17mila metri. Le risorse calcolate secondo la normativa JORC ammontano a 3,3 milioni di tonnellate al 6,1% Zn+Pb e 27 g/t Ag.

Parole chiave: EMI, Gorno, MVT, Pannello Zorzone, normativa JORC.

Abstract

An update to 2017 on the activities by EMI, aimed at bringing the historic Gorno Zn-Pb-Ag Project into production, is presented in this paper.

The mineral deposit, named Pannello Zorzone, is the main objective of a final feasibility study (DFS) which, to be completed by 2017, should define the technical and economic parameters for the mining development aimed to commence in 2019. The activities are also focusing on additional mineralisation in other panels in order to establish further reserves that would ensure the continuity of mining operations.

Rehabilitation of existing underground tunnels, a new decline and a total of 165 diamond drill holes for 17 thousand metres of core recovery were completed to date. The resource, calculated by JORC standards, amounts to 3.3 million tonnes at 6.1% Zn+Pb and 27 g/t Ag.

Keywords: EMI, Gorno, MVT, Pannello Zorzone, JORC standards.

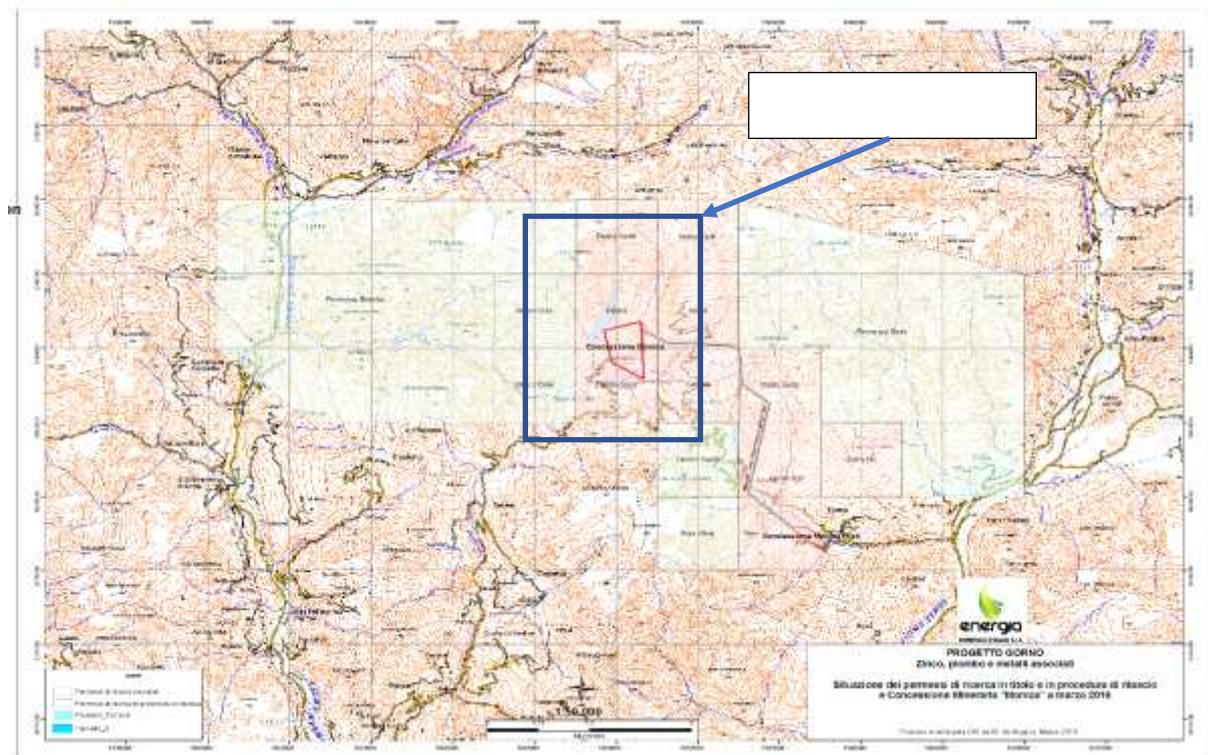


Figura 1: I permessi della EMI.

1. PREMESSA.

Le Prealpi Lombarde sono sede di importanti mineralizzazioni a Pb, Zn, F e Ba, di cui la principale è situata a Gorno (Bergamo). Si calcola che in questo bacino siano state estratte più di 800.000 tonnellate di Zn+Pb metallico.

I depositi della zona di Gorno sono del tipo Mississippi Valley (MVT), anche definiti di tipo Alpino (APT), e sono parte di numerosi depositi situati nelle Alpi centro-orientali e nella Piattaforma Europea.

L'estrazione dello zinco e piombo a Gorno risale ad epoca romana e riprese nel 1888 a cura della società inglese Crown-Spelter. Nel 1920, la compagnia belga Vielle Montagne incorporò la Crown Spelter e continuò le attività minerarie fino al 1940, per poi venderle alla italiana AMMI che proseguì le coltivazioni fino al 1978. Da questo anno, l'estrazione fu a cura della SAMIM che, nel 1985, abbandonò ogni attività con il rilascio di tutte le concessioni minerarie e di altri permessi di ricerca.

Riserve di minerale, già pronte per l'estrazione, furono lasciate in posto, come pure nuovi livelli mineralizzati scoperti nel corso dell'esplorazione in sotterraneo fatta dai geologi della SAMIM.

La Energia Minerals (Italia) Srl (EMI), società registrata in Italia ed interamente controllata dalla Energia Minerals LTD con sede in Perth (Australia), si interessa al potenziale minerario del Distretto di Gorno, diviene assegnataria dei permessi di ricerca dal 2008 ed acquisisce la concessione mineraria Monica nel 2013.

La EMI ha come scopo principale la definizione di depositi di Zn-Pb-Ag utilizzando tecniche prospettive d'avanguardia e di avviarne l'estrazione con metodologie moderne nel pieno rispetto delle norme ambientali e di tutela della salute pubblica.

Le attività di ricerca sono incentrate nel distretto piombo-zincifero di Gorno-Oneta-Oltre il Colle, sede di estrazione storica di questi metalli che, negli ultimi 160 anni, ha prodotto oltre 800.000 tonnellate di Zn+Pb metallico.

Il corpo minerario a zinco, piombo e argento, denominato Pannello Zorzone nel comune di Oltre il Colle, costituisce l'obiettivo principale dello studio di fattibilità da completare entro l'anno 2017 in vista di uno sviluppo estrattivo previsto per il 2019. I lavori in corso sono anche volti alla definizione di ulteriori corpi mineralizzati per definire riserve che assicurino la continuità delle attività minerarie che, per il Pannello Zorzone, si calcolano per circa 8 anni.

Il giacimento oggetto del programma di coltivazione è composto da minerali di zinco e piombo con associato argento, ed è quindi ascrivibile alla categoria dei giacimenti di interesse nazionale (prima categoria) secondo la legge mineraria vigente.

2. LE ATTIVITA' DELLA EMI.

La EMI è titolare di 10 permessi di ricerca ed ha presentato istanza per altri 6 permessi di ricerca, che sono in corso di istruttoria (Figura 1).

A partire dal gennaio 2015, il Consiglio di Amministrazione della EMI decide di continuare con un maggiore impegno economico nella valutazione delle riserve storiche delineate dalla SAMIM: le operazioni si sono quindi concentrate nell'area delimitata dal Permesso di Ricerca Parina e dalla Concessione Mineraria "Monica" (Figura 2).

Sono stati completati:

- La messa in sicurezza di gallerie esistenti;
- Lo scavo di una nuova discenderia per un totale di 540 metri;
- 165 sondaggi a carotaggio per un totale di oltre 17mila metri;
- Le risorse calcolate secondo le direttive JORC ammontano a 3,3 milioni di tonnellate al 6,1% Zn+Pb e 27 g/t Ag.

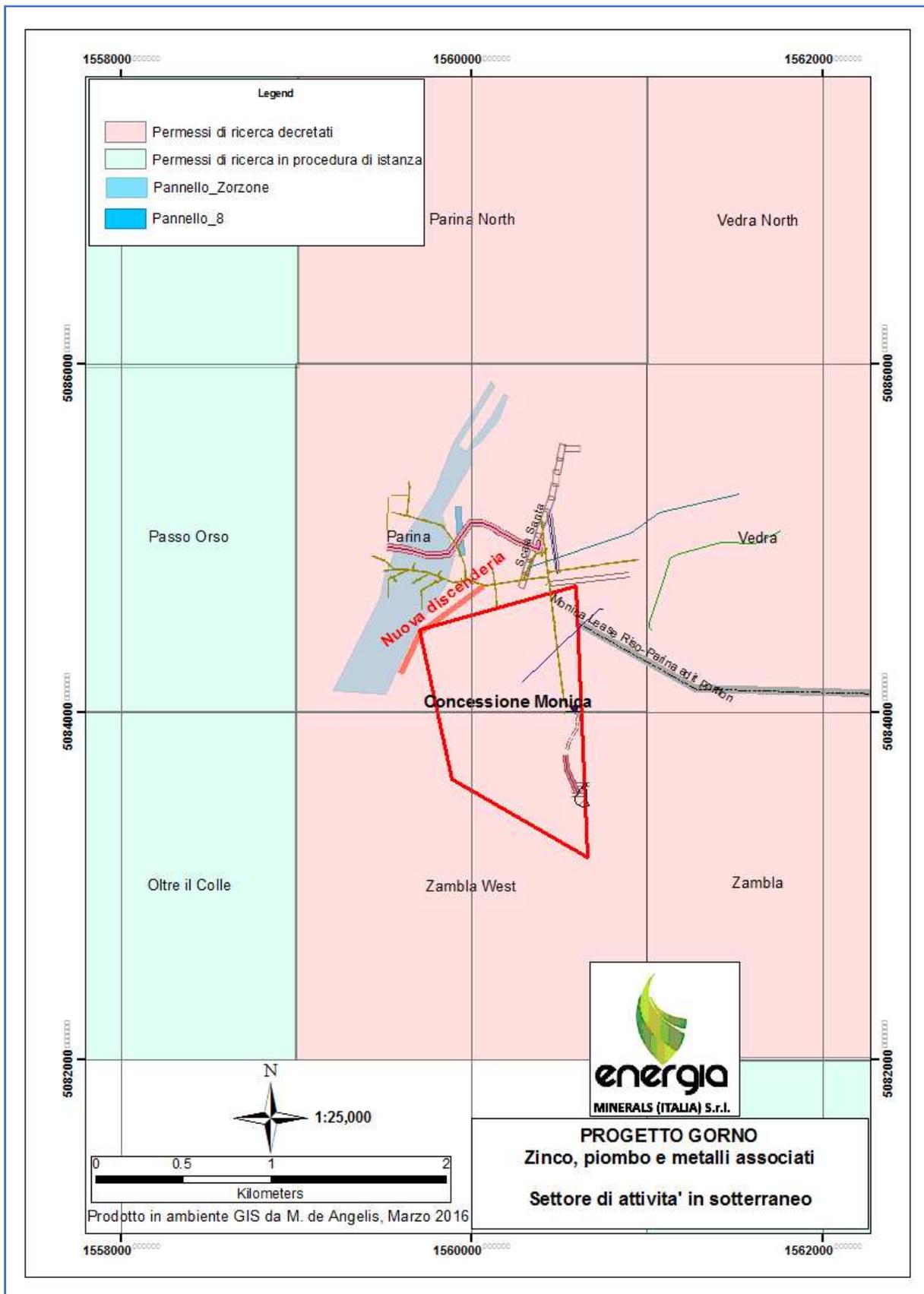


Figura 2: Settore delle attività in sotterraneo.

3. CARATTERI GEOMINERARI DEL GIACIMENTO.

I depositi di Gorno sono classificati nel tipo Alpino a Piombo-Zinco, simile ai depositi di tipo Mississippi Valley, e sono generalmente presenti come numerosi corpi strato-concordanti, a volte rimaneggiati in zone a breccia e impregnazioni. La mineralogia è generalmente costituita da sfalerite (blenda), galena, barite, fluorite e argento, che è generalmente associato a galena (Fig. 3).

I depositi sono inclusi nella parte delle Alpi Meridionali italiane denominate “Bacino Lombardo”, formatosi a causa di una forte subsidenza occorsa nel Permo-Triassico, che permise la deposizione di una spessa coltre di sedimenti generalmente marnoso-calcarei, calcarei e dolomitici, intercalati da vulcanesimo episodico.

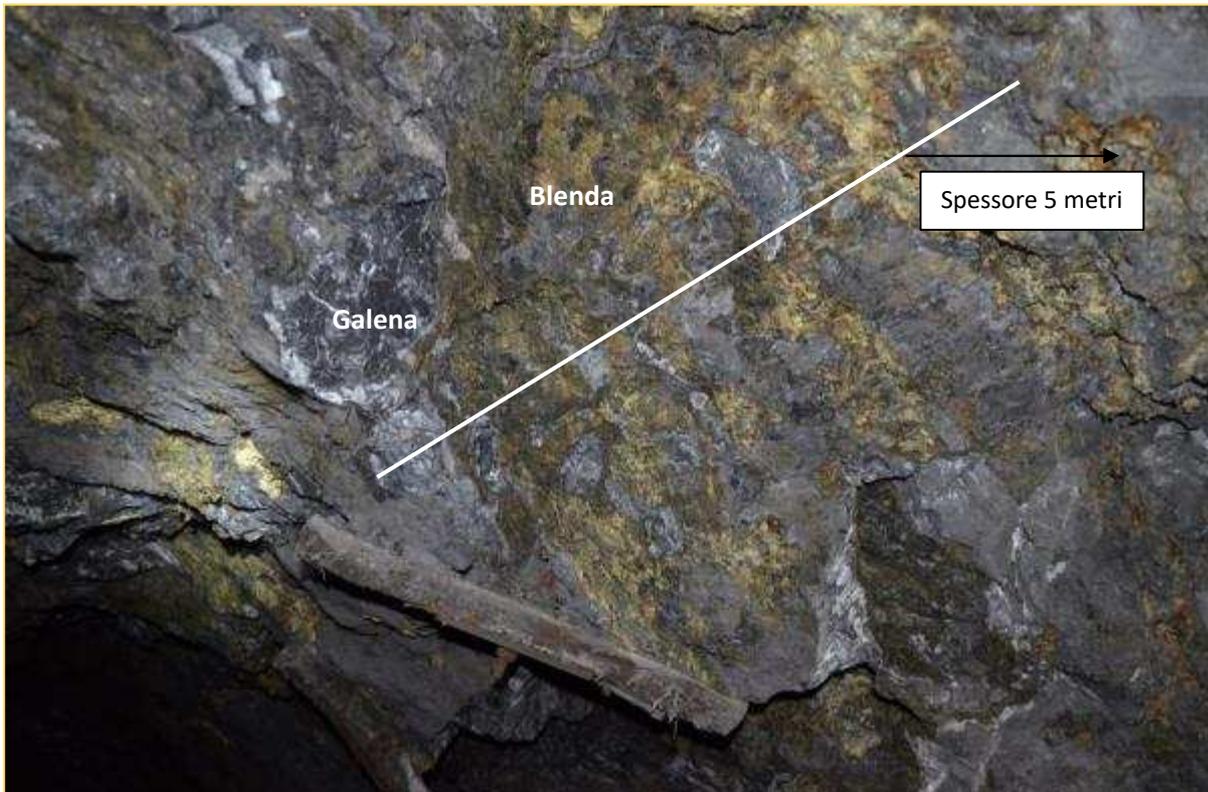


Figura 3: Mineralizzazione in galleria nel Pannello 7, ora denominato “Zorzone”.

I litotipi presenti nella parte meridionale della piattaforma carbonatica sono di età carnica (Trias Medio-Alto) e la formazione che contiene la mineralizzazione è conosciuta come “Calcare Metallifero Bergamasco”, così chiamato dai vecchi minatori (Fig. 4).

Questa formazione è composta da calcare da grigio-scuro a nero depositato in fondali intra-cotidali con stromatoliti e letti bituminosi di facies euxinica posti generalmente a letto del Metallifero. Tre livelli tufacei sono presenti nella colonna stratigrafica e costituiscono un livello guida che ben definisce la parte produttiva del giacimento, con il Livello Tufaceo 1 al letto ed il Livello Tufaceo 2 al tetto.

I corpi coltivati, a blenda (prevalente), galena e calamine, sono tutti ospitati nel "Metallifero" e hanno varie forme: colonnari e filoniformi nei calcari, stratoidi nei *black-shales* sommitali. La loro

pendenza varia da sub-orizzontale a 45°; il corpo più esteso è la colonna *Fortuna*, che si allunga sull'asse Cima di Grem-Oneta per circa 2,6 km, dalla quota 1550 m alla quota 400 m.

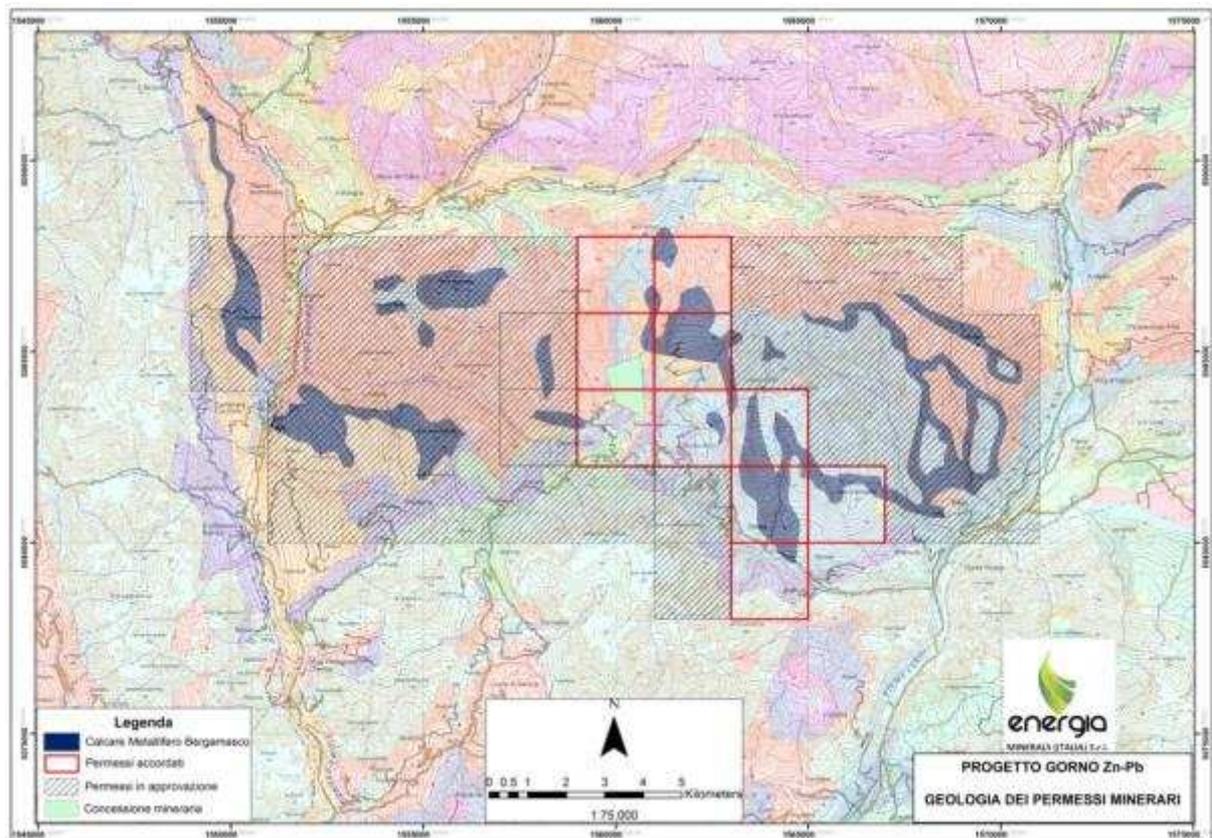


Figura 4: Distribuzione del Calcare Metallifero e permessi di ricerca EMI.

La situazione strutturale è rappresentata da un bacino orientato est-ovest, suddiviso in cinque settori da nord a sud:

1. Anticlinale Orobica, che comprende successioni paleozoiche,
2. La Linea Valtorta-Valcanale, che separa l'Anticlinale Orobica a nord dai livelli mineralizzati a zinco-piombo a sud,
3. Il Camuno Autoctono,
4. Le Unità Para-autoctone e Alloctone, dovute a ripetizioni strutturali che hanno formato sovrapposizioni doppie e triple delle formazioni carbonatiche triassiche,
5. La zona a faglie e pieghe, includente formazioni del Giura-Cretacico, che limita il Bacino Padano a nord.

La mineralizzazione nel distretto di Gorno è compresa nei settori 3 e 4. Queste zone mostrano almeno una ripetizione strutturale, derivata da faglie trascorrenti poco inclinate. Ciò è evidenziato da corpi mineralizzati presenti, ad est, in una unità sovrascorsa su un livello inferiore che contiene mineralizzazione comprovata dagli ultimi lavori fatti dalla SAMIM. Ad ovest, il minerale è presente solo nell'unità inferiore (Autoctono o Para-autoctono), poiché il Metallifero dell'Alloctono è stato in maggior parte eroso in epoche successive.

La mineralogia è essenzialmente bimodale, con minerali di zinco e piombo in rapporto di 5 a 1. La ganga è composta da calcite e quarzo, con occasionale presenza di dolomite ed ankerite.

Le risorse calcolate secondo le direttive JORC ammontano a 3,3 milioni di tonnellate al 6,1% Zn+Pb e 27 g/t Ag.

4. LA NUOVA MINERALIZZAZIONE

I depositi del Distretto Minerario di Gorno sono stati coltivati in un unico orizzonte, chiamato "Autoctono" e dislocato dalla tettonica alpina secondo piani di sovrascorrimento e accompagnati da pieghe e faglie.

I geologi della SAMIM elaborarono, negli ultimi anni di attività prima della chiusura definitiva, il concetto della mineralizzazione suddivisa in due settori distinti:

1. Mineralizzazione in "Alloctono", sede principale delle attività estrattive storiche;
2. Mineralizzazione in "Autoctono", ipotizzata nel Metallifero posto a livelli inferiori al piano di sovrascorrimento dovuto alla tettonica alpina (Fig. 5).

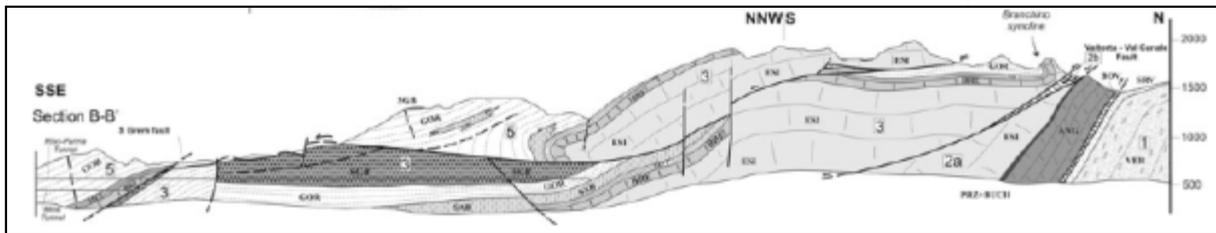


Figura 5: Il sovrascorrimento e la duplicazione stratigrafica.

L'ipotesi al punto 2. fu comprovata con lo scavo di una galleria laterale sulla Discenderia Riso-Parina (RL 600) al progressivo 8138 e venne esposta in galleria mineralizzazione massiva di sfalerite e blenda contenuta nel Metallifero. Calamina ed altri minerali di alterazione dei solfuri sono osservabili in zone interessate da faglie.

L'assetto tettonico è ulteriormente complicato da tre faglie verticali che dislocano le formazioni in senso nord-sud [16].

Il ritrovamento della mineralizzazione nell'Autoctono apre un potenziale minerario che potrebbe duplicare le risorse già estratte al 1980 nel Distretto Minerario di Gorno.

Questo potenziale è considerato come una fase importante delle attività di ricerca che la EMI intende effettuare contemporaneamente ai lavori minerari programmati.

Bibliografia

1. Boni, M., and Large, D., 2003, Non-sulfide zinc mineralization in Europe: An Overview: *Economic Geology*, v. 98, p. 715-729.
2. Brigo, L., Kostelka, L., Omenetto, P., Schneider, H.J., Schroll, E., Schulz, O., and Strucl, I, 1977. Comparative reflections on four alpine Pb-Zn deposits: In, Klemm, D.D. and Schneider, H-J., (eds.), *Time and Stratabound Ore Deposits*. Springer, Berlin, p. 273-293.
3. Brusca, C., Gaetani, M., Jadoul, F., Viel, G., *Paleogeografia Ladino-Carnica e Metallogenesi del Sudalpino*, 1981, *Mem. Soc. Geol. It.* 22 (1981), 65-82, 5ff.

4. Cassinis, G., Cortesogno, L., Gaggero, L., Perotti, C.R., and Buzzi, L., 2008. Permian toTriassic geodynamic and magmatic evolution of the Brescian Prealps (eastern Lombardy, Italy), *Boll. Soc. Geol. It. (Ital. J. Geosci.)*, Vol. 127, No. 3, pp. 501-518
5. Di Colbertaldo, D., 1967. *Giacimenti Minerari*, Vol. I – Giacimentologia generale e giacimenti di Pb-Zn (e Ag). Cedam, Padova, 383p.
6. Dzulyński, S. and Sass-Gustiewicz, M., 1977. Comments on the genesis of the Eastern-Apline Zn-Pb deposits: *Mineralium Deposita* 12, p. 219-233.
7. Leach, D., Bechstädt, T., Boni, M., and Zeeh, S., 2003, Triassic-hosted MVT Zn-Pb ores of Poland, Austria, Slovenia and Italy, *in* Kelly, J., et al., *Europe's major base metal deposits: Irish Association of Economic Geology*, p. 169–213.
8. Leach, D. L., and D. F. Sangster. 1993. Mississippi Valley-type lead-zinc deposits. *Geological Association of Canada special paper* 40.
9. Maucher, A., and Schneider, H. J., 1967, *The Alpine lead-zinc ores: Economic Geology Monograph* 3, p. 71–89.
10. Sangster, D.F., 1976. Carbonate-hosted lead-zinc deposits: *In*, Wolf, K.H. (Ed), *Handbook of Stratabound and Stratiform Ore Deposits*, v. 6, P. 447-456.
11. Schmid, S.M., 2011, Regional tectonics: from the Rhine graben to the Po plain, a summary of the tectonic evolution of the Alps and their forelands, html version by R. Bousquet & P. Dèzes:
12. Schroll, E., 2005, Alpine type Pb-Zn-deposits (APT) hosted by Triassic carbonates: *in* Mao, J. And Bierlein, F.P., eds., *Mineral deposit research: meeting the global challenge: Proceedings of the Eighth Biennial SGA Meeting Beijing, China, 18–21 August, 2005*, p. 175–178.
13. Schulz, O., 1964. Lead-zinc deposits in the Calcareous Alps as an example of submarine-hydrothermal formation of mineral deposits: *Developments in Sedimentology*, v.2, p. 47-52.
14. Stampfli, G.M., von Raumer, J.F., and Borel, G.D., 2002b. Paleozoic evolution of pre-Variscan terranes: From Gondwana to the Variscan collision. *Geological Society of America Special Papers* 634
15. Zanchi, A., D'Adda, P., Zanchetta, S., Berra, F., 2012, Syn-thrust deformation across a transverse zone: the Grem-Vedra fault system (central Southern Alsp, N. Italy), *Swiss Geological Society*.

A SUSTAINABLE APPROACH TO SEDIMENT DEWATERING

RECOVERY OF COAL MINING RESIDUES TO MAXIMIZE RESOURCE UTILIZATION AND ELIMINATE WASTE

Gerry Southwood¹, Adnan Sefer²

¹Clariant, 80333 Munich, Germany

Phone: +49 (0) 89 5110 270

²Clariant, 85368 Moosburg, Germany

E-mail:

gerry.southwood@clariant.com

Summary:

Building a business case for the recovery of coal fines in a major EMEA coal mining operation producing 4.200.000 tons/year. Clariant has collaborated with a major integrated lignite miner to boost yield through the recovery of fine mine tailings, using an innovative mineral-based conditioning system to substantially increase dewatering performance, boost dryness and maximize calorific value. The result is a business plan to re-engineer the coal fines stream and to recover the resultant fines filter cake for use in steam generation, creating a multi-million Euro value stream from a previous cash- and resource-drain, as well as strengthening the balance sheet and mitigating environmental liabilities. Using a phased approach, the customer will first implement a drying step after thickening, to recover and process coal fines and in a second, later step, reprocess its existing tailings storage facility for steam generation.

Keywords:

Sediment, tailings, dewatering, solid-liquid separation.

Introduction:

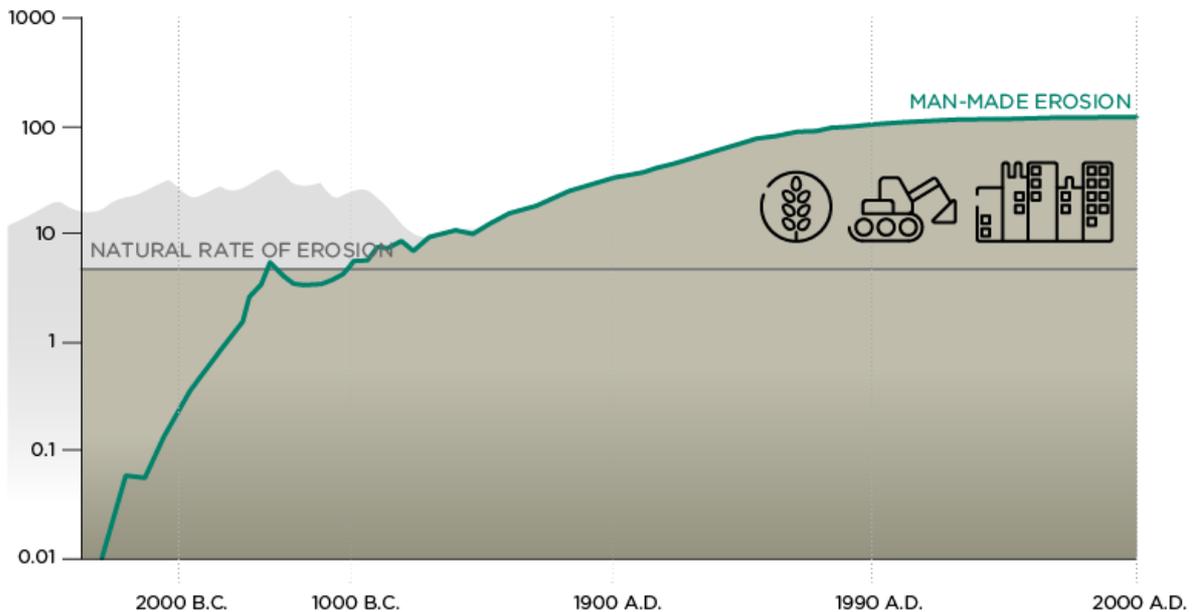
The mining industry forms the base of many global supply chains and provides minerals and metals essential to our everyday lives. It has also been found to play a growing role in many low and middle-income countries, contributing to critical policy objectives such as job creation and poverty reduction.¹ In fact, the industrialized global economy is largely based on the extractive industries and the conversion of extractives into useful products. Without these basic building blocks, any meaningful industry would be impossible.

