

DOCUMENTA GEONICA

2010/1

**3. Tradiční mezinárodní geomechanické
a geofyzikální kolokvium**

**3rd Traditional International Colloquium
on Geomechanics and Geophysics**



**Akademie věd České republiky
ÚSTAV GEONIKY, v. v. i., OSTRAVA**

DOCUMENTA GEONICA
2010/1

**3. Tradiční mezinárodní geomechanické
a geofyzikální kolokvium**

**3rd Traditional International Colloquium
on Geomechanics and Geophysics**



6. - 7. 5. 2010 Ostravice

Editors:
Petr Koníček
Kamil Souček

Academy of Sciences of the Czech Republic
INSTITUTE OF GEONICS, v. v. i.

Ostrava 2010

All rights reserved. No part of this publication may be reproduced, stored in a retrieval system, or transmitted in any form or by any means, electronic, mechanical, photocopying, recording or otherwise, without the prior permission of the publisher.

All papers published in the conference proceedings were considered by independent reviewer.

Editorial Board: Ing. Alena Kožušnicková, CSc.

Members: Ing. Hana Doležalová, Ph.D., Bc. Eva Dudková, RNDr. Ondřej Jakl, CSc., Daria Nováková, Ing. Jiří Ptáček, Ph.D., Ing. Libor Sitek, Ph.D.

© Academy of Sciences of the Czech Republic, Institute of Geonics, v.v.i., 2010

Printed and bound by OFTIS Ostrava

ISBN 978-80-86407-93-7

OBSAH:

PŘEDMLUVA.....	7
P. KONEČNÝ, JR., R. ŠŇUPÁREK..... Petr Konečný sedmdesátiletý	9
A. KUNZ Green Gas DPB, a.s. 50 let služeb v ostravsko-karvinském revíru Green Gas DPB, a.s. 50 years of service in the Ostrava-Karvina coalfield	13
P. KONEČNÝ Quo vadis hornická geomechanika? Quo vadis mining geomechanics?	17
J. DRZEWIECKI, J. KABIESZ, A. PRZECZEK, P. KONÍČEK..... Problematika potřeby zdokonalování prevence hornických rizik Topical issues connected with necessity of improvement of mining hazards prevention	39
G. MUTKE..... Monitorowanie drgań i prognoza oddziaływania wstrząsów górniczych na powierzchnię w oparciu o Górnicza Skalę Intensywności drgań GSI _{GZW} Seismic monitoring and the forecast of the influence of mining seismic events on the surface basing on Mining Instrumental Scale of Seismic Intensity GSI _{GZW}	49
RÜDIGER BALTZ, OFFICIAL AND ACCREDITED EXPERT BODY FOR ROCKBURST PREVENTION..... Rockburst prevention in the hardcoal industry	67
M. BRAŽINA, J. BECK, M. PLAKINGER, P. KORENČIAK..... Stabilita banského diela G - Jama v dobývacom priestore Nováky I. - ťažobný úsek Nováky Stability of the G - Shaft in the Novaky Mining area I. - mining field Novaky	83
L. DOLEŽAL, A. TAUFER, L. TRÁVNÍČEK, J. HOMOLA..... K problematice zjišťování teplotního pole karbonického masivu v OKR The survey of thermal fields in carboniferous massif OKR	99
J. HOLEČKO Sít' povrchových stanic pro sledování indukované seismicity v podmínkách dolů OKD, a.s. New seismic network for monitoring of the influence of mining seismicity on the surface in Ostrava-Karvina Coalfield	115
E. JIRÁNKOVÁ, P. KUBICA, R. PROCHÁZKA..... Časoprostorové utváření poklesové kotliny v oblasti 4. kry Dolu ČSM Dynamics configuration of the subsidence trough in the ČSM mine's 4th block area	127

J. KABIESZ , J. MAKÓWKA.....	137
Propozycje nowych rozwiązań metod oceny stanu zagrożenia ąpaniami	
New solutions proposals of rock bursts hazard evaluation methods	
P. KONÍČEK, A. PRZECZEK.....	151
Hodnocení účinnosti uvolňování napětí pomocí ořasných odlehčovacích trhacích prací v uhlí	
Evaluation of effectiveness of destress coal blasting for stress release	
M. KUBICA, J.HOLEČKO, J. PTÁČEK.....	165
Geomechanické a geofyzikální zkušenosti z dosavadní exploatace ochranného pilíře centrálních jam Doubrava	
Geomechanical and geophysical experience gained in the process of exploration in the safety pillars of former shafts Doubrava	
Č. BONCZEK, M. MACURA, V. SMUŽ, Š. VLČEK.....	181
Zkušenosti z dobývání porubů č. 40 203 a 40 204 ve sloji č. 40 na Dole Darkov (9. květen)	
Mining experiences of the longwall panels No 40 203 and 40 204 in the coal seam No 40 on the Darkov Colliery (9th May colliery)	
B. MICHÁLEK, A. HÁJEK, P. KRÍŽ, R. BLAHETA, P. KONEČNÝ, R. ŠŇUPÁREK.....	195
Mechanika horského masivu při dobývání velkých rudních těles na uranovém ložisku Rožná	
Rock mass mechanics at the mining of large ore bodies in the uranium deposit of Rožná	
R. PATYŇSKA	207
Rock mass structure and its influence on gas parameters of deposits in which coal outburst and squealer hazard occur	
Z. PAVELEK	227
Základkové směsi HBZS pro likvidaci vydobytých prostor při hlubinné těžbě černého uhlí v OKR	
Stowing mixtures produced by HBZS for liquidation of worked out spaces in underground coal mines of hard coal in the Ostrava-Karvina Coal Basin	
J. PTÁČEK, E. MOŘKOVSKÁ.....	239
Interpretace napětí na základě řešení ohniskových mechanismů	
Stress state interpretation based on focal mechanism solution	
A. K. SINGH, R. KUMAR.....	247
Development of mining induced stress over coal pillars during depillaring in Indian coalfields	
R. SOJKA, M. STONIŠ.....	271
Řešení projektu výzkumu a vývoje č. 57/07 „Ochrana zaměstnanců před důsledky průtrží hornin a plynů“	
Conclusions of research project nr. 57/07 “Protection of employees against gas and rock outbursts“	

J. ŠČUČKA, P. KOUTNÍK, P. MARTINEC, H. VIČAROVÁ.....	277
Stanovení zrnitostního složení kompaktních zrnitých geomateriálů analýzou obrazu z optické mikroskopie	
Assessment of grain size distribution of compact granular geo-materials using optical microscopy image analysis	
M. ŠINDELÁŘ, M. BROŽ.....	287
Možnosti využití důlních vod jako zdroje obnovitelné energie - geologické, technické a legislativní podmínky realizace	
Possibilities of mine drainage water as a source of geothermal energy geological, technical and legislative aspects	
L. VAVRO.....	291
Aparaturní vybavení pro měření lomové houževnatosti hornin	
Test equipment for measurement of the rock fracture toughness	
P. WACLAWIK, J. PTÁČEK.....	297
Napětí - jeden z nejdůležitějších faktorů ovlivňující hornickou činnost	
Stress - one of the most important factors influenced the mining	

Předmluva:

Vážení kolegové,

dostává se Vám do rukou sborník příspěvků Třetího tradičního mezinárodního geomechanického a geofyzikálního kolokvia. Letošní ročník potvrzuje, že tradice setkávání odborníků z oblasti geomechaniky a geofyziky v našem regionu, založená na obdobných profesních setkáních organizovaných v minulých letech, je životaschopná a nanejvýš potřebná. Myslíme si, že se nám podařilo obnovit tradici odborných diskuzí a v poslední době stále více potřebné spolupráce vědy a výzkumu v oblasti geomechaniky a geofyziky, s praxí. Pro zajištění co nejlepší odborné úrovně i organizace celé akce jsme se rozhodli uspořádat letošní ročník opět ve spolupráci Ústavu geoniky AV ČR, v.v.i. a Green Gas DPB, a.s. V letošním roce kolokvia rovněž navazujeme na úspěšnou spolupráci českých a zahraničních odborníků z minulých let. Spolupracujeme zejména s polskými kolegy z GIG Katowice, německými kolegy z DMT GmbH Essen a indickými kolegy z Central Institute of Mining and Fuel Research, Dhanbad. Domníváme se, že jejich aktivní účast prohloubí jak naši společnou spolupráci, tak přinese celou řadu cenných poznatků z odlišných prostředí.

Dovolte nám, abychom na tomto místě poděkovali všem recenzentům prezentovaných příspěvků, kteří na sebe vzali svou nelehkou úlohu odborných garantů kolokvia. Poděkování patří Prof. Ing. Josefu Aldorfovi, DrSc., RNDr. Josefu Holečkovi, Doc. RNDr. Evě Hrubéšové, Ph.D., Doc. Ing. Radomíru Grygarovi, CSc., Doc. Ing. Petrovi Konečnému, CSc., Doc. Ing. Robertu Kořínkovi, CSc., Prof. Ing. Petrovi Martincovi, CSc., Prof. Ing. Vladimíru Petrošovi, CSc., Ing. Jiřímu Ptáčkovi, Ph.D, Ing. Radislavu Sojkovi, Ing. Kamilovi Součkovi, Ph.D., RNDr. Lubomíru Stašovi, CSc. a Ing. Richardu Šňupárkovi, CSc.

Uspořádání tohoto setkání by nebylo možné bez významné podpory našich partnerů. Naše poděkování patří především generálnímu partnerovi, kterým je společnost OKD, a.s. Za podporu dále děkujeme Ústavu struktury a mechaniky hornin, AV ČR, v.v.i. a společnosti After mining, s.r.o. V neposlední řadě patří poděkování našim kolegyním Lucii Georgiovské a Lence Smetanové za jejich trpělivé konečné formátování sborníků příspěvků.

Věříme, že osvědčené a příjemné prostředí Hotelu Sepetná na Ostravici a příroda Moravskoslezských Beskyd přispějí k dobré atmosféře jak v oficiální části prezentací příspěvků, tak v celé řadě diskuzí formálního i neformálního charakteru. Výměna profesních informací a znalostí z pohledu různých zkušeností, odborností a rozdílných generací, je velmi cenná a potřebná pro naši další společnou práci nejen v oblasti hornické geomechaniky a geofyziky, ale i v celé řadě příbuzných odborných oblastí.

Hladký průběh kolokvia, profesní úspěchy a všem spokojenost v osobním životě přejí editoři sborníku příspěvků.

Petr Koníček & Kamil Souček

Petr Konečný sedmdesátiletý

P. KONEČNÝ, JR.¹ & R. ŠŇUPÁREK¹

1 Institute of Geonics AS CR, v. v. i., Ostrava

Letošní 3. mezinárodní tradiční geomechanické a geofyzikální kolokvium je nejen významnou mezinárodní rozpravou odborníků z oblasti geomechaniky a geofyziky, ale také příležitostí k oslavě významného jubilea pana Doc. Ing. Petra Konečného, CSc., který se v tomto roce dožil sedmdesáti let.

Petr Konečný se narodil 13.4.1940 v Ostravě jako jediný syn manželů Otakara a Elišky Konečných. Po absolvování Jedenáctileté střední školy na Matiční ulici v Ostravě se i přes výrazný hudební talent přihlásil v roce 1957 ke studiu oboru hornictví na Vysokou školu báňskou a hra na klavír se tak stává jedním z celoživotních koníčků. Vysokou školu báňskou v Ostravě úspěšně zakončil pod vedením prof. Limberka obhajobou diplomové práce „Rovnováha v nadloží důlního díla za předpokladu, že čáry porušení jsou logaritmické spirály“ v červnu roku 1962.



S rodiči v Karlových Varech (rok 1947)

Svou kariéru výzkumného pracovníka začíná mladý inženýr Konečný mimo rodné město – ve Výzkumném ústavu pro hnědé uhlí v Mostě. Zde je zaměstnán až do roku 1965, kdy se jako výzkumný pracovník vrací zpět do Ostravy na Vědeckovýzkumný uhelný ústav v Radvanicích (VVUÚ). Na tomto pracovišti se záhy stává vedoucím pracoviště geomechaniky a také zde pracuje na své kandidátské disertační práci na téma „Geomechanické hodnocení horninového masivu z průzkumných vrtů“. Během působení na VVUÚ se také Petr Konečný oženil a založil rodinu.



Měření v dole (rok 1968)

Rok 1978 je velice významným rokem ve vědeckém životě Petra Konečného. Mimo to, že úspěšně dokončuje svou vědeckou aspiranturu, mění své zaměstnání a pod vedením pana profesora Lubomíra Šišky je s několika dalšími kolegy jedním ze zakládajících pracovníků právě vznikající ostravské pobočky Hornického ústavu ČSAV Praha.

Od této chvíle je profesionální život Petra Konečného úzce spjat s životem Hornického ústavu ČSAV, později Ústavu geoniky AVČR. Na ostravské pobočce Hornického ústavu nejdříve pracuje jako vedoucí výzkumný pracovník. V roce 1982 se stává zástupcem ředitele a od roku 1989 je pak ředitelem, tehdy již samostatného Hornického ústavu ČSAV v Ostravě.

V roce 1990 byla díky novým politickým podmínkám zahájena transformace celé Akademie věd i jejích pracovišť. Také tímto bouřlivým obdobím provedl ředitel, nyní již docent Konečný, „svůj“ ústav a ve spolupráci s dalšími vedoucími pracovníky formuluje novou vědeckou disciplínu – geoniku – jako vědu zkoumající podstatu dějů probíhajících v zemské kůře v důsledku antropogenní činnosti, včetně environmentálních dopadů. A v roce 1993 byl název Hornického ústavu

změněn na Ústav geoniky. Ředitelem Ústavu geoniky zůstává Petr Konečný až do skončení druhého funkčního období v roce 1998. I po skončení funkce ředitele ústavu se však stále na řízení ústavu podílí a to ať již ve funkci zástupce ředitele, vědeckého tajemníka či člena dozorčí rady. Jeho podíl na vzniku a konsolidaci významného vědeckého ústavu, jakým je dnešní Ústav geoniky, je zcela zásadní. Vedle vědeckého a organizačního úsilí je tu však ještě jeden výrazný moment, který zejména v dnešní době nelze pominout. Petr Konečný vnesl a po celou dobu zachoval na ústavu mimořádný status fair play přístupu, chování a mezilidských vztahů, jehož období bychom těžko v okolí hledali. Všechny tradiční oblíbené sportovně společenské akce, které se na ústavu již 25 let konají by bez tohoto jeho přínosu už dávno zanikly.

Kromě práce spjaté s řízením ústavu však nesmíme zapomenout ani na práci pedagogickou a na vedení významných projektů a to jak ryze výzkumných tak aplikačních projektů pro průmyslové partnery. Jubilant je jedním z našich nejvýznamnějších odborníků a znalců v oblasti hornické geomechaniky a bez jeho působení by nevznikl celý systém protitřesové prevence a seismických sítí, který je dnes součástí základních bezpečnostních opatření při těžbě uhlí v OKR.

Mohlo by se zdát, že v životě takto naplněném tvůrčí prací již mnoho času na koníčky nezbyvá. Opak je však pravdou! Kromě již zmíněné lásky k hudbě je „náš oslavenec“ vášnivým motoristou a fotografem a ze všeho nejraději se na svět optimisticky dívá hledáčkem fotoaparátu nebo ze sedadla řidiče.

Přejeme Ti, Petře, pevné zdraví a ještě spoustu v pohodě ujetých kilometrů!

Green Gas DPB, a.s. - 50 let služeb v ostravsko-karvinském revíru

Green Gas DPB, a.s. - 50 years of service in the Ostrava-Karvina coalfield

A. KUNZ

Green Gas DPB, a.s.

Abstract

Geophysics and geomechanics carried out on the active mines of OKR belong among important engineering activities of Green Gas DPB, a.s., which has been engaged in these activities nearly since the period of its creation. In 2010, when 50. anniversary of Green Gas DPB setting up is remembered (originally under name "Plant for gas drainage and dewatering"), we would like to emphasise that services for coal mines, secured by Green Gas DPB, a.s. in the field of geophysics and geomechanics, are closely connected with mining activities in OKR especially in relation to securing of safety conditions during active mining.

Klíčová slova

Geofyzika, geomechanika, degazace, odvodnění.

Úvod

Green Gas DPB, a.s. byla založena rozhodnutím vedení Ostravsko-karvinských dolů v roce 1960 s původním názvem Závod pro degazaci a odvodnění. Pod metodickým vedením ZDO Paskov byla v OKD zajišťována především ochrana před nebezpečnými průvaly důlních vod do důlních děl a byl vybudován rozsáhlý systém důlní degazace, který zajišťoval podstatné snížení výstupu metanu do důlních děl.

V r. 1977 byl organizaci změněn název na Důlní průzkum a bezpečnost, který se stal základem pro následně používanou a vžitou zkratku DPB. V průběhu času obměnila organizace několik dalších názvů, nicméně zkratka DPB zůstala v povědomí odborné veřejnosti spjata s rozsáhlou nabídkou inženýrských a technických prací nejen v podzemí, ale i na povrchu. V roce 2007 se společnost stala součástí mezinárodního holdingu Green Gas International B.V., který se zabývá využitím důlního a skládkového plynu v globálním měřítku.

Současnou podobu aktivit společnosti je možné rozdělit do čtyř oblastí – plynárenství, energetika, inženýrské činnosti a vrtné práce.

Plynárenství zahrnuje těžbu důlního a karbonského plynu ve vlastních dobývacích prostorech s cílem zajistit dodávky plynu pro koncové uživatele nebo vlastní výrobu elektrické a tepelné energie. K plynárenským činnostem bylo přiřazeno také zabezpečování potrubních dodávek plynného dusíku pro činné doly OKD, a.s.

Intenzivně se rozvíjející odvětví energetiky realizuje program vyžívání důlního plynu pro výrobu elektrické energie a tepla v malých energetických zdrojích – kogeneračních jednotkách.

Podoba inženýrských služeb je daná požadavky aktivních dolů, ale i uzavřené části revíru, takže DPB kromě pravidelného servisu pro OKD, a.s. rovněž řeší studie zatápění, výpočty zbytkových uhelných zásob, snížení rizika výstupů důlních plynů na povrch a zajišťování starých důlních děl.

Vrtné práce v dole jsou zaměřeny především na dodávky geologicko-průzkumných a degazačních vrtů, stejně tak jako vrtů pro protiotřesovou prevenci nebo velkopřůměrových vrtů (především pro OKD, a.s.). Z povrchových vrtných aktivit je nezanedbatelná realizace vrtů pro tepelná čerpadla.

V historii DPB patří zajišťování služeb v oblasti geomechaniky a geofyziky jedno z předních míst. V OKR se s postupem hornické činnosti do spodních sušských a zejména do sedlových vrstev začaly ve vyšší míře projevovat problémy spojené se vznikem důlních (dříve horských) otřesů. Po závažných důlních otřesech, k nimž došlo začátkem 70. let, bylo generálním ředitelstvím OKR schváleno jednotné řešení protiotřesového boje koordinované jednou organizací. V roce 1975 tak byly do komplexu činností zajišťovaných tehdejšími ZDO Paskov poprvé jako samostatné hornické obory začleněny geomechanika a geofyzika, zaměřené zejména na problematiku důlních otřesů, včetně geofyzikálního sledování a řešení problematiky průtrží hornin a plynů.

Úroveň geomechanické služby, zajišťované organizací přejmenovanou v roce 1977 na Důlní průzkum a bezpečnost, byla postupně zvyšována. Od zavedení expresních tlakových zkoušek se dostala k vybudování centrálních geomechanických laboratoří, od sledování seismické aktivity revíru jednou fotogalvanickou aparaturou ke sledování a vyhodnocování seismicity na úrovni tří nezávislých monitorovacích sítí určených k různým účelům. Dnes DPB funguje v geomechanice a důlní geofyzice jako znalecká organizace a na řešení problematiky bezpečnosti hornické práce se podílí jak na úrovni přímé spolupráce s hornickým provozem, tak i kooperací při řešení úkolů výzkumu a vývoje.

Od prvních kroků po současnost patří v padesátileté historii DPB geomechanice celých 35 let. Při různých příležitostech byly s různou měrou podrobnosti zmíněny a popsány vývojové etapy i úspěchy geomechanické a geofyzikální služby. Úspěchy, za nimiž stojí ti, kteří DPB prostřednictvím geomechaniky uvedli do širšího odborného povědomí a můžeme říci, že společnost i proslavili. Jako zástupce současné generace zaměstnanců společnosti bych rád poděkoval všem geomechanikům, kteří se o dobré jméno geomechanické služby na DPB zasloužili.

Literatura

- TAKLA, G., PTÁČEK, J. 2000. Význam a přínos jednotného systému protitřesové prevence pro bezpečnost a ekonomiku důlního provozu v OKR. *Uhlí, rudy*, roč. 48, č. 8., s. 3-8.
- VAVRUŠÁK, Z. 2000. 40 let činnosti a služeb OKD, DPB PASKOV. *Uhlí, rudy*, roč. 48, č. 8., s. 2+47.

Quo vadis hornická geomechaniko?

Quo vadis mining geomechanics?

P. KONEČNÝ

Ústav geoniky AV ČR, v. v. i., Ostrava

Abstract

The paper characterizes the development of geomechanics and shows how it is motivated by the need to solve practical tasks. The current relatively rapid development of this science brings so much new knowledge that the question arises whether and how the new knowledge can be used to solve practical problems. Author explains in some examples his optimistic view that new knowledge can be broadly and successfully applied to solve complex problems of practice, and that vice versa the practice problems motivate further development of geomechanics.

Klíčová slova

Hornická geomechanika, fyzikální a mechanické vlastnosti, matematické modelování.

Úvod

Musím přiznat, že mne potěšilo, když mě organizátoři této konference požádali o příspěvek, který by vyjadřoval můj názor na současný vývoj geomechaniky a její praktické využití v hornictví. Není totiž zcela ojedinělé stanovisko, podle kterého se některé vědní obory zabírají výzkumem, který je odtržen od praktického života, takže se, zjednodušeně řečeno, provozuje „věda pro vědu“. Osobně si nemyslím, že je situace tak špatná, ale že jde o nedorozumění pramenící z nepochopení podstaty vědeckého výzkumu obecně a geomechanického výzkumu zvláště.

Můj názor, který se pokouším v předložené práci prezentovat, vyplývá z toho, že jsem měl příležitost zabývat se profesionálně problematikou geomechaniky, speciálně ve vztahu k hornickým problémům, souvisle po dobu více než 45 let, tedy poměrně dlouho. Přitom samotnou geomechaniku můžeme považovat za mladou vědeckou disciplínu. Často se její rozvoj datuje od doby řešení problémů spojených s výstavbou železničních tratí, naspů tunelů a pod.

Za datum zrodu geomechaniky jako moderní inženýrské disciplíny můžeme, jak uvádí Evert Hoek, považovat již rok 1776, kdy Coulomb zahrnul testy na horninách z Bordeaux do přednášky přednesené na Francouzské akademii věd

v Paříži (COULOMB 1776, HOEK 2007). Významný impuls pro rozvoj geomechaniky daly praktické geomechanické problémy, které se musely řešit při stavbě Panamského průplavu, zahájené v roce 1884. V období 1910 až 1964 bylo zaznamenáno podél Panamského průplavu 60 sesuvů (in HOEK 2007)

Teorii pevnosti materiálů, jejíž principy se dodnes uplatňují v geomechanice, rozvíjel Christian Otto Mohr ve druhé polovině 19. století (in Wikipedie, otevřená encyklopedie). Označení "Mohr-Coulombova teorie" vzniklo na počest výše zmíněného Charles-Augustina de Coulomb a právě Christiana Otto Mohra. Zobecněnou formu této teorie vyvinul Mohr koncem 19. století

V roce 1920 Josef Stiny začal vyučovat Technickou geologii na Technické universitě ve Vídni a před svou smrtí v roce 1958 publikoval 333 prací. Založil časopis *Geologie und Bauwesen*, předchůdce dnešního *Rock Mechanics*. V roce 1921 předložil Griffith teorii křehkého porušování (GRIFFITH 1921), 1931 Bucky začal používat odstředivku ke studiu porušování důlních modelů za simulovaného gravitačního přitížení (in HOEK 2007).

Víceosé zatěžování hornin realizoval již v roce 1901 Adams a Nicolson na válečkových vzorcích vložených do kovové trubky. Při tom mimo jiné konstatovali významný vzrůst pevnosti i přetvárnosti bočně přitížených vzorků (IN KIYOO MOGI 2007). Vzhledem ke stavu tehdejší techniky byly tyto poznatky jen kvalitativní. nicméně je potvrzovaly pozdější experimenty v nepravé triaxiálu, které publikoval KARMÁN v roce 1911 (in HOEK 2007).

V průběhu 20. století již docházelo k prudkému rozvoji geomechaniky a to i v souvislosti s rozvojem přírodních a technických věd obecně. Významnou roli při tom sehrála výpočetní technika a numerické matematické metody, které umožnily mimo jiné matematické modelování stabilitních problémů, které prakticky vytlačilo ve druhé polovině 20. století v hornické geomechanice oblíbené modelování fyzikální.

Světový rozvoj geomechaniky našel přiměřenou odezvu v rozvoji hornické geomechaniky v českých zemích. V této souvislosti chci jen připomenout práce Aloise Římana a Rudolfa Kvapila z padesátých let dvacátého století, na které většina badatelů i praktiků zabývajících se u nás hornickou geomechanikou navazovala (ŘÍMAN 1937, ŘÍMAN 1955, KVAPIL 1955, KVAPIL 1957).

Druhou polovinu dvacátého století tak můžeme považovat za období, v němž ve světě i u nás byl nastartován výrazný rozvoj hornické geomechaniky. V aplikační sféře bylo důležitým impulzem zřizování útvarů geomechaniky na tehdejších Oborovém ředitelství OKD, Závodu degazace a odvodnění a důlních podniků v roce 1974 (viz Technická ročenka OKR, 1974).

Většiny z nás se tedy rozvoj hornické geomechaniky přímo dotýká a vzhledem k velkému množství nových poznatků začíná být obtížné se v nich orientovat. Až bouřlivý rozvoj hornické geomechaniky tak přináší otázku, zda – kromě velkého až nepřehledného množství publikací na nejrůznější úrovni – z něj máme nějaký užitek.

1. Obecná podstata úloh hornické geomechaniky

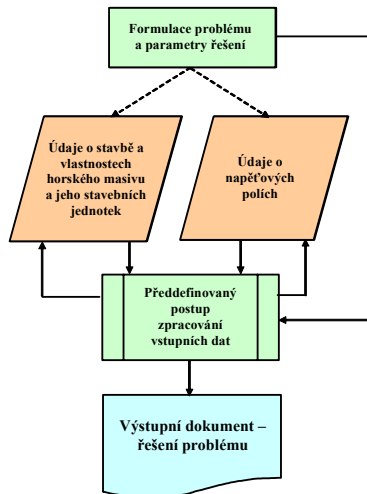
Zamyslíme-li se, co je obecně předmětem řešení praktických úloh hornické geomechaniky, jde zpravidla o zjištění, jak se bude horský masiv chovat při hornické činnosti. Hornickou činnost můžeme přitom formulovat jako antropogenní aktivitu související se získáním, rozpojením a dopravou užitkového nerostu na zemský povrch k dalšímu zpracování nebo k přímému použití.