For many target materials, the mining process requires the grinding and washing of rocks. This generally results in **a waste stream of fine sediments and process effluents known as tailings**. These 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 has grown dramatically over the last century**, and humankind is now clearly an agent of geological change (Fig. 1).

The Challenge

HISTORICAL RATES OF EROSION

Annual loss of rock and soil in billion tons



Source: Bruce H. Wilkinson: Humans as geologic agents: A deep-time perspective, in: *Geology*, Volume 33, Issue 3, March 2005, p. 163, available online at <https://notendur.hi.is>, accessed on 05.11.2015

Fig. 1 Humans as Geological Agents

Mines can create more than 200,000 metric tons of tailings per day.ⁱⁱ 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.ⁱⁱⁱ

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 other potentially harmful sediments and substances.^{iv}

Though the mining industry has propelled humanity forward and created prosperity, it has by its very nature, also had a profound effect on our environment. Environmental stresses are ever-present and an effective and ethical mining industry must therefore constantly seek new ways in which it can satisfy both the demand to create shareholder value, as well as fulfilling its societal and environmental obligations.

Increasing yield and reducing waste is one way in which the industry can improve both. The current shift away from the traditional *Linear Economy* (Produce→Consume→Dispose) in favor of a *Circular Economy* (Produce→Consume→Recycle/Remanufacture) is providing significant impetus, both in terms of the reuse/recycle/remanufacture, but also for innovation in terms of material recovery and reuse rates, which in turn will help to reduce the footprint of the associated residues streams. We will very likely end up with a hybrid linear/circular economy that merges the essential need for greater sustainability, with the necessity to “top up” the economy with virgin materials.

In order to fully appreciate the scale of this challenge, it is helpful to develop an understanding of the magnitude of sediments that are produced today.

In 2015 Clariant commissioned research to assess the total volume of sediments based on certain market sectors. This research assessed the **annual volumes of managed, disturbed materials** across the mining, dredging and civil engineering sectors. This survey quantified the mining sector alone at a worldwide total of almost 90 billion tons of disturbed and managed materials. However, we determined this number was simply too diverse in terms of the overall relevance relating to dewatering, that we discounted that value by 75%. What is left is an estimated worldwide total of at least **27 billion tons^v per year**. Of these, it is estimated that over 800 million tons are sediments that will require some form of *assisted dewatering* (Fig. 2).^{vi} Assisted dewatering assumes that for this fraction of sediments, which are typically waterlogged and water binding, gravity and solar energy is insufficient for effective dewatering. If we assume a mean dewatering value of around 40 euros per ton, this would represent a global cost to industry of more than 30 billion euros annually.

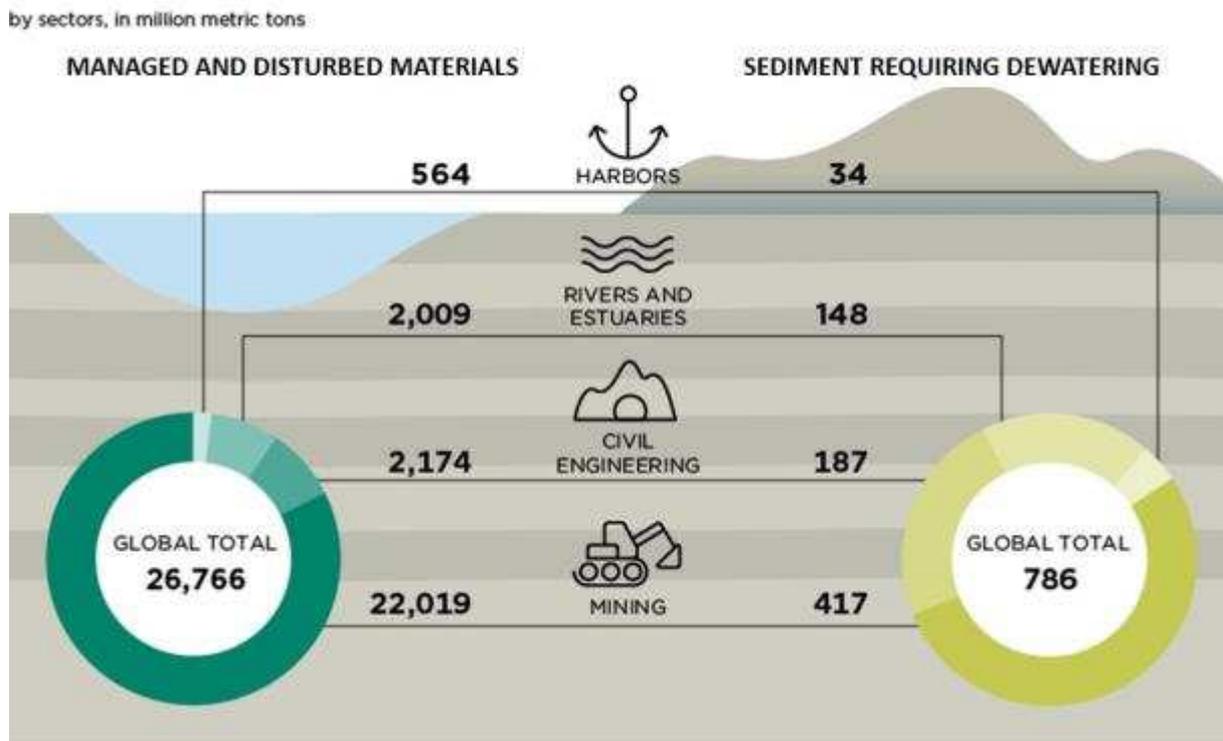


Fig. 2 Global sediment generation

Source: Clariant/BCC Research

Furthermore, in many cases the tailings themselves retain significant residual value, which may currently not be economically accessible, and so represent a missed opportunity as well as a balance sheet and environmental liability. Mines and other generators of fine sediments must therefore not only face the operational complexities of processing these material flows, but also have the enduring need to manage these materials and the consequential downstream and legacy effects long after mine closure. Mines face a complex regulatory and permitting regime that is tightening every year, in light of technological advances and in terms of high-profile TSF failures over the years, which have resulted in loss of life, property and habitat.

From a mining operations and allied industries perspective, much is being done to explore new and/or more efficient ways in which sediments (tailings) might be processed.

Technology

It is against this backdrop that Clariant and its industry partner Omya, developed the Invoque™ Sustainable Performance Dewatering solution, an innovative, mineral-based dewatering system.

Invoque™ offers a high performance, *multi-modal* dewatering solution that combines excellent agglomeration and separation tendencies with adsorbency and the ability to positively impact the mechanical performance characteristics of sediments. The combined action of Invoque™ can provide superior dryness, compactibility, and shear strength, with low permeability, and the binding of harmful trace-contaminants, heavy metals and color, to significantly enhance filtrate quality.

The system is based on 2-4 conditioning agents (*conditioners*), which are applied to the sediment by way of an in-line Invoque™ Conditioning Unit (or ICU).

The specific number and ratios of conditioners is application specific, and is largely based on the level of contamination within a sediment, the destination of the sediment after conditioning and the water quality requirements. Grain size, salinity and mineralogy seldom have a major effect on system design or configuration. System design is based on a sediment grain size of less than 63µ, within a normal pH range of pH 5 to pH 9, and at 16 to 36 degrees Celsius. Having said this, excellent performance has also been achieved within an extended pH range of pH 2.8 to 12.5 range and from 0 to 90 degrees Celsius. It should be noted that Invoque™ is not suitable for total organic loads exceeding 40%.

The ICU itself is an automated, self-contained, shipping container or trailer mounted system with a nominal capacity of between 500 and 800m³ per hour. The ICU's were designed to be practical, modular and scalable and can be close-coupled in parallel to provide additional capacity for larger applications.

Clariant developed Invoque™ in specific response to market demands for alternative technologies for the conditioning of tailings, sediments and fine residues. However, based on customer interest we are now testing the system within the mining sector as an ore-processing aid, and within the field of Acid Mine Drainage, with development activities ongoing in both areas.

In applications to date, Invoque™ has outperformed expectations and has proved capable of improve dryness, filtrate quality, operational efficiency and total cost of ownership compared to incumbent processes and technologies.

These performance improvements are allowing mine operators to overcome previous limitations around tailings dam capacity, delay or mitigate capital investments in TSFs and other equipment, and even to move to dry stacking instead of hydraulic tailings processing.

Furthermore, we have shown that Invoque™ can significantly mitigate certain environmental impacts (and risk) and can lead to an easing of regulatory restrictions on discharge and reuse of materials, which can in turn boost corporate good citizenship and in turn significantly reduce the cost of ownership.

While the Invoque™ system is relevant to several sectors that produce, and have a need to dewater fine sediments, it is a particularly strong fit within the global mining sector, which produces by far the greatest volume of extracted fines of any industrial sector.

Clariant is active within the mining sector to implement Invoque™ based solutions for a variety of mining challenges, from coal fines dewatering and recovery, to copper tailings reprocessing, red-mud dewatering, dry stacking of bauxite residues, and aluminium and iron ore dewatering as well as iron recovery from tailings.

Case Study: Coal Fines Dewatering

In this case study, we discuss how Clariant is working with a major EMEA regional coal producer to convert a thickened coal-tailings stream, which is currently sent to a TSF, into a value stream.

Increasing production costs and a less favorable regulatory environment around TSF permits have motivated the customer to consider radical changes to how it operates, to avoid both the challenges of trying to obtain regulatory approval for a new TSF, and the associate capital and operating costs. Converting the tailings stream into a dried, (already) pulverized fuel would enable the customer to transform this wasted fuel resource and lost revenue opportunity into a 1,2-1,5 million MT per annum revenue stream for its associated power plant.

Currently, the tailings stream is thickened to approximately 50% solids content, with the thickened underflow being pumped to the TSF. The customer's basic requirements are to increase yield, produce in-specification coal-quality filter cake, reduce total production costs and avoid creating an envisioned second TSF. Success would not only create a revenue stream for the ongoing fine tailings, but this will also open the door to the eventual recovery and reprocessing of the estimated 25 million m³ of fine coal residues that are stockpiled within the existing TSF.

For the system to be viable, the customer requires a minimum solids content of 65% and a calorific value of >1.300kCal/kg for the coal to be blended with virgin coal to fulfil the power plant contracted calorific value.

Methods

Initial fast screening, where samples of un-thickened tailings were bench-tested Clariant's Applications and Development facility in Moosburg, Germany to assess basic program suitability using a fail-fast approach (where we sequentially condition sediments in predefined incremental steps to determine if success is possible).

Thereafter a jointly supervised customer laboratory and large-scale site-trial as field proofs-of-concept involving representatives of both Clariant and the customer's production, technical and R&D departments.

We scheduled the on-site laboratory experiments first, for Q1 2016, with three main aims: to demonstrate the mode of action for the customer (physical separation); to quantify the conditioning agent requirements for the planned large-scale site-trial; and to maintain customer engagement and buy-in for the performance of the large-scale site-trial.

We scheduled the large-scale site- trial last, for Q2 2016, as this would be contingent on the outcomes from the on-site laboratory trials.

The learnings from both proofs-of-concept would be used to support informed decision making relative to whether an operational solution for future fine tailings management was feasible, desirable and economically realizable.

The fast-screening laboratory experiments took homogeneous samples of tailings and applied a standard screening methodology, using certain standard evaluation (dose) rates and a simple visual observation of performance to firstly gauge applicability (does it work? – yes/no). (Fig. 3).



Fig. 3 Visual assessment of control versus conditioned sample after 5 minutes

The subsequent set of laboratory experiments were used to monitor performance against control samples, to narrow down the specific conditioning parameters for the planned large-scale site-trial. During the laboratory experiments, we recorded measurements for agglomeration tendency, settling rate and filtrate clarity, as well as conditioner addition rates, in order to establish the general ratio of conditioners that we would use in formal analysis.

Our on-site laboratory evaluations confirmed that sedimentation and filtrate quality were acceptable and resulted in the decision to proceed with the large-scale site-trial. For this trial the customer mandated the use of geotextile tubes as a gravity separation medium, due both to the complexity of obtaining trial filter-presses to run with and to determine whether geotextile tubes could be a cost-effective alternative to capital investment for filter presses.

We identified a staging area for locating the geotextiles, ICU and conditioners and for the performance of the works (Fig. 4).

We performed the trial using two geotextile tubes, with a combined capacity of 230m³. We operated the tubes on an alternating cycle, to permit dewatering and compaction in one tube while the second tube was filling. The tubes were of two different sizes (1 x 80m³ and 1 x 150m³) due to the availability of space within the staging area (Fig. 5). As the primary objective for this trial was to demonstrate the economic case for recovery of the filter cake for blending with steam coal for power generation, the customer performance KPI's were to achieve a total calorific value of at least 1300kCal/kg for the dewatered filter cake, at 65% solid content, within 30 days.



Fig. 4 Clockwise from top-left: staging area, dewatering, opening of tube, during excavation.

Results

During the trial the performance KPI's were measured on a daily basis and charted to demonstrate the development of dryness and calorific value achieved under trial gravity dewatering conditions (Fig. 5).

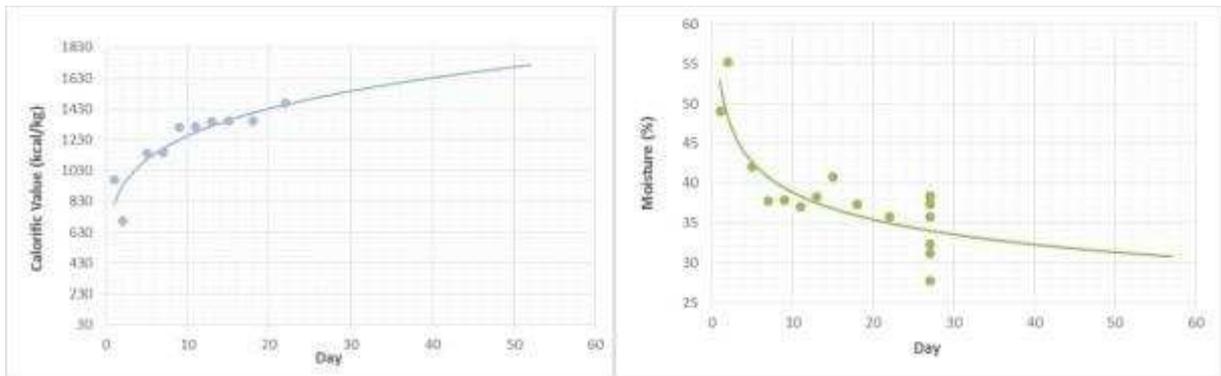


Fig. 5 Trial performance for calorific value and dryness

During the trial we were able to produce total solids of 67% at a calorific value of over 1430kCal/kg, meaning customer KPI's were comfortably achieved within the specified 30 day observation period and the trial using Invoque™ has been deemed a success. In consequence, the customer has already initiated multi-party discussions to recover coal fines with Invoque™ specified as the enabling technology. We are currently conducting further trials using mechanical dewatering with filter presses to optimize processing capacity and to provide a more sustainable long-term option to geotextiles, which were deemed unsuited to fulfil operational needs.

Conclusion

Because of the trial program, we were able to demonstrate that we can successfully apply the Invoque™ process as a conditioning solution to promote the efficient dewatering of fine lignite coal sediments produced during the coal washing process.

During both laboratory and site-trials, we were able to fulfil all of the customer success criteria using Invoque™ and the trials generated clear and compelling operational and financial data to support the further investment in coal fines recovery. We were also able to prove that the recovered fines were of a sufficiently high quality as to meet, or exceed the technical specifications for blending with virgin coal and thus to enable the calculation of the associated value as a revenue stream, rather than a waste management cost. As the customer is now able to recover the coal fines, we have been able to eliminate the need to appropriate capital to construct a second TSF, reducing the complexity of compliance and permitting, and the overall cost of operations, as well as reducing the long-term liability aspect associated with an expanded TSF footprint. Furthermore, we were able to satisfy the authorities that the water phase was of a sufficiently high quality for direct release to the environment.

As a consequence to, and since the conclusion of the trial, the customer has entered into discussions with a third party to form a joint venture to invest in a mechanical dewatering and processing plant to facilitate the processing/dewatering of coal fines for sale to the power plant. The system design assumes the use of Invoque™ process as an integrated conditioning step prior to dewatering. We currently estimate that the customer will conclude its joint venture in 2017 and that recovery operations will start in 2018.

Bibliography

Cf. International Council on Mining & Metals: The role of mining in national economies: Mining's contribution to sustainable development, October 2012, p. 2, available online at www.icmm.com, accessed on 14.10.2015

Cf. Jon Engels: What Are Tailings? – Their nature and production, undated, available online at www.tailings.info, accessed on 13.10.2015

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, accessed on 25.11.2015

Cf. MiningFacts.org: How is water managed and treated in mining?, 2012, available online at www.miningfacts.org, accessed on 13.10.2015

All tons referred to in this section are metric tons, i.e. equal to 1,000 kilograms

Cf. Robert Eckard: Special Research Report: Global Sediment Data Collection to Support Chemical Treatment, BCC Research, 07.03.2015, attached spreadsheet: Summary; sediments dredged for coastal land reclamation and shore protection are not included in the figures and the report's original assessments for the mining sector have been reduced by 75 percent..

FROM SAN GIOVANNI TO LAURIUM: A CASE OF MINING TECHNIQUES' CIRCULATION IN THE MEDITERRANEAN (1932-33).

Sanna F.*

At the end of 1932, mining engineer Guido Caproni of San Giovanni Mine (SMM Pertusola, Sardinia) visited Laurium Mines (CFML, Attica) to introduce a new technique for mine positioning : the « down spaces », developed in San Giovanni. Caproni's visit represents a clear case of mining techniques' circulation in the Mediterranean and it demonstrates the *longue durée* dynamic of this practice. Thus, the present paper aims to show the dimension of technical exchanges, the importance of corporate networks and the role of the visiting engineer in the Mediterranean within a specific historical perspective.

Keywords: Mining, Peñarroya, Engineers, Sardinia, Laurium.

In the end of 1932, the mining engineer Guido Caproni of San Giovanni mine (SMM Pertusola, Italy) visited Laurium Mines (CFML, Greece) in order to introduce a new technique in explosives' positioning¹. This visit lasted two months, from the end of September to the beginning of December 1932, and the results were reported to the General Engineering Assembly of Pertusola in January 1933. Thanks to the written report of Caproni, we are able to retrace not only the aims and the results of this visit, but also to have a sort of snap-shot of Laurium Mines in the 30s. The report is conserved in the Monteponi Historical and Mining Archive and it has a great value as one of the few documents relating about Laurium's exploitation in the interwar period. This paper aims to show, through Caproni's visit, the dimension of technical exchanges, the importance of corporate networks and the role of the visiting engineer in the Mediterranean within a specific historical perspective. The paper is divided in three parts. The first one details Caproni's visit: what was his purpose, what he found in Greece, how he described his work and what were the techniques he introduced. The second part inscribes Caproni's experience in the interwar world, linking the profile of the engineer as a professional and the specific mining environment of the time. Finally the third part pictures the "mining Mediterranean" as a space of knowledge's circulation and, to some extent, as a field of study for connected history.

Caproni left Sardinia and arrived in Greece at the end of September 1932 but, unfortunately, we are not able to find any information about the route, the transportation or the duration of the trip². The engineer visited the exploitation of Plaka and Camaresa, which began to be exploited in the XIXth century by the *Hilarion Roux&Co*[1]. Caproni's description of Laurium is not really positive: the organization is poor, the techniques are underdeveloped, the workforce is old and there is a real problem of discipline. Moreover, the extraction process was difficult because of the specific geology of Laurium: an irregular structure of the lead mineralization in limestone mass. Consequently the exploitation had short stop-faces, worked with a great waste of explosives, but realizing a low productivity.

* francesca.sanna10@gmail.com PhD candidate in History in Paris Diderot – Paris VII University, ED 382, Lab LIED. 5, rue Thomas Mann, 75013 Paris, France. Thesis supervised by Professor M. Arnoux (Paris Diderot – Paris VII) and Professor Manuela Martini (Lyon 2).

1 From now on we will refer to *Società Mineraria e Metallurgica Pertusola* as Pertusola and *Compagnie Française*

des Mines de Laurium as CFML.

- 2 Caproni's report relates that the order to go to Laurium came at the end of September and that the experiments in Laurium started in the beginning of October. Fondo Pertusola, Archivio Storico e Minerario della Sardegna, Monteponi, Iglesias, Italy.

Comparing these aspects with San Giovanni's, Caproni found that in some ways they were similar or, at least, Laurium looked like San Giovanni before the reorganization of the services made in the 20s.

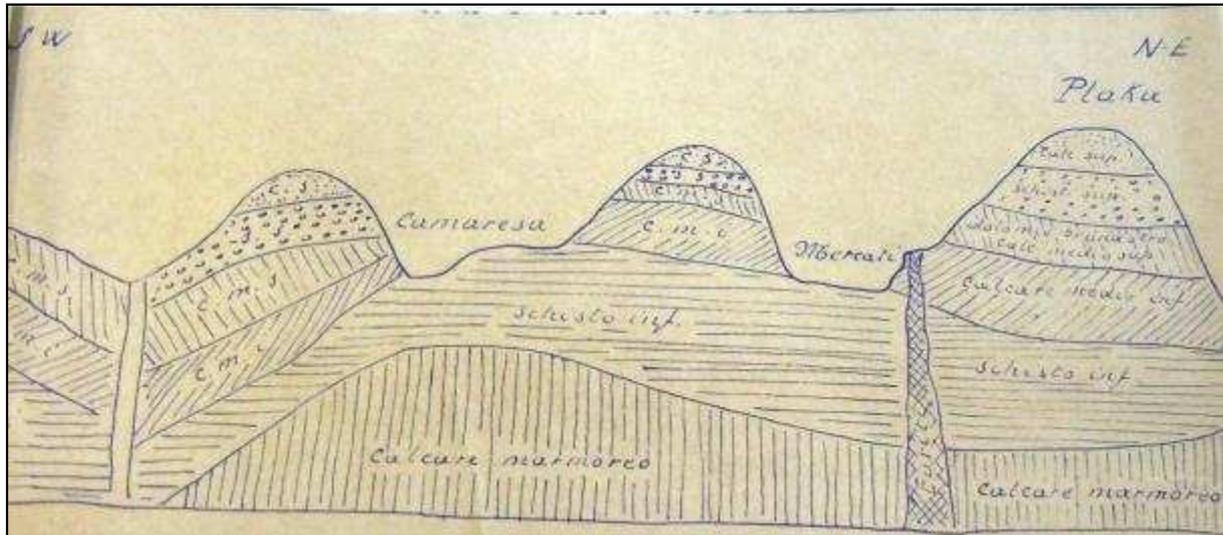


Illustration 1: The mineralization of Laurium (source: Caproni's report in Fondo Pertusola)

However, Plaka and Camaresa sites were very different in what concerns working conditions: Plaka was bigger, with more workers and better equipment than Camaresa, in which perforators still worked with manual picks. This is why Caproni's demonstrations took place in Plaka and not in Camaresa: mechanical drilling was necessary. More specifically, Caproni showed to the Director of the District and to some engineers and foremen the new technique of “down spaces”. This technique was gradually developed in San Giovanni during the years 1931-1932, as reported in some documents in Monteponi Archive. These sources allow understanding that this process of “invention” was gradual and it took almost one year of continuous experiments for it to be clearly defined. Generally speaking, “down spaces” consisted in drilling a hole and not filling it completely with explosive and other materials so that the empty space absorbed part of the explosion impact in order to avoid rocks’ crumbling. Into the *Libro del Minatore*, written by Paul Audibert and published in 1933, there is a brief description of this technique.

Theory teaches that the efficiency of the explosive is stronger when the mined hole is clogged...Practice however does not always agree with theory because the explosive works both with impact and pressure, which have different effect in relation with the type of rock....there is an advantage to *badly use* an explosive to tone down its impact when pressure is more required and when the rock must not be disrupted; this is why “down spaces” and “tamping” are used successfully sometime [2].

Caproni reported also that the results of the experiments were so good that the General Directory decided to extend the practice to the whole district of Laurium. Anyway, he underlined also that this new technique must not be perceived as the final solution to all the problems of the district. In fact, he dedicated a large part of this report to give some advice about the organization of the workforce

and the possible ways to improve the discipline and the “good spirit” of the Greek miner. At the time, these observations were very common in the engineers' discourse and they had a dedicated space in their reports. In fact, archival sources show a frequent and systematic attention to different aspects of “workforce matter”, considered as a key issue for achieving scientific management goals. These recommendations, notes and comments responded not only to a general view on workers – paternalistic and sometimes despising – but also to the specific *milieu* of Pertusola engineers. In fact, from the middle of the 20s, time studies and rationalizing practices in Pertusola inclined more on the “human problem” of work than on mechanization. So, engineers devoted a large part of their efforts in reorganizing miners and improving their physical skills and performances. It is also interesting to underline that Caproni observed Laurium mines with a *forma mentis* developed in his experience in San Giovanni. Thus, he really believed to be able to give some good advice to CFML. In fact, Caproni's comment on the “Greek miner” seems to echo some notes about the “Sardinian miner” -stubborn, undisciplined and not really job-devoted. Even if related to a stereotypical vision of the “Mediterranean worker”, these perceived similarities could have contributed to the knowledge circulation, establishing links for comparison.

It would be necessary to create collaborative attitudes between workers and technicians and fight the indolence of the Greek worker: this task would have been charged to technicians that know the rudeness of the old and stubborn miner³.

Another purpose of Caproni was to introduce in Greece a so called “minemark tool” (*apparecchio segnamine*), developed in San Giovanni at the same time of the “down spaces” to improve drilling precision. Caproni mentioned in his report that he carried with him an example of this tool and he referred to an annexed table for a picture. Unfortunately the annexes are lost. Anyway, this tool was supposed to be a sort of spirit level that guided the perforator in drilling a proper hole for the explosive. It is interesting to notice this sentence by Caproni “for a correct positioning of the mines, I ordered to built a minemark tool, modifying the one we developed in San Giovanni”⁴. This means that Caproni noticed that the conditions of Plaka were different from San Giovanni's and, because of that, it was necessary to modify the tool. This is not an anecdotal aspect for the purpose of this paper; on the contrary this is a key sentence to understand the attitude of these engineers and the role of their visits for the general improvement of companies' efficiency. In fact, this phrase demonstrates that Caproni's action was no more a transfer, but a circulation [3]: Caproni carried the tool and a technical knowledge with him, he exercised them in Plaka and he was wise enough to understand that he could not apply *tout court* what he knew, so he decided to introduce a modification to adapt to the specific conditions he found (and understood). He acquired to some extent a new knowledge himself, and he came back to Sardinia with a new model of the minemark.

To this extent, it is now interesting to questioning the reasons for which San Giovanni and Laurium engaged in this exchange of techniques. So, why did Caproni make this voyage? Was he invited, and by who? In other words, what was the link between Sardinia and Attica in the 30s? Besides the historical links between Sardinia and Greece – personified in the experience of the famous engineer Gian Battista Serpieri – in the interwar period, both San Giovanni and Laurium were controlled by Peñarroya (SMMP), a multinational mining group mostly interested in lead and zinc metal market[4]. However, SMMP did not own these mines directly, but it was the major shareholder of the two exploiting miners: *Società Mineraria e Metallurgica Pertusola* for San Giovanni and *Compagnie Française des Mines de Laurium* for the homonym mine. *Pertusola Limited*, which owned San Giovanni since 1904, was bought by SMMP in 1920 for 550.000 pounds, after the death of its previous owner, Lord Brassey [5]. The English society was wound up and a new company, *Società Mineraria Metallurgica Italiana* then Pertusola, was founded in 1924

in Genoa. SMMP owned the almost totality of the assets of Pertusola (after the WWII, more than 95%⁵).

3 Caproni's Report, cit. p. 27. 4 *Ibid.*

The French CFML was rescued in 1930 by SMMP which guaranteed the first part of new preference shares, issued for the recapitalization of the Company⁶. Adding these new acquisitions with its mines in Spain, SMMP enlarged its control on Mediterranean non ferrous metal market. After Laurium, SMMP acquired also the Company of Balya Ayaddin in Turkey and other mines in Tunisia and Algeria[6]. The business network of SMMP, as well described by Lopez-Morell in his book *The House of Rothschild in Spain*, reproduced the structure of a multinational corporate with multiple branches, efficient but flexible, thanks to controlled companies' autonomy in executive programs.



Illustration 2: Map of Peñarroya mines and smelting plants 1930-50 (source: personal laboration of a map from the *Centenario Peñarroya, op. cit.*)

Looking at the mining scenario of the Mediterranean in the interwar period, it is possible to affirm that SMMP pursued a clear policy of monopolization of lead and zinc production (mining and smelting) and, at the same time, a transformation in a multinational corporate[7]. With a headquarter in Paris, the group managed indirectly (except for France and Spain in which SMMP operated with direct branches) the whole exploitation with smaller societies organized on a “national” productive chain. Thus, Caproni traveled from Sardinia to Attica probably invited by the Laurium engineers by means of the General Directory of SMMP. Generalizing other examples of travels and visits of SMMP engineers from a mine to an other, it is possible to retrace a triangular dynamic of the information network that had its fulcrum in the SMMP headquarter. Caproni said that he had received an “order” to go to Laurium. Who gave this order to him? His specific purpose – introducing a new mining technique developed in San Giovanni and not published in scientific reviews – suggests that the information probably arrived in Greece passing through the General Directory in Paris, with which the Director of Pertusola at the time, Paul Audibert, had a frequent correspondence about similar topics. Another hypothesis is that both San Giovanni's technique's

description and a report on the conditions of Laurium Mines reached Paris, which helped the two regions to come in contact. In any case, it is important to notice that, even if Paris was the fulcrum of the network, the input came from local mines or companies.

5 Reports of International Arbitral Awards, Différend Società Mineraria et Metallurgica di Pertusola — Décisions nos 47, 95 et 121, 11 May 1950, 8 March 1951 and 3 March 1952, VOLUME XIII pp. 174-201. 6 « Penarroja réprend le Laurium » *Le Journal des finances*, 19 septembre 1930.