V souvislosti s tím je třeba zřizovat řadu důlních děl, která se v mnoha aspektech podobají inženýrským stavbám v podzemí s jedním zásadním rozdílem: doba životnosti inženýrských staveb je ve srovnání s životností důlních děl výrazně větší a počítá se (zpravidla) na stovky let (srovnajme životnost překopu a tunelu) i déle (sklad jaderného odpadu). Životnost důlního díla je závislá na době potřebné k exploataci příslušné části ložiska a měří se někdy jen v měsících (porubní chodby), často v letech (základny, překopy), výjimečně v desítkách let (jámy, náraží, hlavní patrové překopy).

Chování horského masivu při vytváření důlních děl přitom záleží na dvou hlavních faktorech:

- stavbě a vlastnostech horského masivu,
- primárních napěťových polích působících v horském masivu a napěťových polích indukovaných v zájmové části masivu vytvářením příslušných důlních děl (KONEČNÝ 1992).

Obecný postup řešení problému hornické geomechaniky tedy ukazuje schéma na Obr. 1.



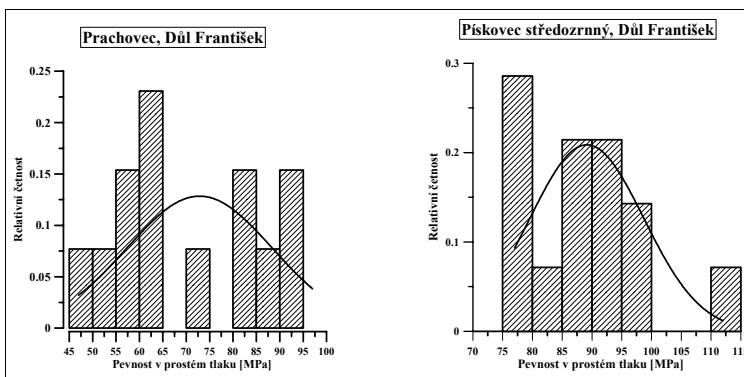
Obr. 1. Blokové schéma postupu řešení úloh hornické geomechaniky
Fig. 1. Block schema of the solution of mining geomechanics problems

Prvým krokem je formulace řešené úlohy. Základní parametry úlohy je přitom možno zpravidla formulovat velmi přesně – např. známe (můžeme zvolit) požadované rozměry děl, víme, ve které části masivu hodláme problém řešit (z toho mimo jiné vyplývá např. hloubka pod povrchem), můžeme formulovat požadovanou životnost a pod.

Z řešené úlohy vyplývá i potřebný a zvolený (v případě více možností) algoritmus řešení. Tento algoritmus musí být jednoznačný, nemůže být vágní, neurčitý, nejistý. Charakter řešené úlohy také dává základní představu o potřebných vstupních parametrech. Je zřejmé, že bude-li předmětem řešení např. volba vhodného dobývacího stroje či razícího stroje (rozpojovacího mechanismu) budeme potřebovat znát jiné parametry než např. při dimenzování výztuže či při řešení nebezpečí vzniku otřesu v dané lokalitě.

Přesný obsah a rozsah parametrů potřebných pro řešení dané úlohy a charakterizujících přírodní podmínky však vyplýne až z volby algoritmu pro řešení úlohy. Zde však narážíme na problémy typické pro geomechaniku obecně a hornickou geomechaniku zvláště. Tyto problémy vyplývají z komplikované stavby horninového masivu, sestávajícího obvykle z hornin, jejichž vlastnosti mohou být velmi proměnlivé i v rámci jednotlivých petrografických typů (viz např. Konečný 1973)(obr. 2).

Navíc je mnohdy třeba brát v úvahu i anizotropii hornin, která zase záleží i na orientaci zatěžujících napětí vůči strukturálním prvkům, které anizotropii ovlivňují. Při hodnocení vlastností hornin je třeba uvážit i tzv. vliv měřítko, které ztěžuje interpretaci výsledků laboratorních měření na vzorcích hornin na vlastnosti masivu. Také reálný vývoj primárních napěťových polí je zpravidla jiný, než jaký bychom očekávali od samotného působení gravitačních sil v pružném poloprostoru. Podívejme se proto na uvedené parametry poněkud blíže.



Obr. 2. Histogramy pevnosti vzorků prachovce a pískovce odebraných z vějíře vrtů na Dole František na chodbě 24 520 ve staničení 125 m

Fig. 2. Histograms of compressive strength of rock samples from siltstone and sandstone getting from borehole ring at the František mine, gate No 24 520, stationing 125 m

2. Stavba a vlastnosti horninového masivu

Variabilita stavby a vlastností horninového masivu může způsobovat značné problémy při výběru a aplikaci typických vstupních parametrů, charakterizujících tu část masivu, která tvoří zájmovou oblast. Zastavme se krátce u jednotlivých typických problémech.

2.1 Proměnlivost vlastností hornin

Proměnlivost fyzikálních vlastností hornin je pro tyto materiály typická. U některých parametrů je zpravidla velmi malá (např. u specifické hmotnosti), u jiných (např. pevnosti v prostém tlaku) však bývá poměrně výrazná, což souvisí se strukturální stavbou a s mineralogickým složením.

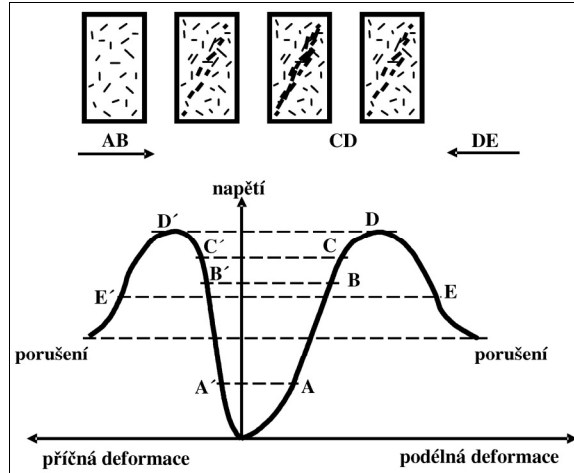
Rozptýl výsledků můžeme pozorovat nejen u vzorků odebraných z různých míst, ale i u výsledků, získaných na vzorcích odebraných z prakticky stejného místa. Na obr. 2 jsou uvedeny histogramy pevnosti v prostém tlaku naměřené na vzorcích stejného petrografického makrotypu (prachovci a středozrnném pískovci), které byly odebrány z vějíře vrtů situovaných kolmo k ose chodby č. 46 520 ve staničení 125 m na bývalém dole President Gottwald. V každé petrografické kategorii bylo proměřeno 14 zkušebních těles. Rozložení jednotlivých výsledků svědčí na straně jedné o jejich poměrně velkém rozptýlu, na druhé straně se však ukazuje, že ve sledované množině se neprojevuje gaussovské rozložení výsledků. Zejména z druhého poznatku vyplývá, že hodnocení by bylo třeba provést na výrazně větším počtu zkušebních těles, ale i to, že průměrná hodnota vypočtená z omezeného počtu zkoušek (dnes se obvykle používá při stanovení pevnosti průměr z 5 těles) nemusí nutně charakterizovat skutečnou průměrnou vlastnost materiálu.

2.2 Chování horniny jakožto heterogenního materiálu.

Vyvíjejí se i představy o procesu přetváření a porušování hornin jako heterogenního materiálu, který je prostoupen nepravidelným systémem diskontinuit (mikroporušení). Obvyklou představu, kterou popisuje například Bock (1983) znázorňuje schéma na obr. 3 Při zatěžování horninového tělesa ve zkušebním lise nejdříve dojde k dotlačení nerovností na kontaktních plochách a k „usazení“ celého systému (při měření deformací po celé výšce zkušebního tělesa znázorňuje tuto situaci úsek OA). Následuje více – méně lineární úsek přetváření AB, ve kterém se hmota tělesa pružně deformuje, aniž se mění počet diskontinuit. Následuje úsek BC, kdy se deformace zvětšují a dochází ke vzniku nových diskontinuit a prodlužování starších ve střední části tělesa, orientovaných převážně ve směru složek maximálního smykového nebo tahového napětí. Počet diskontinuit v dalším úseku CD až do meze pevnosti rychle narůstá až vytvoří plochu porušení. Konečně úsek DE znázorňuje stadium za mezí pevnosti, kdy, podle charakteru horniny, vykazuje zkušební těleso ještě určitou soudržnost a tudíž i odpor proti zatěžování, netvoří se však již žádné nové trhliny, těleso se

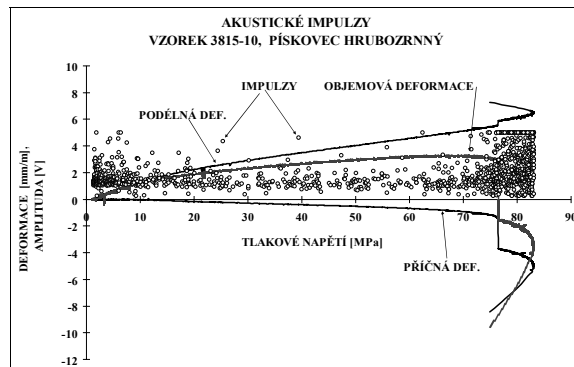
deformuje vzájemným pohybem jeho částí po ploše (plochách) porušení a rychle se rozpadá.

Uvedenému ději odpovídá i výsledek měření seismoakustických impulzů při zatěžování zkušebních těles prostým tlakem. Je zcela zřetelný Výrazný nárůst počtu impulzů ve fázi zatěžování před porušením, který koresponduje se vznikem nových diskontinuit, je zcela evidentní (obr. 4).



Obr. 3. Schéma deformačního procesu a vývoje trhlin během jednoosého zatěžování horninového zkušebního tělesa (Bock 1983)

Fig. 3. Scheme of deformation process and crack development during uniaxial loading of rock specimen (Bock 1983)



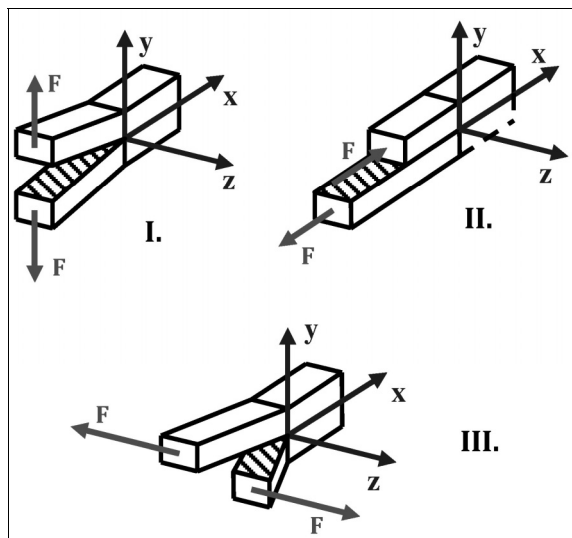
Obr. 4. Akustické impulzy a deformace při zatěžování hrubozrnného pískovce.

Fig. 4. Deformations and acoustic emission depending on stress. Course grained sandstone

2.3 Porušování hornin z pohledu lomové mechaniky

Obecně známou skutečností je, že různé horniny vykazují při vnějším ztížení různé chování – plastické, pružně – plastické i pružné a mnohé z nich jsou schopny se po dosažení mezního zatížení porušovat křehce. Chováním křehkých materiálů se zabývá lomová mechanika, která studuje mezní stavy těles (součástí) s trhlinami. Podle oblastí deformací při namáhání se lomová mechanika dělí na lineárně elastickou (LELM - tělesa jsou namáhána v elastické oblasti) a elasticko-plastickou (EPLM - tělesa jsou namáhána v elasticko – plastické oblasti).

Lomová mechanika předpokládá tři základní způsoby namáhání materiálu a s tím související rozvoj trhliny (obr. 5 – in VELES 1985)



Obr. 5. Základní způsoby namáhání materiálu a otevření trhliny
Fig. 5. Basic modes of material loading and development of crack

Je zřejmé, že způsob I odpovídá rozvoji trhliny při působení sil ve směru kolmém k rovině trhliny, způsob II charakterizuje smykové porušení vyvolané silou kolmou k čelu trhliny a rovnoběžnou s rovinou porušení a konečně způsob III odpovídá smykovému porušování při působení síly rovnoběžné s čelem trhliny i s rovinou trhliny.

Lomová mechanika je na vysoké úrovni rozvinuta pro studium chování kovových konstrukcí, kdy významně přispěla k objasnění katastrofálních havárií kovových konstrukcí mostů, vraků letadel apod. Dnes ve však uplatňuje i při posuzování chování stavebních materiálů, např. betonů, hornin.

Tak například pomocí lineárně elastické lomové mechaniky lze vyjádřit kvantitativně odolnost materiálu proti iniciaci lomu v případě, že je v materiálu

přítomna trhliny pomocí materiálové charakteristiky zvané lomová houževnatost K_C .

Platí

$$K_C = \sigma \sqrt{\pi \times a}$$

Hodnota K_C je součinem dvou parametrů – napětí a délky trhliny, takže slovně lze podmínku porušení vyjádřit takto: Těleso s trhlinou velikost a namáhané napětím σ se křehce poruší v okamžiku, kdy jeden z parametrů dosáhne takové hodnoty, že odpovídající hodnota intenzity napětí překročí odpor materiálu proti nestabilnímu šíření trhliny – lomovou houževnatost.

Hodnota σ je lomové napětí

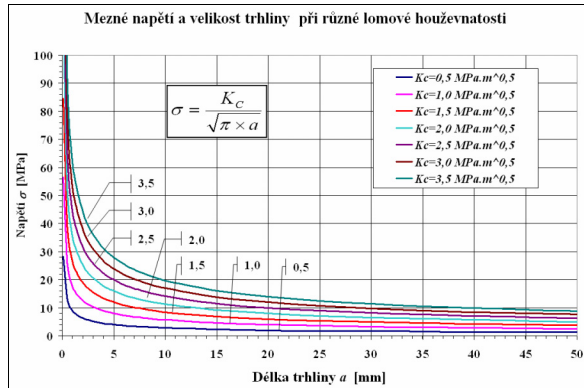
$$\sigma = \frac{K_C}{\sqrt{\pi \times a}}$$

a kritická délka trhliny a , při níž při dané lomové houževnatosti K_C a působícím napětí σ dojde k porušení je

$$a = \frac{1}{\pi} \left(\frac{K_C}{R_e} \right)^2$$

přičemž R_e je mez kluzu

Na obr. 6 je pro danou hodnotu lomové houževnatosti znázorněna velikost kritického napětí, při němž v tělese s trhlinou o velikosti a dojde ke křehkému lomu. Je patrné, že vliv velikosti trhliny na meznou hodnotu napětí je významný.

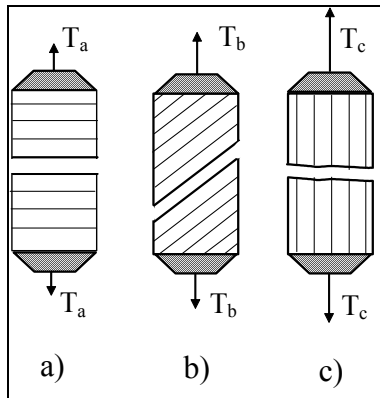


Obr. 6. Velikost kritického napětí, při němž v tělese s trhlinou o velikosti a dojde ke křehkému lomu při různé lomové houževnatosti K_C

Fig. 6. Critical stress inducing brittle fracture in a rock specimen with crack and with different fracture toughness. Symbol a represents the size of the crack.

2.4 Anizotropie hornin

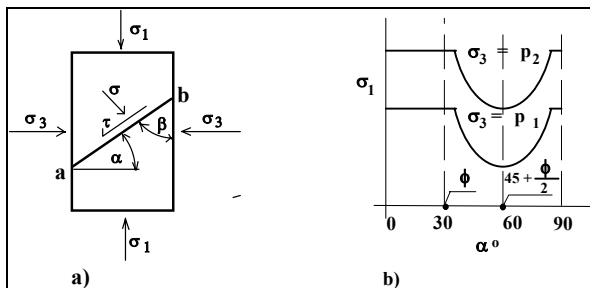
Další typickou vlastností hornin je jejich anizotropie. Anizotropie mechanických vlastností je nejčastěji zapříčiněna strukturálními prvky a jejich orientací vůči napěťovému poli. Tak např. při tahovém namáhání laminovaného zkušebního tělesa je výsledná pevnost v tahu závislá na orientaci tahové složky vůči rovinám lamin s minimální ("nulovou") soudržností (obr. 7). Je-li tahová síla orientována kolmo k rovině lamin (obr. 7a), bude pevnost v tahu velmi malá, při tahové síle rovnoběžné s laminami (obr. 7c) musí být překročena pevnost v tahu samotného horninového materiálu a mezní tahové napětí bude vysoké (obr. 7). Velikost mezního napětí při obecném porušení směru působící síly (obr. 7c) je pak mezi výše uvedenými krajními hodnotami.



Obr. 7. Vliv orientace diskontinuit (např. mezivrstevních ploch s malou soudržností) na porušení zkušebního tělesa při namáhání tahem. Zjevně platí $T_a < T_b < T_c$.

Fig. 7. Influence of discontinuities orientation on the fracture of rock specimen during tensile test

Obecnější řešení vlivu různé orientace pukliny na pevnost horniny při triaxiální zkoušce analyzoval mimo jiné Jaeger podle známého schématu obr. 8 (JAEGER 1960, JAEGER, COOK 1976).



Obr. 8. Schéma vlivu diskontinuity na mezná napětí při triaxiální zkoušce (JAEGER 1960)
 a) schéma rozkladu napětí v okolí jednoduché plochy oslabení
 b) závislost většího hlavního napětí σ_1 na odchylce α roviny oslabení od směru menšího hlavního napětí σ_3 pro dvě velikosti bočních tlaků p_1 a p_2

Fig. 8. Influence of discontinuity orientation on the triaxial testing results (JAEGER 1960)

- a) stress distribution in the vicinity of a simple crack.
 b) influence of the discontinuity orientation α on the magnitude of main stress component σ_1 depending on two different lateral pressures p_1 and p_2

Kriterium pro smyk na ploše oslabení podle schématu obr. 8 je potom dáno vztahem:

$$\sigma_1 - \sigma_3 = \frac{2(c_w + \sigma_3 \cdot \text{tg} \phi_w)}{(1 - \text{tg} \phi_w \cdot \text{cotg} \alpha) \cdot \sin 2 \alpha}$$

kde značí σ_1osové napětí při porušení,

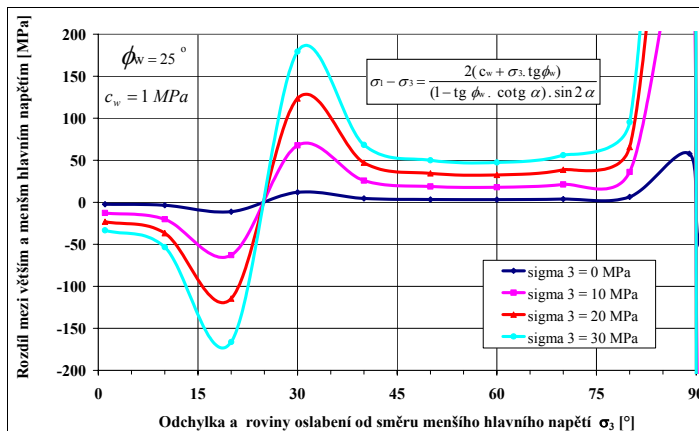
σ_3boční napětí,

c_wsoudržnost na ploše oslabení,

ϕ_wúhel tření na ploše oslabení,

αúhel mezi plochou oslabení a směrem minimálního hlavního napětí.

Vývoj kritéria pro smyk na ploše oslabení v závislosti na úhlu α mezi plochou oslabení a směrem minimálního hlavního napětí pro případ plochy oslabení s úhlem vnitřního tření $\phi_w = 25^\circ$ a soudržností c_w je znázorněn graficky na obr. 9. Je zřejmé, že rozdíl $\sigma_1 - \sigma_3$ nabývá nulové hodnoty pro případ, kdy úhel α mezi plochou oslabení a směrem minimálního hlavního napětí je roven úhlu tření na ploše oslabení. Nízkých hodnot pak nabývá pro úhel α blízký nule a dále pro α v rozmezí cca 40° až 75° .



Obr. 9. Grafické vyjádření kritéria pro smyk na ploše oslabení podle schématu obr.8. Platí pro úhel tření na ploše oslabení 25° a soudržnost na téže ploše 1 MPa.

Fig. 9. Visualisation of the shear strength criterion according to schema Fig. 8 for the friction angle 25° and cohesion 1 MPa

2.5 Vliv měřítka

Také vliv rozměrů zkoumaného zkušebního tělesa na mechanické vlastnosti hornin je zpravidla zejména důsledkem strukturní stavby. V zásadě můžeme rozeznat tři kategorie, lišící se podle toho, jak výrazné diskontinuity se ve zkoumaném vzorku vyskytují: (obr. 10):

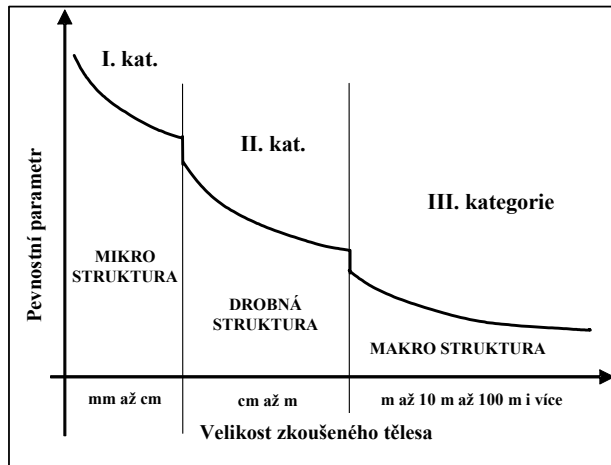
I. kategorie – ve zkoumaném objemu se projevují jen mikrostrukturní prvky (mikrotektonika, velikost zrn a jejich porušení a pod.). Tyto prvky můžeme zpravidla statisticky zahrnout do zkoumaného tělesa a tím postihnout jejich působení přímo ve vyjadřované a měřené veličině - např. pevnosti v tlaku. Takto pojaté informace můžeme akceptovat jako pevnostní vlastnosti horninového materiálu a jejich zjišťování nezpůsobuje zpravidla zvláštní obtíže.

II. kategorie – zkoumaný objem je natolik veliký, že se v něm objevují i drobné tektonické prvky. Pevnostní vlastnosti takovýchto těles se od vlastností horninového materiálu I. kategorie odlišují skokovou změnou, při čemž další plynulá změna pevnosti závisí opět na nárůstu objemu, v němž je změna četnosti drobných tektonických prvků ve zkoumaném objemu rovněž plynulá.

III. kategorie – do zkoumaného objemu vstupují makrodiskontinuity, (např. tektonické poruchy, mezivrstevní spáry a pod.), které opět způsobují skokovou změnu v pevnosti zkoumaného tělesa. Je třeba poznamenat, že vyjádření jejich vlivu spojitou funkcí je, vzhledem jejich četnosti ve zkoumaném objemu, zpravidla problematické.

Může sice působit paradoxně, ale lze považovat za prokázané (viz např. KULATILAKE, 1994), že s případy ad a) a ad c) umí současná geomechanika v podstatě korektně pracovat. Jak již bylo uvedeno, mikrostrukturní elementy lze

respektovat při zkouškách pevnostních vlastností a tudíž je zahrnout statisticky do příslušného pevnostního parametru (např. stanovit pevnost v prostém tlaku jemnozrnného pískovce s navětralými krystaly živce a roztroušenou uhelnou hmotou). Rovněž makrostruktury mohou být pojaty do hodnocení, a to jako samostatná individua s příslušnými vlastnostmi a takto zavedena do výpočtu (např. při řešení části masivu s diskontinuitou - tektonickým zrcadlem se známým koeficientem tření, v horninovém prostředí se známou pevností v tlaku).



Obr. 10. Schéma změny pevnostního parametru s velikostí namáhaného objemu při existenci diskontinuit různého řádu.

Fig. 10. Changes of strength parameter depending on the loaded volume by discontinuities of different order

Největší problémy vznikají při hodnocení vlivu diskontinuit drobně tektonického charakteru. Jejich vliv nelze totiž zpravidla stanovit přímým měřením (a když, tak velmi nákladně velkopokusy in situ), na druhé straně je však nelze pro jejich četnost dobře modelovat (např. metodou konečných prvků). Pro postižení jejich vlivu byla sice publikována řada metod (HANSÁGI 1974; BIENIAWSKI 1974; KONEČNÝ 1971), ty však mají zpravidla význam jen pro určité horninové prostředí a pro jistý účel (např. určování redukované pevnosti v tlaku v OKR pro účely regionální prognózy náchylnosti slojí k důlním otřesům).

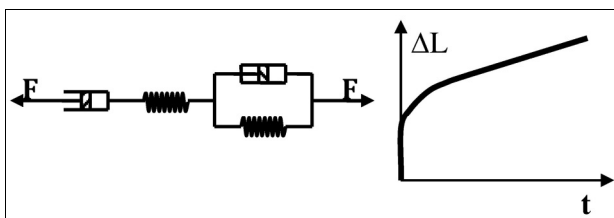
2.6 Vliv času

Přetváření a porušování hornin je přirozeně také ovlivněno rychlostí změn působících sil. I samotná rychlost zatěžování ovlivňuje parametry přetvoření a pevnosti. Proto jsou postupy testování hornin normalizovány a rychlost zatěžování (nebo deformace) je jedním z významných předepsaných parametrů.

Podrobný rozbor vlivu času na chování hornin by si vyžádal velký prostor, zabývá se jím celá vědní disciplína a to reologie.

Typickým problémem u tak heterogenních materiálů, jakými jsou obvykle horniny, je skutečnost, že vlivy času jsou často překryty vlastním rozptylem výsledků, kterým se vyznačují zkoušky za stejných podmínek. Na svém studijním pobytu ve VNIMI Petrohrad (dříve VNIMI Leningrad) jsem měl možnost diskutovat tyto záležitosti na špičkovém pracovišti, zabývajícím se reologickými experimenty. Tam jsem byl ujištěn, že se reologické vlastnosti na horninách projevují jednoznačně při řádově rozličných rychlostech zatěžování (např. pevnost v tlaku). Zkušební tělesa proto přitěžovali v různých zařízeních. Nejpomalejší, případně konstantní zatížení udržovali v pákových lisech s možností plynule a pomalu měnit zátěž, experimenty trvaly i několik měsíců. Rychlejší změny se dosahovaly v běžných laboratorních lisech. Vysoké rychlosti vyvíjeli pomocí padostrojů a nejrychlejší zatěžování dosahovali přitížením pomocí pístu, v němž explodovala nálož. Výsledky, získané v tak velkém rozsahu rychlostí, ovšem zcela přesvědčivě demonstrovaly nárůst pevnosti s rychlostí zatěžování.

Reologické chování hornin se často popisuje také pomocí reologických modelů. Ve VVUÚ v Ostravě Radvanicích jsme svého času ukázali, že za typický reologický model pro karbonické horniny v OKR můžeme přijmout model Tuckettův, jehož struktura je patrná na Obr. 11.



Obr. 11. Reologický model pro karbonické horniny. F – působící síla, ΔL – deformace, t – čas.
Fig. 11. Rheological model for carboniferous rocks. F – force, ΔL – deformation, t – time

2.7 Reálný vývoj primárních a indukovaných napěťových polí

Podle teoretických předpokladů je v hloubce H pod povrchem vertikální složka primárního napětí σ_v vyvolána tíhou nadložních hornin, takže nabývá hodnoty

$$\sigma_v = \gamma \times H$$

přičemž γ je objemová tíha nadložních hornin.