Clarifying this dynamic is not anecdotal, because the circulation of men and information was essential for the efficiency improvement: the innovations were developed locally and they didn't always reach the general scientific community in reviews and publications. Thus, communication with Paris headquarter was a way to overcome marginality and isolation for the single sites and technicians. Another way to come out from the dark was traveling. Voyages always represented an essential part of the engineering profession[8]. As showed, among many others, by Jean-Philippe Passaqui in *Les voyages forment les ingénieurs*, visits and internships had a notable place in the programs of the *Ecoles des Mines* during the XIXth century[9]. With these *stages*, students discovered the reality of work, observing and drawing machines and plants not only for a stylistic exercise, but for a better understanding of the industrial process. The trips showed that reality was much more variable than theory, so a sort of adaptive intelligence was crucial to overcome the challenges of the profession. Travels were also useful to establish networks, personal relationships and friendships, and sometimes to ensure an employment. However, as Caproni's example shows, traveling was not a privilege of students: professional engineers continued to move on behalf of their hiring companies. Behind these voyages, there was always a matter of learning, but then in a sense of both acquiring and offering knowledge[10]. So, our case study is inscribed in the general habit of that time. Caproni's was a to-and-from visiting trip, a round-trip in the very sense of the word. In Pertusola also, the voyages for studying were important: in Monteponi Archive, it is possible to find more than one hundred reports of visiting trip to different mining exploitation of the Company from the 20s to the 40s. However, these particular trips were different, because made in the same region or nation and inside Pertusola's plants while Caproni moved outside both the region/nation of his mine and Company, even if remaining in the network of SMMP.

Table 1: Trips Recorded in Monteponi Archive's sources – 1929-1959 (personal elaboration).

Year	From	To	Traveler	Trip Category
1922	Sardinia	Spain	Chief and Engineer	4
1929	Sardinia	USA	Chief	5
1931	Sardinia	Spain	Engineer	4
1931	Sardinia	Nord-Pas de Calais	Engineer	5
1932	Sardinia	Greece	Engineer	4
1932	Sardinia	Albania	Chief	4
1932	Nord-Pas de Calais	Sardinia	Engineer	6
1935	Italy	Nord-Pas de Calais	Chief	5
1937	Sardinia	Tarn	Engineer	5
1945	Italy	USA	Chief	5
1945	France	USA	Chief	5

1949	Sardinia	Aosta Valley	Engineer	1
1956	Sardinia	Lorraine	Chief and Engineers	5
1959	Sardinia	Friule	Chief and Engineer	1
1959	Spain	France	Engineer	5
1929-1954 (42)	Italy	Sardinia	Chief	2 and 3
1930-1952 (12) ₇	Sardinia	Sardinia	Engineers	1.1

Analyzing the sources listed in the table above, it is possible to define six different categories of visit, in relation to geographical scale displacement and internal/external Company space.

1. Engineers from Italy visiting other mines in Italy.
 1. 1.1. Engineers from Sardinia visiting other mines in Sardinia.
 2. 2. Chiefs from Italy visiting Italian mines.
 3. 3. Chiefs from abroad visiting Italy.
 4. 4. Engineers from Italy visiting mines outside Italy, in SMMP network.
 5. 5. Engineers/Chiefs of SMMP visiting other mines outside SMMP network.
 6. 6. Engineers from abroad (not SMMP) visiting SMMP mines.

The cases 1, 1.1 and 2 can be analyzed as a “basic level control trip” on small geographical scale: reports concerned technical suggestion, detailed descriptions of machines and techniques. So, generally speaking, very practical, punctual and short term advice and critics on the local level. Chief Engineers also had a purpose of controlling local staff about organization and management. The case 3 is a “top level control trip” on a medium or large geographical scale: chief engineers from SMMP headquarter or from SMMP’s foreign Companies usually came to Italy accompanied by Pertusola’s Director. The topics in the reports were always technical, but on a larger spectrum of analysis: they discussed more about the introduction of new advanced processes or comparisons with other plants abroad. The case 4 is the one of Caproni and it could be analyzed as an “acknowledge circulation trip”, on a large geographical scale displacement. Engineers went abroad for a trip that lasted from few weeks to some months. These trips were extremely important for SMMP in order to develop an idiosyncratic knowledge among management and also a low cost improvement of mining technologies. Engineers established networks and relationships, mutually learning and teaching. The relationships were also made easier by the affiliation to SMMP, that provided both a shared business network and a common field of analysis. In fact, SMMP sent to every branches the “Annual General Reports” of the Company and then, after WWII, began to publish a periodical about not only techniques, but also about “social life” of the Parisian headquarter. Thus, this case 4 represents, both on technical and human level, the Mediterranean mining network of SMMP. The case 5 is similar to case 4, but there are at least two differences. Firstly, the engineers visiting exploitation outside SMMP didn't have the support of society’s network and sometimes this caused some frictions. Secondly, these trips were usually not kept in charge by the Company, so engineers had to pay personally for the entire voyage, which restricted the chance for a deep study. Finally, the case 6 is rarely found in archival sources so it is hazardous to propose a generalization of this practice. Anyway, the sources suggest that this type of exchanges existed and they were probably related to personal relationships and friendships.

These cases show that engineers were really receptive to knowledge circulation, at least inside SMMP network, and they proved curiosity and critical attitude. As historians of techniques

demonstrated many times, engineers, technicians and craftsmen were crucial in the diffusion of technical knowledge through physical displacements (voyages, fairs, commerce, correspondence, scientific publications and, more tragically, diasporas) since the Medieval Age[11]. In a field like mining, sometimes anchored to traditional methods and hardly opened to innovation in technology, the growing frequency of these movements in the 30s could be seen as symptom of a new inter-connectivity of the sector.

The number 12 is not the absolute number of the visits but it refers to the number of the General Semestral Reports of Pertusola engineers where the results of the visits were discussed. Even the General Reports are partly lost.

However, for a complete analysis of this dynamic, it is necessary to take into account the general situation of crisis at the time, that pushed companies to sustain the idiosyncrasy to reduce costs. So, reproduction of knowledge inside the Company was encouraged. In any case, the habit of “technical traveling”, as said above, must not be reduced at an interwar phenomenon, because its patterns are also strictly linked to the *longue durée* professional-making process of engineers. Exchanges, visiting, correspondence and communications were common among them since the XIXth Century, but in the XXth they could have been critical to delineate a “corporation spirit”. These technicians shared more than a hiring company, sometimes. For example, common academic path can be considered a community *milieu*: a large part of the SMMP management was French or, at least, educated in French Mining Schools, so these engineers shared not only the SMMP business network, but also a common academic culture. For example, both Audibert, General Director of Pertusola, and Bordez, General Director of CFML in the first interwar period, studied at *Ecole des Mines de Saint Etienne*. The Mediterranean was also sea crossed by hundreds of people traveling for working reasons and engineers constituted only one privileged class of these maritime voyagers. Since the middle of the XIXth, with the increasing improvements of industrial mining activity, many technicians crossed the Mediterranean to open new pits in Southern, East Europe or North Africa, following the rush of colonization. To give a small scale example, from the 60s to the 90s of XIXth Century, at least three engineers crossed the sea from Sardinia to go working abroad in the Mediterranean (Gian Battista Serpieri in Greece, Gian Battista Dessy e Luigi Piga in Tunisia) and at least three other engineers came to work in Sardinia (Léon Gouin from France, Johann Georg Bornemann from Friburg and Achilles Georgiades from Greece). To this extent Mediterranean is not a dividing expanse of salt water, but a unifying space crossed by multiple networks and exchange relationships[12].

Concluding, this paper aimed to propose a glimpse on mining Mediterranean scenario during the interwar period, through a case study about the multinational corporate Société Minière et Metallurgique Peñarroya. To this extent, it was essential to take into account not only the general overview about the economic history and the structure of mining business of the time, but also the archival sources relating the histories of people working on the field. The dimension of technical exchanges and corporate networks would have seemed abstract and generic without the experience of Caproni, which has the merit to focus the analysis in a specific time and place. Therefore, it is quite obvious to record the renewed attention in historiography on the role of singular actors, stressed with the interpretative frame of *agency*[13]. Finally, as shown in this paper, it is clear that mining history could constitute a good field of study for the building process of Mediterranean networks through the circulation of practices, knowledge and people.

Bibliography

- [1] M. Á. Pérez De Perceval, M. Á. López-Morel. Hilarion Roux, 1819-1898. Auge y decadencia de un minero emprendedor, *Argentum* 1, La Unión, 2009, pp. X-XX.
- [2] P. Audibert. Il libro del Minatore, 1933. (personal translation from italian).
- [3] For the concepts of *transfert*, *circulation* and *diffusion* of knowledge in history see M. Espagne, M. Werner. *Transferts. Les relations interculturelles dans l'espace francoallemand (xviiiè-xixè siècle)*, Paris, 1988; M. Espagne. *Sur les limites des comparatismes en histoire culturelle*, in *Genèses*, 1994, XVII, pp. 102-121; M. Werner,
- B. Zimmermann (Eds.). *De la Comparaison à l'histoire croisée, Le Genre Humain*, Revue de l'EHESS, Paris, Seuil, n.42, avril 2004; M. Werner. *Histoire des transferts des savoirs culturels*, in *Dictionnaire des sciences humaine*, Paris, PUF, 2006; F. Darbellay. *La circulation des savoirs. Interdisciplinarité, concepts nomades, analogies, métaphores*, Berne, Peter Lang, 2012; P. Gonzalez Bernaldo, L. Hilaire-Pérez (Eds.), *Les savoirs-mondes. Mobilités et circulation des savoirs depuis le Moyen Age*, Presses universitaires de Rennes, Rennes, 2015; F. Ricciardi. *Les deux vies de Fayol en Italie: les effets de la circulation des savoirs d'organisation (années 1930-1960)*, lecture for Colloque Fayol 2016. *Histoire, économie et sciences*, Saint-Etienne, Ecole des mines de Saint-Etienne, 1-3 juin 2016.
- [4] M. Á. López-Morel. *The House of Rothschild in Spain 1812-1941*, Ashgate Pub 2013.
- [5] P. Frank. T.A.B.: A memoir of Thomas Allnut, second Earl Brassey, 1921.
- [6] Peñarroya-España, *Libro del centenario : 1881-1981*, Madrid, 1983.
- [7] M. Á. López-Morel, J. M. O'Kean. Seeking out and building monopolies, Rothschild strategies in non ferrous metals international markets (1830-1940), 14th Conference of the European Business History Association, Glasgow-26-28 August 2010 URL <www.um.es/mlmorell/PAPER%20Glasgow.pdf> [visited on the 2nd June 2017].
- [8] For an overview on the engineer as a professional in the interwar period see A. Grelon (Ed.). *Les Ingénieurs de la crise: titre et profession entre les deux guerres*, Paris, Éd. de l'École des hautes études en sciences sociales, 1986; L. Murard, P. Zylberman (Eds.). *Le Soldat du Travail. Guerre, Fascisme et Taylorisme*, Paris, Recherches, 1978; G. Sapelli. *Gli organizzatori della produzione tra struttura d'impresa e modelli culturali*, in C. Vivanti (Ed.). *Storia d'Italia. Annali 4. Intelletuali e potere*, Torino, Einaudi, 1981, pp. 589-698; Cardoso de Matos et al. (Eds.). *The Quest for a Professional Identity: Engineers between Training and Action*, Lisbon 2009; M. Bertilorenzi, J.-P. Passaqui, A.-F. Garçon, (Ed.). *Entre technique et gestion : une histoire des "ingénieurs civils des mines", XIXe-XXe siècles*, Actes du colloque tenu à l'Université Paris I-Panthéon-Sorbonne, les 4 et 5 décembre 2014, Paris 2015; A. Derouet, C. Palant-Frapier, S. Payer (Ed.). 2015 [forthcoming], *La production de l'ingénieur. Contributions à l'histoire sociale d'une catégorie professionnelle*, Classiques-Garnier, « Histoire des techniques », Paris.
- [9] J.-P. Passaqui. *Les voyages forment l'ingénieur. Les houillères du Centre et du Midi de la France (1851-1873)*, Paris, Classiques Garnier, 2015.
- [10] D. Brianta. *Europa mineraria: Circolazione delle élites e trasferimento tecnologico (secoli XVIII-XIX)*, Milan, Franco Angeli, 2007; M.N. Bourguet, C. Licoppe (Eds.) *Instruments, Travel and Science: Itineraries of Precision from the Seventeenth to the Twentieth Century*, Routledge, 2002; H. Blais. *Voyages au grand océan. Géographies du Pacifique et colonisation, 1815-1845*, Paris, CTHS, 2005; S. Venayre (Ed.). *Le Siècle du Voyage – Sociétés et représentations*, Paris, ISOR/CREHESS, n° 21, avril 2006.
- [11] L. Hilaire-Pérez, F. Simon, M. Thébaud-Sorger, (Eds.). *L'Europe des sciences et des techniques. Un dialogue des savoirs, XVe-XVIIIe siècle*, Rennes, PUR, 2016; Grivaud, G.(ed.), *La Diaspora hellénique en France*, Athens 2000; E. Layton. *The Revolt of Engineers. Social*

Responsibility and the American Engineering Profession, Baltimore, MD, The John Hopkins University Press, 1986.

- [12] About: G.B. Serpieri: "Serpieri" in Enciclopedia Treccani; G.B. Dessy and L. Piga: L'Avenir de Tébessa, 31/1/1904; L. Gouin, Notice sur les mines de l'Ile de Sardaigne, Cagliari, 1867; J.G. Bornemann: N. Hauschke. Johann Georg Bornemann, Sein Beitrag zur Trias-Forschun,1999; A. Georgiades: http://www.entreprises-coloniales.fr/empire/Malfidano_Georgiades.pdf [visited on the 2nd june 2016].
- [13] For a selected bibliography on agency in management studies see J. R. Martin. Agency Theory Bibliography URL <<http://maaw.info/AgencyTheoryArticles.htm>> [visited on the 2nd june 2016].

CHARACTERIZATION OF EXTRACTIVE WASTE FACILITIES FOR SRM RECOVERY FROM MINING SITES: CASE STUDIES FROM THE SMART GROUND PROJECT

Rossetti P.¹, Dino G.A.¹, Biglia G.¹, De La Feld M.², Pizza A.²

¹University of Torino - Via Valperga Caluso 35, Torino 10125, Italy

²ENCO srl - Via Michelangelo Schipa 115, Napoli 80122, Italy

Abstract

The paper shows the first results, arising from Smart Ground H2020 project, connected to the characterization of the Secondary Raw Materials in two selected Italian Extractive Waste facilities: Campello Monti (Piedmont) and Gorno (Lombardy). The first was important for Ni exploitation. The area is characterized by the presence of waste rock and operating residues in several extractive waste facilities. The results from the sampling campaign show that operating residues are strongly enriched in Ni, Cu, Co and waste rock in some areas are enriched in the same metals. PGE analysis shows scattered Pd and Pt enrichments. Gorno mining district was an important of Zn and Pb exploitation. The area is characterized by the presence of several EW facilities, mainly represented by waste rock deposits and tailing basins. The study shows that the RW shown a high content in Zn, often associated to Cd.

Keywords

Extractive waste facilities, secondary raw materials, Smart Ground project

1. Introduction

Raw Materials are becoming always more important for the EU economy, thus considering the increasing scarcity and raising prices, the recycling and recovery of these materials is relevant. Rational waste management practices could lead to a more efficient use of raw materials and to waste reduction. If we consider that in Europe there are between 150k to 500k highly variable landfills, the EU Secondary Raw Materials (SRM) potential is significant. However, there is no inventory available of SRM present in EU landfills and existing knowledge and reporting standards actually used seem to be inefficient [1]. In this context, Smart Ground project intends to foster resource recovery in landfills by improving the availability and accessibility of data and information on SRM in the EU, while creating synergies among the different stakeholders involved in the SRM value chain. Hence, the Smart Ground consortium will integrate all the data from existing databases and new information collected during project activities in a single EU database.

One of the main purposes of the Smart Ground project is testing some operative methodology for the pilot sites characterization as for: extractive waste facilities, industrial and municipal solid waste landfills, and construction & demolition waste treatment plant. To do this 15 pilot-sites among the five countries involved in the project have been selected. Table 1 reports the general info connected to the investigated extractive waste facilities.

Table 1: Selected landfill pilots for characterization (EW facilities). [2].

Country	Name of the Pilot	Type and content of the pilot
Italy	Montorfano mining area	Feldspar production from granite dumps exploitation.
Italy	Gorno mining district	Mine landfill content metals as Zn, Pb and possible CRM as Ge, Te, In, Cd etc.
Italy	Campello Monti mining district	Mining landfill content principally nickel, copper and possible CRM as PGE.
Finland	Aijala mining area	Waste facilities of extractive industries. Tailings from mining containing Cu, Zn, S, Ag, Au.
Hungary	Rudabánya mining area	Waste facilities of extractive industries. Complex ores containing siderite, barite, pyrite, chalcopyrite).
Hungary	Pátka mining area	Waste facilities of extractive industries. Tailings of the critical fluorite.
Spain	Los Santos mining area	Open pit Scheelite skarn deposit.

The present paper reports the first results connected to two of the selected Italian pilots: Campello Monti and Gorno, both located in the northern Italy, respectively of nickel and lead-zinc exploitation.

2. *Materials and methods: pilot site characterisation*

2.1 *Campello Monti pilot site*

The Campello Monti mining area is located in Strona Valley (Piedmont, Western Italian Alps), ca. 20 km from the Swiss border. In the area, the mine waste deposits are related to the homonymous nickel mine, operating intermittently from the second half of the nineteenth century to 1945. In the area were exploited Fe-Ni-Cu-(Co) magmatic sulphide deposits occurring, from the Sesia to the Strona valleys, mostly in ultramafic layers, dykes and pipes of the so called "Mafic Complex", in the Ivrea Verbano Zone (Figure 1), [3,4,5].

These deposits were exploited for nickel (average grade: from 1-2 to 0.5 wt. % Ni in the last years of activity), with an estimated production which probably never exceeded 50 short tons per year [5]. The treatment activities in the area were intensive during the II World War and included a first phase of manual sorting, outside the mine adits, followed by mechanical (grinding, milling) and chemical (flotation) dressing activities. Over the last decades, localized PGE enrichments were documented in some mineralizations [7,8,9]. There are no previous data on EW facilities present in the area.

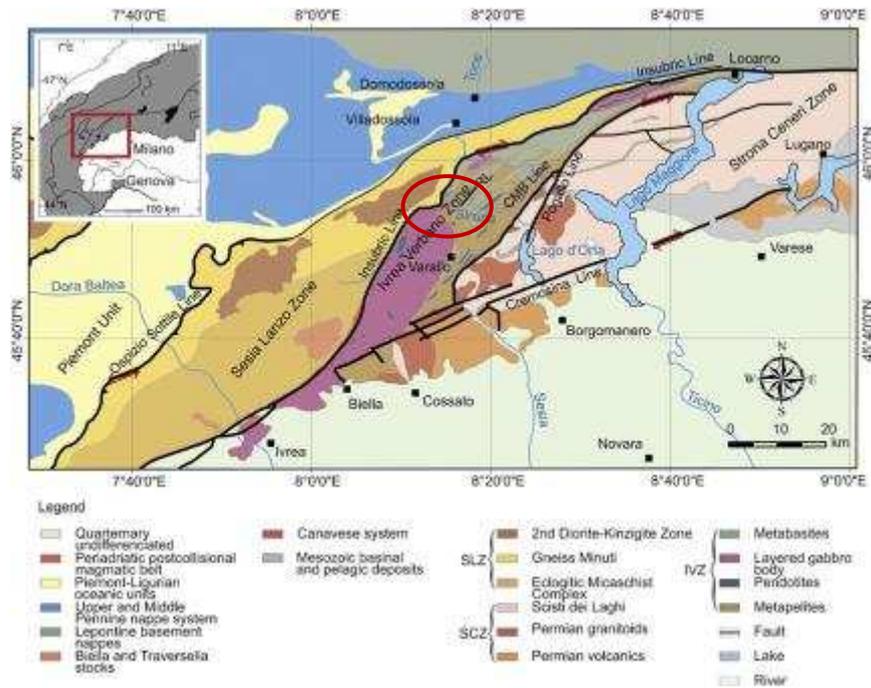


Figure 1: Tectonic sketch-map of the Central-Western Alps [10] . The ellipse shows the location of the Campello Monti area in the Western Italian Alps.

2.1.1 Field survey and sampling

The field surveys were developed into two phases:

- Phase 1: field activities, aimed at the recognition of the main characters of each waste deposit;
- Phase 2: mapping and sampling;

The preliminary field activity led to the recognition of two types of waste: waste rock (in dumps (Figure 2) and operating residues. The latter include coarse-grained accumulations of sorted ore material and fine-grained, reddish material – close to the old dressing plant – related to a first phase of treatment (Figure 3).



Figure 2 : Typical rock waste dump. The adopted sampling grid is also shown.



Figure 3 : Operating residues deposit close to the ruins of the dressing plant.

Based on these first observations, eight waste deposits were selected for characterization. All deposits were sampled, according to a protocol shared among all project partners, by adopting a grid method. Each sample was collected, due to poor accessibility in the mountain area, using hand shovel in an area of 1.5 square meters, after cleaning the sampling point from organic residues. 41 samples of rock waste and 12 of operating residues were collected.

2.1.2 Laboratory analyses

All samples were processed at the Mineral Dressing and Sampling Laboratory (Earth Science Department – UNITO) following the operative protocol shared among project partners. The samples have been characterized by:

- Petrographic characterization: performed at the Optical Microscopy and at the Scanning Electron Microscopy Laboratories (Earth Science Department – UNITO).
 - Geochemical characterization (at external lab): performed adopting the following methods: Multielements analysis of all 61 samples by ICP-MS method, in order to obtain a general geochemical screening. Analysis by ICP-OES using 4 acid digestion for samples with Ni and/or Cu exceeding the upper limit for the previous analytical package.
 - 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.

2.2 Gorno

The Gorno mining District is located in the Seriana, Riso and Brembana valleys (Lombardy, Northern Italy). The District lies in the “Lombard Basin” of the Italian Southern Alps, where a strong subsidence during Permian-Triassic time allowed the accumulation of a thick sedimentary pile, composed of Permian continental deposits overlain by shallow sea Triassic sediment [11]. (Figure 4) .

The Gorno Zn-Pb (\pm Ag, fluorite and barite) mining district belongs to the Alpine Type Zinc-Lead-Silver stratabound ore deposits (sub-type of the Mississippi Valley Type deposits), associated with the middle – upper Triassic carbonatic series. The mineralization mostly occurs within the “Metallifero” (i.e., “ore-bearing”) Formation of upper Ladinic – lower Carnian age. The dominant distribution trend of the orebodies is approximately N-S, as tabular “columns” up to over 2 kilometers long, with a width ranging from 50 to 400 meters and thickness between 3 and 20 meters [12, 13]. The primary mineralization is mainly composed of sphalerite and galena (average Zn/Pb ratio= 5:1), \pm pyrite, marcasite, chalcopyrite and argentite. A secondary mineralization is composed of oxidation products of sphalerite, i.e., Zn-carbonate and silicate. The dominant gangue minerals are calcite, dolomite and quartz (\pm ankerite).

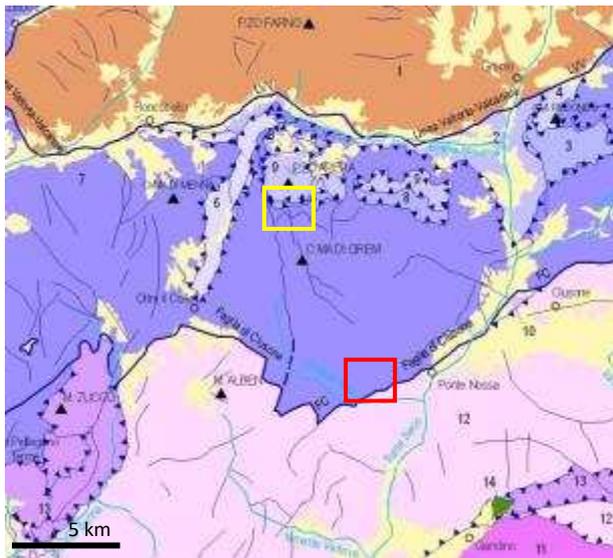


Figure 4 : Left: tectonic sketch-map of the Gorno District area [14]. The “intermediate structural units”, which host the mineralizations, are shown with various shades of purple. The yellow rectangle shows the location of the Arera mining area while the red rectangle shows the location of Gorno tailings basins. Above: location of Gorno mining district in N Italy (blue rectangle).

Field survey

After a preliminary field survey, the field activity was focused on two areas:

- Arera mining area (extractive waste facilities in Oltre il Colle municipality);
- Gorno tailings deposits (Gorno municipality)

The sampling activity in Arera area was focused on 6 extractive waste facilities (rock waste deposits, Figure 5), generally located at the exit of main mine tunnels. The sampling method was shared and agreed by project partners. In particular, the rock wastes have been sampled using hand shovel, while an hammer was used where necessary. Each sampling spot covers an area of approximately 4 m². A total of 30 samples were collected in different EW facilities.



Figure 5 : Rock waste dumps of the Arera mining area

Sampling activity on tailings was focused on one of the tailings deposit close to the Riso river (Figure 6) in the lower part of the Riso valley. Sampling was performed by hand drilling (Figure 7), after removing of the top soil covering the tailing basin; samples of the tailing deposit were taken at different depth. 4 sampling points have been identified within deposit and a total of 18 samples were collected.



Figure 6: Gorno mine tailings deposits (rehabilitated)



Figure 7: sampling and hand drilling activity

All samples were processed at the Earth Science Department, University of Torino, following a shared operative protocol; the geochemical analyses were instead performed in an external laboratory. The following geochemical methods were adopted:

- Multielements analysis of all samples by total digestion ICP-MS/ICP-OES method to obtain a general geochemical screening;
- Fusion Specific Ion Electrode-ISE method for fluorine;
- Analysis by ICP-OES using 4 acid digestion for samples with a content of Zn and/or Cd exceeding the upper limit for the previous analytical package;
- Additional analysis by IR for samples with a content of S exceeding the upper limit for the previous analytical package;
- Additional analysis by cold vapour FIMS for samples with a content of Hg exceeding the upper limit for the previous analytical package.

Also the mineralogical and petrographic characterizations have been performed: such analysis are important because the possibility of extracting a metal from a rock is strongly dependent on its mineralogical form a microstructure.

3. Results

3.1 Campello Monti pilot site

The main geochemical features of all samples are typical of ultramafic rocks affected by processes of exsolution and accumulation of sulfide liquid, as typical of Ni-sulfide magmatic mineralization worldwide. The SRM potential of waste materials connected with Ni-sulfide mining is represented by metals as Ni, Cu, Co and (possibly) PGE.

Resuming the results of samples analysis, variable, but generally high to very high Ni, Co, Cu and relatively high Cr and Mn contents are found. The REE are low in the investigated samples and PGE enrichments, where present, are strongly localized.

In particular, the whole rock geochemistry shows that the rock waste materials are characterized by up to 0.5 wt% Ni, 0.1 wt% Cu and 0.02 wt% Co. The operating residues, especially the fine grained ones, show even stronger metals enrichments: up to 2.4 wt% Ni, 0.9 wt% Cu and 0.1 wt% Co.

The mineralogical and petrographic characterization on the coarse fractions confirms that these materials are composed of mafic silicates associated with a variable amount of metal sulfides. The mineralization is made of sulfides consisting of pyrrhotite, pentlandite, chalcopyrite and minor cubanite. Pentlandite, the main ore mineral, generally occurs as subhedral to euhedral crystals (ca. 0.1-2 mm across) enclosed by anhedral pyrrhotite (\pm chalcopyrite).

The electron microprobe study shows that:

- pentlandite is the main Ni(\pm Co) mineral, with a Ni content of 32.5-33.6 wt.% and up to 1.4 wt% Co;
- Cu occurs as chalcopyrite \pm cubanite (ca. 34.5 and 23.4 wt. % Cu, respectively).

Furthermore, the very fine-grained (<1–100 micron-m across) operating residues are composed of: iron oxides/hydroxides and sulphate; Mg-rich silicates; partially oxidized pyrrhotite, pentlandite and chalcopyrite; covellite; native sulphur. Ni occurs in partially oxidized pentlandite (23.2 to 36.0 wt. % Ni, up to 1.8 wt. % Co), while Cu may occur both in chalcopyrite and in chalcocite (Cu₂S, ca. 80 wt. % Cu).

3.2 *Gorno*

A strong difference is observed between the waste rock samples (Monte Arera area) and tailings deposit.

The waste rocks are characterized by:

- strong to very strong Zn concentration (avg. content of each dump: 3.9 to 12.8 wt.%);
- relatively high Cd (avg. content: 123 - 366 ppm) and moderate Ga values (avg. content: 7 - 21 ppm);
- very low Ge and In content (mostly <1 ppm);
- low Pb and Ag content.

The tailings show instead:

- lower Zn (avg. content: 0.6 wt%), Cd (avg.: 29 ppm) and Ga (from <0.1 to 7 ppm) contents;
- a Pb content much higher than the waste rocks, but still rather low as absolute values (avg.: 0.14 wt%).

Considering the industrial minerals fluorite and baryte, their relative abundance can be inferred by the F and Ba analyses. The fluorine content variable, but moderately high (0.01 – 0.12 wt.%) and no fractionation between waste rocks and tailings is observed. Conversely, the Ba content is low in the rock waste (avg.: 22 ppm) and strongly enriched in the tailings (avg.: 979 ppm).

Zn is positively correlated with Cd and Ga, which occur as minor elements in sphalerite.

As for mineralogical and petrographic characterization we can say that, in the Gorno District, zinc can occur as sulfide or oxide ore; historically the oxide ore has been preferred, and for this reason some EW facilities can be rich of sphalerite. Such characterization was performed by optical and electronic (SEM-EDS) microscopy.

In the waste rock deposits both primary and secondary ore occur. In the primary ore Zn occurs as sulphide (sphalerite). ICP analysis of a pure sphalerite concentrate shows that is almost devoid of iron, but contains Cd in significant amount (1970 ppm). The secondary ore (“calamine”) is typically composed of very fine-grained intergrowths of Zn-carbonate (smithsonite and/or hydrozincite) and hemimorphite. A rough estimate of the relative proportions of sphalerite and oxide, calculated from the geochemical analyses, suggests that in the rock waste most of the zinc is contained in sphalerite, even if some zinc “oxides” also occur and are dominant in few samples.

4. Conclusions

Smart Ground project has allowed to investigate several pilot sites connected to EW facilities: the characterization of the selected pilot site was useful to test shared protocols for site and materials investigation, in order to obtain preliminary data about the SRM present in waste and an estimation of the SRM potential to exploit. The first pilot-testing site (Campello Monti pilot), after a field and laboratory activity, clearly shows that Ni, Cu and Co (\pm PGE) represent potential SRM in the mineral waste. In fact, not only these metals always occur well above the typical rock content, but – above all - within minerals (metal sulfides) suitable for metals recovery. The metals distribution is not homogeneous, but strong differences occur among the different waste deposits.