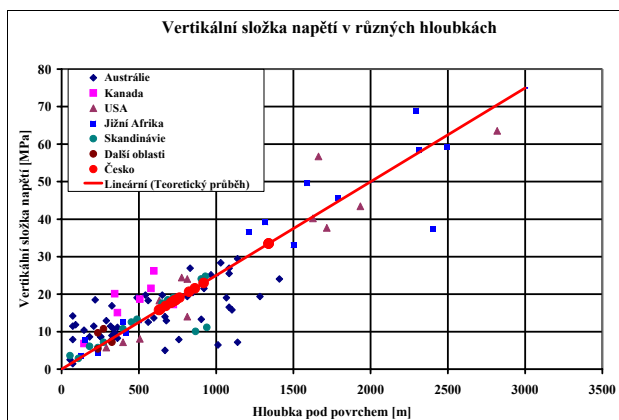
Pro horizontální složku σ_H v pružném poloprostoru pak teoreticky platí

$$\sigma_H = \sigma_v \times \frac{\nu}{1 - \mu}$$

kde ν je Poissonovo číslo hornin materiálu v nadloží.

Řada měření napětí v různých místech zemské kůry ukázala, že se reálná skutečnost od teoretických předpokladů odlišuje (obr. 12 a 13). Vertikální složka napětí (obr. 12) sice dobře sleduje teoretický trend (odchytky jsou pravděpodobně zapříčiněny jednak různou objemovou tíhou – červená linie vychází z hodnoty $\gamma = 2500 \text{ kg/m}^3$, jednak lokálními anomáliemi vyplývajícími např. z reliéfu terénu), naměřená horizontální složka je však výrazně odlišná (obr. 13).

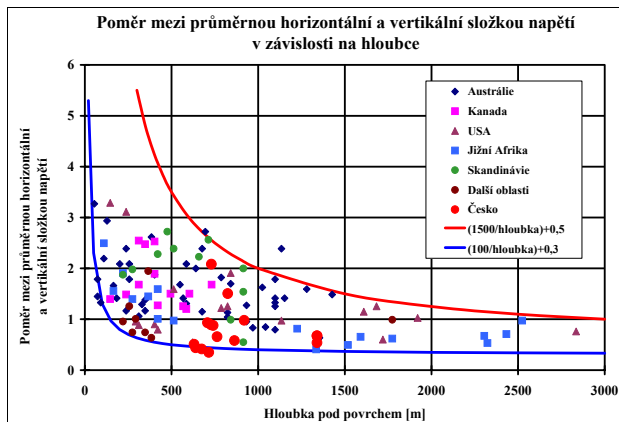
Poměr mezi horizontální a vertikální složkou by se totiž při relativně maximalisticky uvažovaném rozpětí Poissonova čísla od 0,1 do 0,4 měl pohybovat mezi 1/9 až 4/6, tedy mezi cca 0,11 až 0,67. Skutečnost je však jiná, ve většině případů je poměr mezi horizontální a vertikální složkou napětí výrazně vyšší. V intervalu hloubek cca 600 až 1400 m byl v ČR naměřen tento poměr v intervalu cca 0,3 až 1,0, extrémně však až 2,1.



Obr. 12. Vývoj vertikální složky napětí v závislosti na hloubce pod povrchem (podle BROWN & HOEK 1978, doplněno autorem)

Fig. 12. Vertical stress component depending on depth (according to BROWN AND HOEK 1978)

Tato situace pochopitelně také ovlivňuje průběh indukovaných napěťových polí, které se odvozují od primárního stavu, a kdy jsou tudíž často horizontální složky napětí v masivu výraznější, než se teoreticky očekává. Tomu odpovídají i poznatky z vývoje deformací důlních děl, kdy se v některých případech velikost subhorizontálních deformačních projevů stává problémem (není to vždy jen důsledek menšího odporu výztuže v subhorizontálním směru).



Obr. 13. Poměr průměrné horizontální složky a vertikální složky napětí v závislosti na hloubce pod povrchem (podle Brown & Hoek 1978, doplněno autorem)
 Fig. 13. Ration of average horizontal to vertical stress depending on depth (according to Brown and Hoek 1978)

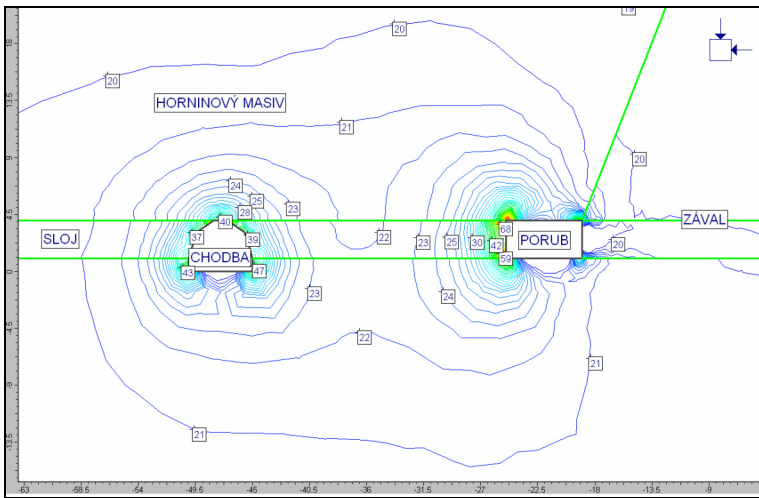
Problematika napětových polí v horském masivu je umocněna obtížemi s jeho reálným měřením. Nejpřesnější výsledky se dají zřejmě získat měřením deformací na bázi metody odlehčení vrtného jádra v nejrůznějších variantách (doorstopper, triaxial load cell, kuželová sonda), kdy změříme složky tenzoru deformace (šest nezávislých složek) a z nich a deformačních parametrů horniny určíme tenzor napětí (LEEMAN 1969). Vzhledem k náročnosti takového měření se často používá také systém založený na bázi hydraulického trhání Hydrofrac – Perfrac, kdy však zavádíme do výpočtu vertikální složku napětí (úměrnou hloubce měření).

U všech těchto měření získáváme bohužel pouze bodové výsledky. Pro posouzení celého, zpravidla složitějšího vývoje napětového pole by bylo zapotřebí realizovat řadu měření v různých místech zájmového prostoru a tak získat informace o proměnlivosti (resp. stálosti) napětového pole, jeho extrémních hodnotách, případně i vývoji v čase (např. v závislosti na postupu důlního díla (porubu)).

Protože měření napětových polí a jeho změn in situ v závislosti na vývoji sledované hornické činnosti byla a stále jsou velmi pracná a aparaturně náročná – tudíž i nákladná – mají pro řešení této problematiky velký význam modelové pokusy. Ve druhé polovině minulého století – až do konce 80. let – byly v hornické geomechanice intenzivně rozvíjeny metody fyzikálního modelování. Pro řešení některých teoretických problémů bylo používáno modelování s opticky citlivými materiály – fotoelasticimetrie – pro vývoj deformačních procesů v masivu a jeho porušování bylo vhodné modelování ekvivalentními materiály, intenzivně rozvíjené jak v bývalém Hornickém ústavu ČSAV v Praze, tak i Vědeckovýzkumném uhelné ústav Ostravě - Radvanicích. Neoddiskutovatelnou výhodou modelů z ekvivalentních materiálů byla jejich názornost a možnost dobře vystihnout

proces porušování. Nevýhodou byla – kromě prostorové náročnosti laboratoří – také relativní nákladnost a zejména časová náročnost experimentu (který musel také probíhat v určitém časovém měřítku). To omezovalo zejména uskutečnění variantních řešení daného problému.

Tyto dvě nevýhody radiálně odstranilo matematické modelování, které se v souladu s vývojem výpočetní techniky rozvíjelo i u nás koncem minulého a počátkem tohoto století, a jehož rozvoj stále pokračuje. Jeho „uživatelsky přátelský“ charakter a flexibilita umožňuje operativní řešení potřebného počtu variant a situací, které umožní pochopit vliv různých faktorů na vývoj napětí/odeformačního pole při řešení konkrétních báňských situací. Na obrázku 13 je ukázka výstupu - průběhu izolinií vertikální složky napětí z jednoduchého rovinného matematického modelu, znázorňujícího přibližování porubu k chodbě v jeho předpolí.



Obr. 14. Ukázka výstupu matematického modelu. Vertikální složka napětí v předpolí porubu přibližujícího se k vyražené chodbě v předpolí.

Fig. 14. Demonstration of the output from the mathematical model. Vertical stress component between the longwall and a gate at fore field.

Vývoj směřuje ke stále dokonalejším modelům, vystihujícím různé konstituční vztahy a umožňující rovinná i prostorová řešení. Řešení nejsložitějších modelů však již zpravidla přesahuje možnosti jednotlivce, ale jsou řešeny celými odbornými kolektivy.

Problémem při matematickém modelování je správné zadání vstupních parametrů charakterizujících horský masiv. Každý matematický model vyžaduje zadání tří typů parametrů: parametry geometrické, parametry charakterizující vlastnosti materiálů a parametry silové (napětíové), charakterizující působení

definovaných vnějších sil (napětí). Je evidentní, že znalost těchto parametrů je ba různé úrovni. Geometrie modelovaného díla a některé geometrické parametry přírodní (např. hloubka uložení) jsou známy v podstatě zcela přesně, geometrii stavby horského masivu (průběh mezivrstevních ploch, tektonických poruch a pod.) známe již jen s určitou pravděpodobností v závislosti na kvalitě a podrobnosti geologického průzkumu a znalosti o vlastnostech materiálů, budujících horský masiv jsou k dispozici obvykle převážně jen ze zkoušek na vzorcích (zkušebních tělesech), což s sebou nese všechny výše diskutované problémy (rozdíl mezi zkušebním tělesem a masivem, proměnlivost uvnitř jednoho typu horniny atd.). Zavádíme-li do modelu i působení vnějších sil, pak záleží pochopitelně na tom, s jak přesné informace máme o velikosti a směru jejich působení. S těmito okolnostmi se tedy musíme vypořádat tak, že pro studovanou část masivu vytvoříme nejdříve geomechanický model, kterým představuje jakousi zjednodušenou verzi modelované skutečnosti, přičemž zjednodušení (horského masivu) je možné jen do té míry, aby modelové i reálné chování masivu bylo srovnatelné.

Při tom se naráží – speciálně u modelování hornických problémů – na další problém, spočívající v rozporu požadovaných rozměrů modelovaných detailů a rozměru modelované oblasti. Není výjimkou, že při modelování např. optimálního odrubávání skupiny slojí má zájmová oblast půdorysné rozměry např. řádově v km² a to při mocnosti sledovaného souvrství řádově 100 m. Modelovaný objem masivu se tak bude pohybovat v řádu 10⁵ až 10⁶ m³. Při použití konečných prvků metrového rozměru je patrné, s jak velkým počtem prvků musíme počítat, kdybychom chtěli do modelu zahrnout např. prvky rozměru 10 cm (např. propílastky) narostl by počet prvků zřejmě neúměrným způsobem. Každý model tedy vzniká jako jakýsi kompromis mezi realitou a jejím zobrazením.

Výsledek modelování pak může dobře reflektovat jen vliv těch faktorů, které jsou do modelu přiměřeně zavedeny.

Nicméně výsledky vyplývající z matematického modelování můžeme velmi dobře verifikovat tak, že – na jedné straně vypočteme větší množství variantních matematických modelů, vystihujících mimo jiné vývoje modelovaného problému – např. postup porubu a na straně druhé měříme in situ odpovídající projevy, které porovnáváme s modelovanými výstupy. Tento postup umožňuje přiměřenou úpravou vstupních parametrů postupně dosáhnout toho, že se modelové výsledky v různých fázích modelu shodují se skutečností. Lze pak oprávněně očekávat, že i v závěrečné fázi řešení bude mít model potřebnou správnou vypořádací schopnost.

3. Využití geomechanických poznatků při řešení úloh praxe

Je zřejmé, že výzkum v oblasti geomechaniky přináší stále nové a nové poznatky, při čemž ne vždy je u nich na prvý pohled zřejmý jejich prakticky využitelný potenciál. Rozvoj výpočetních metod, zejména matematického modelování, postupně rozšiřuje možnosti uplatnění poznatků, popisujících chování hornin. Podotýkám, že netvrdím, že dosáhneme v (hornické) geomechanice takové úrovně,

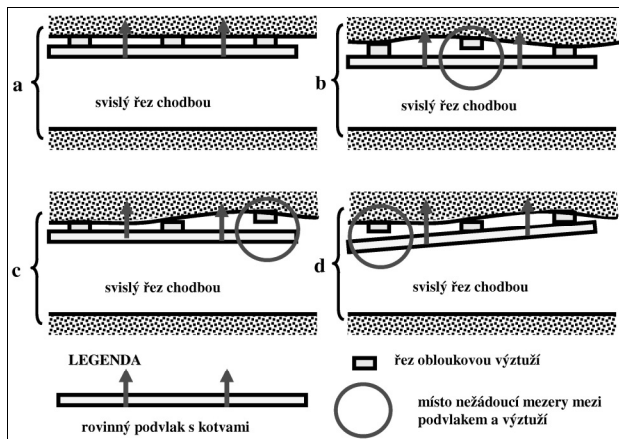
že ve všech případech budeme mít k dispozici řešitelský algoritmus, který nám umožní přesně vypočítat velikost požadovaných údajů (přinejmenším zůstane problém vstupních dat ovlivněných proměnlivostí zkoumaného subjektu – horského masivu – který je produktem přírodních procesů a tudíž bude v čase i prostoru variabilní), považuji však za opodstatněné, že budeme schopni vystihnout podstatu probíhajících dějů a je v určitém rozsahu kvantifikovat. Tím, že podstatu procesů vyvolaných určitými zásahy do horského masivu pochopíme a budeme schopni v zásadních obrysech ocenit jejich velikost (intenzitu), budeme moci i zpětně ovlivňovat a optimalizovat zásahy do masivu tak, abychom dosáhli žádaného efektu FRANKLIN, DUSSEAULT (1989), KONEČNÝ (1997).

Takovýto přístup bych si dovilil demonstrovat na jednom z problémů, řešených na našem ústavu v poslední době. Jde o tzv. vysoké kotvení, což je metoda zpevňování podpěrné výztuže porubních chodeb. Řešení bylo motivováno požadavkem OKD, a.s.

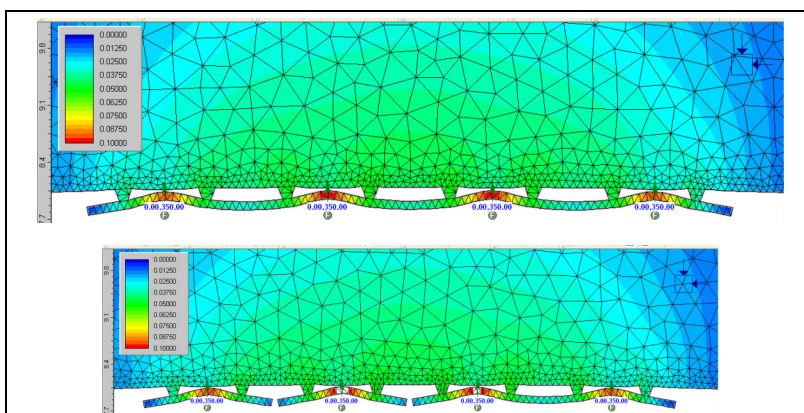
Princip vysokého kotvení spočívá v tom, že se oblouky poddajné ocelové obloukové výztuže podepřou (podchytí) rovinami, přikotvenými dlouhými (cca 5 až 6 m) strunovými (lanovými) svorníky do vyššího nadloží. Uvedeným způsobem je možno nahradit dnes obvykle užívané zesílení pomocí středních stojek. Nebudu zde rozvádět detailně řešení celého problému, využití moderních metod bych zde rád ilustroval na jednom řešeném detailu.

U nás je obvykle přijímána představa, že se podpěrné roviny spojí (sešroubují), čímž vznikne jeden „nekonečně dlouhý“ podvlak umístěný více – méně v ose chodby, přikotvený do stropu. V reálném důlním provozu vzniká problém v důsledku toho, že podepírané oblouky ocelové obloukové výztuže jsou zpravidla různě výškově přesazené, takže některé se po instalaci a ukotvení podvlaku s ním vzájemně nedotýkají, a pokud se vhodně nepodloží, vzniká mezi podvlakem a příslušným obloukem mezera. Obr.15. ilustruje problém u podvlaků, podepírajících 3 výztužné oblouky. U delších podvlaků, a ovšem u podvlaků spojených, je nebezpečí vzniku mezer mezi obloukem výztuží a podpěrným rovinným tahem ještě akutnější.

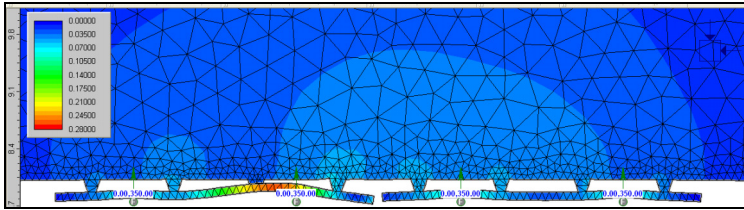
Abychom si ujasnili chování kotvených podvlaků v závislosti na kvalitě podchycení, požili jsme matematické modelování. Výsledky relativně jednoduchých rovinných modelů, ve kterých je působení vysokého kotvení simulováno osamělými silami, mají velmi dobrou kvalitativní vypovídací schopnost, a velmi dobře ilustruje chování jednotlivých prvků vysokého kotvení. Mimo jiné je zřejmé, že není důvodů trvat na vzájemném propojování rovin do „nekonečného pásu“, ba dokonce že za určitých technologických okolností mohou být krátké podvlaky přikotvené jedním nebo dvěma kotvami optimální. Není-li zajištěn prvotní kontakt mezi přikotvenou rovinou a podepíranou obloukovou výztuží, je ovšem nutno počítat s výrazně méně příznivým ovlivněním stropních poměrů než u ekvivalentně dimenzovaných středních stojek, u nichž je kontakt s výztužnými oblouky automaticky zajištěn.



Obr. 15. Ideální (a) a reálné (b), (c), (d) podepření výztužných oblouků rovinnými podvlaky
 Fig. 15. Ideal (a) and real (b), (c), (d) support of steel arches with straight beams

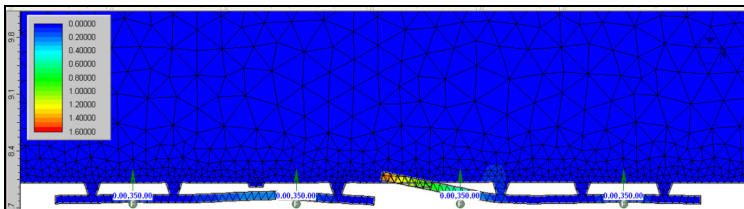


Obr. 16. (scale factor 2). Porovné chování ideálně uloženého 8 m dlouhého podvlaku s 8 kotvami se 4 m dlouhým podvlakem se 2 kotvami a krátkými 2 m dlouhými podvlaky s 1 kotvou
 Fig. 16. (scale factor 2). Comparison of behaviour of ideal installed 8 m long beam with 8 anchors with 4 m long beam with 2 anchors and 2 m beams with 1 anchor



Obr. 17. (scale factor 0,5). Porovnání chování 4 m dlouhého podvlaku se 2 kotvami a se ztrátou opory na 1 vnitřním oblouku s ideálně uloženým stejným, podvlakem

Fig. 17. (scale factor 0,5). Comparison of behaviour of 4 m long beam with 2 anchors without contact with 1 internal arch with ideal installed beam.



Obr. 18. (scale factor 0,2). Porovnání chování 4 m dlouhého podvlaku se 2 kotvami se ztrátou opory na 1 vnitřním oblouku se stejným podvlakem se ztrátou krajní opory

Fig. 18. (scale factor 0,2). Comparison of behaviour of 4 m long beams with 2 anchors each, one without contact with an internal arch, the other with an external arch

4. Závěr

Doufám, že je ze skutečností, které jsem uvedl, zřejmé, že ani v hornické geomechanice nesmíme odbývat nové poznatky geomechaniky tím, že jsou pro hornickou praxi příliš teoretické, složité a tudíž nepoužitelné. Naopak, jsem toho názoru, že neustálé prohlubování našeho poznání má svůj nepopíratelný význam, i když není někdy na první pohled patrné, jak nové poznatky při řešení praktických úloh použít. Jsem přesvědčen, že musíme vědecký pokrok stále sledovat a pokoušet se ho využívat a to dvěma způsoby: pro přímé řešení problémů tam, kde to již umíme, resp. kde jsme toho schopni, a také pro modelování dějů s cílem pochopit jejich podstatu a míru působení jednotlivých faktorů, které se na sledovaných procesech podílejí.

Literatura

- BIENIAWSKI Z.T. 1974. Geomechanic classification of rock masses and its application in tunneling. Proc. Third Int. Congress on Rock Mechanisc , ISRM, Denver 1974, pp. 27-32
- BOCK H. 1983. An introduction to rock mechanics. *Mir*, Moscow, 1983.

- BONNECHÉRE, F., FAIRHURST, C. 1969. Determination of the regional stress field from "doorstopper" measurements. *Proceedings Int. Symp. on the Determination of Stress in Rock Masses, Lisbon*, Paper No. 13
- BROWN, E.T. AND HOEK E. 1978. Trends in relationships between measured rock in situ stresses and depth. *Int. J. Rock Mech. Min. Sci. & Geomech. Abstr.* 15, 211-215.
- COULOMB, C.A. 1776. Essai sur une application des regles de maximis et minimis a quelques problems de statique, relatifs a l'architecture. *Memoires de Mathematique & de Physique* 7, 1776, str. 343-82
- FRANKLIN, J.A., DUSSEAULT, M.B. 1989. *Rock Engineering*. McGraw-Hill Publishing Company New York
- GRIFFITH, A.A. 1921. The phenomenon of rupture and flow in solid. *Phil. Trans. Roy. Soc. London*, A221, str. 163-198
- HANSÁGI, I. 1974. A method of determining the degree of fustration of rock *Int. J. Rock Mech. Min.Sci & Geomech. Abstr. Vol. 11*, Pergamon Press, 379 - 388
- HOEK, E. 2007. *Practical Rock Engineering. Rocscience Inc. 2007*. Elektronické medium.
- JAEGER, J.C., 1960. Shear fracture of anisotropic rocks. *Geol. Mag.* 97: 95-72
- JAEGER, J.C., COOK, N.G.W. 1976. *Fundamental of rock mechanics*, London
- KIYOO MOGI, 2007. *Experimental rock mechanics. Geomechanics research series – Svazek 3, Balkema-proceedings and monographs in engineering, water and earth sciences*. CRC Press, 2007, ISBN: 0415394430, 9780415394437. Počet stran: 361
- KONEČNÝ, P. 1971. Výzkum pevnosti horninového masivu a reologických vlastností karbonských hornin. *Zpráva VVUÚ Ostrava – Radvanice*, 1971
- KONEČNÝ, P. 1992. Mining induced seismicity (rock bursts) in the Ostrava - Karviná Coal Basin, Czechoslovakia. *In: Induced seismicity*, Knoll (ed.), Balkema, Rotterdam, 107-129
- KONEČNÝ, P. ET AL 1973. Výzkum pevnostních a přetvárných vlastností hornin při víceosém namáhání. *Zpráva č. 123*, VVUÚ Ostrava-Radvanice
- KONEČNÝ, P 1997. New achievements in geomechanics and their importance for mining theory and practice. *In: Mine Planning and Equipment Selection 1997*. Rotterdam, Balkema 1997. - S.
- KULATILAKE P.H.S.W, SWOBODA G. 1994. Geomechanical modelling of jointed rock. *Felsbau 6/94*, Verlag Glückauf GmbH, Esen, 387 - 394
- KVAPIL, R. 1955. Teorie toku sypkých a balvanitých hmot v zásobnících. *Praha, SNTL*, 1955
- KVAPIL, RUDOLF: Nové názory v teorii horských tlaků a důlních ořesů. *Praha, SNTL*, 1957
- LEEMAN, E. R. 1969. The measurements of stress in rock: a review of recent developments (and a bibliography). *Proceedings Int. Symp. on the Determination of Stress in Rock Masses, Lisbon*, 1969. Paper No.6.
- LEEMAN, E. R. 1969. The C.D.S.I.R. "doorstopper" and triaxial rock stress measuring instruments. *Proceedings Int. Symp. on the Determination of Stress in Rock Masses, Lisbon*, Paper No. 28
- ŘÍMAN A. 1937. Příspěvek k teorii vlastností spodních sušských slojí. *In: Hornický věstník*, 1937
- ŘÍMAN A. 1955. Základy mechaniky hornin a důlních tlaků. *Praha, SNTL* 1955
- VELES, P. 1985. *Mechanické vlastnosti a skúšanie kovov. ALFA /SNTL*, 1985

Problematika potřeby zdokonalování prevence hornických rizik

Topical issues connected with necessity of improvement of mining hazards prevention

J. DRZEWIECKI¹, J. KABIESZ¹, A. PRZECZEK², P. KONÍČEK³

1 Central Mining Institute, Katowice, Poland

2 Green Gas DPB a.s., Paskov

3 Institute of Geonics AS CR, v. v. i., Ostrava

Abstract

Many mine induced seismic events are monitored in Upper Silesian Coal Basin both in Czech and Polish parts. In some cases these seismic events are attendet by rock bursts. Many broadly-based researches are carried out by Czech and Polish science institutions to explain the rockburst genesis. For all that we consider rockburst as hardly predictable mining risks. The contribution focuses on rockburst control solution. The examples of the stress-strain monitoring methods used by both Polish and Czech researchers are described together with some useful rock burst prevention methods. The high level of knowledge of the determinative parameters of the rockbursts occurrence help to create effective rockburst model. Anyway the research collaboration in the area of rock burst study improve the degree of mining safety.

Klíčová slova

stěnování, horský masiv, přetvoření, měření napětí in situ

Úvod

Hornická činnost se denně potýká s překonáváním potíží, vznikajících v důsledku přirozených vlastností pracovního prostředí, technických a technologických omezení používaného výrobního procesu a jeho příslušenství. Chování horského masivu, chápaného jako pracovní prostředí, není zcela předvídatelné, což je nutno chápat zejména ve vztahu k proměnlivosti jeho mechanických vlastností a k intenzitě ohrožení osádky působením přirozených rizik. Obě tyto vlastnosti se projevují v různorodé intenzitě narušování primárního rovnovážného stavu v horském masivu.

Pro zajištění bezpečnosti práce a pro minimalizaci profesního rizika, které doprovází osádky na všech pracovištích, je nutno průběžně monitorovat úroveň přirozených ohrožení a aplikovat profylaktické činnosti, přiměřeně k úrovni

každého zjištěného ohrožení. Rostoucí objemy investic, jež podniky vynakládají na zavádění nových technologií, nákup zařízení a monitorovacích systémů, ukazují na rostoucí význam ochrany zdraví a bezpečnosti práce.