In the second pilot-testing site - Gorno mining district, mineralogically different from the previous one - our data suggest that Zn and Cd (\pm Ga) represent potential SRM in the mineral waste. Other metals which may be present in sphalerite, like Ge and In, are instead in extremely low concentration. Strong differences occur between rock waste and tailings: despite of the obvious variability, all the analyzed rock from waste dumps are enriched in Zn (+Cd \pm Ga), while the tailings are strongly depleted in the same metals.

This study emphasizes the complexity of the SRM estimation in waste deposits connected with the extractive industry, suggesting that a thorough characterization of each waste deposit is a prerequisite for a reliable resource evaluation.

Acknowledgements

This research has received funding from the European Union’s Horizon 2020 research and innovation programme under Grant Agreement No 641988. Views expressed are those of the authors’ alone.

Referecens

[1] Dino G.A., Rossetti P., Biglia G., Coulon F., Gomes D., Wagland S., Luste S., Särkkä H., Ver C., Delafeld M. and Pizza A. (2016). SMART GROUND Project: SMART Data Collection and Integration Platform to Enhance Availability and Accessibility of Data and Information in the EU Territory on Secondary Raw Materials. *Energy Procedia*, vol. 97, 15–22.

[2] Smart Ground (2017). D1.2 - Characterization of target pilot landfills. Unpublished Horizon2020 report, 403 p

- [3] 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.
- [4] Rivalenti G., Rossi A. Siena F., Sinigoi S., 1984. The layered series of the Ivrea-Verbano igneous complex, Western Alps, Italy. *Tschermaks Mineralogische und Petrographische Mitteilungen*, 33, 77–99.
- [5] 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.
- [6] Ferrario A., Garuti G., Sighinolfi G.P., 1982. Platinum and Palladium in the Ivrea-Verbano Basic Complex, Western Alps, Italy. *Economic Geology*, 77, 1548-1555.
- [7] Ramdohr P., 1960. *Die Erzminerale und ihre Verwachsungen*. Berlin, Akademie-Verlag, 760 p.
- [8] Mastrangelo F., Matteucci E., Restivo G., 1979. A contribution to the geochemistry of the Ivrea-Verbano nickel deposits by spark source mass spectrometry: First note - problems related to determinations of the platinum metals. *Mem. Ist. Geol. Mineralog. Univ. Padova*, 33, 205-212.
- [9] Fiorentini M.L., Beresford S.W., 2008. Role of volatiles and metasomatized subcontinental lithospheric mantle in the genesis of magmatic Ni–Cu–PGE mineralization: insights from in situ H, Li, B analyses of hydromagmatic phases from the Valmaggia ultramafic pipe, Ivrea-Verbano Zone (NW Italy). *Terra Nova*, 20, 333–340.
- [10] Wolff R., Dunkl I., Kiesselbach G., Wemmer K., Siegesmund S., 2012. Thermochronological constraints on the multiphase exhumation history of the Ivrea-Verbano Zone of the Southern Alps. *Tectonophysics*, 579, 104-117.
- [11] Assereto R., Jadoul F., Ometto P., 1977. Stratigrafia e metallogenesi del settore occidentale del distretto a Pb, Zn, fluorite e barite di Gorno (Alpi Bergamasche). *Rev. Ital. Paleontol. Stratigr.*, 83, 395-532.
- [12] Ometto P., Vailati G., 1977. Ricerche geominerarie nel settore centrale del distretto a Pb-Zn, fluorite e barite di Gorno (Lombardia). *L'Industria Mineraria*, 28, 25-44.
- [13] Rodeghiero F., Vailati G., 1978. Nuove osservazioni sull'assetto geologico-strutturale del settore centrale del distretto piombo-zincifero di Gorno (Alpi Bergamasche). *L'Industria Mineraria*, 29, 298-302.
- [14] Jadoul F., Berra F., Bini A., Ferliga C., Mazzoccola D., Papani L., Piccin A., Rossi R., Trombetta G.L., 2012. Note illustrative della Carta Geologica d'Italia alla scala 1:50.000, Foglio 77-Clusone. ISPRA, Roma, 232 p.

ASPETTI GEOLOGICO-STRUTTURALI E GIACIMENTOLOGICI DEI LAPIDEI ORNAMENTALI: IL CASO DEL BACINO ESTRATTIVO DEL GRANITO ROSA BETA NELLA SARDEGNA SETTENTRIONALE

Cuccuru S.¹, Naitza S.^{2,3}, Puccini A.¹, Secchi F.^{1,3}

(1) Dipartimento Scienze della Natura e del Territorio – Università di Sassari. Via Piandanna 4, 07100 Sassari – scuccuru@uniss.it

(2) Dipartimento di Scienze Chimiche e Geologiche, Università di Cagliari. Via Trentino 51, 09127 Cagliari

(3) IGAG-CNR- Sede Secondaria di Cagliari, c/o DICAAR, Università degli Studi di Cagliari, Italy

Abstract

Exploitation of granite dimension stones in Sardinia has been of great importance, especially in the second half of the last century. The uncontrolled opening of quarries on deposits identified by empirical methods without any geological survey has, however, resulted in the failure of many extractive activities due to penalizing factors on the stones. Starting from the case study of the Rosa Beta district, the paper illustrates the importance of geological-structural studies in the planning of dimension stones exploitation.

Key-word: Penalizing factors; granites; quarries; physical-mechanical characterization

1 -Introduzione

I granitoidi della Sardegna hanno da sempre rappresentato un'importante risorsa economica. Sono documentati infatti diversi siti estrattivi di epoca romana nei quali venivano realizzate colonne e manufatti, esportati poi nella penisola italiana e in diverse province dell'impero [1]. La presenza di ottimi giacimenti di lapidei ornamentali localizzati lungo la linea di costa, e quindi la facilità di carico su imbarcazioni e la possibilità del trasporto via mare, ha favorito la nascita, nel XIX secolo, della cava di Cala Francese nell'Isola della Maddalena, che ha fornito per quasi un secolo il materiale per bacini di carenaggio (Malta, Taranto e Venezia), la lastricatura di strade (Genova, Roma e Napoli), i ponti ad arcate in granito su diversi corsi d'acqua dell'Italia peninsulare oltretutto numerosi monumenti in Italia e all'Estero. A partire dagli anni '60 del secolo scorso, grazie all'importazione del *know-how* acquisito da emigrati sardi nelle località estrattive della Svizzera e dell'Italia settentrionale, nasce in Sardegna una fiorente attività di estrazione del granito tale da farla diventare in pochi anni uno dei principali esportatori di lapidei ornamentali di origine granitoide, sia in Italia che nel Mondo. Tale attività ha portato, nelle plutoniti della Sardegna settentrionale, all'apertura di centinaia di siti estrattivi (la maggior parte di piccole/medie dimensioni) raggruppate, in base al litotipo estratto (quasi sempre monzograniti), in bacini estrattivi. Le plutoniti della Sardegna meridionale, viceversa, più eterogenee tessituralmente e composizionalmente, sono caratterizzate da un maggior grado di alterazione tardo-magmatica e da una comune forte fratturazione o, come nel caso del Sàrrabus, generalmente intersecate da un fitto e composito corteo filoniano, che ne hanno storicamente impedito l'attività estrattiva.

La forte richiesta di materiale e l'assenza fino al 1989 di una legge regionale che regolamentasse l'attività estrattiva, ha causato nella Sardegna settentrionale la proliferazione incontrollata e spesso non adeguatamente pianificata di nuove cave, aperte seguendo metodi puramente empirici e senza nessuna prospezione geologica preliminare. L'impostazione di siti estrattivi in zone non idonee, in

alcuni casi ha portato all'estrazione di blocchi informi o sottomisura (a causa di una fratturazione non favorevole) e/o di blocchi affetti da eccessive variazioni cromatico-tessiturali, riducendo così al minimo la produzione di blocchi di prima categoria. Tale bassa resa, in una con l'affacciarsi sul mercato internazionale di prodotti provenienti dai paesi emergenti, è stata una delle principali cause del fallimento di numerose attività estrattive che hanno peraltro comportato l'abbandono dei siti estrattivi spesso lasciandoli in una situazione ambientale fortemente compromessa.

L'analisi sistematica di tutti i siti estrattivi della Sardegna settentrionale ha evidenziato che un'attenta analisi geologico-strutturale sarebbe stata in grado di prevedere la maggior parte dei fattori penalizzanti l'attività estrattiva, evitando l'apertura di cave su siti non idonei e destinati quindi a rapida chiusura.

Tra i bacini estrattivi della Sardegna, quello del granito Rosa Beta [2; 3; 4], rappresenta un ottimo esempio per analizzare i rapporti che intercorrono tra gli aspetti geologico-strutturali e quelli giacimentologici.

2 – Inquadramento geologico

La geologia della Sardegna è direttamente correlata con quella della vicina Corsica; le due isole infatti costituiscono un'unica microplacca separata dal bordo meridionale dell'Europa soltanto nel Miocene [5]. Fino a tale evento, bisogna quindi considerare la Sardegna - nella sua posizione originaria - come porzione meridionale della catena collisionale Varisica. L'ossatura della Sardegna è infatti costituita da un basamento paleozoico intensamente coinvolto durante l'orogenesi varisica la quale ha prodotto intense deformazioni, metamorfismo e un importante magmatismo, perlopiù intrusivo, al quale è da ricondurre la genesi del Batolite Sardo-Corso (BS-C). Questo è uno dei batoliti più importanti della catena Varisica europea ed è esteso per una lunghezza di circa 400 Km ed una larghezza di oltre 50 Km.

Nella sola Sardegna, il BS-C copre un'area di circa 6000 Km² – circa ¼ dell'estensione dell'isola – [6] e affiora estesamente nella porzione nord-orientale mentre affioramenti minori sono presenti sul versante occidentale dell'isola (Isola dell'Asinara, Isola di Mal di Ventre) e, come plutoni circoscritti di estensioni comprese fra 70 e 400 Km² (Arburese, Monte Linas, Sulcis e Sarrabus). Tali plutoni di minor estensione, verosimilmente intrusi a livelli decisamente alto-crosta, sono caratterizzati da un maggior grado di alterazione tarso-magmatica e da una comune forte fratturazione o, come nel caso del Sarrabus, comunemente intersecati da un fitto e composito corteo filoniano basico ed acido, che ne hanno storicamente condizionato l'attività estrattiva.

Le numerose datazioni radiometriche effettuate indicano che i plutoni della porzione sarda del BS-C si sono messi in posto episodicamente dal tardo Mississippiano fino al Permiano durante l'estensione post-collisionale e l'esumazione crustale [7; 8; 9; 10; 11].

Tra il Carbonifero e il Permiano inoltre, a seguito della distensione crostale, si sono formati diversi bacini molassici continentali, contemporanei quindi alla messa in posto dei plutoni tardivi e alle vulcaniti permiane [12; 13]. Allo stesso periodo è da collocare la messa in posto del complesso filoniano, costituito da rocce ipoabissali a chimismo basico, intermedio ed acido [6; 14; 15; 16]. I filoni hanno spesso orientazione NE-SW nella Sardegna settentrionale e NNW-SSE in quella meridionale. Secondo alcuni autori tale orientazione è direttamente correlata con la rotazione disomogenea del blocco sardo-corso [17].

Il BS-C è stato infine dislocato da un'importante tettonica terziaria responsabile, nella Sardegna settentrionale, dei grossi lineamenti trascorrenti NE-SW e rispettive coniugate.

Nel dettaglio, il plutone di Arzachena è un ampio complesso intrusivo di forma ellittica con un allungamento circa NNW-SSE. La debole foliazione magmatica è grossomodo parallela all'allungamento del plutone. Recenti datazioni radiometriche U/Pb mostrano che, almeno nella Sardegna settentrionale, l'attività magmatica è concentrata attorno a circa 310 Ma [2]. Il plutone di

Arzachena è costituito da almeno tre distinte intrusioni che nell'insieme delineano una struttura concentrica a zonazione inversa cioè con termini più differenziati, localizzati verso l'esterno. Il termine meno evoluto è una granodiorite a grana media, tendenzialmente inequigranulare, a biotite e anfibolo. L'intrusione più abbondante in affioramento è costituita da un monzogranito biotitico a grana media, inequigranulare (all'interno del quale insiste il bacino estrattivo del Rosa Beta). Ai bordi del plutone sono presenti inoltre corpi più leucocrati a grana fine (leucograniti) che in affioramento rappresentano i termini più evoluti. Comuni sono gli inclusi microgranulari scuri (*enclaves*) che sono decisamente rari nei termini leucocrati.

3 – Caratterizzazione del litotipo

In diverse cave del bacino del Rosa Beta è stato campionato il litotipo estratto, al fine di effettuare una completa caratterizzazione [3] ed evidenziare eventuali variazioni secondo le seguenti norme:

- Caratterizzazione minero-petrografica [18].
- Velocità degli ultrasuoni [3].
- Massa volumica apparente [19].
- Determinazione dell'assorbimento d'acqua a pressione atmosferica [20].
- Porosità aperta [21].
- Determinazione del coefficiente di assorbimento d'acqua per capillarità [22].
- Determinazione della resistenza a compressione – U.C.S. – [23].
- Caratterizzazione radiologica [24].

Tab. 8: Caratterizzazione fisico-meccanica del litotipo Rosa Beta

Test	Valori medi	
Massa Volumica Apparente (g/cm ³)	2.65	
Assorbimento d'acqua a p. atm. (%)	0.37	
Porosità aperta (%)	1	
Coeff. ass. Acqua per cap. (g/(m ² √s))	C1	0.957
	C2	0.929
	media	0.942
U.C.S. (MPa)	0°	135.94
	90°	131.77
	media	133.86
Velocità onde ultraoniche (m/s)	X	4465.8
	Y	4506.0
	Z	4104.9
	media	4358.9

Dal punto di vista classificativo (IUGS, 1989), il Rosa Beta, così chiamato per la presenza di cristalli di feldspato potassico che può variare dal rosa opaco al rosa acceso, è un tipico monzogranito a grana medio-grossolana caratterizzato da tessitura inequigranulare e debolmente orientata che si evidenzia in campagna per le dimensioni dei cristalli di K-feldspato, generalmente euedrali, compresa tra 0.5 e 2 cm. Tra gli accessori compaiono allanite, zircone, apatite, pirite, epidoto, Ti-magnetite e rara titanite. Spesso minerali secondari quali clorite e sericite sostituiscono rispettivamente la biotite e i feldspati. L'analisi modale dei minerali fondamentali è stata

determinata attraverso l'elaborazione (2000 punti per campione) di numerose immagini ad alta definizione dell'ordine del m^2 , con l'ausilio del programma JmicroVision[®], in tutti i siti di cava. I dati modali confermano una forte omogeneità composizionale e le seguenti incidenze medie: quarzo: 31%, K-feldspato: 24%, plagioclasio sodico: 35%, mica nera: 10%.

In sezione sottile tali monzograniti sono caratterizzati da una trama di plagioclasii sodici e miche nere euedrali immersi in una massa granulare di quarzo anedrale e K-feldspato pecilitico che contribuisce pertanto ad un miglioramento delle caratteristiche geo-meccaniche. Dal punto di vista giacimentologico, è da rimarcare la presenza di una micro-fratturazione, fondamentale confinata ai soli cristalli di quarzo, che tende ad aumentare in prossimità dei principali lineamenti tettonici. Tale carattere naturale viene inoltre amplificato dall'utilizzo dell'esplosivo nelle varie fasi estrattive. L'interpretazione delle prove fisico-mecaniche ha evidenziato come alla micro-fratturazione siano strettamente correlate la porosità, l'assorbimento d'acqua nonché la velocità delle onde ultrasoniche e la resistenza a compressione (tab. 1).

Per quanto riguarda la caratterizzazione radiologica, il lapideo mostra in media un valore di Activity Concentration Index (*ACI index*) [24] di $0.78^{+0.06}_{-0.06}$. Il valore, sotto la soglia limite di 1, rende il lapideo classificabile come materiale A1 e utilizzabile senza restrizioni sia come materiale da costruzione che per rivestimenti [3].

4 – Aspetti giacimentologici

Il bacino del Rosa Beta (fig. 1) comprende diverse decine di cave impostate sul termine monzogranitico del plutone di Arzachena. Le cave sono raggruppate attorno agli abitati di Bassacutena, Luogosanto e Arzachena [26].

La coltivazione avviene in cave con platee orizzontali su gradoni alti circa 9 metri con approfondimento progressivo verso una coltivazione a fossa. Questo, tenuto conto del litotipo a bassa permeabilità e della fratturazione connessa ai grossi lineamenti tettonici della Gallura, provoca in quasi tutti i casi l'allagamento del piano più basso della cava, dalla quale deve essere edotta costantemente l'acqua. Il metodo di coltivazione utilizzato offre la possibilità di

operare contemporaneamente su più bancate articolate su più fronti di avanzamento in modo da compensare eventuali deficienze qualitative legate al grado di fratturazione degli ammassi o alla presenza di filoni di varia natura. Inizialmente vengono isolati con tagli primari blocchi di grandi dimensioni che vengono divisi successivamente con tagli secondari in blocchi minori (intorno ai $100 m^3$). Da questi ultimi tramite operazioni di ritaglio e squadratura si ottengono blocchi commerciali con volumi compresi tra 7 e $10 m^3$. In quasi tutte le cave si è osservato come l'estrazione abbia sfruttato il sistema di fratturazione sub-orizzontale (*sheet-joint*) come "sottomano" per facilitare l'estrazione. Tale piano viene indicato dai cavaatori col termine di "pioda". Per quanto riguarda le tecnologie di taglio nelle cave del bacino estrattivo vengono utilizzati il filo diamantato e la separazione mediante esplosivo su superfici complanari per i tagli primari. È stato invece ormai da tempo abbandonato l'utilizzo del *flame jet*. I sopralluoghi nelle cave e il confronto tra orientazioni dei fronti e quelle delle più importanti anisotropie della roccia, spesso hanno messo in luce la mancata complanarità tra i tagli effettuati e le anisotropie presenti.



Fig. 1: Bacino del Rosa Beta: Polo estrattivo di Bassacutena (A) e Polo estrattivo di Luogosanto (B). Da [26] (modificato).

5 - Fattori penalizzanti

Lo studio sistematico di tutti i siti estrattivi che insistono nel bacino del Rosa Beta ha consentito la realizzazione di una completa banca dati informatizzata (*geo-database*) sulla presenza e l'abbondanza dei vari fattori penalizzanti l'attività estrattiva. In ambiente GIS, la sovrapposizione di tale *database* sulle mappe geologico-strutturali reperibili in letteratura [2;10] ha messo in evidenza come la distribuzione spaziale dei fattori penalizzanti non sia casuale ma strettamente connessa con la strutturazione dell'intrusione e con la tettonica fragile successivi quindi al consolidamento magmatico. Nel dettaglio, la distanza dei siti estrattivi da importanti contatti litologici tra differenti intrusioni limita i fattori penalizzanti di carattere cromatico-tessiturale. Nonostante ciò, si rileva la presenza ubiquitaria, all'interno dell'intrusione monzogranitica, di rari inclusi microgranulari scuri centimetrici (raramente pluridecimetrici). Più rari sono gli adunamenti di minerali femici (*schlieren*) e le tasche pegmatitiche, queste ultime concentrate spesso nelle zone apicali del plutone.

Un sito rappresentativo dei fattori penalizzanti di carattere cromatico-tessiturale del granito Rosa Beta è sicuramente la cava di Monte Mazzolu e corrispondente, nella geometria interna del plutone, al tetto dell'intrusione di Arzachena [27]. L'intera area è caratterizzata da filoni aplitici e/o microgranitici a giacitura sub-orizzontale paralleli al tetto dell'intrusione. Numerose sono anche le tasche pegmatitiche, spesso in giacitura filoniana, avvolte da *schlieren* biotitici. La roccia estratta si caratterizza quindi per una continua eterogeneità tessiturale e cromatica, impedendo l'estrazione di blocchi di prima categoria. L'elevato numero di blocchi invenduti, in parte ancora stoccati nella cava, non ha ripagato i costi per la loro estrazione portando in pochi anni alla chiusura della cava. Altro fattore penalizzante individuato è la fratturazione, soprattutto quando la spaziatura è talmente ravvicinata da non consentire la realizzazione di blocchi commerciali ma solo di informi o di blocchi sottomisura. Una eccessiva micro-fratturazione (alla scala del singolo minerale) compromette inoltre pesantemente le caratteristiche fisico-meccaniche della roccia. Un aumento della fratturazione e della micro-fratturazione si osserva in corrispondenza dei grossi lineamenti tettonici trascorrenti che interessano la Sardegna settentrionale. Il polo estrattivo di Bassacutena ad esempio, è bordato a NW e a SE da due importanti lineamenti tettonici orientati circa N30: la "faglia di Campovaglio" e quella di "Crisciuleddu". Entrambe sono faglie trascorrenti sinistre Oligo-Aquitaniane connesse con la collisione appenninica [28]. Le coniugate di questo sistema di faglie, insieme a vari sistemi di frattura connessi con il raffreddamento dell'intrusione e con i processi di sollevamento dell'orogene, limitano in alcuni casi l'attività estrattiva. Dalla caratterizzazione fisico-meccanica si nota come i campioni provenienti dalle cave più prossime alle faglie, siano caratterizzati da una fratturazione pervasiva maggiore, una più alta porosità e una minore resistenza alla compressione. Questo ha consentito di realizzare una sorta di *buffer* all'interno del quale l'attività estrattiva non dovrebbe essere intrapresa a causa delle scarse qualità del materiale estraibile. Ciò è confermato dal fatto che le cave ricadenti all'interno di tale corridoio sono attualmente dismesse.

Infine tra i fattori penalizzanti rientra anche il sistema filoniano, discordante indistintamente su tutte le unità magmatiche, testimoniando la sua posteriorità cronologica. La presenza di un filone in un fronte di cava limita enormemente l'avanzata dell'escavazione in quanto tutto il materiale attraversato dal filone rappresenta, nell'economia di una cava, uno scarto.

6 - Conclusioni

Il bacino estrattivo del granito Rosa Beta rappresenta un ottimo esempio per analizzare i rapporti tra aspetti geologico-strutturali e giacimentologici. L'analisi dei siti estrattivi ha consentito la realizzazione di un *geo-database* sulla presenza e l'abbondanza dei vari fattori penalizzanti l'attività estrattiva. In ambiente GIS, la sovrapposizione di tale *database* sulla moderna copertura geologico-

strutturale ha messo in evidenza che la distribuzione spaziale dei fattori penalizzanti non è casuale ma strettamente connessa con la strutturazione dell'intrusione e con la tettonica fragile.

La caratterizzazione fisico-meccanica ha messo in evidenza che proprietà quali l'assorbimento d'acqua o la resistenza alla compressione siano direttamente correlate con la micro-fratturazione presente in tale litotipo. Campioni prelevati in cave prossime a importanti lineamenti tettonici e dove in tutte le fasi estrattive è stato usato l'esplosivo, hanno mostrato i più alti valori di porosità, assorbimento d'acqua e un decremento della resistenza a compressione.

La conoscenza dettagliata della geometria dei plutoni varisici, delle loro *facies* interne, la distribuzione e l'orientazione dei principali lineamenti tettonici nonché l'estensione delle loro fasce cataclastiche (*damage zones*) consente di prevedere l'eventuale presenza e abbondanza di fattori penalizzanti e, di conseguenza, poter indicare l'idoneità o meno dei giacimenti.

Un approccio geologico-strutturale in fase di pianificazione territoriale consentirebbe di delimitare giacimenti caratterizzati da lapidei di bassa qualità estetica e/o tecnica. Questo minimizzerebbe quindi l'utilizzo inadeguato del territorio (peraltro improduttivo) e caratterizzato da aree a forte vocazione turistica e ricca di geositi. Viceversa sarebbe possibile indirizzare l'apertura di nuove attività estrattive su giacimenti idonei per l'estrazione di lapidei ornamentali di ottima qualità e con una migliore resa.

Alla scala dell'intera porzione sarda del batolite, tali fattori penalizzanti hanno storicamente influenzato la coltivazione delle magmatiti, quasi esclusivamente indirizzata a intrusioni francamente felsiche quali monzo e leucograniti e preferenzialmente concentrata nella Sardegna settentrionale ove le caratteristiche geologiche di insieme hanno favorito una migliore efficacia dei processi estrattivi.

Bibliografia

- [1] Poggi D, Lazzarini L (2005). Il granito sardo: cave e cavatura. Usi, diffusione e aspetti archeometrici. *Marmora* 1:49–68.
- [2] 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.
- [3] Cuccuru S., Puccini A. (2014). 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.
- [4] Cuccuru S., Cherchi G.P. (2008). Il Polo Estrattivo di Bassacutena: aspetti giacimentologici e caratterizzazione fisico-meccanica del granito “Rosa Beta”. *Rendiconti della Società Geologica Italiana*, 3, 282-283, ISSN: 2035-8008.
- [5] Alvarez W., Coccozza T., Wezel F.C. (1974). Fragmentation of the Alpine orogenic belt by microplate dispersal. *Nature*, 248.
- [6] Ghezzo C. & Orsini J.B. (1982). Lineamenti strutturali e composizionali del batolite ercinico sardo corso in Sardegna. In: «Guida alla geologia del Paleozoico sardo», Soc. Geol. It., pp. 88-102, Roma.
- [7] Casini, L. (2013). A MATLAB-derived software (geothermMOD1.2) for one-dimensional thermal modeling, and its application to the Corsica-Sardinia batholith. *Computers & Geosciences*, 45, 82–86. doi: 10.1016/j.cageo.2011.10.020.

- [8] 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.
- [9] 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.
- [10] 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.
- [11] Cuccuru S., Naitza S., Secchi F., Puccini A., Casini L., Pavanetto P., Linnemann U., Hofmann M. & Oggiano G. (2015). Structural and metallogenic map of late Variscan Arbus Pluton (SW Sardinia, Italy). *Journal of maps*. DOI: 10.1080/17445647.2015.1091750.
- [12] Cortesogno L., Cassinis G., Dallagiovanna G., Gaggero L., Oggiano G., Ronchi A., Seno S., Vanossi S. (1998). The Variscan post-collisional volcanism in Late Carboniferous-Permian sequence of Ligurian Alps, Southern Alps and Sardinia (Italy); a synthesis. *Lithos* 45, 305-328.
- [13] Vellutini P (1977): le magmatisme permien de la Corse du Nord-Ouest; son extension en Mediterranee Occidentale. *These Doc. Sci., Aix-Marseille III*, 317 pp.
- [14] Gaggero L., Oggiano G., Buzzi L., Slejko F. and Cortesogno L. (2007). Post-Variscan mafic dykes from the late orogenic collapse to the Tethyan rift: evidence from Sardinia, Ofioliti **32** (2007) 15-37.
- [15] Vaccaro, C., Atzori, P., Del Moro, A., Oddone, M., Traversa, G., Villa, I., 1991. Geochronology and Sr Isotope geochemistry of late-hercynian dykes from Sardinia. *Schweitz. Mineral. Petrogr. Mitt.* 71, 221–230.
- [16] Martinez-Poza A.I., Druguet E. (2016). Structure and tectonic setting of the SE Sardinia mafic dyke swarm. Insights for the stress state during magma emplacement in the upper crust. *Journal of Geodynamics* 101, 170-185.
- [17] Edel J.B., Montigny R., Thuizat R. (1981). Late Paleozoic rotations of Corsica and Sardinia: new evidence from paleomagnetic and K-Ar studies. *Tectonophysics*, 79, 201-223.
- [18] UNI EN 12407. Metodi di prova per pietre naturali. Esame petrografico. Settembre 2001.
- [19] UNI 9724/2-90 Materiali lapidei – determinazione della massa volumica apparente e del coefficiente d'imbibizione.
- [20] UNI EN 13755. Metodi di prova per pietre naturali - Determinazione dell'assorbimento d'acqua a pressione atmosferica. Dicembre 2002.
- [21] UNI 9724/7. Determinazione della massa volumica reale e della porosità totale e accessibile.
- [22] UNI EN 1925. Metodi di prova per pietre naturali - Determinazione del coefficiente di assorbimento d'acqua per capillarità. Dicembre 2000.

- [23] UNI EN 1926. Metodi di prova per pietre naturali - Determinazione della resistenza a compressione. Dicembre 2000.
- [24] European Commission (E.C.): Draft presented under Article 31 Euratom Treaty for the opinion of the European Economic and Social Committee: laying down basic safety standards for protection against the dangers arising from exposure to ionizing radiation. COM (2011) 593, Brussels. http://ec.europa.eu/energy/nuclear/radiation_protection/doc/com_2011_0593.pdf. Accessed 26 Oct 2011.
- [25] Le Maitre, R. W., Bateman, P., Dudek, A., Keller, J., Lameyre, J., Le Bas, M. J., Sabine, P. A., Schmid, R., Sorensen, H., Streckeisen, A., Woolley, A. R. & Zanettin, B. (1989). A Classification of Igneous Rocks and Glossary of Terms: Recommendations of the International Union of Geological Sciences Subcommittee on the Systematics of Igneous Rocks. Oxford: Blackwell Scientific.
- [26] Regione Autonoma Sardegna (2007). Piano Regionale Attività Estrattive (P.R.A.E.), Relazione generale.
- [27] Gamboni A., Cuccuru S., Casini L., Marini A. (2012). I minerali del Monte Mazzolu. Cava "Lu Patenti", Arzachena (OT) Sardegna. *Rivista Mineralogica Italiana*. Vol. n°3/2012. ISSN 0391-9641.
- [28] Carmignani L, Barca S, Disperati L, Fantozzi P, Funedda A, Oggiano G & Pasci S: Tertiary compression and extension in the Sardinian basement. *Boll Geofis Teor Appl* 36 (1994), 45–62.

IL SITO ESTRATTIVO DI CALA FRANCESE (LA MADDALENA, ITALIA): ASPETTI STORICI E GEOLOGICI

Cuccuru S.¹, Gamboni T.², Naitza S.³

1) Dipartimento Scienze della Natura e del Territorio – Università di Sassari. Via Piandanna 4, 07100 Sassari – scuccuru@uniss.it

2) Associazione Naturalistica “Giovanni Cesaraccio”. Via Ammiraglio Magnaghi 25, 07024 La Maddalena

3) Dipartimento di Scienze Chimiche e Geologiche, Università di Cagliari. Via Trentino 51, 09127 Cagliari

Abstract

La cava di Cala Francese rappresenta uno dei siti estrattivi storici più interessanti nel panorama italiano. Il granito estratto è stato utilizzato tra la fine dell'800 e l'inizio del '900 per importanti lavori quali pavimentazioni di strade in grandi città italiane, realizzazione di porti e bacini di carenaggio, ponti e monumenti in Italia e all'estero. Il lavoro fornisce un contributo sulle conoscenze geologiche dell'isola de La Maddalena, sul granito estratto e sugli aspetti storici della cava di Cala Francese.

Parole chiave: Lapedei ornamentali; Batolite Sardo-Corso, Caratterizzazione fisico-meccanica

1 - Introduzione

I primi esempi di utilizzo delle rocce granitoidi in Sardegna risalgono alla preistoria, quando grossi massi informi o appena sbazzati vennero utilizzati nelle costruzioni megalitiche nuragiche.

Fu solo dopo la conquista della Sardegna da parte di Roma, in epoca imperiale, che si aprirono diversi siti estrattivi lungo la costa nord-orientale dell'isola, spesso a ridosso del maestrale, in modo da favorire facilmente il carico su imbarcazioni. In tali siti estrattivi venivano fondamentalmente sfruttati i giunti naturalmente presenti nella roccia, come attestano i segni di scavo visibili ancora oggi. Laddove la fratturazione lo consentiva, oltre a manufatti, venivano estratte anche delle colonne esportate poi nella penisola italiana e in diverse colonie dell'impero [1].

Con la caduta dell'impero romano, l'interruzione dei traffici commerciali relegò lo sfruttamento dei graniti sardi al solo uso locale.

La presenza di numerosi affioramenti di granito sulla costa, e quindi la facilità del trasporto via mare, unito all'ottima qualità del materiale estratto, favorì la nascita nel XIX° secolo della grande cava di Cala Francese (Isola de La Maddalena) attiva fino alla metà del secolo scorso.

2 – Geologia

Nella Sardegna nord-orientale affiora diffusamente il basamento cristallino costituito da un complesso metamorfico intruso da numerosi plutoni carbonifero-permiani appartenenti al Batolite Sardo-Corso [2;3].

Nello specifico, nell'Arcipelago de La Maddalena l'unica porzione di basamento metamorfico affiora nel settore sud-orientale dell'isola di Caprera e nell'isola di Santa Maria. Il resto delle isole è costituito per la maggior parte dal plutone di La Maddalena intruso a sua volta da un complesso permiano (Fig.1)

L'intrusione di La Maddalena è un plutone composito costituito da tre unità facilmente distinguibili sul terreno:

- i) una monzo-granodiorite debolmente porfiriteca (294 +/- 4 Ma [2]);
- ii) un monzogranito a grana media;
- iii) corpi leucogranitici localmente peralluminosi affioranti soprattutto nella porzione orientale.

Secondo il recente modello proposto da Casini *et al.* [2;3], il plutone di La Maddalena è stato successivamente intruso a circa 288 Ma dal complesso permiano di P.ta Falcone a cui sono associate masse basiche e anatesiti.

In discordanza su tutte le unità magmatiche si intrude poi il complesso filoniano caratterizzato da filoni a quarzo idrotermale, filoni porfirici e filoni basici. Tale sistema ha un'orientazione circa N-S in tutto l'arcipelago e in alcuni casi lo spessore può anche essere decimetrico come il filone calcalino di Caprera che caratterizza il promontorio di Punta Rossa.

Attorno al sito estrattivo di Cala Francese affiora l'omonima facies monzogranitica (*sensu* [4]) caratterizzata da un colore di fondo bianco rosato per la presenza di quarzo, feldspato alcalino e plagioclasio. La biotite è subordinata con percentuali attorno al 7 % mentre raro è l'anfibolo. Le analisi chimiche indicano un carattere debolmente peralluminoso con un rapporto di A/CNK intorno a 1.1. Nel monzogranito non sono rari gli *enclaves* femici e alcuni *schlieren* biotitici. Questi ultimi evidenziano una debole orientazione magmatica (*dip/dip-direction* circa 25°/N30°). Verso l'alto la foliazione sfuma in facies sub-isotrope fino corpi tendenzialmente leucogranitici a nord [5].

Come tutto l'arcipelago, anche il sito estrattivo è attraversato dal complesso filoniano. Nello specifico, si osservano diversi filoni porfirici e aptitici a direzione N-S rappresentanti probabilmente

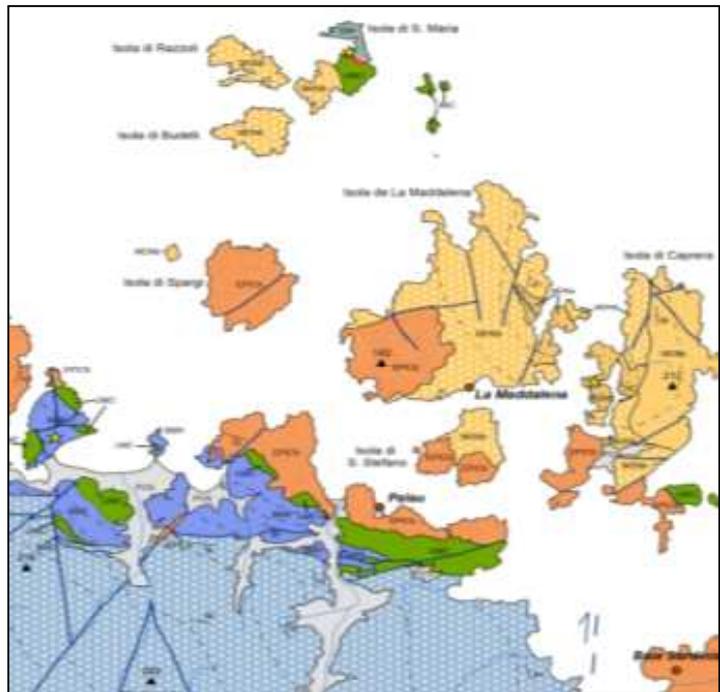


Fig. 10. Da [2]. In verde: complesso metamorfico. In blu: plutone di Barrabisa. In celeste: plutone di Arzachena. In beige: plutone di La Maddalena. In arancione: complesso permiano.

corpi differenziati messi in posto per fenomeni di filtropressa. Questi filoni mostrano sempre quarzo globulare, pasta di fondo quarzo-feldspatica e grana molto fine. Spesso sono associati a cavità miarolitiche e pegmatitiche. Queste ultime spesso ospitano associazioni di minerali accessori di rilevante importanza geologica e collezionistica. Attualmente sono segnalate per il sito di Cala Francese ben 69 specie minerali [6; 7], 33 delle quali individuate nel 1913 da Lovisato [8; 9].

3 – Aspetti giacimentologici

La Cava di Cala Francese è ubicata - nell'omonima insenatura - nella porzione occidentale dell'isola di La Maddalena. È una tipica cava ad anfiteatro ben riparata dai venti e protetta dalla prospiciente isola di Spargi. La cava principale ha un'estensione di circa 3 ettari. Tutt'attorno sono inoltre presenti diversi piccoli siti estrattivi in una fascia compresa tra Punta Nido dell'Aquila e Cala Carlotto.

All'inizio dell'attività sono stati attaccati i *tors* e i *boulders* naturalmente isolati dall'erosione. Solo quando questi furono esauriti si è proceduto con lo scavo dei fronti. La coltivazione è stata effettuata per platee orizzontali a gradoni discendenti e rotazione del fronte nelle ultime fasi di coltivazione [5].

Nel settore della cava è presente un sistema di fratturazione principale orientato N-S e un sistema secondario, orientato E-W. Tale configurazione strutturale si è dimostrata particolarmente favorevole sia nell'individuare dei blocchi separati naturalmente dall'erosione che nello sfruttare tali anisotropie nell'impostazione dei fronti. Questi ultimi sono difatti paralleli ai due sistemi di fratturazione i quali individuano tre piani utili per lo spacco dei blocchi (in gergo *pioda*, *trincante*, *mozzatura*).

È difficile stabilire con precisione l'esatto volume estratto durante l'attività della cava. Alcuni documenti attestano però, per il solo bacino di carenaggio di Malta e per la lastricatura di alcune strade di Genova, commesse di 13 000 e 20 000 mc, rispettivamente [10].

La tab. 1 riporta i valori di caratterizzazione per il granito di Cala Francese evidenziando un ottimo comportamento se paragonato con altri lapidei ornamentali di origine granitoide estratti in Sardegna [11; 12].

Tabella 9. Test fisico-meccanici (da [5])

Test	Mean value	
Dry Density (g/cm ³)	2.63	
Water absorption (%)	0.202	
UCS (MPa)	0°	225.36
	90°	218.36
Flexural strength (MPa)	0°	19.46
	90°	24.78
Indirect tensile strength (Brazilian) (MPa)	0°	11.60
	90°	10.38

4 – Aspetti storici

L'attività estrattiva di Cala Francese iniziò a metà dell'800, quando l'avvento di nuove tecnologie per l'estrazione dei lapidei e il miglioramento delle tecnologie navali resero vantaggiosa l'estrazione e l'esportazione del granito oltremare.

Nel 1871 la Banca di Costruzioni di Genova prese in affitto l'intera area di Cala Francese, di proprietà della famiglia Bargone, dove era iniziata l'attività estrattiva, per impiantarvi una cava di grandi dimensioni.

Le numerose commesse, richiamarono molta manodopera tanto che si assistette ad una immigrazione massiccia di scalpellini, muratori e fabbri provenienti da Toscana, Liguria, Emilia, Piemonte e Lombardia.

Nel 1901 Attilio Grondona, che già possedeva delle cave ad Acquasanta di Piemonte, insieme ai f.lli Mercenaro costituì a Genova la Società la Esportazione Graniti Sardi e acquistò per 35.000 lire il terreno su cui insistevano le cave di proprietà della Banca, nei confronti della quale i soci vantavano un importante credito.

Nel 1906 venne eseguita la prima caratterizzazione fisico-meccanica della roccia, effettuata presso il politecnico di Zurigo, e il dato ottenuto di 2.439 kg/cm² fu all'epoca tra i più elevati fra i graniti conosciuti al mondo.

Negli anni, attorno a Cala Francese, nacque un piccolo villaggio quasi autosufficiente. Oltre ai banchinamenti per l'attracco dei velieri prima e delle imbarcazioni a vapore poi, venne realizzato un breve tratto di ferrovia per il trasporto dei blocchi, venne installata una gru a vapore e una teleferica. Nel sito furono inoltre costruite oltre alla direzione e agli alloggi per gli operai, anche i locali relativi alle lavorazioni, la forgia, un *hangar*, una scuola e uno spaccio nel quale si poteva pagare con la monetazione interna alla cava.

5 - Lavori eseguiti

Il granito di Cala Francese venne inizialmente utilizzato per la lastricatura delle strade di grandi città come Genova, Roma e Napoli ma anche della stessa La Maddalena. Con questo materiale si realizzarono i Porti di Genova, Tripoli, Alessandria d'Egitto nonché i bacini di carenaggio di Malta, Taranto e Venezia, il Ponte sul Ticino (Pavia), il Ponte sul Po (Piacenza), il Ponte Palatino (Roma) e la Grande Galleria ferroviaria dell'Appennino.

Tra i lavori eseguiti col granito di Cala Francese, il più conosciuto è sicuramente il Monumento della Difesa del Canale di Suez a Ismailia (Egitto) [13], progettato dall'architetto parigino Roux Spitz e dallo scultore Raymond Delamarre e interamente realizzato in blocchi ad incastro dagli scalpellini di Cala Francese.

Anche il monumento in onore di Don Gusmao a Santos (in Brasile) [14] venne realizzato con granito estratto e lavorato a Cala Francese, imbarcato fino a Genova e infine trasferito alla volta dell'America meridionale.

Sempre con lo stesso granito è inoltre realizzata la tomba di Donna Francesca Armosino (ultima moglie di Giuseppe Garibaldi) e della figlia Clelia, nella vicina isola di Caprera, la colonna in memoria del centenario della nascita di Garibaldi (La Maddalena), il monumento funebre piramidale Ardisson (Sassari) e la tomba di Domenico Lovisato (Cagliari).

Questi monumenti e realizzazioni non solo certificano l'importanza storica di tale lapideo e la necessita di essere preservato ma attestano anche la sua durabilit . L'eventuale degrado del materiale messo in opera (ormai oltre un secolo fa)   quasi sempre collegabile ad azioni antropiche quali inquinamento o colature di ruggine dovute a giunti di ancoraggio. Questi ultimi peraltro poco rappresentati in quanto tutte le lavorazioni venivano realizzate ad incastro dagli scalpellini di Cala Francese. Sulla durabilit  di tale litotipo scrisse anche Lovisato [8] che document  nella Via Roma di Genova un precoce degrado di alcuni basoli di arenaria messi in opera durante dei rifacimenti viari in sostituzione degli originali basoli di Cala Francese i quali, dopo alcune decine d'anni, erano ancora in ottime condizioni.

Bibliografia

- 1) Poggi D, Lazzarini L (2005). Il granito sardo: cave e cavatura. Usi, diffusione e aspetti archeometrici. *Marmora* 1:49–68.
- 2) 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.
- 3) 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.
- 4) Foglio 412 “La Maddalena” (2015). ISPRA – Servizio Geologico d’Italia.
- 5) Aversano A (2003). Prospezione e caratterizzazione di rocce granitoidi della Sardegna Settentrionale: indicazioni in funzione dell’ottimizzazione del processo estrattivo e della mitigazione degli impatti. Ph.D Thesis, Universit  di Sassari.
- 6) Gamboni A. & Gamboni T. (2000). Cala Francese, Sardinien, Mineralien aus den Granitsteinbr chen auf der Insel La Maddalena (Sassari), im Nordosten Sardiniens. *Lapis*, 12, 33-41.
- 7) Gamboni A. & Gamboni T. (2006). Gallura, tesori nel granito (i minerali delle pegmatiti granitiche). Webber ed., Sassari.
- 8) Lovisato Domenico (1913). Le specie minerali finora trovate nelle granuliti di Cala Francese, *Reale Acc. dei Lincei* (Roma).
- 9) Lovisato Domenico (1913). La montmorillonite nelle granuliti di Cala Francese isola di La Maddalena, *Rend. Acc. Lincei*, XXII, (Roma).
- 10) Sotgiu G. (2006). A mimoria d’a pietra. L’arcipelago e il suo granito. Webber ed., Sassari.
- 11) 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 Environment* 71(3):557–567. Doi:10.1007/s10064-012-0416-9.
- 12) Cuccuru S., Puccini A. (2014). 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
- 13) Gamboni T. (2015). *Ismailia – Storia di un monumento*. Associazione Giovanni Cesaraccio Edizioni.
- 14) Gamboni T. (2016). *Un monumento in Brasile dedicato a Bartolomeu de Gusmao*. Associazione Giovanni Cesaraccio Edizioni.

AN OVERVIEW OF DMT SERVICES

Authors: Maarten Meys (M.M.)¹, Tobias Schepp (T.S.)¹, Michael Loos (M.L.)¹

¹DMT GmbH & Co. KG, Am Technologiepark 1, 45307 Essen

Abstract

Abandoned mine sites can form potential risks for their surroundings. Including gas emissions, ground collapse due to mine subsidence, mine water level rises and contamination of drinking water, etc. Geotechnical (risk) assessment and remediation of these risks and consequences of abandoned mining are a crucial part of the DMT expertise portfolio. From experts assessing stability of near-surface caverns to backfilling and securing shafts. Furthermore, DMT also develops its own hardware and software (incl. 3D-laser scanners, mine water modelling software, etc.) for best practices. Next to the assessment and remediation of abandoned mines, DMT is also involved in exploration practices. Moreover, the geo-engineering department in geophysical exploration. This includes experts, modelling software high-end equipment like the DMT SUMMIT II plus.

Keywords: DMT, geo-engineering, safety/risks, post-mining, rehabilitation, technology .

1. Introduction

DMT GmbH & Co. KG is a brand of its own within the TÜV NORD Group. The company is a global group which encompasses 15 consulting and engineering firms. The headquarters are situated in the hearth of the Ruhr Area, in Essen, Germany. DMT encompasses, among others 16 government approved expert-bodies for safety, 3 accredited testing laboratories and 75 accredited experts. Furthermore, DMT has an annual turnover of approximately 120 Mio €. While, The TÜV NORD Group is headquartered in Hannover, Germany. It is a major player with 10, 000 employees in 70 countries and an annual turnover of 1,000 Mio. €. One of the divisions at DMT is the division of Geo-Engineering.

It is structured in several departments:

- abandoned mining (shafts, adits, galleries)
- ground rehabilitation in mining regions
- mine subsidence and sinkholes
- mine drainage
- hydrology of mine-water (water level exploration, ...)
- mine gas emission
- ground recycling management

Expert services included in the DMT service portfolio are:

- experts' geotechnical assessments
- claim boundary assessments
- professional project management
- experts' supervision
- experts' opinion on geotechnical issues

2. Post-mining Rehabilitation

Abandoned underground mines

The abandonment of mines is a major safety related topic in mining. Many regions in the world are

affected by abandoned (underground) mines. Due to its long history in the mining sector, DMT has the expertise to offer services dealing with these risk related to post-mining and rehabilitation. The following risks can be related to post-mining scenarios: Mine subsidence and sinkholes, stability of underground pillars, mine water, gas emissions from underground workings, dumps, tailings and flotation ponds (polluting sources), etc.

DMT has experience with projects concerning mine subsidence and artificial sinkholes. The Ruhr-area for instance is dotted with numerous (near-surface) cavities in its underground and has a long history of mine subsidence due to old workings of among others artisanal coal mining and room-pillar mining techniques. When the roofs of these cavities fail to support the overburden, the roof collapses. A sudden collapse results in an artificial sinkhole, while slow subsiding of the roof and its overburden generates subsidence of the ground. DMT was involved in a project concerning mine subsidence and potential sinkholes under the railways of Essen Main station. Where 500 boreholes were drilled and 3,000 m³ of concrete was used as backfill. Another project commenced due to mine subsidence under the German Highway (BAB 45) near the parking and service area of Flöz-Mausegatt, Dortmund. 1,100 drillings were executed and 8,200 m³ of concrete was used for the filling and stabilizing of the underground.



Figure 1: Remediation of mine subsidence on the German Highway (BAB 45).

Next to the geotechnical assessment and remediation of underground cavities, DMT can offer expertise on modelling stability of these underground mines. For instance the following assessment of stability of the pillars and planned backfilling of an abandoned chalk quarry.

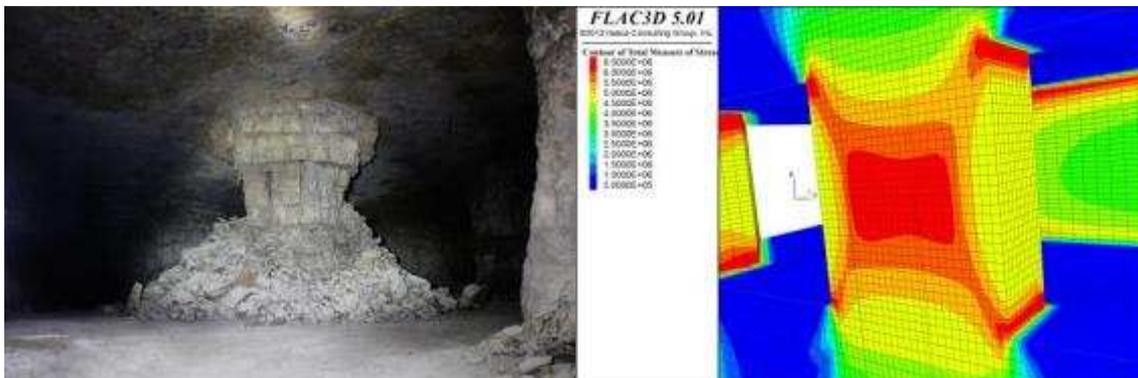


Figure 2: Stress modelling of a pillar in an underground chalk quarry, Germany.

Not only stability of near-surface cavities are within the range of DMT's expertise. 3D- laser scanning is used in order to visualize risk features related to abandoned shafts, like cracks, fissures, eroding material etc. (incl. video documentation, assessment of stability, planning criteria for further steps and technical documentation and analysis of open shafts/adits). After examinations, shafts can be backfilled and/or secured.

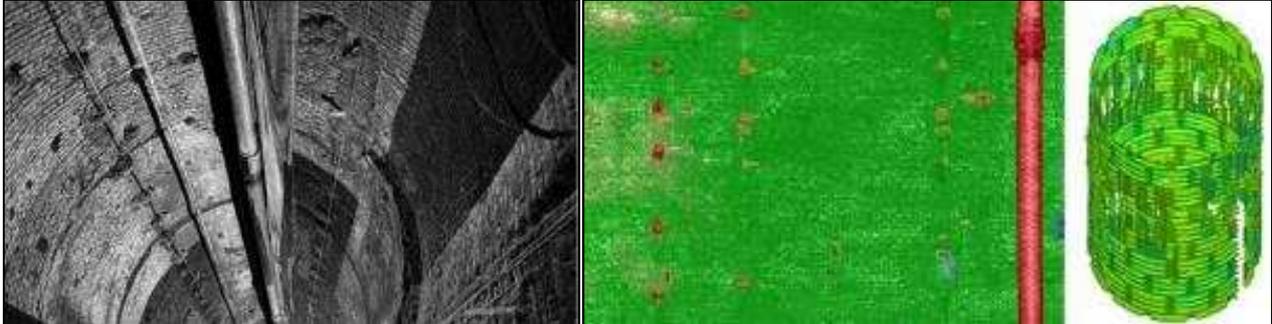


Figure 3: 3D-laser scan image of an abandoned shaft.

Furthermore shafts and open adits can be a source for gas emissions. The unit at DMT specialized in gas emissions encompasses experts on mine gas issues (abandoned coal mines, etc.) and offer continuous assistance during projects. The DMT unit has experience in setting up mine gas plants, offering electricity to localities. Thus making use of an issue and turning it into an energy solution. Moreover, DMT is involved in assessment of mine ventilation, keeping the underground work environment of miners safe from deleterious gases.



Figure 4: Mine gas utilization: Cogeneration plant.

Lastly, the risk assessment of former coal mine regions. For example, the coal mine region of South Limburg, NL. Commissioned by the Dutch government, a study was carried out on the risk potential of the coal mine region of South Limburg, The Netherlands. South Limburg has a long history of coal mining until it ceased in the nineties. Due to this long history of coal mining, the region is prone to potential risks associated with abandoned underground coal mines like ground

heave, rising mine water, mine gas emissions and small earthquakes. Reports about these studies can be found on the website of “De Tweede Kamer” of the Dutch government [1]. DMT was especially involved with the assessment of the gas emissions due to the rise of the mine-water level and planning of exemplary exploration and rehabilitation.

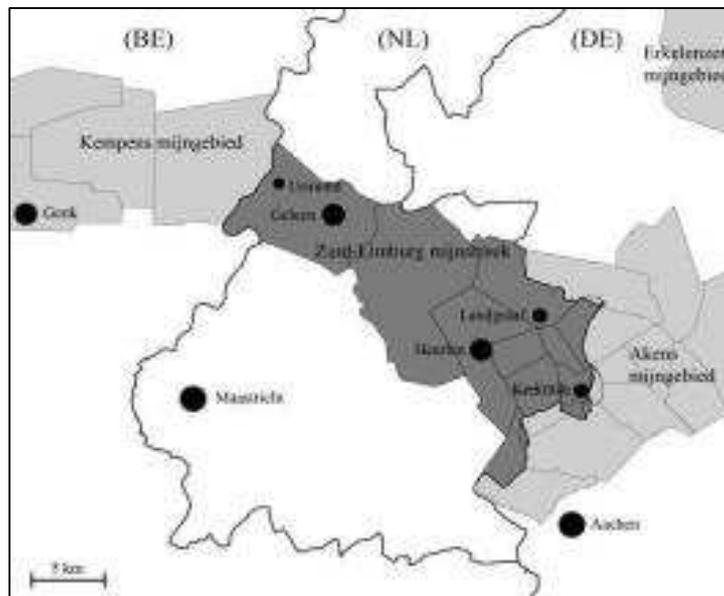


Figure 5: The South Limburg (NL) coal mine region inbetween the Belgian (Kempens) and the German (Aachen) coal mine

Dumps and tailings (flotation ponds)

With every excavation story, a part is dominated by the waste created during mining. DMT has the know-how and expertise to assess soil qualities, gas emissions and perform soil mechanic field- and laboratory studies. Furthermore the planning and designing of extraordinary facilities for coal mining dumps and tailings (Extensive gas drainage, surface sealing, gabion wall, etc.) is included in the DMT expertise portfolio.

Second to that, restoration of the environment of tailings is a crucial step for rehabilitating abandoned mine regions. DMT offers services in controlling and monitoring mine gas emissions. Furthermore DMT has experience with remediation and recycling of waste material from abandoned mining. Since, tailings can form a danger to the surrounding region (water, soil and air pollution), only the best practice solutions for rehabilitating these tailing sites are issued.

Mine water

A new gallery is planned as a connector between an abandoned mine and an operating mine, to enable a controlled water flow when mine water levels will rise during the next decades. To build this gallery exact knowledge of water levels in the abandoned mine is required for safety reasons. Thus a target well was drilled with the objective to hit a 4m x 6m structure in the abandoned mine at a depth of 800m. With exact knowledge of water levels in the vicinity, the new gallery could be finished on time.



Figure 6: Drilling the target well.

3. Mine Water Modelling

DMT's ongoing association with the German mining industry, dating all the way back to 1864, includes both geological and hydrogeological activities. This work serves as the basis for a unique range of expertise and broad-based experience. Thanks to the systematic connection with newest developments in both science and information technology, nowadays DMT is able to offer special advantages in the planning and execution of hydrogeological projects not only in Germany, but also abroad.

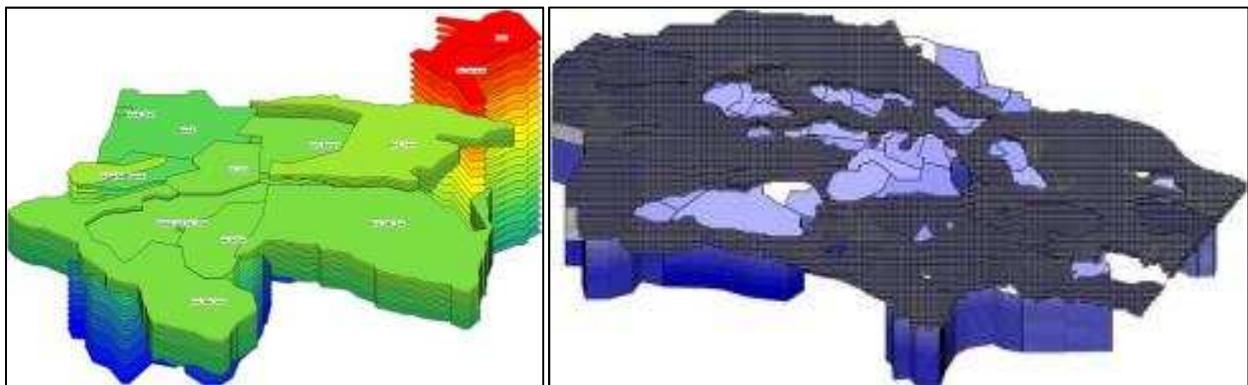


Figure 7: BoxModel concept: Reacflow 3D.

Individual solutions or complete packages may include planning, prediction and execution of water management projects. DMT covers the entire cycle from expert technical studies to comprehensive ground water management and well-researched assessments of environmental impacts. Next to using dedicated numerical models to simulate water flow, DMT also models geochemical reactions and transport. These can be linked with the more conventional models used in assessing ground and surface water. Specialized proprietary software (e.g. ReacFlow3D, Box3d) has been developed for groundwater and (geochemical) reactive transport modelling. For standard numerical models

software programs like SPRING, FEFLOW, and MODFLOW are available. 3D models offer solutions covering pure flow calculations (e.g. for mine dewatering or flooding) to highly complex models of mass transport in groundwater – taking into account various substances involved and their geochemical reactions.

The BoxModel Concept: ReacFlow3D is a 3D finite volume program for modelling ground and mine water flow, heat transport and multi-component mass transport with sorption, microbial degradation and reactions with minerals. With this software experts are able to model and assess numerous numbers and types of connections between boxes, turbulent flow, pump performance curves, break through scenarios between active and abandoned parts and discharge optimization.

4. Geophysical Exploration

2D or 3D High Resolution Seismic, planning, survey design and permitting by teams of geologists and geophysicists, seismic data processing and interpretation and generation of 3D block models.

One of the technologies developed by DMT is the DMT Summit II Plus. The Summit II plus is a seismic data acquisition system based on the two channels per box principle with high performance and flexibility. It is optimized for high-resolution 2D/3D surveys based on its flexibility and it has an extremely robust, lightweight metal casing.

The Summit II plus can be used for mining exploration (incl. seismic exploration of deposit and in-mine exploration) and infrastructure & Environmental (incl. near-surface structural mapping and seismic tomography measurements).



Figure 8: The Summit II plus, developed by DMT.

5. Conclusion

As a conclusion it can be stated that DMT has sufficient knowledge and expertise in the domain of geo-engineering. Having the experts and their know-how in abandoned mining (shaft securing, ground stability (mine subsidence), modelling (mine water, etc.), gas emissions and geophysical exploration. The safety for the surroundings and a sustainable environment are key factors in the projects acquired by DMT.

Bibliography

https://www.tweedekamer.nl/kamerstukken/brieven_regering/detail?id=2016Z24088&did=2016D49345

LE DISCARICHE FANGHI ROSSI DI MONTEPONI: QUADRO AMBIENTALE E POSSIBILITÀ DI BONIFICA

Autori: Enrico Contini, Marcello Ghiani, Francesco Manca, Pier Paolo Manca, Giorgio Massacci

Riassunto:

Il lavoro è dedicato ad un'analisi delle possibilità di bonifica/riuso dei residui minero – metallurgici presenti nell'area vasta di Monteponi che comprende le due aree di Cungiaus e San Marco. Le valutazioni svolte si basano sulle concentrazioni residue determinate ai fini dei Piani di Caratterizzazione svolti da IGEA secondo le procedure indicate nella 152/2006; costituiscono perciò la base per le valutazioni preliminari, ma non esauriscono il complesso quadro di verifiche sperimentali che sarebbe necessario integrare.

Una particolare attenzione è dedicata alle discariche genericamente indicate come *Fanghi Rossi* di Monteponi che rappresentano un caso tra i più complessi nel quadro dei siti minerari dismessi della Sardegna. Ciò a causa dell'inquinamento di cui sono responsabili, del loro sostanziale inserimento nel tessuto urbano di Iglesias e della loro caratterizzazione paesaggistica.

In entrambi i casi l'obiettivo è l'eliminazione del residuo inquinante attraverso il suo riutilizzo come materia prima secondaria, secondo la logica dell'economia circolare. Questa strategia si dimostra come la più efficace da un punto di vista ambientale, perché elimina la sorgente primaria degli inquinamenti legati ai residui minero – metallurgici; ma anche l'unica economicamente sostenibile, perché fornisce prodotti commerciali potenzialmente capaci di compensare i costi dell'intervento.