V současné době, v Hlavním institutu hornictví (GIG) v Polsku a paralelně i v Ústavu geoniky AV ČR v.v.i. a Green Gas DPB a.s. v České republice probíhají vědecko-výzkumné práce, zaměřené na zkoumání mechanismů aktivace přirozených rizik. Je nutno zdůraznit, že, dle názoru těchto vědeckých institucí, mezi nejnebezpečnější přirozená ohrožení patří otřesová, plynová a záparová problematika. Ukazuje na to počet výskytů nežádoucích událostí a materiální ztráty, postihující jednotlivé podniky v obou státech. Potřebou doby se stává určení, ve které oblasti široce chápaného hornictví je možný největší pokrok, jaké směry prací budou o něm rozhodovat v nejbližších letech a jakými směry je v této souvislosti nutno orientovat výzkumné, konstrukční a kontrolní činnosti s cílem systematického zvyšování úrovně bezpečnosti v hornictví. Je nutno si uvědomit, že v těchto úvahách nelze pomíjet ekonomické hledisko, tedy objem nákladů na nová technická a organizační řešení a na jejich zavádění se zvláštním zřetelem na náklady spojené s předcházením přirozeným rizikům.

1. Nejdůležitější otázky spojené s prevencí přirozených ohrožení v kamenouhelných dolech

I přes stále rostoucí náklady na bezpečnost práce je každoročně evidována řada nehod s lidskou účastí, jež jsou důsledkem působení přirozených rizik na pracovišti. Počet tohoto druhu nehod v průběhu let 1998 – 2008 se významně snížil, nicméně tyto nehody stále ještě představují problém, vyžadující neustálou pozornost důlního dozoru a výzkumných pracovníků. Ztráty v důsledku výrobních prostojů a nákladů spojených s obnovením bezpečnosti provozu jsou nadále velmi vysoké (GIG 2009).

Intenzita působení přirozených rizik není termínem, který by plně vyjadřoval povahu jevů, s nimiž se setkáváme v praxi. Vyplývá to z následujících premis. První je dána existencí nedostatečně (ve vztahu k budoucnosti) kvantifikovaného ohrožujícího faktoru, který nicméně v průběhu vedení hornické činnosti určitě vystoupí. Druhá se vztahuje na možnost, pro bezpečnost posádky podstatné redukce ohrožení v důsledku náležité aplikace vhodně zvolené prevence.

Za přirozená rizika jsou považována: důlní otřesy, endogenní požáry, vznícení nebo výbuch metanu, průtrže hornin a plynů, průvaly vod a bahnin, pobyt osádky zaplňovaném prostředí, závaly průvodních hornin. Ohrožení tohoto druhu patří mezi rizika hornické práce, vyplývající z přirozených vlastností horského masivu a jeho stavebních jednotek, případně jež jsou důsledkem hornické činnosti na ložisku.

Při zkoumání přirozených rizik, působících v hornictví, lze konstatovat, že každé z nich je možno prognózovat a hodnotit jak ve fázi projektování exploatace, tak i jejího vedení a likvidace. Aktivace jednoho nebo více druhů přirozených rizik

je častokrát následkem chybného hodnocení faktorů, rozhodujících o jejich výskytu v každé z výše uvedených výrobních fází, a v důsledku toho o nasazení neúčinných metod prevence. Nutno zdůraznit, že vyčlenění všech faktorů je prakticky nemožné. Jejich počet je rozdílný pro každý druh ohrožení a zároveň je proměnlivý v závislosti na vývoji hornické situace, která rozhoduje o nárůstu konkrétního rizika. V praxi se stále častěji setkáváme se současným výskytem více druhů přirozených rizik. V důsledku toho se aplikované prostředky prevence mohou vzájemně eliminovat, případně mohou snižovat očekávanou účinnost poklesu míry ohrožení jednotlivými riziky.

Současná úroveň znalostí v oblasti hodnocení rizik, včetně numerických metod, monitoringu rizik a technických prostředků prevence umožňuje jejich účinnou minimalizaci. Výjimkou je nebezpečí důlních otřesů, k nimž dochází v důsledku vysokoenergetických geomechanických dynamických jevů. Jejich vznik je zpravidla nahodilý a nepředvídatelný. Z toho vyplývá, že prevence, aplikovaná pro jejich zvládnutí, musí zpravidla obsahovat techniko-organizační opatření, stanovená nejen pro jednotlivá důlní díla, nýbrž pro celou dobývanou oblast.

Dobývání černého uhlí vyžaduje v každé fázi pokročilého technologického procesu použití specializovaných nástrojů a zařízení. Kontrola tohoto procesu a zvláště monitoring přirozených rizik se současně stávají účinnějšími, což je výsledkem zavádění nových technických řešení, nových materiálů, případně adaptace moderních technologií v oblastech automatizace a informatiky.

Hornicko-geologické podmínky v dobývané oblasti rozhodují o úrovni bezpečnosti práce, podmiňované výskytem přirozených rizik, případně výrobním procesem. Vývoj systémů dobývání uhlí má v maximální možné míře zajišťovat požadovanou úroveň bezpečnosti na všech pracovištích. Tyto systémy mají být založeny na tak sestavených technologických posloupnostech, aby jednotlivé stroje a zařízení byly využívány v plném rozsahu jejich možností, a to i v případě zavedení nezbytných změn, v důsledku změn úložních podmínek, či intenzifikace přirozených rizik.

Specifika činnosti důlního závodu spočívá mimo jiné i v tom, že bezpečnost a pracovní komfort na každém pracovišti budou spjaty s možností monitoringu ohrožení prostředí, v tom výskytu přirozených rizik, a s metodami jejich omezování. Odolnost technologií vůči nahodilým jevům, proměnlivým hornicko-geologickým podmínkám, případně vůči nárůstu intenzity přirozených ohrožení, a s tím spojené zavedení plné automatizace technologických procesů, ve spojení s dlouhodobým současným využíváním strojů, zařízení a důlních děl, budou určující pro umístění technologie v žebříčku bezpečných technologií.

2. Směry prací vedoucích ke snížení úrovně seismicity a omezení nebezpečí vzniku důlních otřesů

Protiotřesová a protiprůtržová problematika patří mezi obtížně předvídatelná ohrožení ve smyslu jednoznačnosti predikce času jejich vzniku, energie a možných následků. Ostatní hornická přirozená rizika, tj. záparová, plynová, prachová

a klimatická jsou následkem vedení hornické činnosti, a o jejich intenzitě zpravidla rozhodují faktory ovlivnitelné technologií dobývání a rozsahem aplikované prevence. Obzvláště je nutno zdůraznit, že intenzita každého z uvedených rizik je zpravidla výsledkem lidské činnosti, která aktivuje jejich negativní projevy. Kupříkladu, nedostatečně vyztužené důlní dílo se postupně deformuje a snižuje se jeho světlý průřez. V důsledku toho dochází i k omezování objemu jím proudících větrů, ke zvyšování koncentrace metanu a množství prachu, zvyšování teploty vzduchu a okolních hornin, v tom i uhlí – tedy k nárůstu některých dalších ohrožení. Jinými slovy, ve vztahu k těmto ohrožením existují reálné možnosti použití vhodných prostředků prevence, tím spíše, že máme vhodné diagnostické metody pro jejich zjišťování a účinné preventivní procedury.

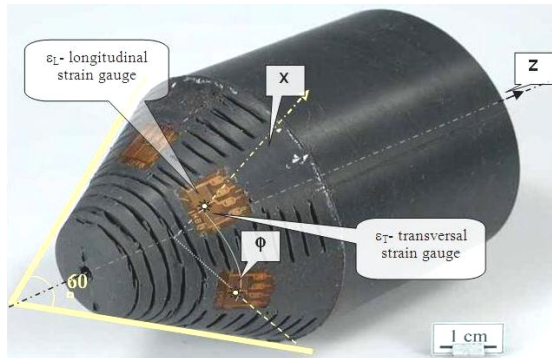
Důlní otřes jako důsledek seismického jevu má nahodilý charakter, což dokládají podobné události, provokované zdánlivě se vylučujícími parametry, jež je popisují. Důlní otřesy byly zaznamenány i v oblastech, kde nebezpečí jejich vzniku bylo dle provedené prognózy na nízké úrovni, nebo kdy objem uvolněné seismické energie byl velmi malý, případně kdy místa zjištěných projevů v důlních dílech byla velmi vzdálená od epicenter seismických jevů. Absence jednoznačných příznaků nadcházejícího otřesu, a to i v oblastech jejich zvýšeného nebezpečí, vylučuje možnost účinnému aktivnímu předcházení těmto jevům.

Prognózu nebezpečí vzniku důlních otřesů je třeba přizpůsobit faktorům ovlivňujícím jejich vznik a oblastem, v nichž se tato nebezpečí vyskytují, nebo se mohou vyskytovat; schází ovšem možnost časové predikce jejich vzniku. V této souvislosti hlavní vědecko-výzkumná činnost jak Ústavu geoniky AV ČR, v.v.i, Hlavního institutu hornictví (GIG) w Katowicích, tak i Green Gas DPB, a.s., směřující ke zlepšení pracovních podmínek hornických osádek, je zaměřena na zkoumání charakteristických vlastností a příznaků takových jevů v dobývané oblasti. V těchto institucích probíhají zároveň i práce v oblasti zkvalitnění účinnosti používaných preventivních metod a na zavádění metod nových. S ohledem na široké spektrum zaměření výzkumných prací, jejich úplná prezentace překračuje možnosti nynějšího příspěvku. V následující kapitole jsou proto uvedeny pouze výzkumy týkající se prováděných in situ měření vznikajících dislokací a přetvoření horského masivu, který je ovlivňován stěnováním. Je nutno zdůraznit, že řada prací v této oblasti se vzájemně doplňuje. Výměna zkušeností je proto žádoucí s ohledem na vymezení rozsahu realizovaných prací.

3. Měření dislokací a přetvoření horského masivu, ovlivňovaného stěnováním

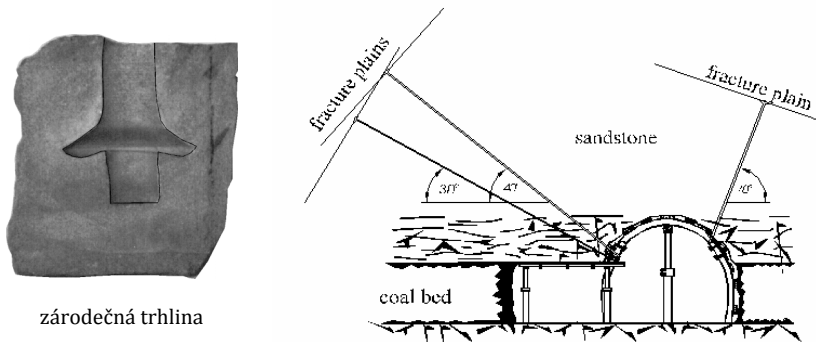
Vrstevní stavba horského masivu, mechanické vlastnosti a rozměry jeho stavebních jednotek, determinují chování horského masivu v důsledku narušení jejich rovnovážného stavu hornickou činností. Dosah porušení je funkcí intenzity a objemu provedených a/nebo současně vedených prací, s čímž jsou nerozlučně spjaty, odlišné ve srovnání s gravitačními, napěťové stavy. Jak při ražbách dlouhých důlních děl, tak i v průběhu vedení porubů se setkáváme s lokálními,

časoprostorově proměnlivými oblastmi napětově-přetvárné a tím i energetické nerovnováhy. V oddělení geomechaniky a báňského výzkumu Ústav geoniky AV ČR, v.v.i. jsou již řadu let zkoumána přetvoření horského masivu přímým měřením s využitím tenzometrické kuželové sondy, umístěné u dna vrtu (STAŠ ET AL. 2008) – obr. 1.



Obr. 1. tenzometrická kuželová sonda – Ústav geoniky AV ČR, v.v.i. Ostrava
Fig. 1. Stress Tensor Gauge Probe – Institute of Geonics AS CR, Ostrava

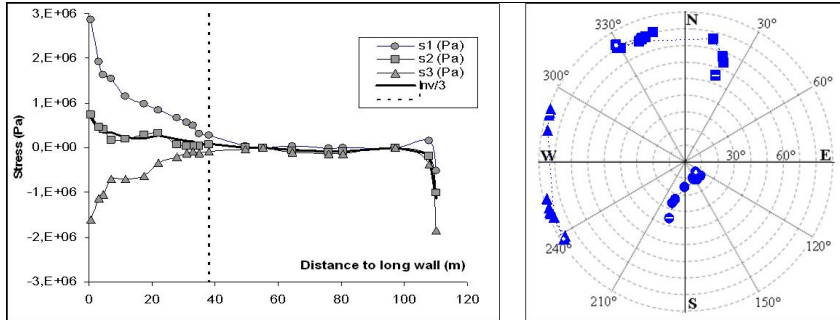
Obdobná měření provádí i Hlavní hornický institut (GIG) v Katowicích, přičemž využívá zařízení vyvinuté pro účely hydraulického štěpení hornin. Tato metoda umožňuje stanovit směry a velikosti hlavních napětí měřením iniciačního tlaku porušení hornin v předem mechanicky iniciovaných a orientovaných dělicích plochách (MAKÓWKA 2006) – obr. 2.



Obr. 2. Projekt výzkumných vrtů se zárodečnou trhlinou – Hlavní institut hornictví (GIG) Katowice
Fig. 2. Projects of directional hydraulic fracturing - Central Mining Institute in Katowice

Hlavním rozdílem metody hydraulického štěpení hornin oproti metodě používané Ústavem geoniky AV ČR, v.v.i. je velký objem hornin, podléjících se na měření. Umožňuje to chápat získané výsledky nejen jako bodové – obr. 3, nýbrž i jako výsledky přetvoření celého horninového bloku – obr. 4.

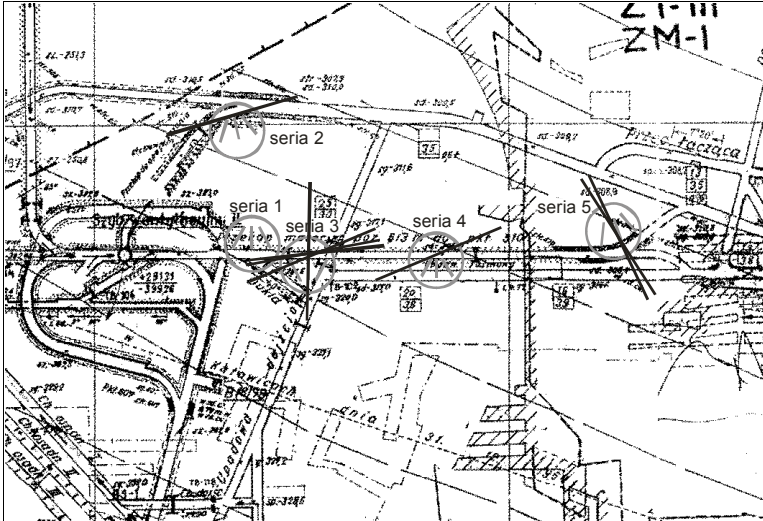
Na obr. 3 je znázorněna bodová změna hlavních napětí u dna vrtu v závislosti na vzdálenosti od porubní fronty (STAŠ ET AL. 2008).



Obr. 3. Změny indukovaných hlavních napětí a orientace jejich os jako průsečíků s dolní, projekční hemisférou – Ústav geoniky AV ČR, v.v.i. Ostrava

Fig. 3. Development of the stress changes and orientation of their axes the intersection on lower projection hemisphere – Institute of Geonics AS CR, Ostrava

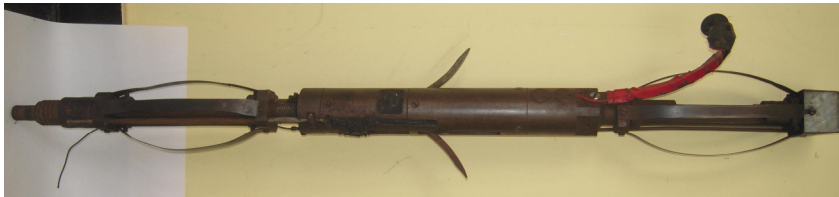
Na obr. 4 jsou ve formě úseček znázorněny směry horizontálních napětí, získané z výsledků měření ve vrtech metodou hydraulického štěpení hornin (MAKÓWKA 2010).



Obr. 4. Orientace horizontálních napětí v okolí dlouhých důlních děl – Hlavní institut hornictví (GIG) Katowice

Fig. 4. Location of horizontal stresses bigger SH according to results from Central Mining Institute in Katowice.

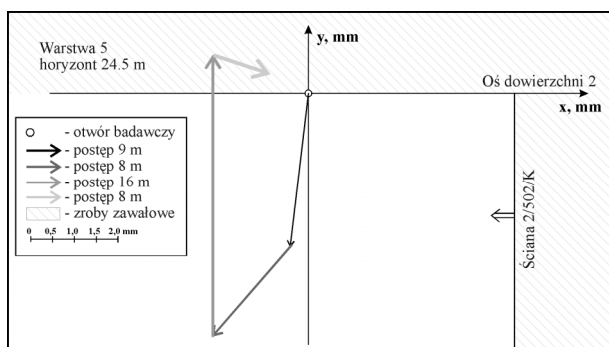
Měření, realizovaná za účelem vymezení ploch exploatačního štěpení mocných pískovcových vrstev, byla prováděna v reálných podmínkách polských dolů. Měřicí cyklus spočíval v zobrazování tvaru pláště pokusného vrtu pomocí zvlášť pro tyto účely vyvinuté měřicí sondy – obr. 5. Sonda je vybavena dvěma axiálně umístěnými pohyblivými rameny a čítačem překonané vzdálenosti. Během pohybu sondy ve vrtu dochází k registraci jejího posunu, záznamu odchylny od svislice a měření průměru vrtu. Zakódované impulsy jsou vysílány do registrátoru EDR-8000. Na základě těchto informací je možno přesně zobrazit tvar pláště vrtu v definovaných plochách.



Obr. 5. Měřicí sonda pro zobrazování tvaru pláště vrtu – Hlavní institut hornictví (GIG) Katowice

Fig. 5. Measurement probe for image of shapes of borehole side - Central Mining Institute in Katowice

Měření ve vrtech v předpolí porubní fronty v plochách řezů, orientovaných kolmo, rovnoběžně a šikmo vůči ploše porubní fronty umožnily vymezit plochy dezintegrace/štěpení mocných nadložních vrstev v předpolí porubu a určovat hodnoty a směry pohybu vytříděných vrstev (WALASZCZYK ET AL. 2001). Obr. 6. zobrazuje vektory pohybu jedné vytříděné vrstvy, vzdálené 24,5 m od stropu sloje pro dosahované postupy porubní fronty 9 m, 8 m, 16 m a 8 m.



Obr. 6. Vektory pohybu na horizontu vzdáleném 24,5 m od stropu sloje – Hlavní institut hornictví (GIG) Katowice

Fig. 6. Vectors of motion of rocks defined on the horizon at a distance of 24,5m from coal seam Central Mining Institute in Katowice

Nutno zdůraznit, že práce tohoto druhu umožňují usuzovat na mechanismus seismických jevů a na podmínky, které musí být splněny, aby došlo k dynamické destrukci horninového bloku (DRZEWIECKI 2004). Jsou to tedy práce směřující k poznání geneze seismických jevů a v důsledku jsou nápomocné pro vypracování dokonalejších metod prognózy a prevence ohrožení důlními otřesy (DRZEWIECKI ET AL. 2008).

4. Závěr

Hospodářský rozvoj každého státu vyžaduje stále větší objemy energie. Ve státech, vlastních přirozené zásoby energetických surovin, je nezbytné zavádění technologií jejich exploatace a obohacování při použití nejnovějších technických vymožeností při současném důrazu na hledisko bezpečnosti práce. Zvýšení úrovně bezpečnosti a produktivity práce, možnosti adaptace moderních technických a technologických řešení, všestrannost jejich aplikace v proměnlivých hornicko-geologických podmínkách jsou základem ekonomické úspěšnosti tohoto průmyslového odvětví.

Exploatace ložisek černého uhlí probíhá ve stále náročnějších podmínkách, podmíněných především rostoucí hloubkou uložení slojí, výskytem mnoha přirozených a technických bezpečnostních rizik, nedoinvestováním dolů a požadavky na ochranu povrchu. Tyto závislosti zapříčiňují růst nákladů na prevenci nežádoucích jevů, drastické snižování dobytelných zásob a pokles efektivity dolů. Stále se zhoršující podmínky exploatace ložisek vyplývají z různorodých, stále složitějších a hůře předvídatelných forem přirozených hornických rizik. Současně používané dobývací technologie musí zohledňovat existující rizika a současně, což je zásadní, nezpůsobovat nadměrnou aktivaci žádného z nich. Bez systémového zohledňování těchto aspektů nebude možné podstatné zlepšení bezpečnosti práce, vyplývající ze zavedení nových, obsahujících veliký inovativní náboj, hornických technologií (DRZEWIECKI ET AL. 2008).

Poznání a hodnocení parametrů, jež rozhodují např. o narůstajícím nebezpečí vzniku otřesů, s nímž v určitých dobývacích oblastech je nutno vždy počítat, rozhoduje a bude rozhodovat o bezpečnosti hornických osádek. Výzkumné práce směřující k definování příčin rizik, s využitím měření tvarových a objemových proměn určité části horského masivu a jeho přeskupování, jsou nápomocné stále přesnějšímu definování modelů, dobýváním narušeného, horského masivu. Výsledky měření in situ v oblastech vedené hornické činnosti (DRZEWIECKI 2004), (MAKÓWKA 2010), (STAŠ ET AL. 2008) a analýzy mechanismů jí provázející seismické aktivity (STEC 2005), (PTÁČEK ET AL. 2009) umožňují definovat hypotézu geneze dynamických jevů, ovlivňujících úroveň nebezpečí vzniku otřesů. Výsledky dosavadních, výše zmínovaných výzkumných prací ukazují rovněž na možnosti zpracování podrobných technologických řešení, které by mohly snížit míru ohrožení otřesy v konkrétní dobývané oblasti. Jako vysoce pravděpodobné se jeví, že pro každý analyzovaný případ bude možno již ve fázi projektování exploatace vypracovat technologii, která by zohledňovala periodické změny intenzity exploatace, aplikaci účinných trhacích prací nebo hydraulických metod dezintegrace pro dosažení požadovaných změn makrostruktury horského masivu (KONIČEK ET AL. 2008), (DRZEWIECKI ET AL. 2008).

Literatura

- DRZEWIECKI, J. 2004. Wpływ postępu frontu ściany na dynamikę niszczenia górotworu karbońskiego. *Prace Naukowe Głównego Instytutu Górnictwa Katowice*, 2004 nr 860.
- DRZEWIECKI, J. 2009. Accuracy of forecast of mine tremors location. *Mining Science and Technology*. Vol. 19 no.5 September 2009, p. 668-673. Wyd. ELSEVIER. Chiny.
- DRZEWIECKI, J., KABIESZ, J., 2008. Dynamic events in roof strata – occurrence and prevention. *Coal Science & Technology Magazine, Magazine House of COAL SCIENCE & TECHNOLOGY MAGAZINE*, No. 235 Huaihai Road(W) Xuzhou, Jiangsu, China, 221006, p. 55 – 57.
- DRZEWIECKI, J., KABIESZ, J., 2008. Ogólne kryteria innowacyjności technologii górniczych. *Kwartalnik PAN Gospodarka Surowcami Mineralnymi (Mineral Resources Management)*, tom 24 zeszyt ½, str. 43 – 51.
- KONIČEK, P., PTÁČEK, J., PRZECZEK, A. 2009. Seismic effect of destress rock blasting. *Prace Naukowe GIG Katowice, Kwartalnik*. No 4/2/2009, p. 110-119, ISSN 1643-7608.

- MAKÓWKA, J. 2010. Interpretacja pomiarów i wstępne wyniki badań nad zastosowaniem ukierunkowanego hydroszczelinowania skał do określania naprężeń w górotworze. *Kwartalnik AGH „Górnictwo i Geoinżynieria, Wyd AGH Uczelniane Wydawnictwa Naukowo Dydaktyczne Kraków* 2010, v tisku.
- MAKÓWKA, J. 2006. Podstawy metody określania naprężeń głównych z wykorzystaniem ukierunkowanego hydroszczelinowania skał. *Prace Naukowe GIG Katowice*, 2006, nr 868.
- STEC, K. 2005 Charakterystyka mechanizmu ognisk wstrząsów górniczych, *Kraków, Wydawnictwo GIG*.
- PTÁČEK, J., GRYGAR, R., KONÍČEK, P., SOUČEK, K., STAŠ, L., WAŁAWIK, P. 2009. Recent stress-strain state in Czech part of Upper Silesian Coal Basin. *Prace Naukowe GIG Katowice, Kwartalnik*. No 4/2/2009, p. 267-275, ISSN 1643-7608.
- GIG 2009. Raport roczny o stanie podstawowych zagrożeń naturalnych i technicznych w górnictwie węgla kamiennego. Wyd. GIG. Katowice 2009.
- STAŠ, L., SOUČEK, K., KNEJZLÍK J., NOHEJL, Z., RUTAR, T., PALLA, L., WAŁAWIK, P. 2008. MEASUREMENT of Stress Tensor and Stress Changes Induced by Progress of Long Wall. *Prace Naukowe GIG Katowice, Kwartalnik, Wydanie specjalne*. No VII/2008, p. 245-258, ISSN 1643-7608.
- WAŁASZCZYK J., DRZEWIECKI J., MUTKE G. 2001. Model niszczenia skał stropowych górotworu będącego źródłem intensywnych zjawisk dynamicznych. *Biblioteka Szkoły Eksploatacji Podziemnej* Nr 10, Kraków 2001

Monitorowanie drgań i prognoza oddziaływania wstrząsów górniczych na powierzchnię w oparciu o Górniczą Skalę Intensywności drgań GSI_{GZW}

Seismic monitoring and the forecast of the influence of mining seismic events on the surface basing on Mining Instrumental Scale of Seismic Intensity GSI_{GZW}

G. MUTKE

Główny Instytut Górnictwa GIG, Katowice

Abstract

In the article the principle of surface measurements and analyses of mining seismic events was described. Methods of the forecast of seismicity (seismic energy of mining seismic events) for the planned exploitation of coal seams were also presented. A complete description of the new instrumental scale of vibration intensity (GSI_{GZW}) worked out for mining seismic events from the area of Upper Silesia, is an important element of the article (MUTKE ET AL. 2008, 2009).

A way of the assessment of seismic risk basin on seismic measurements and on new Mining Instrumental Scale of Seismic Intensity GSI_{GZW} was described. The intensity degree in GSI_{GZW} scale depends on two parameters – horizontal peak ground velocity, PGV_H and duration time of ground motion, t_H. A methodology of the forecast of seismic risk was also presented basing on the GSI_{GZW} scale. The base of such a forecast is working out local empirical formulas for calculating PGV_H, for tremors in different intervals of duration time of ground motion, t_H. In the case of the lack of such local relations, to the assessment of intensity of ground motion it is possible to apply regional empirical formulas worked out for the area of the Upper Silesia (MUTKE 1991).

An example of working out the forecast of the seismic risk to the planned exploitation was presented in the chosen mine in Poland, with allocating on maps zones of intensity in GSI_{GZW} scale and area potentially of harmful ground motion.

Słowa kluczowe

Wstrząs górniczy, ryzyko sejsmiczne, intensywność.