Attraverso gli esempi applicabili, in via preliminare, all'aria vasta di Monteponi il lavoro intende dimostrare la necessità di procedere - attraverso studi sulla composizione e sulle caratteristiche dei materiali – verso soluzioni di riutilizzo dei residui minero metallurgici.

1 Introduzione

1.1 Premessa

Obiettivo del lavoro è quello di dimostrare come, attraverso studi sulla composizione dei materiali e sui processi mineralurgici – metallurgici applicabili, sia possibile il riutilizzo dei residui delle lavorazioni minero – metallurgiche come materia prima secondaria. A questo scopo si considera la situazione dell'area vasta di Monteponi e gli studi e le caratterizzazioni già acquisite sui materiali presenti. Questo costituisce uno degli obiettivi del Progetto CESA (Centro di Eccellenza per la Sostenibilità Ambientale) finanziato dal Piano Sulcis e a cui partecipano l'Università di Cagliari, la Società IGEA e l'AUSI.

Le valutazioni svolte prevedono, per i residui minerari, un trattamento mineralurgico dal quale si ottengono un concentrato idoneo per la metallurgia e un residuo finale inerte e riutilizzabile; per i Fanghi Rossi si prevedono processi pirometallurgici per l'estrazione dello zinco e del ferro.

L'insieme dei residui delle lavorazioni minero – metallurgiche presenti in Sardegna è stato stimato pari a 70 Mm³ e i costi di Messa in Sicurezza sinora progettati o realizzati variano tra 10 e 40 €/m³ (vedi i dati di Tabella 1); ciò rende la logica sinora applicata non estendibile in modo generalizzato alla totalità dei siti e condanna al mantenimento dello status quo molte aree minerarie dismesse. Peraltro, la tipologia sinora adottata, quella del sito di accumulo, oltre ad avere un costo unitario elevato, una bassa complessità tecnica e un background scientifico irrilevante, sterilizza l'impronta su cui insiste e dequalifica l'area in cui ricade.

Il quadro proposto sollecita approfondimenti tecnico – scientifici per la ricerca di soluzioni più economiche e ambientalmente più incisive anche se apparentemente più complesse. In questo quadro si colloca la proposta dell'applicazione dei metodi dell'economia circolare e il riutilizzo dei materiali attraverso la ricerca svolta dal CESA (Centro di Eccellenza per la Sostenibilità Ambientale).

Tabella 10 – Interventi, finalità e costi degli interventi di Messa in Sicurezza e Bonifica

INTERVENTO o TECNOLOGIA	FINALITÀ	COSTI, €/t
Stabilizzazione geotecnica	MiSE	0,1 ÷ 0,2
Impermeabilizzazione superficiale Impermeabilizzazione del basamento	interventi parziali di MiSP	1 ÷ 2
Realizzazione di siti di accumulo Riempimento dei vuoti minerari	MiSP	10 ÷ 20
Conferimento in discarica di rifiuti non pericolosi Trattamento in situ (es. Soil Washing) Conferimento in discarica di rifiuti pericolosi	Bonifica	100 ÷ 200

Facendo riferimento al caso specifico dei *Fanghi Rossi di Monteponi*, il lavoro intende illustrare la possibilità che ai residui delle lavorazioni minero – metallurgiche siano applicabili i metodi dell'economia circolare attraverso il riuso dei materiali. Anzi, si intende evidenziare come tale soluzione sia l'unica possibile se si considerano, da una parte, il ruolo di sorgente primaria che i residui svolgono nei processi d'inquinamento delle tre matrici ambientali e, dall'altra, i volumi in gioco nonché i costi di tutte le altre ipotesi di bonifica o messa in sicurezza che si dovrebbero sostenere.

L'ipotesi che viene sviluppata nel presente studio è quella del trattamento o ritrattamento mineralurgico dei residui minerari; tuttavia, tale soluzione non è l'unica anche se rappresenta l'ipotesi più semplice e la prima a cui si può fare riferimento come applicazione dell'economia circolare. Soprattutto se si fa riferimento all'origine dei materiali - residui di coltivazione e trattamento di solfuri misti di piombo e zinco - e si valutano le loro caratteristiche in base ai dati acquisiti in fase di caratterizzazione (conformi alle indicazioni del D Lgs 152/2006).

1.2 Condizioni di applicabilità dell'economia circolare

Dal confronto tra i volumi dei residui stimati delle lavorazioni minero – metallurgiche in Sardegna e i costi unitari dei possibili interventi di Bonifica o Messa in Sicurezza si deduce che l'unica possibile soluzione generalizzata è:

- la rimozione, per l'efficacia ambientale dell'intervento, e
- il riuso dei materiali, per i costi associati agli interventi alternativi.

Il riuso deve determinare un valore economico dei prodotti ottenuti, pari almeno al costo dell'intervento stesso. Inoltre, l'elaborazione di un'ipotesi di riutilizzo comporta:

- la conoscenza dei materiali che vada oltre le concentrazioni degli inquinanti contenuti (vedi Piani di Caratterizzazione 152/2006);
- la conoscenza delle necessità e/o potenzialità del sito specifico (es.: riuso dei vuoti per finalità produttive o museali, necessità di effettuare riempimenti per stabilizzazioni o costruzioni di rilevati stradali, riutilizzo nella composizione del fuso granulometrico di inerti per calcestruzzi, et.);
- la presenza di un impianto metallurgico a breve distanza in grado di trattare i concentrati ottenuti.

Il trattamento o ritrattamento in impianto mineralurgico dei residui minero – metallurgici rientra in questa logica, ma non è l'unico possibile esempio di riuso dei materiali e di applicazione dei principi dell'economia circolare. Anzi, rappresenta l'ipotesi più semplice e la prima a cui si può fare riferimento per esemplificare l'idea, prima ancora di approfondire la conoscenza dei materiali.

Applicazioni di questi principi sono rappresentati dal trattamento in metallurgia dei fanghi rossi di Monteponi, dal processo jarussite e recupero dello scandio.

2 Un criterio di valutazione del trattamento mineralurgico di residui minerari

2.1 Il processo

Lo schema a cui fare riferimento nelle valutazioni che seguono è illustrato in Figura 1. Il trattamento avrebbe la doppia finalità di ricavare specie utili per la metallurgia, ma anche quello di ottenere uno sterile finale classificabile come inerte. I due obiettivi sono inscindibili, il primo consentirebbe di attenuare il costo dell'intervento, il secondo di riutilizzare i residui finali senza produzione di rifiuto.

Nell'ipotesi di un'alimentazione a solfuri, l'impianto prevede un'eventuale preconcentrazione gravimetrica che produce uno scarto che potrebbe contenere concentrazioni residue di metalli tali da richiedere inertizzazione (linea a tratteggio); una flottazione con due prodotti: un concentrato per la metallurgia e uno sterile che sarebbe definitivo se avesse le caratteristiche di inerte riutilizzabile, ma se le concentrazioni dei metalli presenti non consentissero tale classificazione, si utilizzerebbe una sezione di rifinitura in grado di produrre un inerte riutilizzabile e un concentrato da scartare e inertizzare (che costituisce un terzo potenziale prodotto).

L'intero ciclo mineralurgico - metallurgico, quindi, viene alimentato da residui di lavorazioni minerarie e dà luogo a tre prodotti principali certi: il metallo finale, l'inerte riutilizzabile e il rifiuto metallurgico, e un possibile prodotto secondario rappresentato da un concentrato non commerciale da inertizzare.

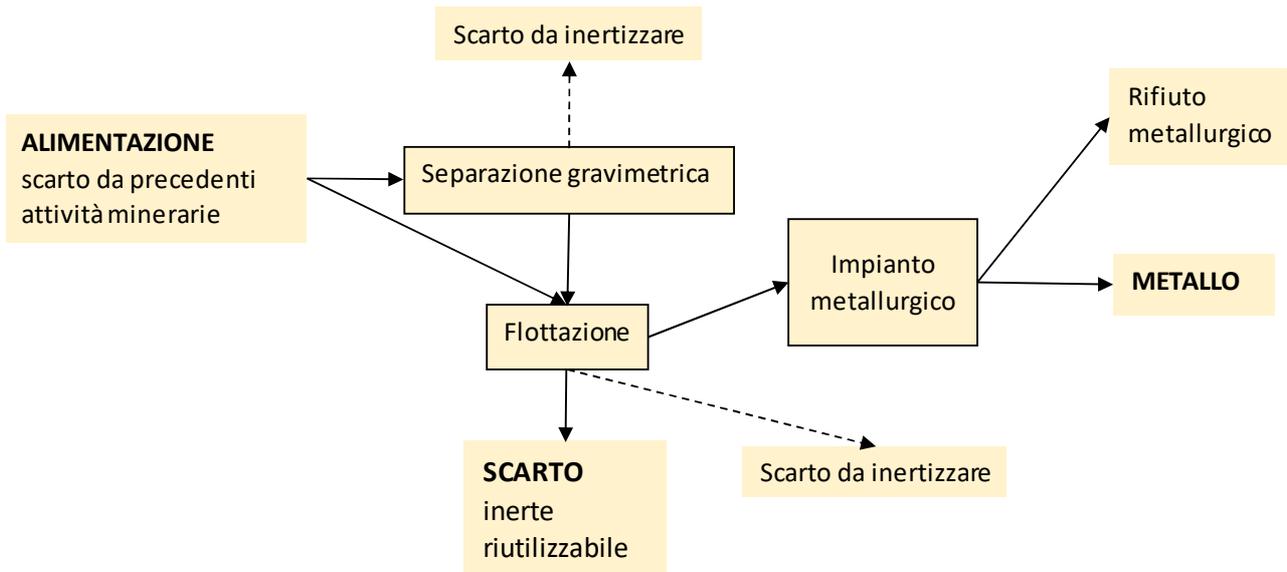


Figura 11 - Schema a blocchi semplificato di una linea di trattamento minero – metallurgico a solfuri di Pb e Zn

Nel caso di un'alimentazione ad ossidati di Pb e Zn, non flottabili, ma accettati in metallurgia purché con idonee concentrazioni, si può pensare ad un circuito (vedi Figura 2) con una preconcentrazione gravimetrica che determina tre prodotti: uno scarto inerte riutilizzabile, uno scarto da inertizzare e un concentrato finale per la metallurgia.

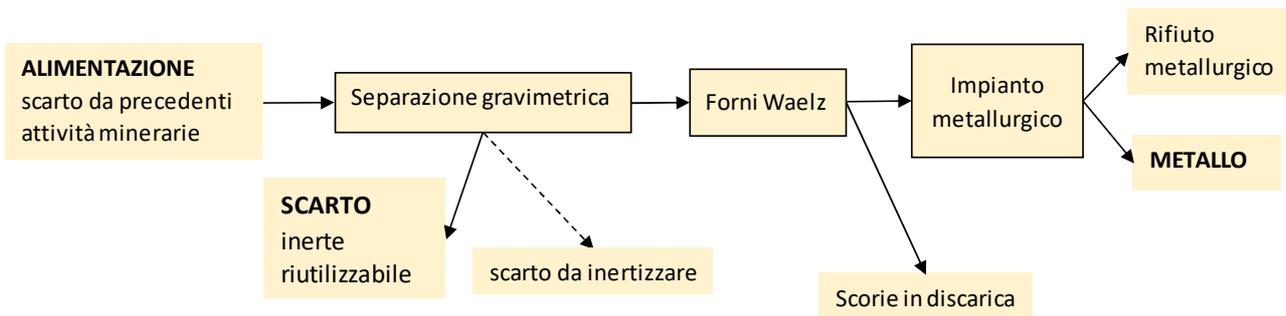


Figura 12 - Schema a blocchi semplificato di una linea di trattamento minero – metallurgico a ossidati di Pb e Zn

2.1 Valutazione dei risultati economici

Per valutare la convenienza all'applicazione delle tecniche mineralurgiche illustrate si deve tener conto della seguente relazione che esprime l'utile netto:

$$NP = (\text{Valore del concentrato} - \text{costo del processo} + \text{Valore del rifiuto finale}), \quad (1)$$

La convenienza sussiste anche nel caso di NP negativi finché: $-NP \leq \text{Costo di una bonifica alternativa}$.

Infatti, l'applicabilità di un processo mineralurgico è prima di tutto un problema economico. Le operazioni che si effettuano in un impianto mineralurgico possono essere caratterizzate da indici opportuni che misurano la qualità dei risultati. I risultati globali di un'operazione di arricchimento, ai fini anche della valutazione dell'incidenza dei fattori economici sulla scelta dei processi e la loro conduzione, si può esprimere attraverso gli indici Resa in peso, Recupero e Tasso di concentrazione, secondo le seguenti definizioni:

□ Resa in peso (di concentrato), il rapporto $R_p = \frac{C}{A} \cdot 100 \%$

□ Ricupero o rendimento metallo o rendimento chimico, il rapporto:

$$\rho = \frac{C \cdot c}{A \cdot a} \cdot 100 \%$$

□ Tasso di concentrazione o Rapporto di concentrazione, il rapporto $\tau = \frac{c}{a}$

Essendo: A = l'alimentazione; a% = il tenore dell'alimentazione (di metallo o di minerale utile), C = il concentrato; c% = il tenore del concentrato; S = lo sterile e s% = il tenore dello sterile.

Il bilancio di massa del processo può essere riassunto nella seguente Tabella 1.

Tabella 11 - 1 Bilancio di massa di un processo mineralurgico

Prodotti	Masse	Percentuali	Masse di metallo	% metallo recuperato
Alimentazione	A_a	a	$A_f \cdot a$	—
Concentrato	C_c	c	$C_c \cdot c$	$\rho_c = 100 (C_c \cdot c)/(A_a \cdot a)$
Sterile	S_s	s	$S_s \cdot s$	$\rho_s = 100 (S_s \cdot s)/(A_a \cdot a)$

Note: $S_s = A_a - C_c$

Noti i valori dell'alimentazione A e a si regola l'impianto di flottazione per ottenere le concentrazioni c del concentrato per la metallurgia e s dello sterile classificabile come inerte. I valori di C e S che soddisfano le condizioni imposte sono ricavate dalle relazioni che intercorrono tra le grandezze di Tabella 2 a certe condizioni che devono essere verificate sperimentalmente.

Nell'applicazione del trattamento mineralurgico ai fini della bonifica è necessario considerare due importanti differenze: 1) il costo minerario non è presente, perché il materiale è già estratto dal sottosuolo; 2) il residuo finale può avere un valore in quanto riutilizzabile per attività di tipo geotecnico sul sito. Tuttavia, la concentrazione residua di metalli pesanti deve essere inferiore alla soglia di declassificazione.

I tenori del concentrato c e dello sterile s devono essere imposti; le masse C del concentrato e dello sterile S devono essere determinate in modo da rendere massimo il Profitto Netto NP = (valore del concentrato – costo di flottazione + valore finale dello sterile)

$$NP = C_c \cdot (c \cdot \alpha \cdot LME - S_{met}) - A_a \cdot S_{proc} + S_s \cdot V_s$$

Dove:

C_c = massa del concentrato prodotto

c = tenore del concentrato

α = rendimento metallurgico

LME = prezzo del metallo alla borsa di Londra (London Metal Exchange)

S_{met} = spese metallurgiche

A_a = massa dell'alimentazione

S_{proc} = costo del processo di flottazione

S_s = massa degli sterili finali prodotti

V_s = valore degli sterili finali

Nel caso di valore negativo del NP sussiste ancora la convenienza al trattamento metallurgico del residuo purché il suo valore non superi quello di un intervento di bonifica che abbia pari benefici ambientali.

2.2 Aspetti sperimentali

L'applicazione del processo di flottazione proposto esula dalle abituali applicazioni industriali, per i valori bassi dei tenori dell'alimentazione e per il proposito di ottenere sterili con concentrazioni sotto la soglia di riutilizzo. Non c'è una letteratura scientifica che offre *case histories* utili, perciò vi sono alcune relazioni sperimentali che devono essere indagate e verificate su ciascun materiale, si tratta dei legami tra:

- La dimensione ottimale dell'alimentazione (ovvero d80 e assenza di finissimi) ai fini della flottabilità;
- Il valore della concentrazione s ottenibile in funzione dei tenori dell'alimentazione a e del concentrato c ;
- il valore della concentrazione s dello sterile e la soglia di riutilizzo definita anche sulla base di test di cessione;

Inoltre, per sviluppare un'adeguata analisi di sensibilità è necessario conoscere la variazione del costo del processo di flottazione in funzione del tenore dell'alimentazione a e del concentrato finale c . Peraltro, si dovrebbero approfondire i collegamenti tra la stessa formula di vendita alla metallurgia, assunta come riferimento, e possibili regolazioni nel processo mineralurgico al fine di massimizzare l'utile netto conseguibile.

1. Analisi di NP vs tenori di c (concentrato) e a (alimentazione)

In riferimento al flowheet di Figura 3, si può valutare la variazione del NP in funzione del tenore del concentrato c e dei tenori di Pb e Zn nell'alimentazione.

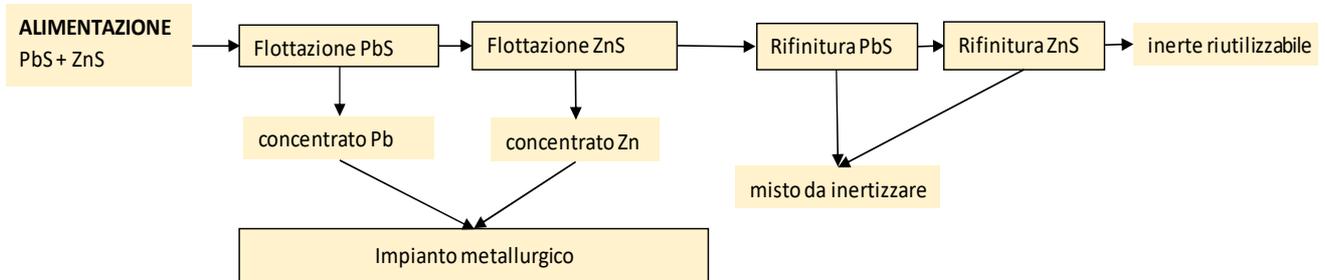


Figura 13 – Diagramma a blocchi del processo utilizzato per l'analisi di sensibilità

3.1 Relazione tra tenori di alimentazione e sterili

Il tenore dello sterile s è funzione del tenore dell'alimentazione secondo una relazione che deve essere costruita sperimentalmente. Ai fini dell'analisi di sensibilità, si è supposto che la relazione sia quella illustrata graficamente nelle Figure 4 e 5, rispettivamente per Pb e Zn. Il tenore del concentrato varia tra 20% e 60% per il Pb e tra 20 e 50% per lo Zn.

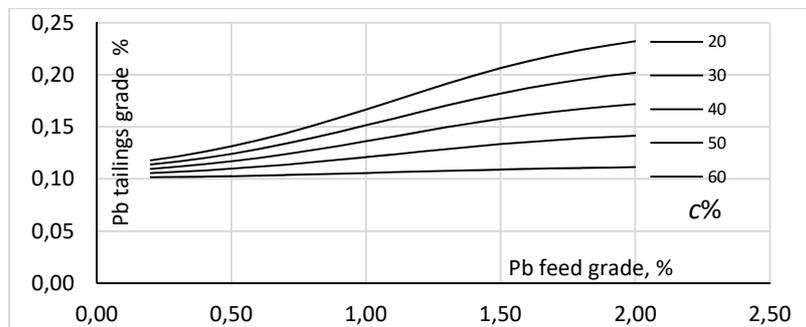


Figura 14 – Pb: diagramma tenore degli sterili vs tenore di alimentazione a e del concentrato c

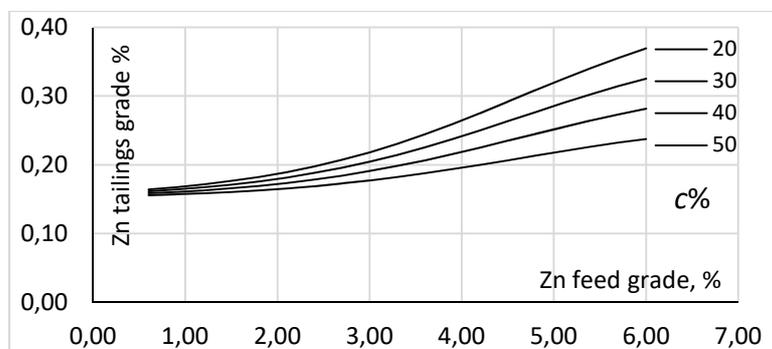


Figura 15 - Zn: diagramma tenore degli sterili vs tenore di alimentazione a e del concentrato c

3.2 Costi di flottazione

Il costo unitario di flottazione dipende dalla complessità del circuito, dai tenori di alimentazione e del concentrato finale e dalla capacità dell'impianto. Ai fini dell'analisi di sensibilità si è supposto che tale variazione, in prima approssimazione, sia lineare come illustrato graficamente nella Figura 6. Il campo di variazione ipotizzato è 20 – 25 \$/t. I valori ipotizzati del tenore del concentrato includono anche $c < 50\%$, inusuali per la metallurgia.

Il caso riportato si riferisce ad alimentazioni con tenori in Pb compresi tra 0.2% e 2% e in Zn sempre pari a 3 volte quello in Pb.

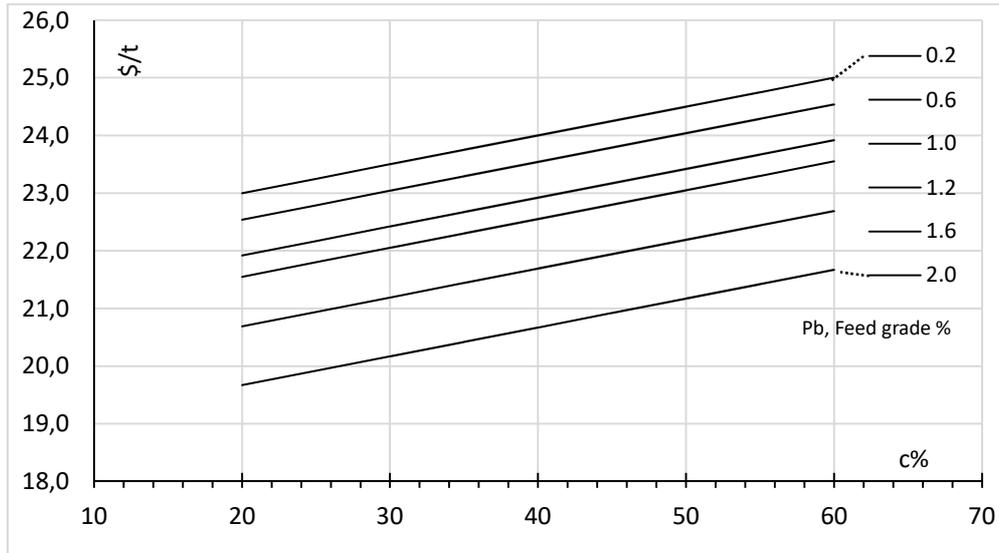


Figura 16 – Costo unitario di flottazione in funzione dei tenori di alimentazione e concentrato

3.3 Scelta dei tenori nel circuito di rifinitura

Il flowsheet dell'impianto può includere anche una sezione di rifinitura con una funzione del tutto particolare. Nel caso in cui non sia possibile ottenere nella sezione principale dell'impianto un valore del tenore dello sterile entro i limiti imposti dalla declassificazione del rifiuto, si utilizza un trattamento che avrà due prodotti: uno, lo sterile, con il tenore s richiesto e, il secondo, destinato all'inertizzazione con tenore minore del concentrato richiesto dalla metallurgia. Perché la stessa inertizzazione avvenga al minimo costo si dovranno scegliere opportunamente i valori di c e C , ovvero tenore e massa del concentrato. Ai fini della simulazione, si è scelto un costo dell'inertizzazione pari a 75 \$/t.

3.4 Risultati della simulazione

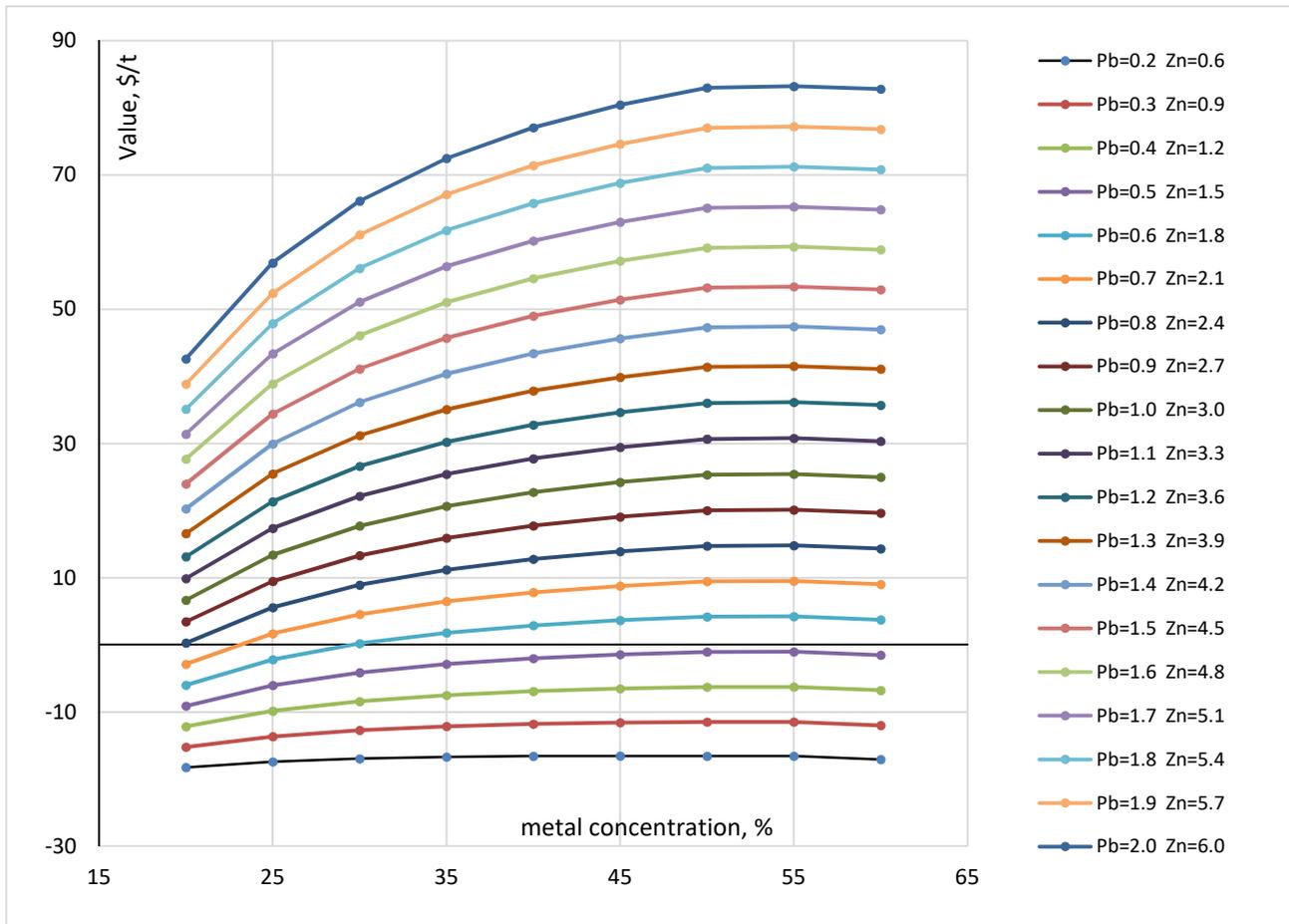


Figura 17 – Risultati dell’analisi di sensibilità: utile netto unitario in funzione di c con parametro a

L’esame dei risultati della simulazione, illustrati graficamente nei diagrammi di Figura 7, consentono di fare le seguenti osservazioni:

- Vi è sempre convenienza a spingere la flottazione verso i tenori alti delle concentrazioni e tale convenienza è tanto più marcata quanto più elevato è il tenore dell’alimentazione, ma dopo il valore di $c=50\%$ NP resta costante.
- Per tenori dell’alimentazione pari a $Pb > 0.5\%$ e $Zn > 1.5\%$ il valore di NP è positivo.

2. Area di Monteponi

4.1 Cenni storici

L’area mineraria vasta di Monteponi comprende quelle di Cungiaus e San Marco, adiacenti tra loro e rispettivamente a N ed a O della miniera di Monteponi. I primi lavori minerari derivanti dalla scoperta della miniera di Monteponi, risalgono al 1324, da quella data lo sfruttamento delle

imponenti mineralizzazioni è proseguito, con alterne vicende, fino al 1996 che vide la fermata definitiva delle lavorazioni minerarie.

Nell'area mineraria di Monteponi (s.s.) si sono sviluppate coltivazioni nel sottosuolo tra le quote +270 e -130 metri slm. I corpi mineralizzati e le superfici coltivate variano notevolmente con la profondità, si va dalle tre masse (Masse Centrali) del livello Delunay (quota +230 m slm) con complessi 40.000 m² di superficie, alle due masse e 60.000 m² del livello Villamarina (quota +174 m slm), alle due masse e 30.000 m² del livello Vesme (quota +115), sino alle due masse e 6.500 m² del livello -130.

I metodi di coltivazione maggiormente adottati sono stati quelli *per ripiena sciolta con gradino montante* e il metodo *per vuoti e sottolivelli*. Gli sviluppi della miniera e delle coltivazioni hanno determinato un insieme complesso di opere costituito da gallerie, pozzi e fornelli, da vuoti di coltivazione - non sempre riempiti - e da roccia in posto con funzioni statiche (solette e pilastri). L'attività di ripiena ha logicamente interessato le parti meno superficiali del giacimento ed è sempre avvenuta utilizzando un materiale con le caratteristiche di una ghiaia incoerente.

Per quanto riguarda il livello della falda si è passati dal +70 m del 1867 al -160 m degli ultimi anni di attività della miniera. A partire dal luglio 1997 fu interrotto il pompaggio e le coltivazioni furono interessate dalla risalita della falda che non ha ancora raggiunto il livello originario.

La stima quantitativa dei grezzi prodotti dalla miniera di Monteponi (s.s.), che comprende le produzioni provenienti dalle limitrofe concessioni di Campo Pisano, Cabitza, Campera, San Giorgio e Monte Scorra è di circa 24 Mt.

4.2 I Centri di Pericolo area vasta Monteponi – Cungiaus – San Marco

L'area include 31 centri di pericolo (25 discariche di residui di tracciamento e scappellamento, 2 discariche di scorie di fusione, 1 di sabbie di flottazione, 1 di ghiaia di trattamento, 2 miste di sabbie di flottazione e ghiaie di trattamento), un grande deposito di residui di lavorazione denominato Fanghi rossi e un'area industriale (circa 133.500 m²), suddivisa in tre porzioni: Elettrolisi, Laveria Mameli e Waelz.