Wprowadzenie

Eksploracja górnicza powoduje określone skutki w górotworze a jednym z nich mogą być wstrząsy górotworu. W kilku rejonach Polski problem sejsmiczności

indukowanej działalnością górniczą ma swoje konsekwencje nie tylko w postaci szkodliwego oddziaływania drgań na stateczność podziemnych wyrobisk górniczych i bezpieczeństwo ludzi tam pracujących (MUTKE 2008), ale również na powierzchnię (obiekty budowlane i infrastruktura techniczna) oraz mieszkańców (DUBINSKI J. I MUTKE G. 2009). W artykule zostaną opisane wyniki badań prowadzone przez autora, w aspekcie sposobów monitorowania drgań od wstrząsów górniczych, metod oceny potencjalnego zagrożenia obiektów budowlanych oraz stopnia ich uciążliwości na ludzi.

Wstrząsy górnicze zasadniczo różnią się od trzęsień Ziemi – są zjawiskami słabszymi (mniejsza energia sejsmiczna i magnituda) i charakteryzują się wyższymi częstotliwościami drgań (często powyżej drgań własnych budynków). Maksymalne amplitudy drgań mają miejsce w strefie epicentralnej i wywołane są najczęściej falami bezpośrednimi a czas trwania drgań jest krótszy, często sprowadzający się do pojedynczego piku. Reakcja budynków na takie drgania górnicze jest odmienna niż na drgania wywołane trzęsieniami ziemi, nawet przy porównywalnej pikowej amplitudzie przyspieszenia lub prędkości drgań. Z tych przyczyn zarówno prognoza wstrząsów, jak i narzędzia do oceny skutków drgań na powierzchni (instrumentalne skale intensywności drgań), będą zdecydowanie różne od opracowanych dla trzęsień Ziemi.

W Polsce od wielu lat prowadzone są badania wstrząsów górniczych w aspekcie ich oddziaływania na powierzchnię (MUTKE 1991, MUTKE I DWORAK 1992, MUTKE I TATARA 2009). Zakładane jest coraz więcej sieci sejsmometrycznych do monitorowania drgań powierzchni, co pozwala na bieżącą ocenę stopnia zagrożenia sejsmicznego. Liczne pomiary sejsmometryczne i obserwacje skutków drgań doprowadziły do opracowania specjalistycznej, instrumentalnej skali górniczej do oceny intensywności wstrząsów górotworu na obszarach kopalń węgla na Górnym Śląsku, tj. skali GSI_{GZW} . Opracowano metodykę bieżącej oceny zagrożenia sejsmicznego na powierzchni Górnośląskiego Zagłębia Węglowego oraz metodykę prognozy zagrożenia sejsmicznego na okres projektowanej eksploatacji węgla. Zastosowanie tej metodyki w praktyce wymaga prowadzenia z jednej strony monitoringu wstrząsów na powierzchni, a z drugiej opracowania regionalnych i lokalnych zależności empirycznych do obliczania parametrów drgań dla wstrząsów o określonej energii sejsmicznej. Poszczególne elementy tej metodyki (monitorowanie wstrząsów, prognoza drgań oraz instrumentalna górnicza skala intensywności drgań GSI_{GZW}) zostaną szczegółowo opisane w artykule.

1. Górnicze wstrząsy górotworu - monitorowanie i charakterystyka

Monitoring sejsmometryczny stanowi podstawę dla badania parametrów drgań obserwowanego rejonu powierzchni, a następnie opracowania i wdrożenia pośrednich metod oceny oddziaływań sejsmicznych, opartych na opracowanych zależnościach empirycznych.

Od kilku lat w kopalniach GZW charakteryzujących się sejsmicznością górnictwem stosowany jest monitoring sejsmometryczny. W niektórych obszarach rejestratory połączone są w sejsmometryczną sieć powierzchniową, mierzącą amplitudy prędkości i przyspieszenia drgań gruntu, a dane pomiarowe przesyłane są automatycznie do jednego komputera w biurze.

Zestaw pomiarowy powinien zapewniać pełną rejestrację:

- amplitudy prędkości drgań PGV w zakresie od 0,0005 m/s do 0,2 m/s, w paśmie częstotliwości, f , od 1 Hz do 100 Hz,
- amplitudy przyspieszenia drgań PGA w zakresie od 0,01 m/s² do 3,0 m/s² w paśmie częstotliwości, f , od 1 Hz do 100 Hz,
- czasu zapisania w jednym zbiorze przebiegu całego wstrząsu; czas ten ustawiony na stałe nie może być mniejszy niż 10 s.

Stanowisko pomiarowe przeznaczone do prowadzenia monitoringu sejsmometrycznego powinno składać się z trzech odbiorników (mierników) drgań usytuowanych we wzajemnie prostopadłych kierunkach (dwa w poziomie i jeden pionowy). Pomiar sejsmometryczny parametrów drgań gruntu, w przypadku stosowania empirycznej skali oceny skutków drgań GSI_{GZW} , wymaga zainstalowania odbiorników drgań bezpośrednio w gruncie lub w budynkach, dla których funkcja przejścia drgań F , z podłoża na fundament obiektu jest zbliżona do jedności (z reguły są to budynki o wysokości do dwóch kondygnacji i rzucie poziomym nie przekraczającym 15 metrów).

Nieprzetworzone przebiegi drgań związanych z zarejestrowanymi wstrząsami górnictwem należy archiwizować na nośnikach cyfrowych. Rejestr zjawisk sejsmicznych powinien zawierać informacje dotyczące:

- typu aparatury pomiarowej,
- dokumentu kalibracyjnego,
- miejsca instalacji odbiorników drgań,
- budowy nadkładu w miejscu instalacji odbiorników drgań,
- profilu prędkościowego dla fal poprzecznych,
- archiwizowanych oryginalnych przebiegów drgań,
- daty i czasu zarejestrowanych drgań wywołanych wstrząsami górnictwem,
- współrzędnych ognisk wstrząsów (co najmniej epicentrum) i ich energii sejsmicznej E_s ,
- wyników uzyskanych w procesie interpretacyjnym dotyczących zarejestrowanych parametrów drgań, do których należy zaliczyć,
- maksymalne wartości wypadkowej amplitudy prędkości drgań poziomych PGV_{Hmax} i czasu trwania wstrząsu obliczonego z przebiegu prędkościowego, t_{Hv} ; innych, uzupełniających danych i parametrów (np. amplitudy pikowej prędkości drgań składowej pionowej PGV_z , maksymalne wartości

wypadkowej amplitudy przyspieszeń drgań poziomych w paśmie do 10 Hz, PGA_{H10} , czasu trwania wstrząsu obliczonego z przebiegu przyspieszeniowego, t_{Ha}).

Najsilniejsze zjawiska sejsmiczne na terenach górniczych w Polsce posiadają przejawy charakterystyczne dla bardzo słabych trzęsień Ziemi - są więc wyraźnie odczuwane przez ludzi oraz mogą być przyczyną powstawania drobnych uszkodzeń w obiektach budowlanych, a przy budynkach zaniedbanych i już uszkodzonych z innych przyczyn, mogą to być nawet pojedyncze poważniejsze uszkodzenia. Analiza najsilniejszych zjawisk sejsmicznych związanych z górnictwem eksploatacyjnym, o magnitudach w zakresie 3,8 - 4,2 (energia sejsmiczna rzędu 10^9 J) wskazuje, że po takim zdarzeniu uszkodzeniu może ulec kilkadziesiąt obiektów budowlanych, w wielu mieszkaniach wystąpią szkody w wyposażeniu a ludzie mogą doznać uczucia strachu a czasami paniki. Wstrząsy o takiej energii występują w Polsce średnio raz na kilka lat. Wstrząsów o energiach sejsmicznych rzędu 10^5 - 10^8 J (Magnitudy 1,7-3,8) rejestrowanych jest na Górnym Śląsku 1000-2000 rocznie. Przykłady zaobserwowanych szkód górniczych wywołanych najsilniejszymi wstrząsami z obszaru Górnego Śląska, przedstawia rys. 1.



Rys. 1. Przykłady szkód górniczych wywołanych najsilniejszymi wstrząsami w obszarze Górnego Śląska

Fig. 1. Examples of mining damage caused by the strongest tremors in the area of Upper Silesia

Z punktu widzenia efektów powierzchniowych, w obszarze kopalń węglowych GZW występuje kilka rodzajów drgań wywołanych wstrząsami górotworu:

- krótkie, wysokoczęstotliwościowe wstrząsy eksploatacyjne o dużych przyspieszeniach i prędkościach drgań (w formie pojedynczych pików), rejestrowane głównie w strefie epicentralnej. Wstrząsy eksploatacyjne są zjawiskami o płytko położonych ogniskach (do 1000m) i w związku z tym są silnie odczuwane na małym obszarze a ich amplitudy drgań szybko się wygaszają,
- dłużej trwające drgania o małych przyspieszeniach i prędkościach, najczęściej rejestrowane daleko od strefy epicentralnej,
- wstrząsy występujące w strefach tektonicznych o długich czasach trwania, umiarkowanych przyspieszeniach i umiarkowanych lub dużych

prędkościach drgań (podobne do słabych i płytkich trzęsień ziemi). Wstrząsy regionalne związane są z lokalną tektoniką i ich ogniska lokalizują się głębiej 1÷3 km a energie sejsmiczne są wyższe niż dla wstrząsów eksploatacyjnych. Wstrząsy regionalne są silnie odczuwalne na większym obszarze a ich amplitudy drgań wygaszają się wolniej niż dla wstrząsów eksploatacyjnych.

Pierwsze są na ogół mało szkodliwe dla budynków ale silnie odczuwalne przez ludzi, drugie nie stanowią żadnego zagrożenia, natomiast wstrząsy z trzeciej grupy mogą powodować uszkodzenia budynków.

W trakcie prowadzonych badań analizie poddano kilkaset wstrząsów górniczych z rejonu GZW, dla których parametry drgań zmieniały się w zakresie:

- pikowe amplitudy prędkości drgań PGV_{Hmax} - do 55 mm/s,
- czas trwania drgań na zapisie prędkościowym - od 0,5s do 10s,
- pikowe amplitudy przyspieszenia drgań PGA_{H10} w paśmie do 10Hz - do 1500 mm/s²,
- czas trwania drgań na zapisie przyspieszeniowym - od 0,4s do 7,0s,
- energie sejsmiczne analizowanych wstrząsów od $5 \cdot 10^5$ J do $2 \cdot 10^9$ J.

Przy pomierzonych wartościach parametrów drgań nie zaobserwowano dotychczas w GZW katastrofy budowlanej w formie utraty nośności budynku lub zawalenia się części obiektu budowlanego.

2. Prognoza drgań

Istota prognozowania oddziaływań sejsmicznych dla projektowanej lub prowadzonej eksploatacji górniczej polega na wyznaczeniu charakterystyk drgań gruntu, jakie mogą być wywołane przez wstrząsy górotworu związane z tą eksploatacją. Prognozę oddziaływań sejsmicznych na powierzchnię sporządza się dla obszarów, w których:

- w danym momencie jest prowadzona eksploatacja złoża,
- projektowana jest eksploatacja złoża w latach późniejszych, z ustaleniem okresów prognostycznych.

Prognoza oddziaływań sejsmicznych wywołanych działalnością górniczą realizowana jest najczęściej metodami pośrednimi (na podstawie zależności statystycznych, empirycznych i analitycznych), które umożliwiają określenie parametrów charakteryzujących efekt sejsmiczny drgań powierzchni (drgań gruntu) oraz aktywność sejsmiczną górotworu.

Prognoza oddziaływań sejsmicznych na powierzchnię obejmuje następujące etapy:

- analizę dotychczasowego poziomu aktywności sejsmicznej indukowanej eksploatacją górniczą prowadzoną w sąsiedztwie projektowanej lub w zbliżonych warunkach geologiczno-górniczych,

- analizę dotychczasowych danych pomiarowych z obszaru badań i określenie funkcji opisującej charakter rozprzestrzeniania się drgań na powierzchni terenu,
- analizę wpływu budowy geologicznej warstw nadkładu na parametry drgań,
- opracowanie prognozy aktywności sejsmicznej dla prowadzonej lub projektowanej eksploatacji górniczej,
- wykonanie prognozy oddziaływań sejsmicznych na powierzchnię.

Zakłada się, że ognisko wstrząsu jest opisane z zadawalającą dokładnością, dla celów prognozy oddziaływań sejsmicznych, przez:

- położenie ognisk wstrząsów zdeterminowane położeniem i prognozowanymi warunkami deformacyjno-naprężeniowymi w projektowanych polach eksploatacyjnych,
- parametr intensywności emisji energii sejsmicznej wyrażony przez wartość maksymalnej energii sejsmicznej E_s ,
- częstość wystąpienia zjawisk sejsmicznych o określonej energii, która jest oparta na statystycznej analizie danych z przeszłych i podobnych stref sejsmicznych.

2.1 Prognoza energii sejsmicznej wstrząsów

Energię sejsmiczną można prognozować w sposób empiryczny i w oparciu o rozkłady statystyczne.

Sposób empiryczny:

Ocena maksymalnej prognozowanej energii sejsmicznej w funkcji parametrów geologicznych i górniczych charakteryzujących ośrodek skalny oraz warunki techniczne projektowanej eksploatacji oparta jest na analizie:

- projektowanego sposobu eksploatacji złoża oraz likwidacji przestrzeni zrobów,
- występujących warunków geologiczno-górniczych,
- parametrów geomechanicznych skał złoża i skał otaczających, w szczególności skał stropowych,
- geometrii projektowanych pól eksploatacyjnych,
- wielkości powierzchni, z której wybrano złożo i geometrii zrobów w otoczeniu projektowanej eksploatacji,
- dotychczasowego charakteru sejsmiczności (liczba wstrząsów i wielkości emisji energii sejsmicznej w otoczeniu projektowanej eksploatacji).

Sposób statystyczny:

Ocena maksymalnej energii sejsmicznej przy określonym prawdopodobieństwie ich zaistnienia wyznaczana jest w oparciu o rozkłady

statystyczne utworzone w oparciu o zgromadzone banki danych o zjawiskach sejsmicznych, zaistniałych w podobnych warunkach geologiczno-górnicznych. Prognoza statystyczna stosowana jest także w przypadku zjawisk o charakterze regionalnym, czyli związanych ze strefami zaburzeń tektonicznych (najczęściej z uskokami), dla których prowadzona eksploatacja górnicza (czasami dość odległa) spełnia rolę czynnika wyzwalającego wstrząs. Wynikiem zastosowania powyższych procedur prognostycznych w aspekcie określenia charakterystyk energetycznych ognisk spodziewanych wstrząsów, są rozkłady maksymalnych energii sejsmicznych E_s w polu projektowanej eksploatacji wraz z ustaleniem miejsc potencjalnej rejonizacji ognisk wstrząsów (x_0, y_0 i szacunkowo z_0). Zaleca się wyznaczanie maksymalnej energii sejsmicznej z uwzględnieniem 50 letniego okresu powrotu zjawiska.

2.2 Prognoza parametrów drgań gruntu

Uwzględniając preferowaną skalę oceny wpływu drgań GSI_{GZW} , prognoza powinna odnosić się do następujących parametrów:

- maksymalnej amplitudy prędkości drgań poziomych PGV_{Hmax} , wyznaczonej jako wypadkowe poziome maksimum długości wektora,
- czasu trwania składowej poziomej prędkości drgań t_{Hv} .

Wyróżnia się następujące rodzaje prognozy parametrów drgań gruntu podłoża na powierzchni:

- prognoza szczegółowa,
- prognoza ogólna.

Prognoza szczegółowa:

Prognozę szczegółową wykonuje się w tych obszarach, w których dla dostatecznie gęstej sieci punktów pomiarowych (ze względu na stabilność ocen statystycznych), można zastosować udokumentowane, lokalne zależności wiążące energię sejsmiczną wstrząsów z parametrami charakteryzującymi drgania gruntu PGV_{Hmax} i t_{Hv} . Prognoza taka zawiera elementy związane z charakterystyką ognisk wstrząsów, funkcją tłumienia drgań przez ośrodek skalny i wpływem lokalnej budowy geologicznej warstw przypowierzchniowych (tzw. amplifikacji drgań). Prognoza szczegółowa powinna uwzględniać opracowanie kilku lokalnych zależności empirycznych, reprezentatywnych dla określonych i zbliżonych warunków budowy geologicznej warstw nadkładu.

Prognoza ogólna:

Prognozę ogólną wykonuje się w następujących sytuacjach:

- nie dysponuje się dostateczną ilością lokalnych danych pomiarowych w rejonie dokonywanej prognozy,
- istnieje pilna potrzeba opracowania prognozy.

W prognozie ogólnej wykorzystywane są modele empiryczne, opisujące regionalne zależności pomiędzy parametrami sejsmologicznymi (E_s , R_e , R_h), a parametrami charakteryzującymi drgania powierzchni skalnego podłoża (twardego podłoża) v_{MD} .

Prognoza ogólna musi uwzględniać wpływ lokalnej budowy warstw przypowierzchniowych na drgania powierzchni (tzw. współczynnik amplifikacji drgań, W_f). Współczynnik ten określany jest wówczas najczęściej na podstawie rozwiązań analitycznych. Rozkład współczynnika W_f wyznaczany jest w siatce węzłów o tak dobranej gęstości, aby odzwierciedlał lokalne zmiany budowy litologicznej warstw nadkładu w obszarze dokonywanej prognozy. W obliczeniach współczynnika amplifikacji drgań należy uwzględnić właściwe dla danego obszaru parametry sejsmogeologiczne ośrodka, potwierdzone dokumentacjami badań geologicznych i geofizycznych (miąższość i budowa litologiczna warstw nadkładu) lub prędkość propagacji fali poprzecznej V_s w warstwach nadkładu do miąższości 30 metrów.

$$PGV_{Hmax} = v_{MD} \cdot W_{(f)} \quad (2.1)$$

Dla obszaru GZW opracowano wzór na amplitudy prędkości drgań (v_{MD}) na skalnym podłożu, gdzie amplifikacja jest zbliżona do 1 (MUTKE 1991). Dla wstrząsów górniczych, potencjalnie istotnych z punktu widzenia ich odczuć oraz szkodliwego wpływu na budynki (tzn. dla wstrząsów o energii sejsmicznej z zakresu $2 \cdot 10^5 \text{ J} \leq E < 1 \cdot 10^9 \text{ J}$ lub o magnitudzie lokalnej $1,7 \leq M < 4,0$), zależność empiryczna do wyznaczania drgań skalnego podłoża v_{MD} przyjmuje następującą postać (Mutke 1991):

$$v_{MD} = [1,48 \cdot 10^{-3} (\log E)^{1,23} - 0,011][1,55R^{0,135} \exp(-0,77R) + 0,04] \quad (2.2)$$

gdzie: E - energia sejsmiczna, J; $R = \sqrt{D^2 + h^2}$; D - odległość epicentralna, km; h - głębokość ogniska, km.

Wzór (3.1) na maksymalne amplitudy prędkości poziomych drgań gruntu PGV_{Hmax} może być miarą instrumentalnej intensywności drgań i jest stosowany do oceny skutków wstrząsów górniczych przy wykorzystaniu skali GSI_{GZW} .

3. Ocena skutków – Górnicza Skala Intensywności GSI_{GZW}

Charakterystykę opisu skutków trzęsienia ziemi i drgań parasejsmicznych na powierzchni przedstawia się przy pomocy skal makrosejsmicznych (MUTKE 2009). W roku 1964 opublikowano pierwszą wersję skali MSK (MEDVEDEV, SPONHEUR i KARNIK, 1964). W skali tej dodano ilościowy opis stopni w formie przyspieszenia i prędkości drgań i w tej formie przez wiele lat stosowano ją do oceny skutków drgań od wstrząsów górniczych (Drzęźła i inni 2001). Do roku 2004 nie dysponowano specjalistyczną skalą makrosejsmiczną dla wstrząsów górniczych.

Stąd oceny skutków drgań od wstrząsów górniczych nie były w pełni zadawalające i wiarygodne (BARAŃSKI I MUTKE 2008).

3.1 Intensywność drgań

W skalach makrosejsmicznych podstawowym parametrem jest intensywność trzęsienia ziemi, która wyraża bezpośredni efekt drgań na środowisko powierzchniowe, w tym na obiekty budowlane, obiekty liniowe infrastruktury technicznej oraz na ludzi. Należy podkreślić, że efekt drgań jest tutaj przedstawiony w formie zaobserwowanych skutków. Na intensywność drgań wpływa wiele czynników, z których najważniejsze to wielkość trzęsienia ziemi, odległość od epicentrum, wzmacnianie drgań przez podłoże gruntów luźnych w miejscu obserwacji (tzw. amplifikacja drgań), kierunkowość drgań, obecność uskoku oraz charakterystyka budowy geologicznej na drodze propagacji fali sejsmicznej. Stopnie intensywności drgań uwzględniają w sposób empiryczny, również charakterystyczne cechy środowiska powierzchniowego, w tym lokalnej odporności zabudowy na drgania (rodzaj zabudowy, konstrukcja, zastosowane materiały, jakość wykonania, zużycie eksploatacyjne i wiele innych). Często obserwuje się, że epicentrum trzęsienia ziemi nie pokrywa się z maksymalną intensywnością drgań. Intensywność drgań zmienia się wraz ze zmianą położeniem miejsca obserwacji.

3.2 Skala GSI_{GZW}

Górnicza Skala Intensywności drgań (GSI_{GZW}) jest skalą empiryczną i pozwala na przybliżoną ocenę skutków oddziaływania wstrząsów górniczych na obiekty budowlane powierzchni, w zakresie od drgań nieszkodliwych do drgań powodujących uszkodzenie elementów wykończeniowych. Skala GSI_{GZW} pozwala również na oszacowanie uciążliwości użytkowania budynków mieszkalnych na terenie występowania wstrząsów górniczych oraz odczuwalności drgań przez ludzi.

Skala opracowana była dla wstrząsów górniczych w kopalniach węgla na Górnym Śląsku i dla lokalnej zabudowy. Skala oparta jest na parametrze prędkości drgań gruntu PGV_{Hmax} i czasie ich trwania.

1. Amplituda prędkości drgań poziomych PGV_{Hmax}, wyznaczona jako maksymalna długość wektora ze składowych poziomych, wyrażona w m/s:

$$PGV_{Hmax} = \max(\sqrt{V_x^2(t) + V_y^2(t)}) \quad (3.1)$$

gdzie: $v_x(t)$ – przebieg amplitud prędkości drgań zarejestrowanych w kierunku składowej poziomej x ; $v_y(t)$ – przebieg amplitud prędkości drgań zarejestrowanych w kierunku składowej poziomej y ;

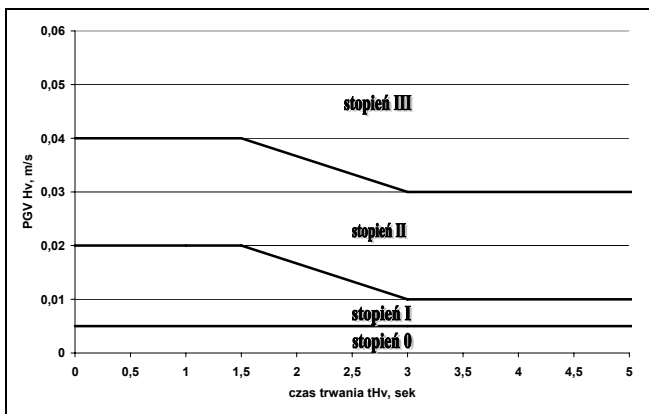
Odbiorniki drgań składowych poziomych x i y leżą w jednej płaszczyźnie i są wzajemnie prostopadłe. Powyższa procedura obliczeniowa pozwala na uniezależnienie się od kierunkowości instalacji odbiorników drgań.

2. Czas trwania składowej poziomej prędkości drgań t_{HV}

Czas trwania drgań jest wyznaczany z całki sumy kwadratów składowych poziomych prędkości drgań. Czas trwania oznacza przedział czasu zawarty pomiędzy tymi momentami czasowymi kiedy intensywność określona wzorem (ARIAS A. 1970, ZEMBATY 2004):

$$I_V(t_k) = \int_0^{t_k} (v_X^2(t) + v_Y^2(t)) dt \quad (4.2)$$

osiąga 5% i 95% swojej maksymalnej wartości
gdzie: t_k – zmienna opisująca zależność intensywności od czasu.



Rys. 2. Górnicza Skala Intensywności drgań GSI_{GZW}
Fig. 2. Mining Instrumental Scale of Seismic Intensity GSI_{GZW}

Niezbędnymi parametrami do przeprowadzenia oceny jest określenie maksymalnej wartości wypadkowej poziomej amplitudy prędkości drgań PGV_{HV} oraz wartości czasu trwania składowej poziomej drgań t_{HV} .

Parametry te można wyznaczyć w oparciu o:

- rzeczywiste przebiegi drgań w miejscach rejestracji,
- lokalne zależności empiryczne.

Skala wyróżnia cztery stopnie, dla których opisano wpływ oddziaływania wstrząsów górniczych w budynkach i liniowych obiektach infrastruktury podziemnej oraz intensywność odczuwania drgań przez ludzi i uciążliwość użytkowania obiektów budowlanych [Instrukcja nr. 12], w korelacji z parametrami drgań. Przekroczenie granicy stopnia szkodliwości oznacza, że opisane skutki mogą wystąpić, ale nie muszą. Wartości kryterialne dla poszczególnych stopni

intensywności podstawowej Górnicy Skali Intensywności $GS_{I_{GZW}}$ przedstawiono na rys. 2.

Stopień 0

Intensywność oddziaływania drgań w budynkach:

Wstrząsy nie powodujące żadnych szkód w budynkach. Parametry drgań od wstrząsów w budynkach są porównywalne z poziomem lokalnych drgań wywołanych przez codzienną aktywność życiową (poruszanie się po mieszkaniu, zamykanie drzwi, wiercenie w ścianach itp.) a parametry drgań gruntu są porównywalne z poziomem drgań wywołanych ruchem pojazdów. Dla silnych wstrząsów z dużej odległości epicentralnej, budynki podlegają drganiom (kołysaniu) w kierunku poziomym, jednak bez negatywnego wpływu na budynek.

Intensywność oddziaływania drgań w liniowych obiektach infrastruktury podziemnej:

Drgania nieszkodliwe dla liniowych obiektów podziemnej infrastruktury technicznej. Parametry drgań działających na te obiekty są porównywalne z tymi które wywołuje ruch pojazdów mechanicznych na drogach.

Odczuwalność drgań przez ludzi:

Znikoma / zauważalna. Wstrząsy lokalizujące się w dolnej części stopnia 0 są praktycznie nieodczuwalne przez ludzi. Wstrząsy lokalizujące się w górnej strefie stopnia 0 są odczuwalne przez ludzi. Dla silnych wstrząsów z dużej odległości epicentralnej, odczucia przypominają kołysanie.

Uciążliwość:

Nieodczuwalna / mała

Stopień I

Intensywność oddziaływania drgań w budynkach:

Wstrząsy nie powodujące uszkodzeń w budynkach. Wywołane wstrząsami (słabymi i średnimi) drgania w ścianach budynku, często porównywalne są z tłem sejsmicznym, rejestrowanym lokalnie w ścianach, np. przy wierceniu udarowym. W pojedynczych przypadkach mało stabilne drobne i lekkie przedmioty i ozdoby mogą się przewrócić (np. smukłe, wysokie ozdoby ustawione na półkach, wysokie, mało stabilne wazony itp.). Otwarte okna i drzwi mogą się same zamykać. Meble mogą drgać a przedmioty wiszące mogą się kołysać. W pojedynczych przypadkach istniejące rysy lub szczeliny mogą się powiększać.

Intensywność oddziaływania drgań w liniowych obiektach infrastruktury podziemnej:

Drgania nieszkodliwe dla liniowych obiektów podziemnej infrastruktury technicznej.

Odczuwalność drgań przez ludzi:

Zauważalna / wzbudzająca niekorzystne reakcje. Wstrząsy mogą być silnie odczuwalne na powierzchni, szczególnie przez ludzi znajdujących się w czasie wstrząsu na wyższych piętrach.

Uciążliwość:

mała

Stopień II

Intensywność oddziaływania drgań w budynkach:

W strefie tej mogą pojawić się skutki opisane w stopniu I oraz drgania mogące powodować zwiększenie (przyrost) istniejących uszkodzeń, tj:

- wydłużenie istniejących zarysowań i pęknięć,
- odpadanie drobnych fragmentów odspojonych tynków wewnętrznych i zewnętrznych,
- odpadanie drobnych fragmentów uszkodzonych gzymsów oraz nie umocowanych sterczyn,
- odpajanie słabo przyklejonych płytek glazurowanych,
- drobne poluzowanie cegieł kominów murowych,
- poluzowania i obsuwanie się pojedynczych dachówek.

w co najwyżej 5% populacji budynków objętych tym stopniem intensywności.

Drgania całkowicie nieszkodliwe dla wszystkich nieuszkodzonych elementów konstrukcyjnych i nie konstrukcyjnych budynków. Całe budynki mogą drgać. Otwarte okna i drzwi mogą się same zamykać. Meble mogą drgać a przedmioty wiszące mogą się kołysać.

Intensywność oddziaływania drgań w liniowych obiektach infrastruktury podziemnej:

W pojedynczych przypadkach drgania mogą być szkodliwe dla liniowych obiektów podziemnej infrastruktury technicznej, szczególnie w starych instalacjach w miejscu ich łączenia.

Odczuwalność drgań przez ludzi:

Wzbudzająca niekorzystne reakcje. Wstrząsy mogą być silnie odczuwalne na powierzchni, zarówno w budynkach jak i na zewnątrz.

Uciążliwość:

Mała/średnia

Stopień III

Stopień III jest najslabiej udokumentowany danymi pomiarowymi i doświadczenia empiryczne odnoszą się tylko do wstrząsów lokalizujących się w strefie

nieznacznie powyżej linii rozgraniczającej stopień II i III (do 25% przekroczenia tej granicy). Dla takich wstrząsów opis skutków jest następujący:

Intensywność oddziaływania drgań w budynkach:

W strefie tej mogą pojawić się skutki opisane w stopniu II oraz drgania mogące powodować pierwsze uszkodzenia elementów nie konstrukcyjnych budynków, tj.:

- zarysowania tynków zewnętrznych i wewnętrznych,
- zarysowania ścian działowych,
- zarysowania płytek glazurowanych,
- zarysowania wokół ościeżnic drzwi i okien,
- zarysowania na stykach elementów, zwłaszcza wykonanych z różnych materiałów konstrukcyjnych,
- odpadanie fragmentów prawidłowo zamocowanych gzymsów i innych sterczyn,
- odpadanie większych fragmentów odspojonych tynków wewnętrznych i zewnętrznych,
- poluzowanie cegieł kominów murowanych, w niektórych przypadkach ich pęknięcia i odpadanie tynków lub pojedynczych cegieł,
- poluzowania i obsuwanie lub odpadanie pojedynczych dachówek,

ponadto mogą wystąpić pierwsze, pojedyncze uszkodzenia elementów konstrukcyjnych w postaci zarysowań ścian nośnych w systemowym budownictwie przemysłowym i tradycyjnym.

Drgania nieszkodliwe dla elementów ustroju usztywniającego budynków. Mogą wystąpić drobne szkody w mieniu: przewracanie się drobnych luźno stojących przedmiotów, stłuczenie naczyń, szklanej zastawy itp. Meble mogą drgać, jak również lekko się przemieszczać.

Intensywność oddziaływania drgań w liniowych obiektach infrastruktury podziemnej:

W pojedynczych przypadkach drgania mogą być szkodliwe dla liniowych obiektów podziemnej infrastruktury technicznej, szczególnie w starych instalacjach w miejscu ich łączenia.

Odczuwalność drgań przez ludzi:

Wzbudzająca niekorzystne reakcje. Wstrząsy są silnie odczuwalne przez wszystkie osoby wewnątrz i na zewnątrz budynków. Drgania o tej intensywności mogą budzić śpiących ludzi. Część osób doznaje uczucia lęku w czasie trwania drgań. W epicentrum wstrząsu drgania odczuwane są jak silne uderzenie w budynek od spodu. Ściany trzeszczą a na wyższych piętrach odczuwa się kołysanie, szczególnie przy dłuższych czasach trwania drgań.

Uciążliwość:

Średnia / może wystąpić również duża
Poziomy uciążliwości użytkowania obiektów budowlanych i sposób naprawy
szkód górniczych przedstawiono w tab. 1.

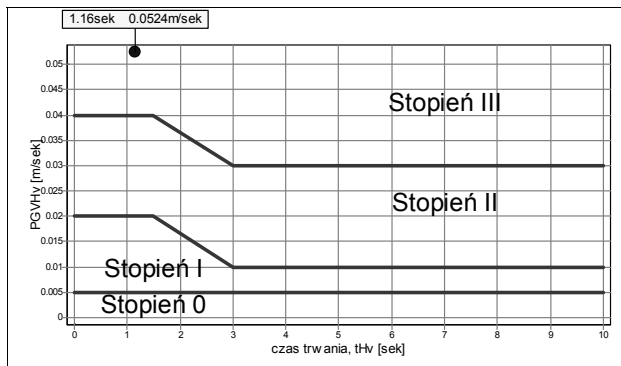
Tablica 1. Poziomy uciążliwości użytkowania obiektów budowlanych (wg Instrukcji nr 12)
Table 1. The levels of inconvenience of buildings use (according to Instruction No. 12)

<i>Uciążliwość</i>	<i>Zakłócenie normalnego użytkowania</i>	<i>Odczuwalność skutków eksploatacji przez ludzi</i>	<i>Naprawianie szkód</i>
Nieodczuwalna	Praktycznie nie występuje	Znikoma	Nie występują skutki wymagające usuwania
Mała	Nieistotne	Zauważalna	W ramach okresowych remontów
Średnia	Utrudniają użytkowanie	Wzbudzająca niekorzystne reakcje	Po zakończeniu eksploatacji
Duża	Mogą wystąpić przerwy w użytkowaniu	Dokuczliwa	Zachodzi potrzeba bieżących interwencji

3.3 Przykład obliczeniowy

Wstrząs górniczy o energii sejsmicznej $8 \cdot 10^7$ J (lokalnej magnitudzie $M_L=3.1$) jest przykładem silnego wstrząsu eksploatacyjnego o krótkim czasie trwania i wysokiej prędkości oraz przyspieszeniu drgań. Epicentrum wstrząsu miało miejsce w obszarze gęsto zaludnionym i charakteryzującym się starą zabudową. Wstrząs był bardzo silnie odczuty w obszarze epicentralnym, wielu mieszkańców było bardzo wystraszonych. Wstrząs spowodował niewielkie uszkodzenia w małej populacji budynków zlokalizowanych w obszarze epicentralnym. Zaobserwowane uszkodzenia to głównie rysy w tynkach, rysy i pęknięcia na styku elementów, pęknięcia płytek łazienkowych oraz powiększenie się starych rys i szczelin już istniejących przed wstrząsem. Zaobserwowane uszkodzenia wystąpiły w obszarze gdzie intensywność w skali GSI_{GZW} była w III stopniu (w strefie $10 \div 30\%$ powyżej granicy stopnia III). Prędkość drgań w strefie epicentralnej przekraczała 50 mm/s a przyspieszenie drgań osiągnęło poziom 1500 mm/s².

Analizowany wstrząs charakteryzował się bardzo krótkim czasem trwania intensywnej fazy drgań (około 1s). Krótki czas trwania drgań był podstawowym czynnikiem decydującym o stosunkowo niewielkich uszkodzeniach (mimo bardzo wysokiej prędkości i przyspieszenia drgań). Zaobserwowane skutki drgań dobrze korelują się z wyznaczonymi na podstawie rejestracji sejsmometrycznej stopniami intensywności drgań w skali GSI_{GZW} .



Rys. 3. Interpretacja wstrząsu o energii sejsmicznej $8 \cdot 10^7$ J zarejestrowanego w strefie epicentralnej według skali GSI_{GZW}

Fig. 3. Interpretation of seismic event with energy of $8 \cdot 10^7$ J registered in the epicentral area according to scale GSI_{GZW}

4. Przykład prognozy na wybranej kopalni

W celu opracowania prognozy sejsmicznej w oparciu o skalę GSI_{GZW} należy opracować odpowiednie zależności empiryczne, wykorzystując bazę zarejestrowanych wstrząsów w układzie energia sejsmiczna wstrząsu, odległość epicentrum wstrząsu od czujnika mierzącego drgania, czas trwania zarejestrowanych drgań oraz amplituda prędkości drgań. W skali GSI_{GZW} przynależność wstrząsu do określonego stopnia intensywności (w efekcie ocena skutków drgań), przy określonej prędkości drgań poziomych, zależy od czasu ich trwania. Oznacza to, że wzory empiryczne pozwalające obliczać prędkość drgań w funkcji energii sejsmicznej i odległości epicentralnej powinny być opracowane dla wstrząsów o trzech różnych interwałach czasów trwania:

- krótki czas trwania drgań górniczych (od 0 do 1,5s)
- średni czas trwania drgań górniczych (od 1,5s do 3,0s)
- długi czas trwania drgań górniczych (powyżej 3,0s)

We wzorach na prędkość drgań znajduje się już wpływ amplifikacji, jako że pomiary wykonywano w czterech różnych miejscach wybranej kopalni. Ze względu na strukturę bazy danych pomiarowych, wzory poniższe mogą być stosowane tylko dla energii sejsmicznej od $5 \cdot 10^4$ do $8 \cdot 10^7$ J oraz dla odległości epicentralnej w przedziale od 300m do 5000m

Regresja zmiennej zależnej PGV dla czasów trwania w przedziale 0 – 1,5s

$$\log(PGV) = 0,412 \cdot \log E - 0,783 \cdot \log d - 2,93 \quad (5.1)$$

Statystyka dla krzywej regresji: $R=0.67$, $N=113$

Regresja zmiennej zależnej PGV dla czasów trwania w przedziale 1,5 - 3s

$$\log(PGV) = 0,47 \cdot \log E - 1,327 \cdot \log d - 1,624 \quad (5.2)$$

Statystyka dla krzywej regresji: $R=0.85$, $N=57$

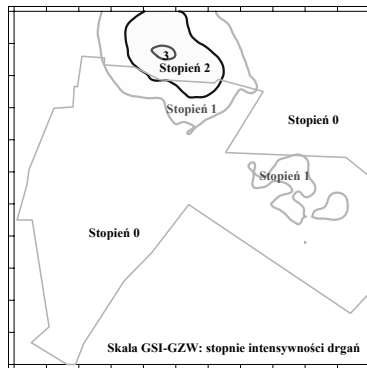
Regresja zmiennej zależnej PGV dla czasów trwania w przedziale $>3s$

$$\log(PGV) = 0,27 \cdot \log E - 0,35 \cdot \log d - 3,697 \quad (5.3)$$

Statystyka dla krzywej regresji: $R=0.61$, $N=15$

gdzie: PGV - Maksymalna amplituda prędkości drgań poziomych PGV_{Hmax} , wyznaczona jako wypadkowa poziomego maksimum długości wektora, wyrażona w (m/s); E - energia sejsmiczna, (J); d - odległość epicentralna, (m); N - ilość danych pomiarowych; R - współczynnik korelacji.

Wzory (5.1÷5.3) posłużyły do obliczenia prognozowanych poziomych składowych prędkości drgań powierzchni, dla projektowanej eksploatacji w latach 2009-2014 oraz oceny potencjalnych skutków drgań. W celu dokonania oceny skutków należało wykreślić granicę poszczególnych stopni intensywności, które uwzględniają wszystkie rodzaje wstrząsów (od krótkotrwałych do długotrwałych). Jako przykład takich obliczeń, na Rys. 4 przedstawiono zasięg poszczególnych stopni intensywności drgań według skali GSI_{GZW} dla projektowanej eksploatacji na lata 2009-2014.



Rys. 4. Mapa intensywności drgań wg skali GSI_{GZW} dla wstrząsów prognozowanych dla projektowanej eksploatacji w KWK MARCEL do roku 2014

Fig. 4. Map zones of intensity in scale GSI_{GZW} for the planned exploitation in the coal mine MARCEL- the forecast until 2014

Analiza rys. 4 wskazuje, że w rejonie nad ścianami eksploatacyjnymi mogą wystąpić drgania w I stopniu intensywności, a sporadycznie na niewielkim obszarze w II stopniu intensywności oraz incydentalnie w bardzo małym obszarze mogą osiągnąć początek III stopnia intensywności.

5. Zakończenie

Monitoring sejsmometryczny stanowi podstawę badania parametrów drgań powierzchni wywołanych wstrząsami górniczymi, a następnie opracowania i wdrożenia pośrednich metod oceny oddziaływań sejsmicznych, opartych na opracowanych zależnościach empirycznych.

Ocena skutków drgań od wstrząsów górniczych z wykorzystaniem instrumentalnej, dwuparametrycznej Górniczej Skali Intensywności drgań GSI_{GZW} jest dużo bardziej wiarygodna, niż z wykorzystaniem jednoparametrycznej skali MSK-64.

Prognoza oddziaływań sejsmicznych projektowanej eksploatacji górniczej na powierzchnię polega na określeniu maksymalnych wartości parametrów drgań gruntu – prędkości (PGV_{Hmax}), uwzględniając różne przedziały czasów trwania maksymalnej fazy drgań t_{Hv} . Z tych informacji można wyznaczyć izolinie intensywności drgań w skali GSI_{GZW} . Przedział czasowy prognozy sejsmicznej jest z reguły zdeterminowany czasem realizacji projektu eksploatacji górniczej, który jest ujmowany najczęściej w postaci kompleksowego projektu eksploatacji lub planów ruchu.

References

- ARIAS A.: A measure of earthquake intensity. in: Seismic Design of Nuclear Power Plants (Ed. R.L. Hansen). MIT Press 1970 pp. 438-483.
- BARANSKI A. i MUTKE G. 2008: Problematyka wstrząsów górniczych I skala $GSI-GZW_{KW}$ w kopalniach Kompanii Węglowej S.A. Prace Naukowe GIG – Górnictwo i Środowisko. Bezpieczeństwo i Ochrona Obiektów Budowlanych Na Terenach Górniczych. Nr. VI/2008. Str 11-32.
- DUBINSKI J., MUTKE G. 2009: Experiences from using the Intensity Scale of Mining Events ($GSI-GZW$) in Polish coal mines. Materiały naukowe Technische Universität BERGAKADEMIE FREIBERG. 10 Konferencja Geokinematicher Tag 7-8 maj 2009. eds. A. Sroka. VGE Verlag GmbH – Essen. pp. 125-135
- DRZEZLA B., DUBINSKI J., MUTKE G., 2001.: Skale makrosejsmiczne – ich istota i zasady stosowania do oceny skutków wstrząsów górniczych. Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie, nr.6(82)
- MEDVEDEV S.V., SPONHAUER W., KARNIK V.: 1964: MSK-64 scale. UNESCO. Paris.
- MUTKE G. 1991: Metoda prognozowania parametrów drgań podłoża generowanych wstrząsami górniczymi w obszarze GZW. Rozprawa doktorska, Główny Instytut Górnictwa - Katowice
- MUTKE G., DWORAK J., 1992: Czynniki warunkujące efekt sejsmiczny wstrząsów górniczych na powierzchniowe obiekty budowlane w obszarze GZW. Publ. Inst. Geophys. Pol. Acad. Sc. M-16 (245)
- MUTKE G., TATARA T. (eds) 2009: Górnicze skale intensywności drgań GSI i doświadczenia z ich stosowania (praca zbiorowa)- Prace Naukowe GIG nr. 2/2/2009
- MUTKE G., DUBINSKI J., LURKA A., BARANSKI A. 2008: Intensity Scale of Mining Seismic Events – GSI_{GZW} . International Conference: Near Surface 2008 – “The 14th European Meeting of Environmental and Engineering Geophysicists. ENOPIR, C. 1993 a Electronic access to periodicals. *Library Journal*, 1993, vol. 118, iss. 4, p. 54–55.

- MUTKE G., 2008: Stability of the underground mine workings in the near-field zone of seismic events. In: 21st World Mining Congress 2008 – New Challenges and Vision for Mining. Underground Mine Environment. 7-12 September 2008 – Poland – Crocow. University of Science & Technology (AGH). Pp. 89-97
- MUTKE G. 2009: Skale intensywności zjawisk sejsmicznych. W Górnictwo Skale Intensywności Drgań GSI i doświadczenia z ich stosowania. Praca zbiorowa pod redakcją G. Mutke i T. Tatary. Prace Naukowe GIG. Górnictwo i Środowisko. Nr. 2/2/2009. Str 9-23.
- TRIFUNAC M.D, BRADY A.G.: 1975. A study on the duration of strong earthquake ground motion. Bull. Seismol. Soc. Am.vol. 65 No. 3 pp. 581-626.
- ZEMBATY Z.: 2004. Rockburst induced ground motion – a comparative study, Soil Dynamics and Earthquake Engineering, vol.24, no.1, pp. 11-23
- INSTRUKCJA No 12: Zasady oceny możliwości prowadzenia podziemnej eksploatacji górniczej z uwagi na ochronę obiektów budowlanych. GIG Katowice, 2000.

Rockburst prevention in the hardcoal industry

R. BALTZ, OFFICIAL AND ACCREDITED EXPERT BODY FOR ROCKBURST PREVENTION

DMT GmbH & Co. KG, Germany

Abstract

The sudden failure of bodies of rock is a serious problem commonly experienced in the international mining industry. These explosive releases of energy are referred to as 'bumps', 'outbursts' and 'rockbursts'. Rockbursts can occur at such a rapid speed that they present a direct threat to safety in large parts of the mine workings.

The build-up of excess stress within the body of rock can be attributed to different causes. In shallow workings, for example, sudden and violent failure of the roof strata can be caused by leaving insufficient pillar width when practising room-and-pillar mining. At much greater working depths, as is the case in the German coal industry, rockbursts are generally attributable to high levels of rock pressure. This can even result in coal outbursts when driving individual roadways.

The German coal industry suffered numerous rockburst incidents more than thirty years ago that resulted in many deaths and serious injuries. This led directly to the setting-up of the Rockburst Prevention Centre, which was created at the instigation of the mining companies and the chief mines inspectorate. The consistent logging and analysis of all rockburst incidents has led to the development of a system that to this day is still used as a basis for preventing underground rockbursts and minimising the risk of such phenomena occurring. Working closely with the mining authorities and mining companies the accredited experts of the Rockburst Prevention Centre have played a key role in helping to develop and implement a range of methods for the early detection and prevention of rockbursts.

The following criteria play a key role in rockburst prevention in the German coal industry:

1. Mine layout planning (e.g. working relief seams),
2. Geological analyses and numerical modelling,
3. Preventive measures,
4. Situation-oriented monitoring methods,
5. The use of appropriate stress relief techniques,
6. Training of technical staff.

The success of this operation is reflected in the fact that rockbursts are now much less frequent and, more importantly, deaths and injury from this source are now a rarity.

Introduction

German coal bearing measures count among some of the most difficult and complicated deposits to be found anywhere in the world. With multiple-seam mining and working depths that often exceed 1,500 metres German collieries poses a real challenge for mining engineers and for the safety of the underground workforce. Working several overlying seams tends to create unfavourable pressure conditions and rockbursts can occur when the surrounding rock beds are particularly strong.

Rockbursts in the German coal industry are defined as the sudden and violent release of strain energy in the coal seam around a mine working. This definition is much more precise than the internationally used description. Figure 1 shows a serious rockburst from the year 1976 that almost completely closed a roadway drive. The roadway supports were completely destroyed over a distance of more than 50 metres.



Fig. 1. Rockburst: total destruction of the roadway

Fig. 2 shows a smaller occurrence that took place in the zone in front of the coal face. The side-wall on the face side has been pushed two metres out into the roadway about 12 metres in front of the face line. The supports only suffered slight damage.

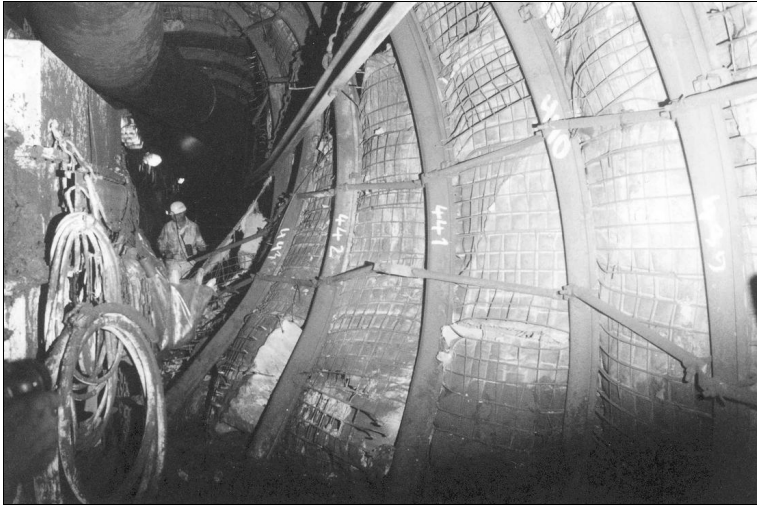


Fig. 2. Rockburst in front of the coal face

Following a series of major rockbursts that caused a number of injuries and fatalities a decision was taken in 1974 to set up the Rockburst Prevention Centre. Intensive research work and the direct transfer of the findings into operating practice have now made a real contribution to a safer underground working environment. Many of the rockburst prevention techniques developed at the Centre are now used not only in the Ruhr coalfield but in mines the world over, where they are very much appreciated. The Rockburst Prevention Centre employs experts in the field whose role is to advise and support mine operators in the use of rockburst prevention measures. They also act as mediators between the various interest groups, which generally consist of colliery operators and Mines Inspectorate representatives.

In spite of the decline in the German mining industry, and the reduction in the number of monitored workplaces, the percentage of risk zones has remained constant over the last ten years and still accounts for between 8 and 10% of all monitored points. Rockburst prevention therefore remains a key criterion in the general objective of improved mine safety. To this effect each colliery has access to a local 'testing and stress-relief official', who is appointed by the mine management and has responsibility for carrying out all rockburst-prevention measures required at the colliery.

Rockbursts continue to pose one of the basic threats to the health and safety of the underground workforce. The impact of rockbursts occurring in German collieries has also changed in respect of the amount of damage suffered by the mine workings. Events recorded in recent years have tended to be small to medium in scale from the point of view of their size and range. The last serious rockbursts occurred between 1994 and 1997, which is more than ten years ago.

The Rockburst Prevention System

The German system for rockburst prevention essentially distinguishes between zones with a potential risk of rockburst and zones with a recognised risk of rockburst. Recognition of these differences is the basis on which the potential threat can be correctly assessed, and from which the appropriate preventive measures can be derived. *Potential risk of rockburst* is present in mine workings in which there is a possibility of a rockburst occurring according to an assessment of certain predefined criteria based on a specific compulsory checklist. This checklist contains all the geometric and geological factors that are relevant for the occurrence of a rockburst or the potential risk of such an incident. A assessment matrix helps achieve maximum objectivity during the rating process. Zones that according to the checklist present no possible risk of rockburst generally require – with very few exceptions – no further monitoring measures.

Almost every colliery has zones where there is a potential risk of rockburst. This includes roadway drivages and in-seam workings from almost every stratigraphic part of the Ruhr Carboniferous, which comprises about fifty workable seams with a total thickness of more than 3000 metres of coal-bearing measures. The geological analysis of the surrounding rock and a numerical model are of particular importance as a relevant basis for the evaluation of dangerous areas.

Geomechanical-numerical methods are an established tool for planning of underground excavations worldwide. By describing the interaction between heterogeneous layered strata and support elements it is possible to determine the suitability of alternative support systems.

The German hard coal mining industry has more than twenty years of experience in investigating and using geotechnical parameters to carry out numerical calculations. Today, nearly all excavations (shafts, pit bottoms, bunkers, coal faces, development drivages, gate roads etc.) are evaluated by geomechanical-numerical tools in combination with empirical planning methods.

A high accuracy of planning results, which is a special requirement in the German coal industry with its deep-level longwalls, bedded and weak surrounding strata and multiple seam mining layouts, depends on the extensive calibration of the numerical models, which was achieved by:

1. Taking a large number of underground measurements with empirical evaluation.
2. Carrying out physical modeling.
3. Using the characteristic features of the installed support elements.

DMT has used several numerical programs for the solution of different geomechanical questions for many years. For large scaled stress redistributions the program GEDRU developed by DMT is used. For the most planning cases the program FLAC – 2 and 3 dimensional – is applied, and in special cases other programs like PFC, UDEC or Ansys are used. The main focal point in the following is the application of the program FLAC for the solution of several geotechnical questions.

The German coal industry employs numerical models for a whole range of planning assignments, including:

- Warranty of long term stability for underground openings like shafts, pit bottoms or main roadways.
- Investigation of the deformation behavior of temporary used underground openings like longwalls or gate roads.
- Main focus: support dimensioning.
- Investigation of mining impact (surface subsidence, damage).

To create models that are as realistic as possible, initial information with a high accuracy as well as extensive model calibration are required. To receive this information a lot of investigations have to be carried out (Figure 3):

- Geologic and geotechnical core logs
- Rock mechanical lab tests
- Stress measurements and calculations
- Underground support tests
- Laboratory support tests for the support material as well as for the installed support elements (resined bolts including the rock mass)

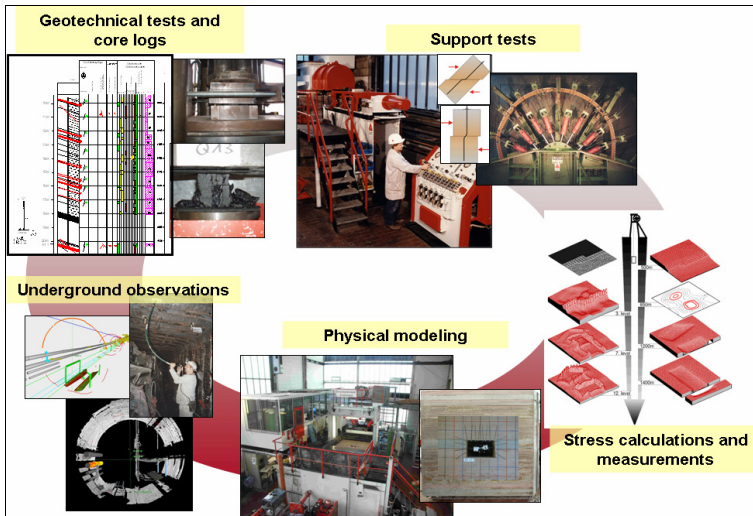


Fig. 3. Required information for calibration of a numerical model

To improve the stability of the roadway and to reduce its deformations several variations are investigated based on this calibrated model. Two results are

presented in fig. 4. The left shows a roadway with backfill and yielding arch support, which could improve the roadway stability considerably. On the right a rockbolted rectangular roadway that was investigated, resulting in poor stability and high roadway deformation.