Nell'area di Monteponi Cungiaus sono stati individuati 26 CdP:

1 area rinaturata

3 aree degradate

Area fanghi rossi (MPC025)

Area industriale che comprende le sub aree

- Elettrolisi (sull'aria insistono gli edifici industriali dell'omonimo impianto, il laboratorio chimico di IGEA, la Palazzina Bellavista, etc.
- Bacino sterili Laveria Mameli (MPC026 - occupata da una discarica 2A)
- Waelz

Nell'area di Monteponi San Marco sono stati individuati 12 CdP:

11 centri di pericolo:

1 aree degradate

Le caratterizzazione sono avvenute sulla base di:

Monteponi Cungiaus: 113 campioni superficiali e 5 sondaggi

Area Fanghi Rossi (MPC05): 52 sondaggi 468 campioni

Area industriale

- Elettrolisi 65 campioni di suolo
- Bacino sterili Laveria Mameli 9 campioni di suolo
- Waelz 64 campioni di suolo

Monteponi San Marco: 56 campioni superficiali e 6 sondaggi

4.3 Area Fanghi rossi

All'interno delle discariche dei fanghi rossi sono presenti: residui e fanghi piombiferi, residui Waelz, *fanghi rossi* in senso stretto, sterili di laveria, sabbie di lisciviazione, sterili di scavi, sterili di laveria magnetica. Tutti contenenti Zn, in percentuali variabili tra il 7 e il 13%, Pb, tra l'1 e il 13%, silice, tra il 6 e il 21%, e ossidi di ferro, tra il 14 e il 62%. Sono presenti inoltre in proporzioni intorno a 50 – 500 mg/kg Cu, Cd, As e Hg.

La parte denominata *Fanghi Rossi* è ubicata immediatamente ad Ovest della *palazzina Bellavista* e si estende a monte della S.S. 126 fra la quota 120-140 m s.l.m. e la quota 190 - 200 m s.l.m. Essa occupa una superficie di circa 17 ettari ed è interessata dalla deposizione di materiali di tipologia chimica, fisica e mineralogica diversa in relazione con i processi produttivi che li hanno generati. I veri e propri *Fanghi Rossi* sono un materiale molto fine, residuo dell'attacco con H₂SO₄ concentrato (nell'impianto di produzione dello zinco elettrolitico) sulle *calamine ferruginose* (miscela di ossidi di Zn e Fe con carbonati e silicati con il 22-26% in Zn). Nell'impianto, si portava in soluzione la frazione carbonatica (smithsonite) mentre si lasciava inalterata la frazione sterile (goethitica), che opportunamente filtrata veniva inviata in discarica. Il flowsheet di Figura 8 mostra i normali trattamenti per flottazione delle masse mineralizzate a solfuri e ossidati. Quello di Figura 9 mostra la formazione dei *rifiuti della laveria magnetica* e dei *Fanghi rossi* collegati alle calamine ferruginose di Campo Pisano non trattabili per flottazione che venivano inviate a Monteponi.

Da un punto di vista mineralogico i *Fanghi rossi di Monteponi* sono costituiti da Goethite (Fe⁺³o(OH), idrossido di ferro contenente circa il 63% di ferro e piccole quantità di manganese), Smithsonite (ZnCO₃), gesso con subordinata Dolomite ed Hemimorphite (Zn₄(Si₂O₇)(OH)₂·H₂O) e vari accessori.

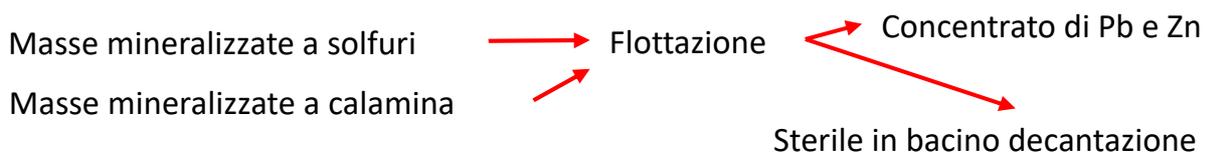


Figura 18 – Flowsheet di normale formazione di concentrati (per la metallurgia) e sterili (da scaricare nei bacini di decantazione)

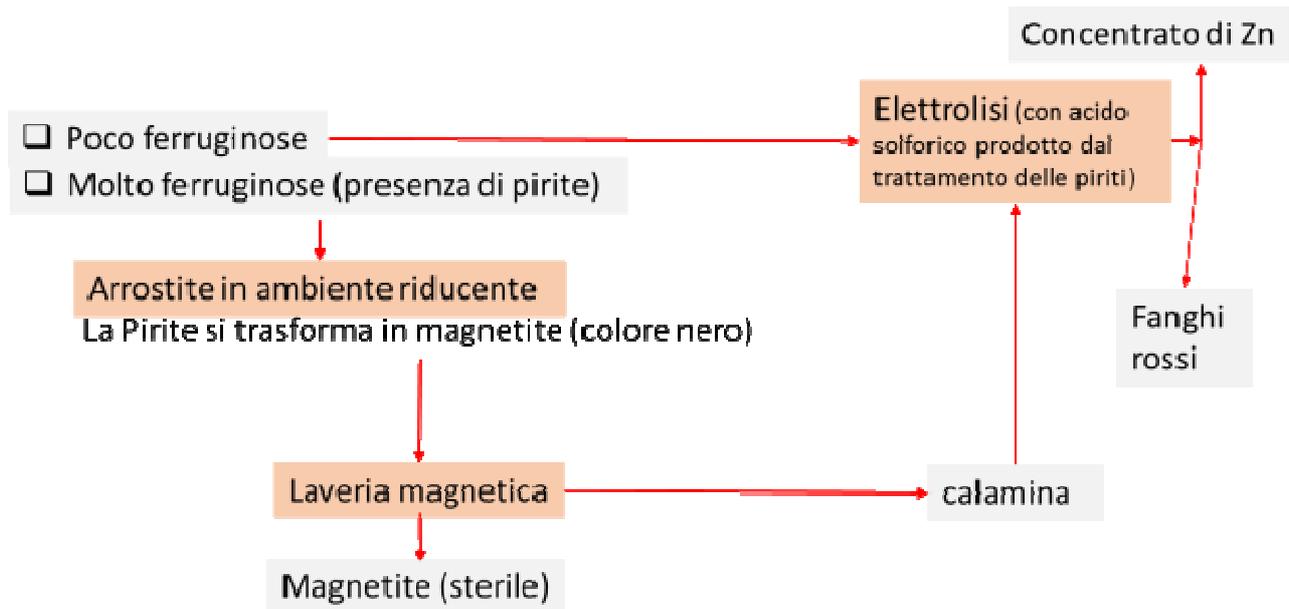


Figura 19 - Flowsheet di formazione degli sterili laveria magnetica e Fanghi rossi

Un'analisi effettuata nel 1998 su campioni prelevati da pozzetti e sondaggi poco profondi diede i risultati riassunti nelle due seguenti Tabelle, riferite ai maggiori (Tab.3) e ai minori (Tab. 4).

Tabella 12 – analisi dei composti maggiori, Pb e Zn determinati su campioni poco profondi

Composti	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	MnO	CaO	MgO	Na ₂ O	K ₂ O	L.O.I	S tot.	Zn	Pb
Valori medi %	5.99	2.01	43.72	0.45	5.74	0.66	0.27	0.44	15.16	3.87	8.30	1.09
CSC%											0.15	0.10
Fondo geochimico%											0.76	0.43

Tabella 4 – analisi dei composti minori determinati su campioni poco profondi

Analiti	Cu	Cd	As	Hg	Ag	Ga	Ge	In	Tl	Sb	Ni
Medie, mg/kg	268	360	29	64	62	<10	<10	<20	20	4882	15.2
CSC, mg/kg	600	15	50	5					10	30	500
Fondo geochimico, mg/kg		42.5	64	4.7							

La sub area Fanghi rossi può essere suddivisa in 8 parti:

Sub – area Fanghi Rossi		Tipologia del materiale/funzione svolta
1	Discarica gravimetrica	Sterili di impianto gravimetrico
2	Fanghi rossi lato Ovest	Scarto impianto di elettrolisi
3	Laveria magnetica	Materiale non utilizzabile
4	Fanghi rossi lato Est	Scarto impianto di elettrolisi
5	Discarica eterogenea + scorie	Scarpata antistante impianto di elettrolisi
6	Elettrolisi	Area di edifici industriali, laboratorio chimico IGEA, etc.
7	Laveria Mameli	Discarica 2 A di privati
8	Waelz	Eseguito intervento di asportazione

Le possibilità di riutilizzo dei residui presenti in ciascuna sub area sono state valutate in base alle analisi svolte ai fini del Piano di Caratterizzazione ai sensi della 152/2006, escludendo tuttavia i materiali di scarto della laveria magnetica, la discarica eterogenea più scorie in quanto antistante l'area dell'impianto di elettrolisi e funzionale alla sua stabilizzazione, i materiali indagati sull'area dell'impianto di elettrolisi stesso, in quanto l'area è occupata da edifici industriali, dal laboratorio chimico IGEA e dall'edificio Bellavista. Si sono escluse, inoltre, l'area della laveria Mameli in quanto occupata da una discarica di tipo 2 A di proprietà di un privato e l'area dei rifiuti del Waelz, già bonificata.

4.3.1 Area Fanghi rossi – Discarica sterili gravimetrica

L'area è posta sulla scarpata soprastante il lato Ovest dei Fanghi rossi, vedi planimetria e foto panoramica delle Figure 13 e 14, ed è stata indaga con i sondaggi 25A, 25L, 25B, 25K, 25X e 25Y.

In base all'esame delle stratigrafie dei sondaggi e ai risultati delle analisi chimiche eseguite sui campioni prelevati, si sono stimate le concentrazioni di Pb e Zn residue e i volumi corrispondenti alle aree di competenza di ciascun sondaggio. I risultati ottenuti sono riportati sotto forma di istogrammi nella Figura 10. Il volume complessivo stimato è stato pari a 178.000 m³.

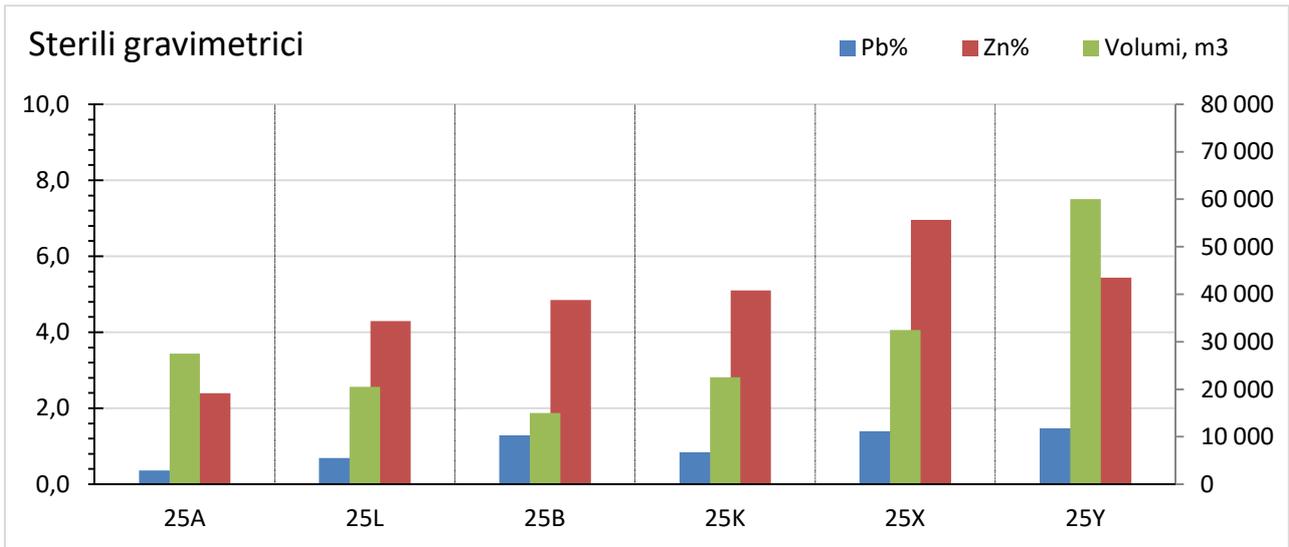


Figura 20 Discarica sterili gravimetrici: tenori di Pb e Zn e volumi corrispondenti a ciascun sondaggio

4.3.2 Area Fanghi rossi – Fanghi rossi lato Ovest

L'area dei Fanghi rossi ss è stata suddivisa in due parti, lato Ovest e lato Est, morfologicamente diverse per altezza ed estensione e separate dal *Piano inclinato* e dai rifiuti della *laveria magnetica* (colore scuro), vedi planimetria e foto panoramica delle Figure 13 e 14.

L'area Ovest è stata indaga con i 15 sondaggi: 25C, 25D, 25E, 25 F, 25G, 25H, 25I, 25J, 25M, 25N, 25O, 25P, 25Q, 25R e 25S.

In base all'esame delle stratigrafie dei sondaggi e ai risultati delle analisi chimiche eseguite sui campioni prelevati, si sono stimate le concentrazioni di Pb e Zn residue e i volumi corrispondenti alle aree di competenza di ciascun sondaggio. I risultati ottenuti sono riportati sotto forma di istogrammi nella Figura 11. Il volume complessivo stimato è stato pari a 510.500 m³.

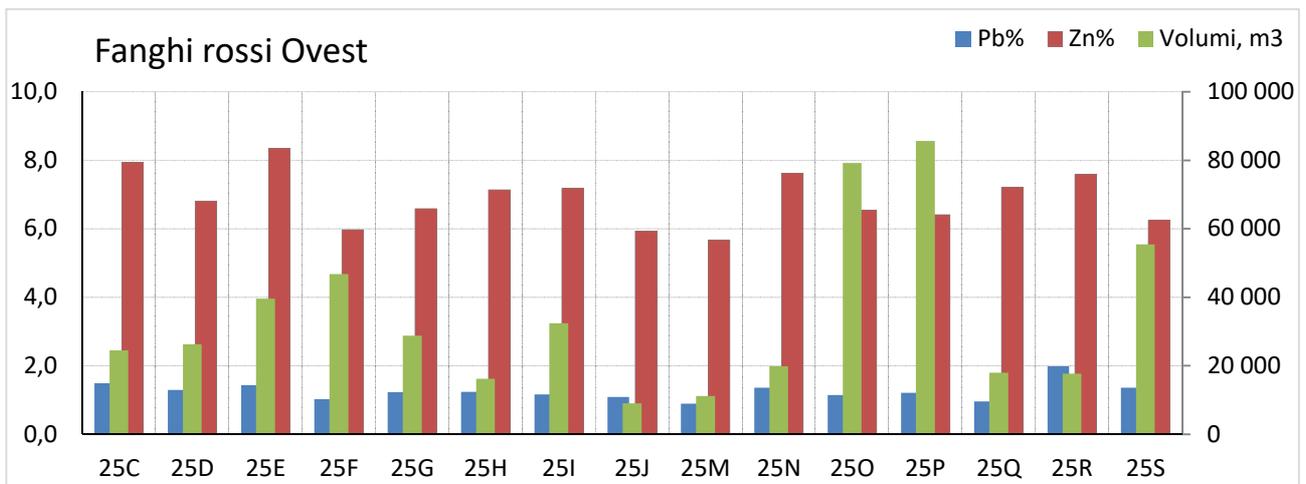


Figura 21 – Fanghi rossi lato Ovest: tenori di Pb e Zn e volumi corrispondenti a ciascun sondaggio

4.3.3 Area Fanghi rossi – Fanghi rossi lato Est

L'area Est è stata indaga con i 10 sondaggi: 25T, 25U, 25V, A1, A2, A3, A4, A5, A6, A7. In base all'esame delle stratigrafie dei sondaggi e ai risultati delle analisi chimiche eseguite sui campioni prelevati, si sono stimate le concentrazioni di Pb e Zn residue e i volumi corrispondenti alle aree di competenza di ciascun sondaggio. I risultati ottenuti sono riportati sotto forma di istogrammi nella Figura 12. Il volume complessivo stimato è stato pari a 110.000 m³.

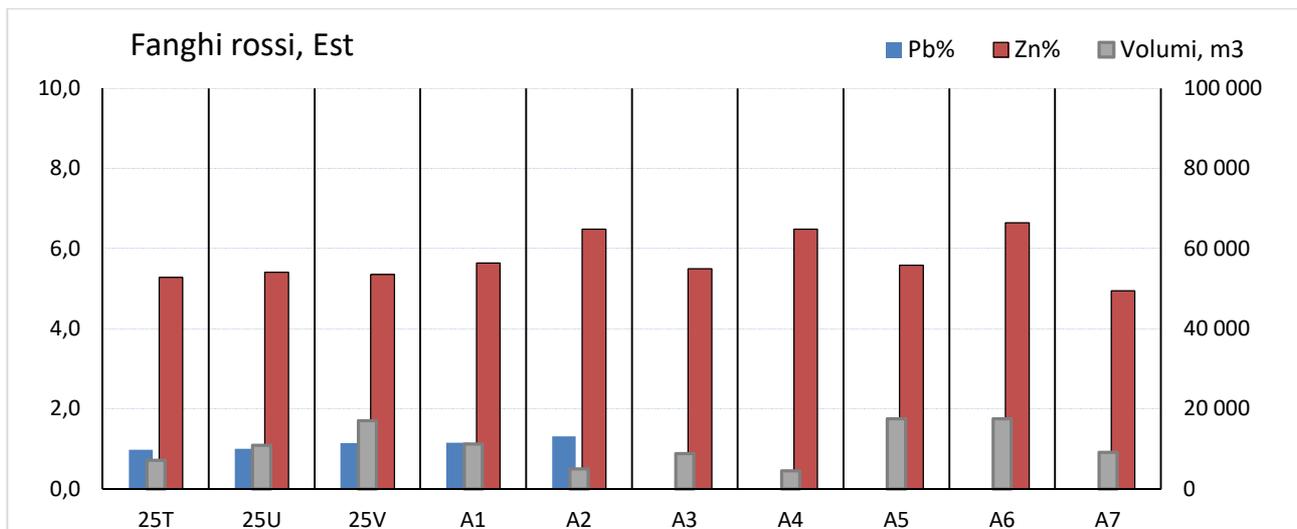


Figura 22 Fanghi rossi – lato Est: tenori di Pb e Zn e volumi corrispondenti a ciascun sondaggio

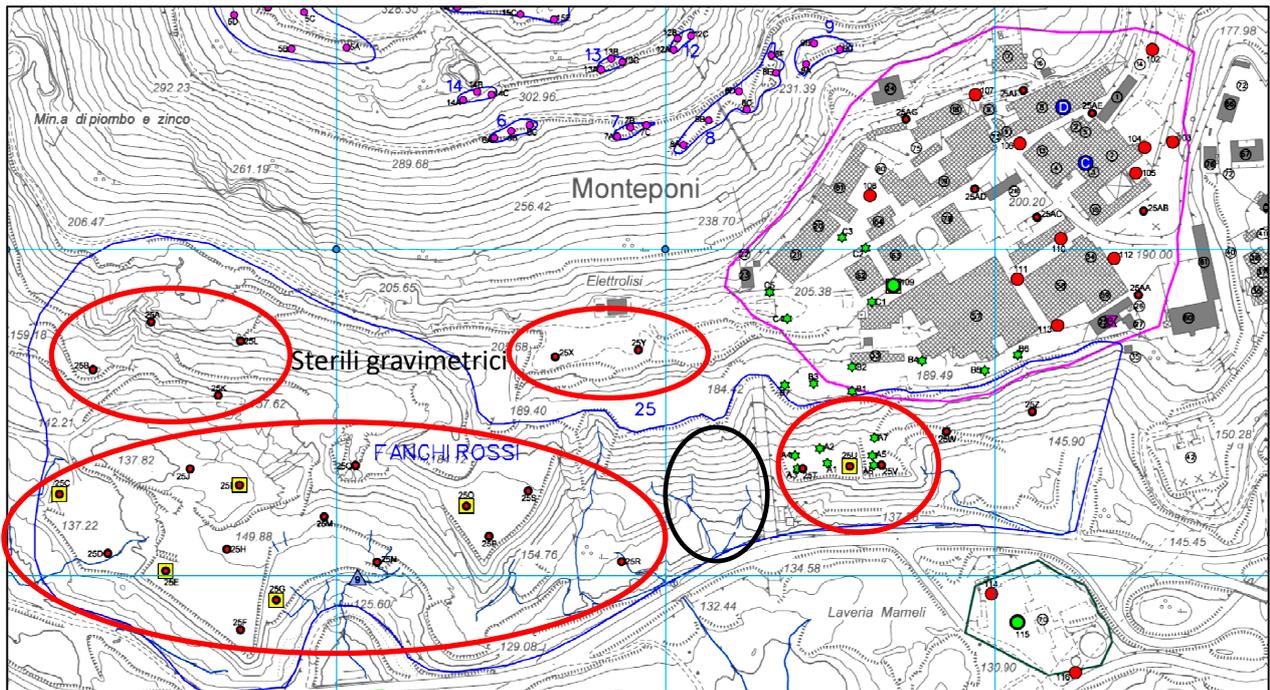


Figura 23 – planimetria generale dell'area con ubicazione dei sondaggi

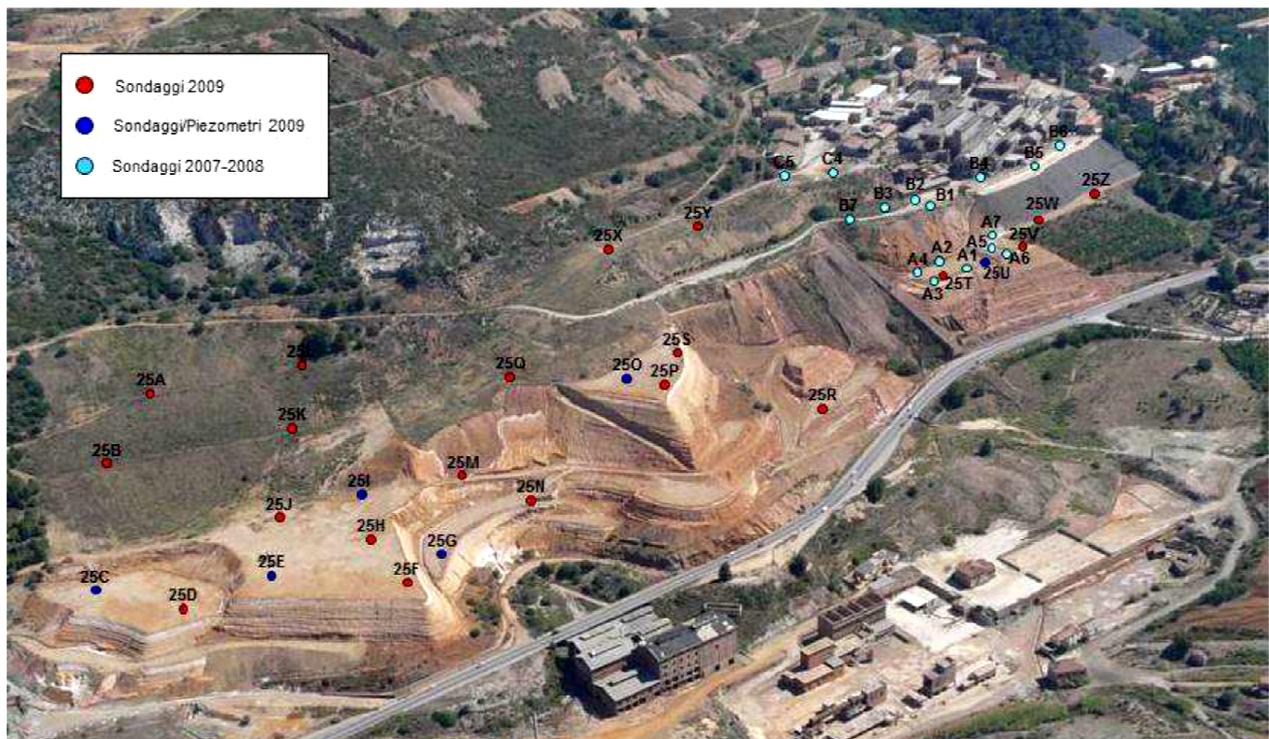


Figura 24 – Foto panoramica dell'area con ubicazione dei sondaggi

4.4 Cungiaus

Nell'area di Cungiaus sono stati riconosciuti 26 CdP; di questi, il MPC25 corrisponde all'area Fanghi Rossi e il MPC26, corrispondente all'area Laveria Mameli, è sede di una discarica 2A di un privato. In base all'esame delle stratigrafie dei sondaggi e ai risultati delle analisi chimiche eseguite sui campioni prelevati, si sono stimate le concentrazioni di Pb e Zn residue e i volumi corrispondenti a ciascun Centro di Pericolo. I risultati ottenuti sono riportati sotto forma di istogrammi nella Figura 15. Il volume complessivo stimato (escluse le aree MPC26 e MPC26) è stato pari a 900.000 m³.

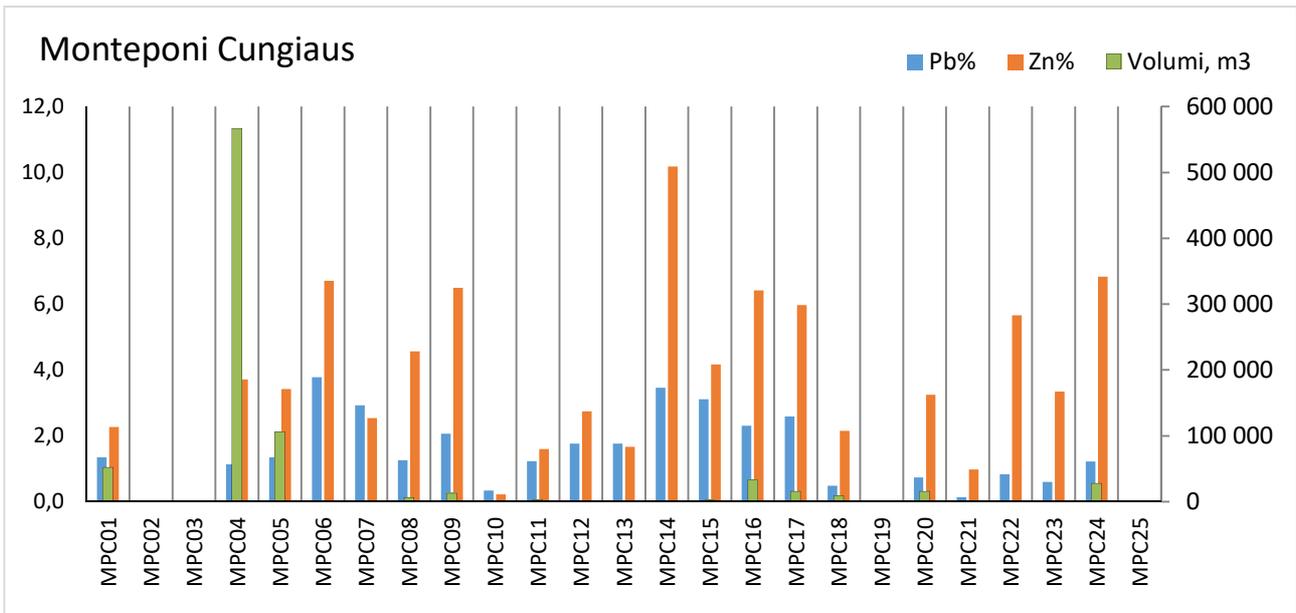


Figura 25 – CdP Monteponi – Cungiaus: concentrazioni di Pb e Zn (alto) e volumi stimati (basso)

4.5 San Marco

Nell'area di San Marco sono stati riconosciuti 12 CdP. In base all'esame delle stratigrafie dei sondaggi e ai risultati delle analisi chimiche eseguite sui campioni prelevati, si sono stimate le concentrazioni di Pb e Zn residue e i volumi corrispondenti a ciascun Centro di Pericolo. I risultati ottenuti sono riportati sotto forma di istogrammi nella Figura 16. Il volume complessivo stimato è stato pari a 180.000 m³.

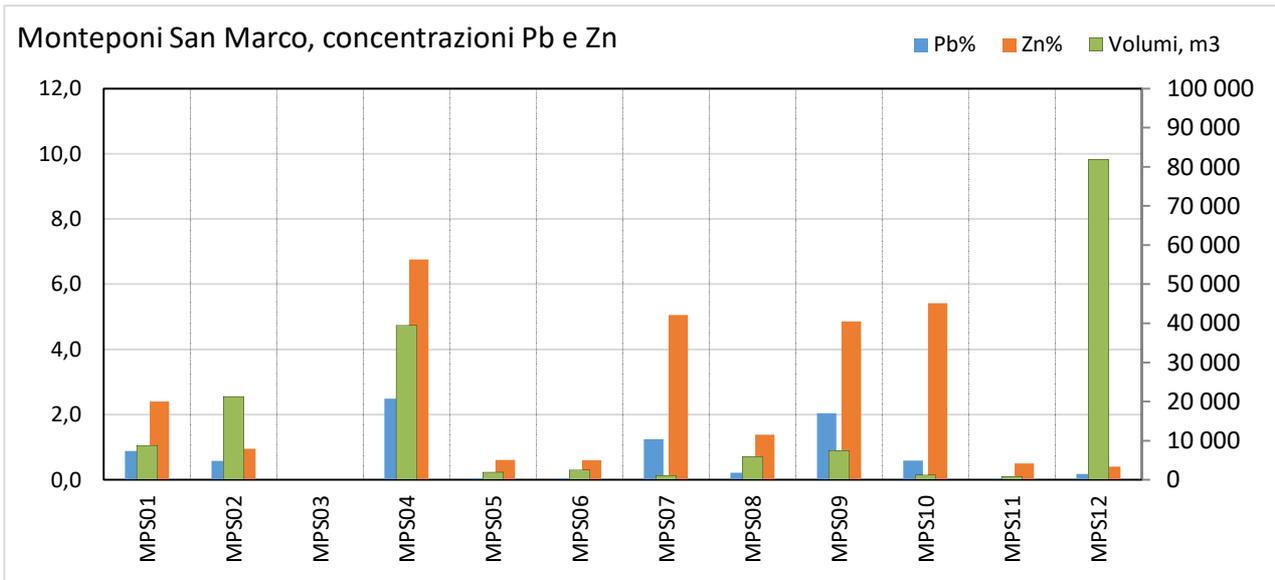


Figura 26 - CdP Monteponi – San Marco: concentrazioni di Pb e Zn (alto) e volumi stimati (basso)

3. Trattamento Piro Metallurgico dei Fanghi Rossi

I fanghi gethiti possono essere trattati in impianto ai Forni Waelz secondo la miscela indicata di seguito.