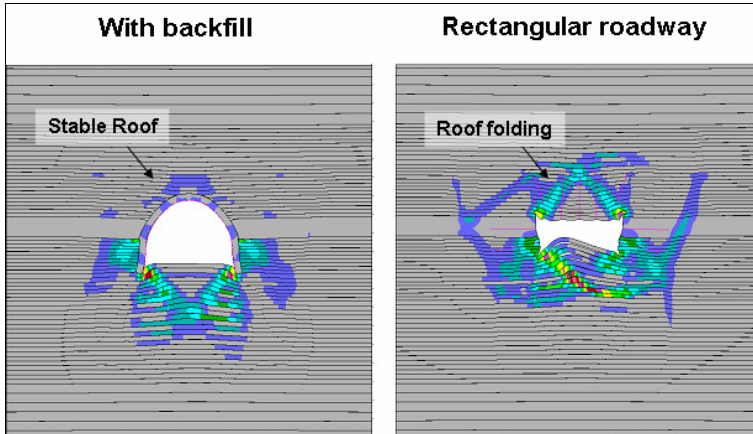


Fig. 4. Fracture zones for different investigation cases

Investigation focal point

The investigations had the objective to analyze the stress situation in a mining seam in different areas to detect a potential rock burst risk in this seam including the influence of multiple seam extraction. Based on large-scaled stress calculations with GEDRU for the complete mining area small-scaled FLAC-models have to be determined. These models include mining in different seams as well as large-scaled stress distribution as initial conditions for modeling.

The current situation is represented in Figure with a new panel next to an excavated area. During the mining process rock bursts occur.

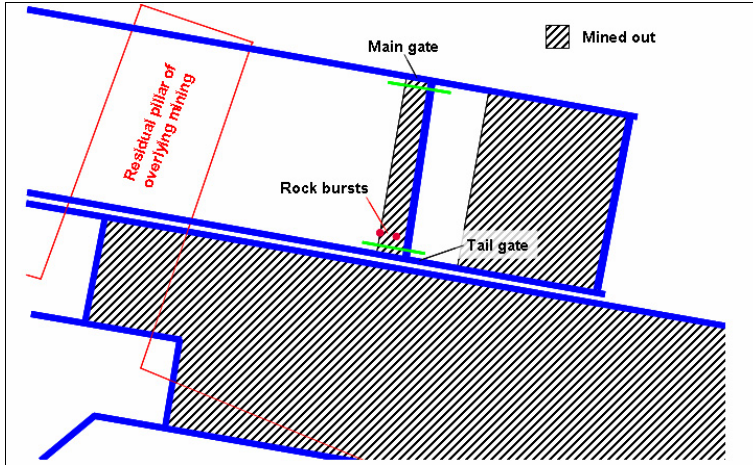


Fig. 5. Ground view of investigation area with marked model cross sections (green lines)

Red lines in fig. 5 show a residual pillar overlying extracted areas. Based on this a large-scaled stress analyses were carried out for the whole mining area to show potential rock burst risk areas. These analyses were carried out to make some detail investigations for different sections and stages of extraction. In Fig two sections are presented – on the left side next to the extracted area near the tail gate, on the right near the main gate. The high stresses around the extraction near the tail gate were an indicator for a rock burst risk. The stresses near the main gate are considerably lower.

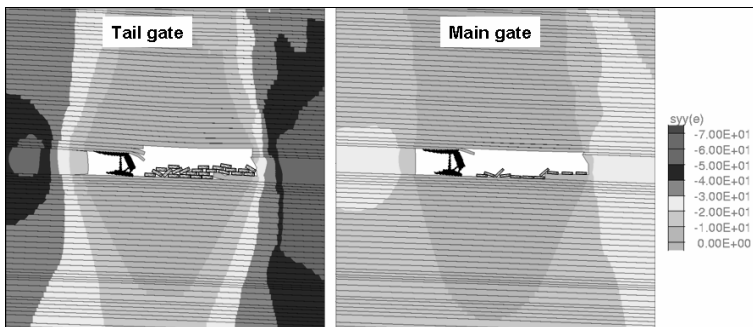


Fig. 6. Vertical stress during excavation for the 2 investigation areas

Outcome: A map of potential rock burst risk areas was compiled and measures for rock burst prevention were developed by rock burst experts based these investigations.

Mine workings presenting a risk are usually monitored by means of test drillings in advancing faces. In static faces both test drilling and rotary tube drilling techniques are used. When sufficient experience has been built up to suggest there are no signs of risk present the level of monitoring can be reduced.

A specific approach is also used in such cases, this generally being laid down in technical discussions between colliery engineers, mining authority representatives and other professional experts.

Workings with a recognised risk of rockburst can be identified by the presence of a high-pressure zone, which is identified by test drilling (in areas presenting a *possible* risk of rockburst). Appropriate stress-relief techniques have to be used to transfer the high-pressure zone into a non-critical area. A precise knowledge of this distinction – that is to say the difference between areas presenting a possible risk and areas presenting a recognised risk – is of fundamental importance for all those who are connected with rockburst prevention activities.

Close, practice-oriented collaboration between the specialists, the individual colliery personnel responsible for test drilling and stress-relief boring, Mines Inspectorate representatives and colliery management officials has led to the development of regular ‘rockburst prevention meetings’, which have proved to be a pragmatic approach to the problem.

These routine meetings are attended by the mining authorities (Mines Inspectorate), colliery surveyors, colliery personnel charged with test and stress-relief drilling and specialists from DMT.

While the coal industry has drawn up specific Rockburst Guidelines and operating recommendations, it is essentially the operational experience that has been acquired by all the various parties that has made the German mining industry’s Rockburst Prevention System (fig. 7) such a success. This is supplemented by an intensive programme of training combined with regular refresher courses and instruction sessions for all mining personnel involved in rockburst prevention work.

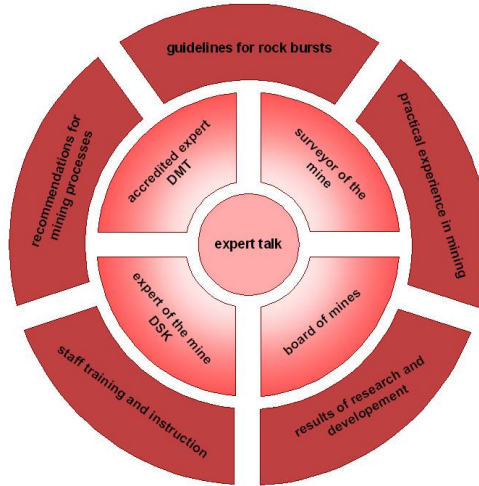


Fig. 7. Rockburst Prevention System

Since its establishment the DMT Rockburst Prevention Centre has been responsible for training RAG/Deutsche Steinkohle colliery personnel responsible for test drilling and stress-relief boring. As well as teaching the fundamental theory of rock pressure, rockbursts and rockburst prevention the basic course includes practical instruction in the art of test drilling, monitoring and stress-relief work. A wide range of practical examples are used to explain the procedures to be employed in the event of a recognised risk, and these are then worked through by the trainees.

Every two years the test and stress-relief drilling personnel attend refresher training courses designed to familiarise them with the latest practices in rockburst prevention and to brush up their acquired knowledge.

The Rockburst Prevention Meetings act as a decision-making forum for the required test and monitoring measures where the latter can be agreed and approved directly as operational actions, since all relevant decision makers are present. This helps eliminate the added cost of administrative procedures. Such a system allows reductions in the scale of the test measures to be applied directly, thereby cutting costs, and also enables test measures to be conducted immediately in a condensed form, thereby ensuring that the required level of protection is effectively put in place. The ultimate objective is always to reduce the scale of the monitoring measures required to a degree that is both safe and effective.

Methodology

The nature of the strata contained in the floor and roof beds is a key factor for assessing the potential risk of rockburst. When assessing the nature of the surrounding rock it must not be forgotten that the strength of the strata, which is the most important criterion, increases with depth in the same way as rock pressure. However, the rate of increase does not follow a constant gradient but is affected by several factors, including the depositional environment in which the rock was first formed. Fig. 8 depicts close-grained sandstones from various geological deposition planes (A, B and C). It can be seen that the rock strengths that are derived from one particular group tend to increase in comparison with another that has a different depth-related gradient and can even exhibit major differences within the same range of depths. Because of this relationship, attempts to assess strength on the basis of a purely lithological strata response without any appropriate laboratory tests can, in certain cases, prove highly inaccurate. When assessing the properties of the surrounding rock it is therefore essential to take concrete measurements from drill-core investigations and to analyse the results using the SRD process.

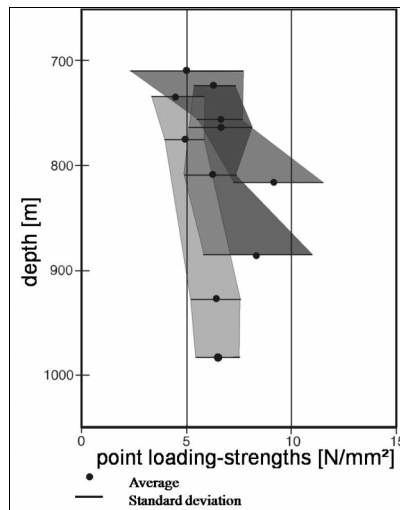


Fig. 8. Sandstones from various geological deposition planes

This Solid Rock Dia system is a drill core analysis technique that uses strength and deformation values, while allowing for the structure of the parting planes, to produce an accurate and objective assessment of the surrounding rock beds in terms of the rockburst potential. The information that has been acquired has been continuously built up over the years by the Rockburst Prevention Centre in the

form of a database, which contains core data on the strength and deformation properties of the local rock.

In order to assess a coal panel or area of take total-coverage depictions (Figure 9) are produced over the spread of solid rock beds in the roof and floor of the seam. The existing stratigraphic drill logs from the mine survey work are subjected to a strength analysis using the results obtained from the investigated drillings; given a sufficient drilling density this produces a comprehensive picture of the composition of the roof and floor beds. This geological assessment can then be used to define the scope of the test and monitoring measures required. This geological survey may, for example, indicate that the test measures to be carried out in a particular mine roadway can be reduced or even stopped altogether. Such localised surveys generally result in significant cost savings.

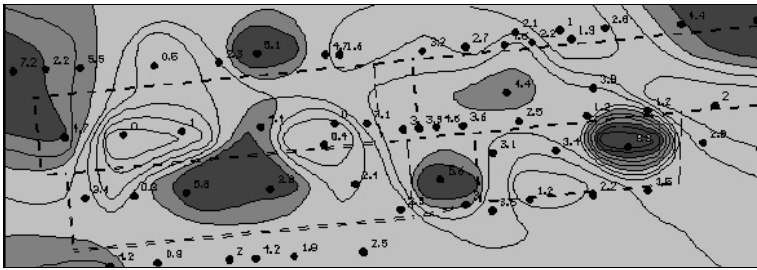


Fig. 9. Spread of solid rock beds in the roof and floor of the seam

Correct layout planning is by far the most effective way to prevent or reduce the risk of an underground rockburst. Appropriate planning measures not only help reduce or eliminate the stress-relief actions required but also enable monitoring measures to be scaled back to a minimum or even dispensed with altogether. Here is a practical example:

A coking-coal seam was to be worked at a depth of 1,450 metres. Rock pressure and strata conditions suggested that the area presented a potential rockburst risk, which meant that extensive test drilling work and, in some zones, expensive stress-relief measures would be required. By revising the panel extraction sequence to produce a 'relief seam' effect the coal seam in question was sufficiently relieved of its stress by underworking. Test measures were reduced to a minimum, with only random checks needed. This planning measure significantly reduced the financial outlay on test drilling work, helped save costs and resulted in fewer production stoppages. This shows that the risk of rockburst can often be reduced simply by altering the panel extraction sequence.

Other phenomena as rock failure or earth tremor

Mining induced seismic events can be the reason for the incidence of rockbursts. The systematical evaluation of the boundary conditions gives a better idea of mining induced seismic events. The knowledge of this systematic in all mining areas is very helpfully to increase the miner's safety.

International investigations have shown that the occurrence of mining-induced earth tremors depends on two different sets of individual factors. The first group includes all those individual factors that are predefined by the nature of the strata itself, such as the structure of the rock and the prevailing tectonic residual stress present in the strata without the influence of mining. The second group comprises those factors that are determined by the type of mining intrusion, such as the seam selection or type of layout. No-one has yet managed to establish a causal link between all the relevant factors of influence, for example in the form of a closed, mechanical explanatory model.

Irrespective of the statistical relationships that can be formulated in individual cases, for example involving the quantity of coal extracted and the seismic energy released, there is at the present time no fail-safe method for predicting the time and intensity of particularly severe individual events.

This phenomenon is of special significance, as there have in recent years been cases of increased severity that have not only been felt on the surface but have also affected the underground workings themselves. The impact below ground can sometimes be fairly serious, for while the symptoms and consequences do not bear comparison with those produced by a rockburst, for example, the seismic pulse can suddenly make materials and objects stored or present in the affected section of roadway extremely dangerous for those working close by, and a real risk of injury can therefore arise as a result.

Following the serious mining-induced event that took place in the Saar coalfield (Germany) in February 2008 a set of occurrence-related factors emerged – following a detailed analysis of the circumstances – that can now be used under German mining conditions to evaluate such events within an assessment matrix. This approach can be used to achieve a better assessment and appraisal of events of this kind.

The following individual factors have an influence on the development of earth tremors:

Influencing factor 1: Strata make-up (stress and deformation behaviour)

Solid beds of rock (such as those having a high sandstone component) are capable of absorbing and storing high rock pressures in the form of elastic deformation. When the rupture strength is exceeded the stored-up energy is suddenly and violently released. The larger the quantity of stored energy, the greater will be the amount of seismic energy released during the rupture process. Beds containing a high proportion of weak rock strata do not have such a high energy storage potential, as these measures will tend to fracture much earlier. The failure process

is characterised by the emergence of small breaks and fractures that can often only be identified by means of appropriate measurement techniques.

Influencing factor 2: Depth/rock pressure

Increasing depth brings a rise in the vertical rock pressure as a result of the greater load exerted by the overlying strata. Higher rock pressure levels can lead to greater seismic activity, which is associated with a higher level of seismic energy. At shallow depths the rock pressure is not sufficient to cause sudden and violent fracture processes with their high vibration rates.

Influencing factor 3: Anisotropy of the stress field

An isotropic stress state is present when there is equal pressure acting on a body from all directions, as is the case in water. An anisotropic stress field in the strata is characterised by a marked difference between the stress directions that lie at right angles to each other (vertical stress, maximum and minimum horizontal stress). In anisotropic stress fields the presence of mining-induced fractures or fracture zones can promote directional orientation.

Influencing factor 4: Tectonic position of the seam plane (synclinal formation)

If the seam plane lies in an areas of deposits that has been severely deformed by mountain-building processes (troughs and folds, geological faults) horizontal movements will only be possible to a limited degree, or not at all. This restriction to movement along the bedding planes of the rock can lead to higher rock pressures and so may result in increased seismicity.

Influencing factor 5: Seam thickness

The thicker the seam, the greater will be the degree of settlement of the overlying strata. Large seam thicknesses can generate major movement processes in the rock and this will result in increased seismicity.

Influencing factor 6: First seam extraction in a particular panel

In multiple-seam deposits the extraction of the seams at different levels leads to a separation of the overlying beds, which in turn causes settlement at the surface. In areas much traversed by workings the rock strata will be separated to such a degree that the settlement process will commence immediately after the extraction of the coal. In a virgin panel, which may be several hundred metres distant from the nearest extracted seam, these settlement processes may be delayed. This delayed subsidence can lead to a build-up of stress in the rock. Stress increases of this kind can also be produced by mining activities in seams that lie above or below the working seam. The resulting ribslides and residual pillars will lead to an increase in rock pressure levels (twice or four times the depth-related pressure). Here too there is a relationship between rock pressure and seismicity (see 'Depth/rock pressure' above).

Influencing factor 7: Effective face length

The greater the face length, the greater will be the area exposed by the coal winning operation. It is this exposure zone that causes rock subsidence. When this settlement takes place over a wide area rock-mechanic factors will generate an increased level of movement in the strata, which in turn can lead to increased seismicity.

Influencing factor 8: Zones affected by earth tremors

Mining-induced tremors generally follow the extracted seam plane. They can be directly attributed to the winning process and will occur parallel and vertical to the direction of advance. When developing a central theorem these results are classified according to the intensity of their vibration rate: results below a vibration rate of 5 mm/s are defined as normal attendant symptoms of the mining process. Vibration rates above this level have to be avoided.

Influencing factor 9: Areas with an increased number of earth tremors

Recorded tremors and the zones derived therefrom – unless they can be directly attributed to the winning process – will follow tectonic faults or other zones of weakness whose origins (in the geological history of the deposits) are to be found in the orogenesis or upfolding of the strata or in the high rock stresses. These zones are also known as tremor corridors.

International perspective:

Rockbursts pose a major threat to coal mining operations in many countries. In China, for example, many collieries at high risk of such events have been closed down. They have been replaced by many new mining projects that have been developed using the latest technology, and where health and safety levels are much improved. As the German coal industry has acquired relevant experience in mining coal at great depth and under the most difficult pressure conditions, while at the same time ensuring very high safety standards, the Rockburst Prevention Centre has become a very useful partner for the international mining industry and its services are now increasingly in demand. International clients are now frequently coming to see how the German system of rockburst prevention is able to guarantee these high standards by an effective partnership between mining authorities, colliery operators and specialists. International visitor groups are also keen to learn about the rockburst detection and prevention techniques practised in German collieries, the preventive measures that are put in place to reduce the risk of rockburst and the training programme that has been set up specifically for rockburst-prevention personnel.

References

- STUDENY, A.; SCIOR, CARSTEN. DMT GMBH & Co. KG, Germany: Advanced Numerical Solutions for Strata Control in Mining, Ashville NC, International workshop on numerical modeling for mine excavation June/2009
- WITTENBERG, D.; HUWE, H. W., DMT GMBH & Co. KG, Germany; Current state of knowledge on earth tremors in the national and international coal industry, DMT 2008

Stabilita banského diela G – Jama v dobývacom priestore Nováky I. – ťažobný úsek Nováky

Stability of the G - Shaft in the Novaky Mining area I. - mining field Novaky

M. BRAŽINA, J. BECK, M. PLAKINGER, P. KORENČIAK

Hornonitrianske bane Prievidza a.s., Prievidza, SR

Abstract

During extraction of coal reserves inside the G - shaft protective pillar a task has occurred to solve a possibility of maintaining the functionality of the shaft body for purposes of ventilation, mine water pumping to the surface and electricity supply to the underground. Based on empirical calculations we have solved assumed mining impacts towards the shaft by means of a monitoring system and geodetic methods. As a part of the solution there is also a draft and implementation of safety measures here in case of emergency.

Kľúčové slová

Vplyv dobývania, stabilita, deformácie

Úvod

S rozvojom ťažby v dobývacom priestore Nováky I. dochádzalo v 80-tych rokoch dvadsiateho storočia ku sprístupňovaniu zásob v okrajových častiach ložiska. Otvárkou severnej časti ložiska boli sprístupnené geologické zásoby vo výške 42 000 kt. V štádiu projektovania išlo o plošne najrozsiahlejší ťažobný úsek bane Nováky, čo si vyžadovalo aj nové vstupy z povrchu. Pre dobývanie takého veľkého úseku bolo plánované vyhlbenie dvoch výdušných jám na východnom a západnom okraji dobývacieho priestoru a jednej vŕťažnej jamy s ťažným strojom v centre ťažobného úseku. Prvá etapa stavby (október 1980 - apríl 1985) riešila základnú otváрку t.j. výstavbu jám G a H včítane povrchových objektov, prepojenie jamy G – H, základné chodby v oblasti jamy G, šachetná budova, ťažná veža a ťažné zariadenie. Vplyvom spoločenskopolitických zmien v štáte začiatkom 90tych rokov a po dôkladnom preskúmaní bansko-geologických podmienok, sa hĺbenie druhej výdušnej jamy stalo neaktuálnym.

1. Funkčnosť a parametre Jamy G

Viac ako dve desaťročia (1985 – 2009) vŕážná G - jama s komplexne vybudovanou infraštruktúrou fáracieho závodu na jej povrchu bola nielen vstupnou bránou k exploatacii tejto časti ložiska, ale svojimi parametrami zabezpečovala dôležitú dopravnú tepnu pre dopravu bremien nadmernej hmotnosti a nadmerných rozmerov t.j. dobývacích komplexov pre celý dobývací priestor Bane Nováky. Jamovým telesom bol pre ťažobný úsek vedený hlavný prívod elektrickej energie do podzemia a odvod vôd z hlavnej čerpacej stanice z oblasti jamy G na povrch. Na ochranu jamy G a povrchového areálu bol rozhodnutím OBÚ Prievidza stanovený ochranný pilier – ohradník v ktorom je viazaných 3,830kt geologických uhoľných zásob, z toho 2,413 kt vyťažiteľných.

Parametre jamy:

- Svetlý priemer jamy – 5 m
- kóta povrchu – 275,6 m
- kóta dna jamy – 56,5 m
- hĺbka jamy – 332,1 m
- výstuž tvoria panelové prstence vysoké 32 cm, jeden prstenec je tvorený z 12 segmentov
- počet pätiiek jamového komína – 3

2. Vyvolané investície pre zabezpečenie vydobytia zásob z ochranného piliera

Postupujúcou ťažobnou činnosťou smerom k jamovému telesu došlo stenovým porubom 107 083 - 95 k exploatacii zásob v ochrannom pilieri fáracieho závodu, ktorý z toho dôvodu bol v apríli 2008 zrušený a následne boli vykonané búracie práce povrchových objektov. Aby sa tak mohlo stať museli byť pred samotnou likvidáciou objektov realizované nevyhnutné investičné projekty:

- repasácia výstroja a ťažného zariadenia A jamy pre dopravu bremien nadmernej hmotnosti a rozmerov,
- náhrada prívodu elektrickej energie uložením vysokonapäťových káblov v Hlavnom materiálovom prekope v podzemí,
- realizácia vynútených investičných stavieb na povrchu areálu A jamy,
- rekonštrukcia čerpaceho systému banských vôd,
- prepojenie hlavnej čerpacej stanice pod G jamou dvomi potrubnými ťahmi priemeru \varnothing 150 mm, dĺžky 3200 m s čerpacou stanicou pod A jamou,

- vyrazením investičnej chodby od Jamy A do 7. ťažobného poľa určenej na prívod čerstvých vetrov a uloženie potrubí na čerpanie vôd z hlavnej čerpacej stanice spod Jamy G do hlavnej čerpacej stanice pod Jamou A,
- rekonštrukcia čerpacej stanice pod Jamou A.

O rok neskôr v marci 2009 pred spustením stenových porubov 107 099 – 95 (21.4.2009) a 107 071 – 95 (17.6.2009) rúbajúcich v ochrannom pilieri jamy G bola vykonaná posledná jazda ťažným strojom. Následne došlo k demontáži strojného zariadenia a výstroja jamy a dňa 30.7.2009 pomocou trhacích prác k likvidácii ťažnej veže. Podľa pôvodného projektu likvidácie G – jamy a zároveň najjednoduchším spôsobom z hľadiska likvidácie jamového komína by bolo jeho zasypanie vhodným materiálom. Fyzickou likvidáciou by došlo k hrubému zásahu do vetracieho systému celej bane Nováky s množstvom negatívnych vstupov. Najvýraznejším by bol nárast spotreby elektrickej energie potrebnej na prevádzku hlavných ventilátorov, čo pri cene elektrickej energie predstavuje nezanedbateľnú položku a zhoršenie mikroklimatických pomerov v podzemí z dôvodu nutného zvýšenie rýchlosti prúdenia vetrov na Hlavnom prekope medzi A - jamou a 7. ťažobným poľom, s negatívnym dopadom na tvorbu prašnosti a výraznom znížení teploty ovzdušia v revíri P-1 počas zimných mesiacov a naopak celoročným zvýšením teplôt na pracoviskách 7. ťažobného poľa. Riešenie uvedeného problému spočívalo vo vyrazení novej vetracej chodby dĺžky 330 m medzi revírom P4 a 7. ťažobným poľom vedenú tektonicky porušeným pásmom čiastočne vo zvodnených podložných horninách s premenlivým úklonom v rozsahu -20° až $+20^{\circ}$ a v odvítaní cca 300 m dlhého povrchového vetracie vrtu priemeru 1200 mm.

3. Zadanie úlohy

Vyššie uvedené argumenty boli dôvodom na prehodnotenie fyzickej likvidácie jamového komína. Projektovej organizácii Banské projekty, s.r.o. Bratislava bola zadaná úloha riešiť vplyvy dobývania v ochrannom pilieri Jamy G na stabilitu jamového komína, pri predĺžení životnosti a zachovaní Jamy G na prívod vŕažných vetrov do podzemia vzhľadom k plánu otvárania, prípravy a dobývania (POPD) na roky 2010 – 2014. Účelom tejto úlohy bolo matematickými metódami a vyhodnotením meraní pozorovacích bodov na povrchu stanoviť časové a priestorové parametre, kedy musí byť Jama G zlikvidovaná zasypaním.

Pre výpočet očakávaných deformácií a posuvov jamy G boli použité nasledovné vstupy:

- premenný zálomový uhol $\mu = 66^{\circ}$,
- geologická hrúbka sloja 10,5 m,
- technologická výrubnosť 75,2 %,
- hĺbka uholného sloja $H = 260$ m,

- mesačné postupy rúbania 40 m/mes.

Z výpočtových analýz vyplynuli nasledovné uzávery:

- deformačný vplyv na konštrukciu jamového komína bude mať iba vodorovný posun zeminy s maximálnymi účinkami na povrchu terénu,
- celkový pokles zeminy v blízkosti jamy dosiahne veľkosť 382 mm,
- na jamovom murive nebude zaregistrovaný žiaden pokles,
- jama bude svojou materiálou pevnosťou a vnútornými rozperami odolávať borteniu stien a tlaku posúvajúcej sa zeminy,
- pásmo mikroporúch na murive nebude zasahovať hlbšie ako 15 – 20 m pod ohlbeň.

Pre rúbanie ohradníka jamy G bol riešiteľom navrhnutý výpočtový model s dvoma súbežnými stenovými porubmi, s asymetrickým časovým postupom rúbania, čím by sa mala dosiahnuť minimálna nedeštruktívna deformácia jamového muriva so zachovaním jeho vodotesnosti.