20,000 t/anno EAF	
60,000 t/anno fanghi rossi	
6,000 t/anno silice	
28,000 t/anno antracite	
6,000 t/anno circolante	
120,000 t/anno	➔
	15,800 t/anno ossidi Waelz 54% Zn
	68,000 t/anno scorie

Per un'alimentazione in fanghi rossi di 60 kt/anno si ottengono 15,6 kt/anno di ossidi Waelz.

4. Conclusioni

La Tabella 4 riassume per l'aria vasta di Monteponi la stima dei volumi disponibili per ritrattamenti o riusi.

Tabella 13 – CdP e volumetrie suscettibili di interventi di riuso

Area	Stima dei volumi sulla base dei			Tipologia di riuso
	N. CdP	N. sondaggi	Volumi, 10 ³ m ³	

Monteponi Cungiaus	23		900	Trattamento in impianto mineralurgico
FR - Sterili gravimetrica		6	200	Trattamento in impianto mineralurgico
Fanghi rossi ss		25	610	Trattamento in impianto metallurgico
Monteponi San Marco	12		180	Trattamento in impianto mineralurgico

In conclusione si possono svolgere le seguenti valutazioni:

Un ruolo fondamentale nelle ipotesi di bonifica attraverso il trattamento dei residui minerari è svolto dalla presenza di un **impianto metallurgico** la cui alimentazione potrebbe essere composta, per una percentuale non superiore al 10%, da **concentrati ottenuti da processi mineralurgici**.

In questo modo, la presenza di un impianto metallurgico, originariamente giustificato dal trattamento delle produzioni minerarie sarde, potrebbe consentire un **fondamentale contributo** alla bonifica dei residui ora presenti, per svariate decine di milioni di metri cubi, specificamente nel territorio del Sulcis – Iglesiente – Guspinese.

Infatti, in larga misura si tratta di materiali la cui caratteristica inquinante è determinata dalle elevate concentrazioni residue di Zn e Pb variabili tra 0.2 e 2 %, per i solfuri, e 6 – 12%, per gli ossidati. Tali concentrazioni superano di 1 – 2 ordini di grandezza già le CSC per i siti ad uso commerciale o industriale e quindi richiedono interventi di bonifica o Messa in Sicurezza.

Gli approcci tradizionali anche di sola Messa in Sicurezza comporterebbero costi difficilmente inferiori ai 20 €/m³ pur non risolvendo il problema della completa riabilitazione del territorio e rendendo necessari monitoraggi post operam.

Il ciclo mineralurgico – metallurgico avrebbe comunque un residuo finale che dovrà essere conferito in opportuna discarica, ma si tratterebbe di una massa di alcune unità percentuale rispetto all'originaria discarica mineraria. Infatti, questa verrebbe trasformata in tre prodotti: metallo, residuo metallurgico e inerte commerciale, secondo rapporti di massa dell'ordine di circa 2%, 3% e 95%.

In sintesi, la massa del residuo inquinante verrebbe rimossa dal sito originario e trasformata in prodotti nei quali il residuo finale sarebbe quello metallurgico ridotta sino a percentuali di poche unità e collocata in discarica idonea. Il concentrato mineralurgico che verrebbe preso dall'impianto metallurgico non modificherebbe la tipologia dell'alimentazione, il ciclo di trattamento metallurgico né il volume di rifiuto da collocare in discarica.

IL GEOLOGO DI ESPLORAZIONE NELL'INDUSTRIA MINERARIA: UNA RIFLESSIONE

F. Granitzio¹

¹Geologo, MAusIMM, Group Exploration Manager e CEO, Gold and Minerals LLC, Saudi Arabia.
Corso Risorgimento 13 BIS, 13900, Biella (BI), Italia. Email: fgranitzio@gmail.com

Summary

This article provides a contribution to young geologists (or geology students) interested in working in the mining industry. The 'economic geologist' role, involved either in exploration or production, is yet challenging when the mining industry is healthy. Unfortunately the industry is currently experiencing a cyclical downturn, with restructuring, job cuts, and a huge number of experienced geologists facing unemployment. In the longer term a negative consequence, with an unpredictable impact, will be the 'Knowledge Gap'. In fact, professionals who are currently covering managing roles will retire, while younger professionals, that in normal conditions would have covered the vacant positions, are now being retrenched (with some of them not returning to the mining industry). It's my opinion that this is the right time for young geologists to invest in training and education: allowing to be ready when the mining industry will pick up again.

Keywords: geologo , industria mineraria, 'exploration manager', 'economic geology', formazione.

1- Il ruolo del geologo di esplorazione nell'industria mineraria

L'industria mineraria si occupa di risorse non rinnovabili: tutte le miniere hanno una vita limitata. Per soddisfare la domanda futura, il settore delle risorse ha bisogno di trovare sempre nuovi giacimenti minerali e sviluppare altrettanti progetti di estrazione ad una cadenza che consenta sia la sostituzione delle risorse in esaurimento sia di soddisfare la crescita della domanda. In questo contesto il ruolo del geologo di esplorazione è fondamentale, in quanto è l'unico professionista in grado di acquisire e fornire una comprensione globale della natura e delle caratteristiche dei sistemi mineralizzati. Va considerato anche che nell'industria mineraria metallifera (e non) il lavoro del geologo è estremamente diversificato, per la necessità di svolgere ruoli specialistici, sia nella fase di esplorazione che in quella di produzione e monitoraggio ambientale, soprattutto quando si lavora in grandi società multinazionali ben strutturate ("major"). Al contrario, il personale richiesto dalle società di minori dimensioni ("junior"), deve brillare per flessibilità e capacità di ricoprire molti ruoli. Ma quali sono le caratteristiche che deve avere un buon geologo di esplorazione? Una solida preparazione sui giacimenti minerali, altamente specialistica, è il presupposto necessario per questo ruolo. Buoni doti di rilevatore sono altrettanto importanti, e non è un fatto scontato: nelle nuove generazioni di geologi di esplorazione si registra una preoccupante e crescente mancanza di "*basic field geological skills*" a favore di maggiori competenze informatiche.

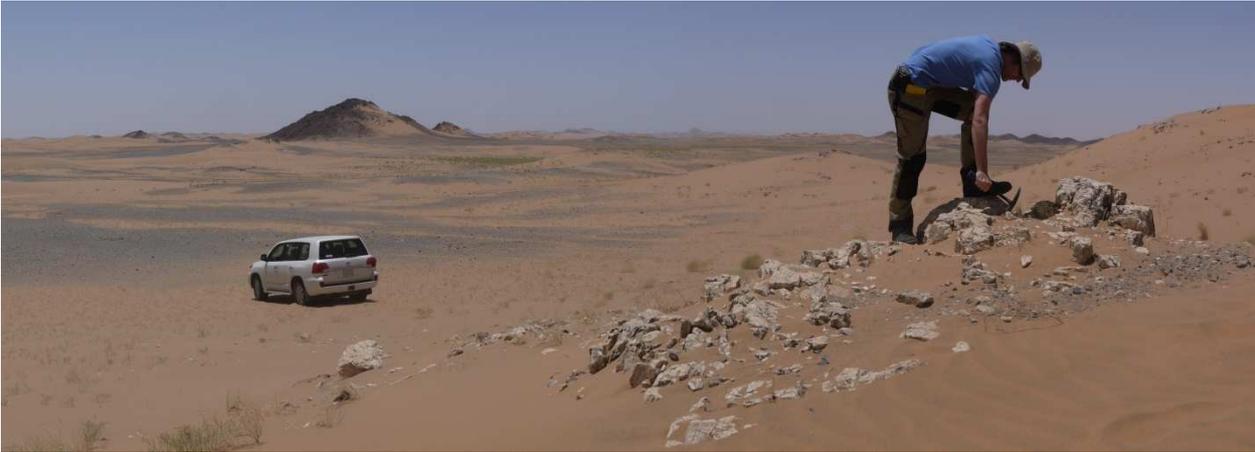


Foto 1- Fase di riconoscimento e campionamento in un'area desertica;

Buoni doti di rilevatore sono altrettanto importanti, e non è un fatto scontato: nelle nuove generazioni di geologi di esplorazione si registra una preoccupante e crescente mancanza di “*basic field geological skills*” a favore di maggiori competenze informatiche. L’aggiornamento e il *training* continui sono fondamentali: corsi specifici organizzati per gli studenti da varie istituzioni (Università, *Society of Economic Geology*^[1], SGA) sono sicuramente da raccomandare. Ma non sono meno importanti il talento e la curiosità: il geologo di esplorazione deve avere una combinazione di entusiasmo e passione, più che in altri ruoli “minerari”. Quando si seleziona personale per questo ruolo si punta infatti su profili dotati proprio di queste caratteristiche. Ricordo che il capo geologo mio diretto superiore negli anni ‘90 non intervistava i giovani candidati, ma preferiva portarli semplicemente in campagna sui prospetti o in miniera, lasciandoli in compagnia di un geologo senior, seguendoli a una certa distanza. Giudicava l’atteggiamento del candidato dal numero delle volte che questo si fermava a “smartellare” un affioramento per lui nuovo, o a osservare le rocce con una lente, ossia dalla curiosità, dall’atteggiamento di interesse (lo chiamava avere “*fire in the stomach*”). Anche la caparbità ha una sua importanza. Al giorno d’oggi è raro lavorare in regioni che non siano state già esplorate: non bisognerebbe mai sedersi sugli allori e fermarsi dove altre società hanno abbandonato, ma ripartire considerando sotto una nuova luce i dati esistenti, e insistere con eventuali nuove idee e nuovi modelli. Questo richiede perseveranza...e caparbità: che il geologo deve saper trasmettere ai colleghi del proprio gruppo di lavoro. Sono numerosi i giacimenti scoperti in questa maniera: così è stato scoperto, restando in ambito sardo, il giacimento aurifero di Monte Ollasteddu, in un’area decisamente conosciuta. Come vedremo il ruolo del geologo di esplorazione presenta molti aspetti difficili. Primariamente perchè, come già detto, la continuità lavorativa non è garantita. L’industria mineraria vive di cicli (“*Boom and Bust*”), e nei periodi di magra le società minerarie tagliano per prima cosa l’esplorazione. Se si lavora per una società che fa dell’esplorazione il proprio unico *business*, il rischio è quello di non trovare i capitali necessari per poter proseguire l’attività, per cui bisogna essere pronti a riciclarsi, e/o prepararsi ad avere periodi di “aggiornamento professionale forzato”.



Foto 2- geologi impegnati nella descrizione (log) di sondaggi a carotaggio;

Una altro aspetto problematico è che spesso non si ha la fortuna di lavorare in aree politicamente stabili e sicure. Si sta lontano da casa spesso per molto tempo: turni “*fly-in-fly-out*” di 6 settimane di lavoro e due di riposo sono ormai comuni. È difficile trovare posizioni che consentano di stare vicino alla famiglia, o di crearne una. Accade inoltre raramente di lavorare per più di 3/5 anni per una stessa società: il turnover frequente è la normalità. Ecco perchè il ruolo di geologo di esplorazione è adatto specialmente a giovani particolarmente determinati e motivati. Ci sono naturalmente anche aspetti positivi. La retribuzione è mediamente molto elevata: nell’esplorazione aurifera, ad esempio, è normale (o almeno lo era fino a qualche anno, prima della crisi che stiamo attraversando) essere pagati 90.000USD annui anche alla prima esperienza. Un exploration manager con 15 anni di esperienza, invece, può arrivare a portare a casa facilmente 200.000USD annui se lavora in zone particolarmente remote o politicamente instabili. L’altro aspetto positivo, secondo me impagabile, è quello di avere la possibilità (e la fortuna) di essere coinvolti in una “scoperta”. È importante non solo per la soddisfazione personale, ma perchè è un’esperienza che ci si porta dentro per tutta la vita e che spalanca le porte per le future occasioni di lavoro.

2- *Le mansioni*^[2]

Il ruolo del geologo impegnato in una piccola società di esplorazione è vitale, e richiede oltre che competenza tecnica specifica, notevole flessibilità. Le società si appoggiano quasi unicamente sul geologo responsabile sul campo, e basano le loro decisioni sulle informazioni e sui rapporti che questo periodicamente fornisce. Le informazioni acquisite possono poi essere condivise con gli azionisti.



Foto 3- Pianificazione giornaliera dell'attività di campagna;

In quest'ambito il geologo si occupa principalmente di:

- Rilevamento geologico;
- Identificazione dei litotipi e delle alterazioni;
- Campionamenti, in accordo con gli standard internazionali, (codici JORC, NI 43-101 o altri);
- Descrizione sondaggi (log): siano essi diamantati o a distruzione di nucleo;
- Supervisione nell'esecuzione di pozzi, trincee, canalette, includendo il loro campionamento e descrizione geologica;
- Pianificazione e supervisione dei programmi di sondaggi, nell'osservanza delle procedure di sicurezza;
- Redazione dei rapporti giornalieri/settimanali/mensili/annuali destinati alla dirigenza o alle autorità governative;
- Supporto, addestramento e motivazione dei geologi locali (quando si lavora all'estero) o più giovani.
- Aggiornamento dei database e dei dati cartografici su software specifico (ArcGIS, MapInfo, Micromine, etc);
- Redazione della cartografia tematica;

Tutti compiti da assolvere in località talvolta remote e in condizioni non ottimali o estreme. Ma i compiti non si esauriscono qui al geologo è richiesto anche di:

- organizzare e gestire il "campo", allestire tende, costruzioni temporanee e caravans in regioni remote;
- Organizzare i lavoratori locali (cuochi, autisti, assistenti di campo) nelle loro attività quotidiane;

- Pagare i salari;
- distribuire del cibo, acqua e combustibili; gestire il magazzino;
- Organizzare e monitorare la gestione dei veicoli (spesso è necessario avere la competenza per poter riparare il proprio mezzo: è utile specie in zone desertiche, dove la sopravvivenza può dipendere dal proprio veicolo);
- Preparare (e rispettare) i budget giornalieri/settimanali/mensili, come concordato con il management;
- Gestire il magazzino del materiale “geologico” (equipaggiamento di perforazione, Standards) e verificare periodicamente le quantità a magazzino;
- Condurre le periodiche riunioni di aggiornamento, di sicurezza e di primo soccorso con lo staff;
- Gestire i rapporti con i vari trattatisti.



Foto 4 –non sempre le cose filano lisce;

Una particolare sensibilità è richiesta quando si lavora a contatto con le comunità locali. In questi casi è necessaria la capacità di relazionarsi con esse: avere incontri periodici con gli anziani locali e capirne la cultura è sempre positivo, in quanto aiuta a gestire le difficoltà quando queste si verificheranno. Le società più grandi hanno figure specifiche per questi incarichi, mentre le piccole società di esplorazione devono necessariamente, per motivi economici, affidarsi a personale capace di assolvere a più compiti: e spesso si tratta di solo 1 o 2 geologi soltanto. Le società più grandi hanno figure specifiche per questi incarichi, mentre le piccole società di esplorazione devono necessariamente, per motivi economici, affidarsi a personale capace di assolvere a più compiti: e spesso si tratta di solo 1 o 2 geologi soltanto. Come emerge da quanto detto il lavoro del geologo di esplorazione può essere complesso. Operare in questi ruoli consente di maturare una professionalità notevole piuttosto velocemente. Poter condurre una campagna di esplorazione, possibilmente di successo, come responsabile di progetto (*exploration manager*), presuppone un'esperienza di almeno 8/10 anni in qualità di “*exploration geologist*”.

Come emerge da quanto detto il lavoro del geologo di esplorazione può essere complesso. Operare in questi ruoli consente di maturare una professionalità notevole piuttosto velocemente. Poter condurre una campagna di esplorazione, possibilmente di successo, come responsabile di progetto (*exploration manager*), presuppone un'esperienza di almeno 8/10 anni in qualità di “*exploration geologist*”.



Foto 5 - Geologo di esplorazione impegnato nella descrizione di una trincea;

Il ruolo dell'*exploration manager* (o geologo di esplorazione senior) è cruciale, in quanto questo deve essere in grado di trasferire le proprie conoscenze ed esperienze al personale più giovane, e contemporaneamente vigilare sull'attività di campagna garantendone gli elevati standard qualitativi.

3- Conclusioni

Se ci si sofferma su quanto scritto in precedenza sembrerebbe chiaro come i geologi debbano ricoprire uno dei ruoli chiave nei periodi di crisi e ristrettezza economica, in quanto hanno l'abilità unica di dare valore a un progetto attraverso la scoperta di nuovi giacimenti e/o incrementare le risorse minerarie, con risparmio di costi e utilizzando la loro conoscenza del giacimento per ottimizzare il rapporto sterile/minerale. Tuttavia, spesso ciò non avviene, e ci sono diverse possibili spiegazioni per questo:

- 1- I geologi spesso non sono formati per (o inclini a) pensare in termini "economici". Ciò accade non solo in Italia, ma anche nei paesi anglosassoni (nonostante il geologo "minerario" sia designato significativamente come "*Economic Geologist*"). Basta scorrere il programma di un qualsiasi corso universitario in geologia delle risorse (per quei pochi in Italia, ma anche all'estero), per rendersi conto che mancano corsi di economia e gestione. Alcuni potrebbero obiettare che la geologia è una scienza e quindi i corsi devono essere focalizzati sugli insegnamenti di matematica, chimica, fisica e geologia: ciò è certamente inopinabile. Purtroppo però il risultato pratico è che malgrado sia possibile identificare numerosi geologi brillanti, spesso questi stessi non conoscono i meccanismi di macroeconomia che governano il settore, e non comprendono a fondo il funzionamento di una società mineraria (che genera utili);

- 2- I geologi stessi raramente hanno piena consapevolezza di quale sia (o quale possa essere) il loro contributo alla “catena di valore” nell’industria mineraria. È un’eccezione trovare un geologo relativamente giovane che capisca l’importanza che la geologia può avere sul prodotto finito, e di come questa possa impattare sulle specifiche di prodotto richieste dal mercato (questo è valido soprattutto nel campo dei minerali industriali).
- 3- Non ci sono attualmente sul mercato abbastanza geologi in grado di ricoprire un ruolo manageriale intermedio. La generale mancanza di geologi nei livelli di gestione superiori tende a ridurre l’importanza della geologia nel processo industriale. Ci sono pochi mentori (e si riducono sempre di più) in grado di indirizzare i giovani geologi verso ruoli superiori di gestione. Il risultato è che queste posizioni vengono occupate da altre professionalità (commercialisti, avvocati) favorite dalla loro maggiore comprensione del business, alimentando così la spirale.

In sintesi il messaggio che credo di poter dare è che sì, le conoscenze nel campo della mineralogia, rilevamento, la modellazione del giacimento, la capacità di scrivere un buon rapporto (quasi sempre in inglese) sono fondamentali. Ma senza la capacità di comunicare il proprio valore nel contesto economico dell’attività mineraria, sarà sempre più difficile riuscire a cogliere le opportunità che il prossimo boom dell’industria mineraria inevitabilmente offrirà. Il consiglio è quindi quello di formarsi seguendo corsi specifici, ormai disponibili quasi esclusivamente all’estero. Ma anche, se si ha l’opportunità di fare un tirocinio presso una società estrattiva, non limitare la propria partecipazione alle attività specifiche del geologo, ma parlare con gli operatori degli impianti, con chi si occupa del laboratorio e con i responsabili commerciali e della contabilità, integrando così la propria preparazione.

Bibliografia

- 1 http://www.segweb.org/SEG/Students/Student_Chapters/SEG/_Students/Student_Chapters.aspx
- 2 M. Cope. Vedere anche il [link](#)

“ORO INVISIBILE” IN SARDEGNA: BREVE CRONISTORIA DELLA SUA INDIVIDUAZIONE

A. Puscedduⁱ

ⁱ*Geologo, Via Don Sturzo n.51, 09039, Villacidro, VS, Italia.*

Summary

During the second half of the '80^s, in a scenario of gold price slow rise, but also simultaneous costs increase due to the progressive deepening of gold mines, the interest of the major gold companies was turning to epithermal systems (both high and low sulphidation) of Tertiary age. In spite of the average low gold grades, the areal extension and the open pit mining approach were encouraging factors to invest in the exploration of those mineralised systems. The Author worked for three years as senior exploration geologist for the Societa' Italiana Miniere Spa (SIM-ENI) and the Progemisa Spa (EMsa-Regione Sardegna) joint venture, which was set in 1998 to explore the gold potential in Sardinia (Italy). The following note summarizes the first steps and results of the regional gold exploration programs.

Keywords: Furtei, Oro, Sardegna, Progemisa, Prospezione, Sardinia Gold Mining SPA

1- “Oro Invisibile” in Sardegna

Sino alla metà degli anni '80 le notizie sulla presenza dell'oro in Sardegna erano dovute prevalentemente alle mineralizzazioni di esclusiva età paleozoica e alle miniere ad esse legate. Pur non dando luogo a recuperi significativi, e comunque tali da non essere registrati, notizie di oro si avevano nei concentrati dei solfuri a Pb/Zn/Ag di Montavecchio, nelle mineralizzazioni a Sb ed Ag del Sarrabus e Gerrei (Villasalto, Filone Argentifero, Genna Ureu, Baccu Locci), in tracce negli skarn di Funtana Raminosa (Barbagia Seulo), e sempre in tracce in mineralizzazioni minori, localizzate in contesti litologici e situazioni tettoniche particolari.

In quegli anni, l'istituto di Giacimenti Minerari dell'Università di Cagliari cominciava un riesame delle potenzialità aurifere dell'isola, riproponendo sia campionature negli ambienti minerari conosciuti del paleozoico, granitico e non, sia aprendo gli studi sugli ambienti vulcanici terziari, di natura trachi-andesitica, in situazioni tettoniche particolari e coinvolti in fenomeni di alterazione idrotermale tardiva, sull'esempio di quanto si andava sviluppando all'estero, soprattutto in Australia, dove queste mineralizzazioni già davano luogo a sfruttamento industriale. Su questa traccia, l'AGIP Miniere dell'ENI (attraverso la SIM che gestiva il settore pubblico piombo/zinco) e la PROGEMISA del Gruppo EMsa rivolgevano quasi contemporaneamente il loro rispettivo interesse alle importanti manifestazioni vulcaniche terziarie della Sardegna.

Con questo scenario di interessi operativamente contrapposti, la Regione Sardegna, attraverso il Servizio Miniere dell'Assessorato Industria, in primis avvocava a sé l'esclusiva della ricerca aurifera sul territorio isolano attraverso una autorizzazione d'indagine particolare denominata SANDALIA (è utile ricordare che il titolo di autorizzazione di indagine non esiste nella legislazione mineraria nazionale, mentre venne introdotto dalla Regione Sarda alla fine degli '50 sulla base della sua autonomia legislativa in materia), titolo che provvedeva a "girare" alla Joint Venture, nata di conseguenza tra le due società. Nasceva così un pool di lavoro, con geologi 'junior' messi a disposizione da Progemisa, mentre la SIM conservava la responsabilità operativa e gestionale della ricerca, attraverso due geologi senior, di cui uno in qualità di capo progetto. Un Comitato Direttivo misto era infine chiamato alla supervisione tecnico economica dell'intera ricerca. A titolo meramente informativo ritengo utile ricordare che Agip Miniere attivava contemporaneamente anche una joint venture in Toscana dove, in collaborazione con Anglo American sudafricana e la Metallgesellschaft tedesca, riprendeva il riesame per oro delle zone a solfuri di antimonio della Toscana centro meridionale e le aree vulcaniche del Lazio settentrionale.

2- Fase operativa

Si presentava quindi la necessità di esplorare in maniera preliminare, ma comunque sistematica, la totalità degli affioramenti di vulcaniti terziarie, a prevalente chimismo medio-acido, meglio ancora se interessati da fenomeni di alterazione tardiva. Questo programma originario sarà poi successivamente ampliato, estendendo l'indagine ad alcune zone del paleozoico di facies argilloscistose metamorfiche e granitiche, dove nelle prime si conoscevano mineralizzazioni filoniane a solfuri misti, localmente accompagnate da As, Ni, Co, W (Arburese) o Sb (Nurra), mentre nelle assise granitiche si sono volute indagare alcune importanti strutture tettoniche, a carattere regionale, della Sardegna centro-orientale ritenendole, per la presenza di modeste mineralizzazioni o di limitati affioramenti vulcanici, potenziali vie di risalita o di riconcentrazione di mineralizzazioni aurifere. Da ricordare che in altri contesti mondiali queste "shear-zones" davano luogo ad importanti concentrazioni di oro e/o suoi associati.

Di conseguenza, data l'estensione delle aree interessate dalla ricerca, il tempo limitato per la sua esecuzione e soprattutto la particolare mineralizzazione ricercata, che poteva essere presente in dispersioni con bassi livelli di concentrazione, si poneva il problema di individuare una tipologia di campionatura geochimica affidabile dal punto di vista analitico consentendo un limite di rilevabilità molto basso, veloce nella fase di prelievo e quindi nel numero di campioni realizzabili, conseguentemente poco onerosa in termini di costo globale. Tutti questi requisiti erano ben rappresentati nella campionatura tipo BLEG (Bulk Leach Extractable Gold), metodo messo a punto in Australia dove vantava molteplici risultati positivi con l'individuazione di anomalie aurifere sino ad un limite di 0.1 ppb.

La prima fase di lavoro fu la predisposizione di una cartografia ad hoc, su base IGM 25.000, con l'individuazione dei corsi d'acqua da campionare in rapporto alle litologie oggetto di indagine. La maglia di campionatura, studiata in maniera da avere un prelievo circa ogni 8/9 kmq, venne rivista in corso d'opera per l'integrazione legata alle aree paleozoiche, consuntivando a fine campagna una densità di circa 4/5 kmq/campione e per un totale di 900 campioni.

La fase di prelievo, a cui hanno lavorato cinque squadre, composta ciascuna da due periti minerari, ha visto una durata di tre mesi; il meccanismo di prelievo consisteva nella raccolta e setacciatura a maglia 2 mm di circa 7 kg di sedimento fluviale, lungo una linea ortogonale al corso d'acqua.

Singolare fu la l'individuazione e costruzione dei setacci adatti in quanto non si poteva ricorrere ad oggetti metallici per evitare qualunque minima forma di inquinamento del campione. Si usarono tubi in PVC di diametro 250 mm, nella cui "bicchieratura" venne incastrata la rete di setacciatura, ulteriormente fissata da un anello circolare interno. Funzionarono benissimo, leggeri al trasporto, economici e facilmente sostituibili.

Le squadre operative erano poi opportunamente sensibilizzate ad un attento esame del punto di prelievo; il campione doveva essere privo di sostanza organica, che avrebbe limitato la lisciviazione del metallo presente nella successiva analisi, e non inquinato dalla presenza nel corso d'acqua, a monte del prelievo, da rifiuti metallici, di elettrodomestici, etc. Non pochi furono i campioni inficiati da tale situazione.

Le analisi chimiche furono affidate ai laboratori della Robertson Research LTD, in Inghilterra.

I risultati delle analisi furono i seguenti: il 72% dei campioni manifestò valore in oro inferiore a 0.1 ppb, mentre il resto variava tra questo tenore e i 6.2 ppb. Si presentava quindi il problema di stabilire una "soglia", tenore a partire dal quale un campione, e quindi un'area, si poteva considerare indiziata.

L'opportunità fu offerta da contemporanee ricerche, con campionature tematiche su roccia, sviluppate nell'area vulcanica di Serrenti-Furtei-Monastir, a seguito dei preliminari studi sull'oro epidermale dell'Istituto di Giacimenti Minerari dell'Università di Cagliari, nelle quali si manifestavano incoraggianti presenze di oro nell'alterazione di tipo epidermale di questa serie vulcanica oligo-miocenica, specialmente nell'areale di Furtei/Santu Miali.

La campionatura BLEG si allargò quindi a tali zone, per valutare la risposta del metodo in corrispondenza di una mineralizzazione già individuata. L'area di Santu Miali, data la sua morfologia, non disponeva di una rete idrografica di superficie chiara e definita; dopo attento esame si riuscì ad individuare una dozzina di punti di prelievo adatti allo scopo. Ben otto di questi campioni risultarono da debolmente (0.2 ppb) a fortemente anomali (1.4 ppm). Il primo valore fu quindi utilizzato come "soglia" per i restanti campioni BLEG.

L'elaborazione della totalità dei risultati BLEG portava alla "prima definizione" di ben 63 anomalie aurifere, distribuite su tutto il territorio isolano e in svariati contesti litologici. Ne rimanevano fuori il batolite granitico della Gallura e l'area centro/orientale e sud/orientale della Sardegna, a prevalenti litologie di basamento, meta scistose e arenacee e coperture successive. Di queste 63, dopo attento riesame legato a litologia locale e bontà del prelievo, ne furono selezionate nove con priorità di intervento, su cui il passo successivo di indagine prevedeva la campionatura stream sediments e rilievo geolitologico di dettaglio.

Le anomalie segnalate individuavano, a grande scala e a livello di curiosità, due trend direzionali; il primo con il maggior numero di anomalie secondo la direzione NNO/SSE del rift sardo, il secondo trend lungo la direttrice NE/SO della Sardegna centrale (shearzone).

Nel frattempo gli sforzi operativi e finanziari della JV (anni 1990-91) si erano andati concentrando sui due prospetti minerari di Furtei (CA) e Osilo (SS), nei quali la bontà dei risultati acquisiti un superficie aveva giustificato il passaggio alla campagna ai sondaggi in profondità. I risultati dei primi sondaggi furono estremamente incoraggianti: a Furtei, tenori di svariate decine di ppm (g/t) di

Au furono incontrati in profondità quale continuità delle strutture silicizzate di superficie, mentre tenori da 2 a 7 ppm interessavano estesi volumi delle litologie a contorno di questi corpi silicizzati. A Osilo si andava delineando la presenza di un esteso corpo silicizzato simil-filoniano, con valori in Au anche qui oscillanti tra uno e la decina di ppm.

A metà circa dell'anno 1991 però la SIM si disimpegnava progressivamente dalla JV (in accordo a quanto l'ENI andava praticando nei confronti del settore minerario pubblico del Pb/Zn) con la forzata motivazione che le mineralizzazioni ad oro individuate non presentavano crisi di economicità tali da giustificare il proseguimento delle ricerche.

La Progemisa rimase quindi unica società operatrice della ricerca, proseguendo, seppure a rilento, le indagini finché, nel 1993 e in occasione di un congresso minerario mondiale nel sud est asiatico, suscitava l'interesse di due compagnie australiane verso queste ricerche sviluppate in Sardegna. Quell'interesse sfociava, nel 1994, con la nascita della Sardinia Gold Mining spa (SGM spa). Il resto è storia abbastanza recente.



Foto 1. L'Autore (4^{to} da sinistra) assieme uno dei team di esplorazione della SGM spa