4. Základné údaje dobývaných stenových porubov v ochrannom pilieri G -jamy

Tabulka 1. Základné údaje dobývaných stenových porubov v ochrannom pilieri G -jamy
Table 1. The Basic data of longwall panel in barrier pillar of G -shaft

Parameter	107 071-95	107 099-95
<u>Geologické pomery</u>		
Hrúbka sloja	10,6 m	10,8 m
Úklon sloja	- 20° až - 5°	- 18° až - 5°
Horniny v nadloží	sivý nadložný íl, uhoľná bridlica, uhoľný íl, drtlicko-vulkanická formácia	
Horniny v podloží	zelený podložný tufit	
<u>Základné technické údaje</u>		
Smerná dĺžka porubu	570 m	570 m
max. úklon v smere rúbania	- 20° až - 5°	- 18° až - 5°
max. úklon na zbernú chodbu	- 5°	- 6°
Východzia dĺžka porubu	110 m	120 m
Spôsob a postup dobývania	mechanizované dobývanie čelného piliera s príbierkou stropnej vrstvy uhlia	
Spôsob rozpojovania	čelný pilier kombajnom, stropná vrstva samovoľne resp. trhacími prácami	
Hrúbka stropnej vrstvy	7,6 m	7,8 m
Hrúbka ochranej vrstvy v strope	bez	bez
Druh výstuže	4 ks MHW 5000	4 ks MHW 5000
	34 ks MHW 446	11 ks MHW 446
	35 ks BMV – 1M	65 ks BMV – 1M
Celkové množstvo	73 ks sekcií	80 ks sekcií

5. Opatrenia prijaté pre rúbanie v ochrannom pilieri Jamy G

Bezpečné vedenie dobývacích prác v ochrannom pilieri Jamy G pri zachovaní jamového komína pre prívod vŕažných vetrov bolo možné len za predpokladu:

- vybudovania protiprievalových hrádzi na prístupových cestách k telesu jamy na zachytenie hroziaceho prievalu vôd a zvodnených hornín v prípade deštrukcie výstuže jamového komína. Konštrukčne stavba hrádzi bola realizovaná v zmysle projektovej dokumentácie dodanej riešiteľom úlohy

a to na vyrážajúcej strane náraziska jamy bola postavená plná betónová hrádza a na narážajúcej strane betónová hrádza s uzatváracím poklopom,

- pravidelného merania a vyhodnocovania pozorovacej siete povrchových meračských bodov v intervale dvoch týždňov. Pravidelného merania a vyhodnocovaní posuvov bodu G umiestneného nad jamovým komínom,
- fotogrametrického merania a vyhodnocovania bodov umiestnených v jamovom komíne do hĺbky 35 m,
- vizuálnou kontrolou telesa jamy skupinou špecializovaných banských záchranárov – lezcov,
- výsledky meraní sú pravidelne zasielané a konzultované s riešiteľom úlohy, projekčnou organizáciou Banské projekty, s.r.o. Bratislava.

6. Geodetické pozorovanie vplyvov dobývania v ochrannom pilieri na deštrukciu komína Jamy G

Pozorované územie vo výmere 32 ha je votvorenom priestore na poľnohospodárskej pôde bez lesných porastov. Pozorovacie body boli stabilizované hĺbkovou stabilizáciou v počte 141 ks. Body boli umiestnené v osi ťažby stenových porubov (profil 1 a 3), medzi stenami (profil 2) a priečne profily (profily 4, 5, 6, 7) s tým že profil 2 a 7 prechádzajú osou jamy (obr. č. 1). Body 8 - 1 až 8 - 10 boli stabilizované mimo profilov kvôli lepšej interpretácii interpolovaných pohybov horninového prostredia.



Obr. 1. Návrh a realizácia pozorovacej geodetickej siete
Fig. 1. Draft and Realization of an Observation Geodetic Network

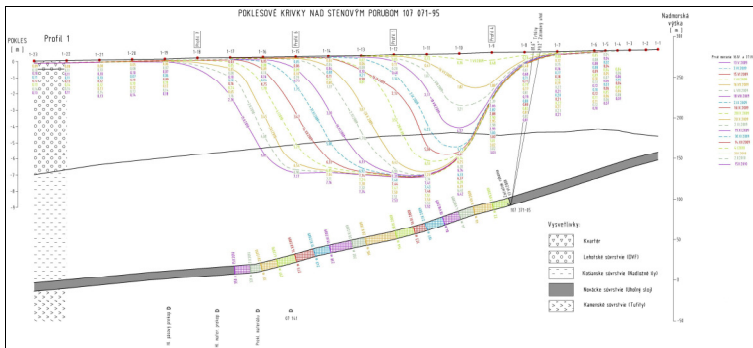
Najvhodnejšou metódou na pozorovanie stabilizovanej geodetickej siete bola zvolená kinematická metóda GPS. Vzhľadom na veľkosť základnice do 5 km na každom bode pozorovacej siete bola vykonávaná observácia so závislou centráciou minimálne 45 meraní. Predpokladaná presnosť observovaných bodov bola horizontálna 10 mm +1 ppm a vertikálna 20 mm + 1ppm. V praxi tieto hodnoty merania boli splnené. Merania sa vykonávali v dvojtýždňovom intervale.

Po vstupe dobývaných stenových porubov do ochranného piliera bol pozorovací bod „Jama G“ (obr. 2) meraný 2-krát týždenne. Geodeticky pozorovaný bod zriadený v osi komínového telesa jamy bol meraný statickou metódou. Deklarovaná presnosť touto metódou je horizontálna 5 mm + 0,5 ppm a vertikálna 10 mm +0,5 ppm.

Zvislé banské diela majú oproti vodorovným iné podmienky pre vznik pohybov a deformácií, nakoľko zasahujú do rôznych hĺbok od povrchu. Preto hlavným ukazovateľom budú najskôr pohyby pozdĺž zvislej osi (poklesy), a neskôr pohyby vo vodorovnej rovine (posuny) a pohyby v dôsledku horského tlaku.

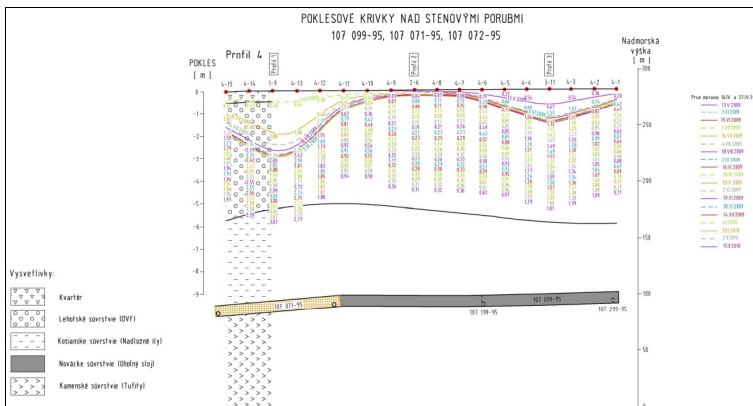
Pohyby v zvislom smere majú najväčší vplyv na stabilitu zvislých banských diel. U dynamického pôsobenia postupujúcej porubnej fronty sa zvislé dielo dostáva do oblasti stlačenia a neskôr cez nulové miesto deformácie – inflexný bod poklesovej krivky do oblastí ťahovej. Je zrejmé, že v prípade pevného spojenia jamovej výstuže s okolitou horninou sa toto napätie prenáša na betónovú a ocelovú výstuž, ktoré im odolávajú až k medzi svojej pevnosti.

Vodorovné pohyby pôsobia na zvislé banské diela tým, že ich vykláňajú zo zvislej polohy. Oproti zvislým deformáciám sú menej nebezpečné a väčší význam majú len pri trvalom zastavení porubu vo vplyvnej vzdialenosti.



Obr. 2. Profil č. 1 - Poklesové krivky nad stenovým porubom 107 071-95

Fig. 2. Cross-section No. 2 - Subsidence Curves Over Long-Wall Face No. 107 071 – 95



Obr. 3. Profil 4 - Poklesové krivky – priečný profil
 Fig. 3. Cross-section No. 4 - Subsidence Curves – Transversal Profile

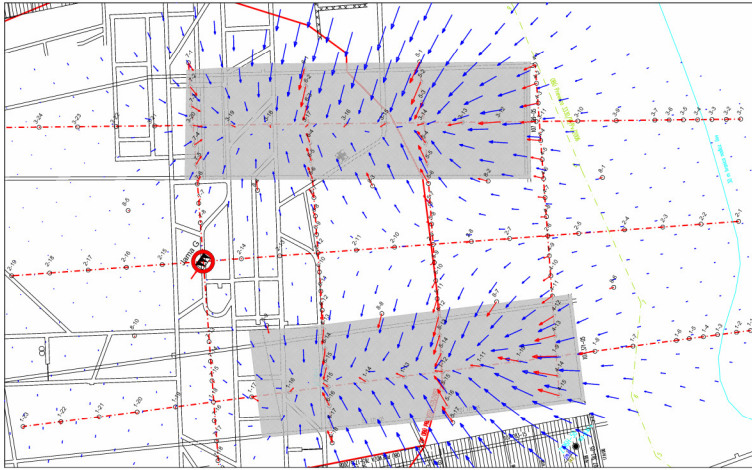
7. Analýza deformácií opakovaných polohových geodetických meraní s využitím vebovej aplikácie a mapových služieb WMS

Praktický geodeti nemajú obvykle bežne k dispozícii softvérové nástroje k výpočtu geodynamiky záujmového územia. Výpočty sú pomerne náročné a taktiež sú potrebné aj teoretické znalosti.

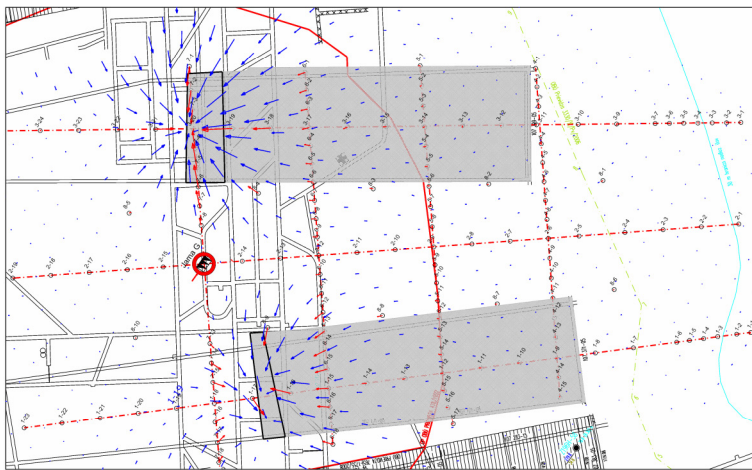
Tu sa naskytá možnosť využiť možnosti a vlastnosti vebovej aplikácie pre „Analýzu deformácií v poddolovaných lokalitách z opakovaných polohových meraní“ spracovanú vo Výskumnom ústave geodetickom, topografickom a kartografickom v Prahe (Česká republika) – Ing. Talich Milan, Ph.D., URL: <http://www.vugtk.cz/~deformace/pgm/index.php>.

Na základe polohových zmien bodov geodetickej siete, ktoré sú určené z opakovaných meraní sa vypočítajú najskôr parametre diskretného vyjadrenia poľa posunov, čo sú posuny interpolované do štvorcovej siete a potom následne sa z nich vypočítajú parametre diskretné vyjadreného poľa deformácií, charakterizované tenzory napätia (extenzie a kompresie). Celý výpočet je založený na teórii mechaniky kontinua a vyžaduje si homogenitu prostredia, čo v našom prípade bolo splnené.

Výstupom z aplikácie sú vypočítané hodnoty interpolovaných posunov do štvorcovej siete (diskretné vyjadrenie poľa posunov), vypočítané hodnoty poľa deformácií, grafické znázornenie hodnôt poľa posunov a deformácií v mape (obr. 4 a 5).



Obr. 4. Posuny a interpolované posuny – porovnanie 20. a 1. merania
 Fig. 4. Displacements and Interpolated Displacements – Comparison between the 20th and the 1st Measurements

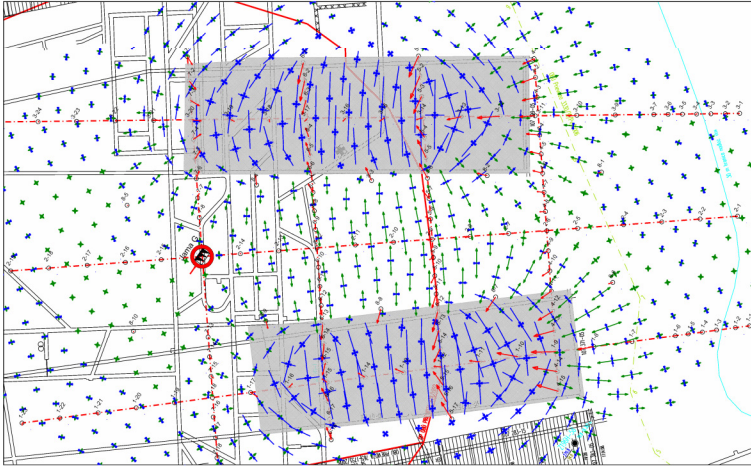


Obr. 5. Posuny a interpolované posuny – porovnanie 20. a 19. merania
 Fig. 5. Displacements and Interpolated Displacements – Comparison between the 20th and the 19th Measurements

Vysvetlivky:

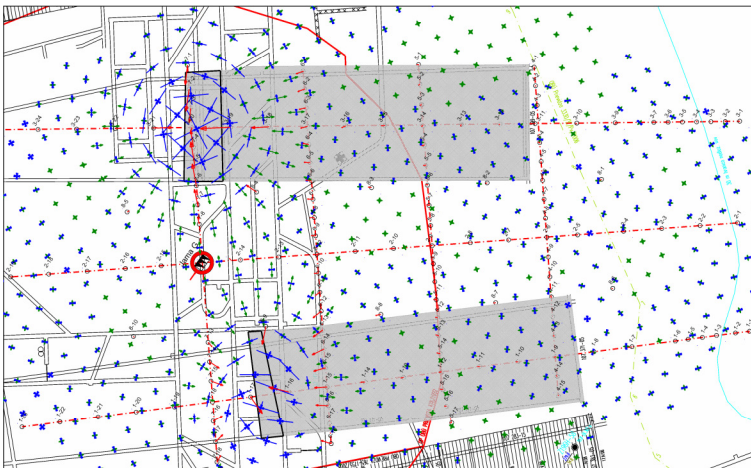
- vypočítané hodnoty posunu (skutočný pohyb bodu)
- vypočítané hodnoty interpolovaných posunov do štvorcovej siete

Ak sa pokúsime interpretovať dosiahnuté výsledky spracovania, tak vidíme že znázornené pole posunov jasne charakterizuje kakým posunom v danom území došlo porovaním jednotlivých etáp meraní. Porovnaním základného merania a posledného merania, hodnoty posunov a interpolovaných posunov smerujú do stredu rúbanej steny, porovnaním posledného a predposledného merania tieto hodnoty sa sústred'ujú do čela porubnej fronty.



Obr. 6. Deformácie – porovnanie 20. a 1. merania

Fig. 6. Deformations - Comparison between the 20th and the 1st Measurements



Obr. 7. Deformácie – porovnanie 20. a 19. merania

Fig. 7. Deformations – Comparison between the 20th and the 19th Measurements

Vysvetlivky:

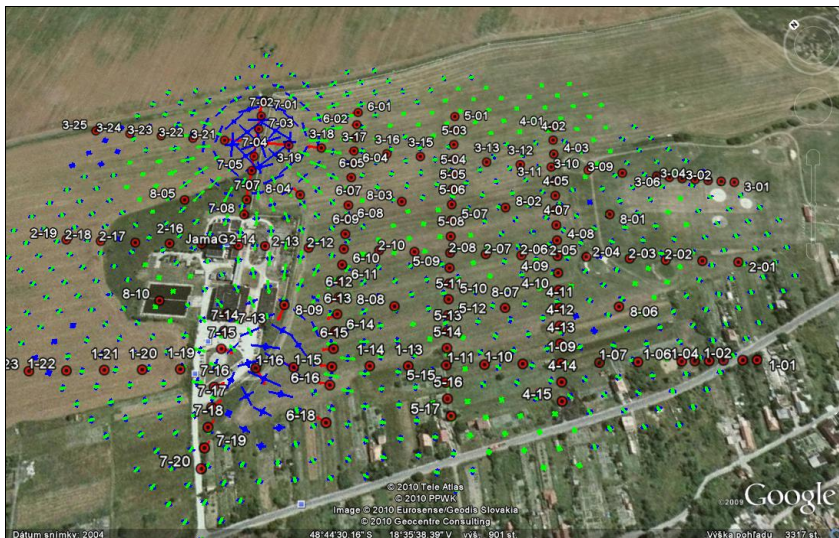
Tenzory deformácií

- extenzia
- kompresia

Naproti tomu na obrázku č. 6 a č. 7 s tenzormi deformácií je vidieť, kde a v akých smeroch dochádza ku kompresiam zemín (stláčanie zemín) smerom k rúbanej ploche a následným extenziám (napínanie zemín) až dôjde ku sklzu zemín. Znázornené pole deformácií tak objektívne popisuje geodynamiku danej lokality. Keďže ide o vplyvy postupujúceho porubu, vplyvy na geodetické body resp. povrchové objekty sa dostávajú postupne do premenlivých tvarov kotliny a tým aj dočasne sú ovplyvnené všetkými druhmi deformácií.



Obr. 8. Posuny a interpolované posuny – porovnanie 20. a 19. merania – výstup do Google Earth
Fig. 8. Displacements and Interpolated Displacements – Comparison between the 20th and the 19th Measurements – Drawing into the Google Earth



Obr. 9. Deformácie – porovnanie 20. a 19. merania – výstup do Google Earth
 Fig. 9. Deformations – Comparison between the 20th and the 19th Measurements – Drawing into the Google Earth

8. Fotogrametria

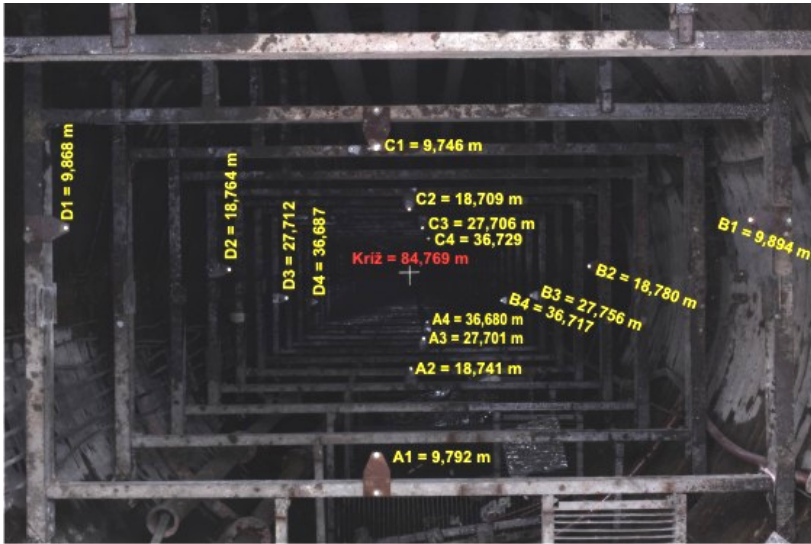
Tvar pozorovaného objektu umožňuje použiť viacsnímkovú konvergentnú fotogrametriu, ktorá vyžaduje pre určenie priestorovej polohy bodov dostatočný uhol prieseku – teda dostatočne dlhú základnicu. Toto nie je možné zabezpečiť, vzhľadom na veľkú hĺbku a malý otvor šachty. Je však možné použiť túto metódu na presné určenie polohy bodov v rovine rovnobežnej so snímkovou rovinou a to za predpokladu, že poznáme vzdialenosti (rovnobežné s osou šachty) pozorovaných bodov od stanoviska snímkovania. Potom pozorujeme zmeny polohy bodov v rovine kolmej na os šachty. Výškové zmeny nie je možné určiť fotogrametricky dostatočne presne, preto musia byť merané iným spôsobom, napr. laserovým diaľkomerom. Požadovaná presnosť merania dĺžok je $md = \pm 1 \text{ cm}$.

Za účelom fotogrametrického merania bolo potrebné stabilizovať na mreži v osi šachty pozorovacie stanovisko (stanovisko snímkovania).

8.1 Signalizácia a stabilizácia pozorovaných bodov

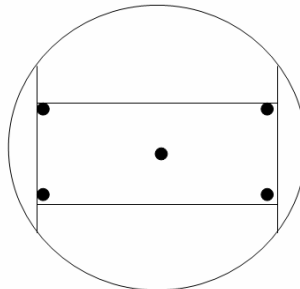
Pozorované body sú signalizované kruhovými odrazovými značkami o priemere 5 cm. Značky sú umiestnené na privarených konzolách na výstuži šachty a to v 4 výškových úrovniach, v každej úrovni 4 značky na protiahlych stranách výstuže (obr. 10). Os šachty je signalizovaná krížom z odrazovej fólie v hĺbke 85 m od

povrchovej mreže šachty. Výhodou takejto signalizácie je možnosť automatického merania obrazových súradníc s presnosťou 0.1-0.3 pixela.



Obr. 10. Umiestnenie pozorovacích bodov
Fig. 10. Location of the Observation Points

Samotné snímkovanie sa realizuje jednak z vyššie spomenutého stanoviska, a z ďalších stanovísk (obr. 11) tak, aby boli všetky pozorované body zobrazené aj na týchto snímkach. Snímky sa vyhotovili 15 megapixelovou digitálnou kamerou CANON EOS 50D s objektívom s ohniskovou vzdialenosťou $f = 50$ mm a veľkosťou obrazového elementu 0,004 mm.



Obr. 11. Rozmiestnenie stanovísk snímkovania
Fig. 11. Arrangement of Camera Positions

Polohová presnosť mXY fotogrametricky určených bodov v tomto prípade je závislá od mierkového čísla snímky Ms, veľkosti obrazového elementu (pixelu) p a presnosti merania obrazových súradníc mp.

Presnosť merania obrazových súradníc je daná pre manuálne meranie 1 pixel a pre automatické meranie 0.3 pixela.

Určenie posunov, resp. pretvorení vyžaduje definovať vzťažnú sústavu, ku ktorej budú určované posuny. V tomto prípade sa za polohový vzťažný systém zvolila os šachty, pričom stočenie okolo tejto osi bude definovať orientačný kríž s jeho ramenami. Samotná os šachty je realizovaná povrchovým bodom – stanovisko snímkovania a orientačným krížom. Oba body boli geodeticky vytýčené. K tejto vzťažnej osi budú potom určené posuny v horizontálnom smere.

Meranie obrazových súradníc a výpočet referenčných (objektových) súradníc vyžaduje použitie špecializovaného fotogrametrického softvéru. V tomto prípade bol použitý softvér PHOTOMODELER6. Za predpokladu stability orientačného kríža a s uvážením zmeny polohy povrchového bodu osi šachty je možné odvodiť polohovú zmenu pozorovaných bodov voči orientačnému krížu pre danú epochu od predchádzajúceho a základného merania. Tieto posuny potom definujú pretvorenie šachty.

9. Interpretácia výsledkov

Výsledky meraní sú vedené v číselnej forme v tabuľke s výpočtom zmien vo vzťahu medzi základným a posledným meraním a vo vzťahu medzi posledným a predchádzajúcim meraním. Z číselných údajov sa zobrazujú pretvorenia terénu v horizontálnom a vertikálnom smere teda v 3D. Výsledky sú taktiež v grafickom výstupe v pôdorysnom pohľade a vo vertikálnych rezoch. Rozhodnutie o významnosti posunu sa prijme na základe výsledkov testovacích štatistík kde sa berie do úvahy:

- a. rýchlosť postupu dobývania a geometria vzájomnej polohy stenových porubov,
- b. dobývaná výška uholného sloja,
- c. celková hrúbka nadložia, tektonika,
- d. charakter nadložných hornín.

Najväčšie účinky dobývania na povrch stenovými porubmi sa prejavujú na pozdĺžnych profiloch č. 1 a č. 3 vedených stredom porubov. Pri vydobytí plne účinnej plochy sú vertikálne posuny – poklesy až 8,97 m a vektor horizontálneho pohybu 0,59 m. Z hľadiska možných deštruktívnych účinkov dobývaných stenových porubov na jamový komín, hlavné nebezpečenstvo reprezentujú výsledky vplyvov dobývania v oblasti pozdĺžneho profilu č. 2 vedeného osou Jamy G. Na tomto profile boli namerané poklesy až 0,64 m a vektor horizontálneho pohybu 0,27 m. Uvedené hodnoty sú uvedené zo 17.3.2010 (sledovanie vplyvov samozrejme naďalej pokračuje až do ukončenia dobývania predmetných stenových porubov ale

i v ďalšom období). Aplikácia týchto vplyvov dobývania nám dáva pravdepodobný obraz možnej deštrukcie jamového komína G-jamy. V nasledovnej tabuľke č. 2 uvádzame porovnanie polohových zmien šachtového komína vypočítaných projektantom, nameraných pred Jamou G a aplikovaných z nameraných hodnôt.

Tabuľka 2. Porovnanie polohových zmien
Table 2. Comparison of Positions Changes

Sledovaný parameter (mm)	Predpoklad stanovený projektantom	Namerané hodnoty pri plne účinnej ploche			Aplikované hodnoty na "bod G"
		profil 3	profil 1	profil 2	
Horizontálny posun	0,104	0,489	0,593	0,276	0,180
Vertikálny posun - pokles	-0,382	-8,972	-7,560	-0,638	-0,550
Celkový vektor pohybu	0,396	8,985	7,583	0,695	0,604

Z uvedeného porovnania je vidieť, že meraním a aplikáciou nameraných hodnôt bude vplyv poddolovania na deštrukciu jamového komína väčší ako bol teoreticky stanovený projektantom. Fyzickými prehliadkami výstuže jamy sa zistilo, že deštrukcia jamy začala v malom rozsahu (opadávanie omietky na spojoch panelov) v hĺbke 90,0 až 105,0 m od ohľbne jamy. Projektantom určené maximálne vplyvy na výstuž mali byť od 15,0 až 20,0 m pod ohľbeň jamy.

Vzhľadom k prekročeniu predpokladaných aplikovaných hodnôt pretvárania horninového prostredia voči hodnotám stanovených projektantom boli pre bezpečnosť prevádzky a pracujúcich určené a realizované opatrenia:

- zavretie poklopu na protiprievalovej hrádzi,
- Týždenné prehliadky výstuže a výstroja jamy do hĺbky 105 m od ohľbne,
- Meranie poklesu jamy – bodu G 2 x týždenne,
- Meranie prítokov vôd do jamy 2 x týždenne.

Literatúra

- ČERTÍK, P., HAGARA, R. , 2009; Vplyv dobývania ohradníka na deštrukciu komína „Jamy G“ - Baňa Nováky, Banské projekty Bratislava
- ČERTÍK, P., HAGARA, R. , 2009; Odborné stanovisko k ďalšiemu postupu rúbania stien č. 107099-95 a 107071-95, Banské projekty Bratislava
- TALICH, M., <http://www.vugtk.cz/~deformace/pgm/index.php>, Výskumný ústav geodézie, topografie a kartografie Praha

K problematice zjišťování teplotního pole karbonického masivu v OKR

The survey of thermal fields in carboniferous massif OKR

L. DOLEŽEL¹, A. TAUFER², L. TRÁVNÍČEK¹, J. HOMOLA³

1 ESIP s.r.o. Ostrava

2 Český báňský úřad Praha

3 Homola, technický poradce, Ostrava

Abstract

Our contribution concentrates on the analysis of thermal fields in the rock mass in Ostrava Karviná Coalfield. The solving of the temperature problem is a very actual now. For one thing thermal energy is very important for energy crisis solution, for another, the climatic conditions in the great depth in coal mines are negatively influenced by high temperature. That is why this problem awakens the interest of scientific institution in solution it. Our solution of thermal fields is based on results of long term drill logging temperature measurement in mine boreholes. We would like to present our first results here.

Keywords

Thermal fields, rock mass temperature, drill logging.

Úvod

Teplotní pole je prostorovou veličinou, jejíž hodnota je závislá na hloubce uložení, skladbě a stavbě horninového masivu, na tepelných vlastnostech hornin, vzdálenosti od magmatického krbu. Reálnou možností, jak toto primární teplotní pole stanovit, dávají

- a) výzkumná měření teploty v ražených důlních dílech (v krátkých vrtech do boku),
- b) kontinuální měření teploty v průzkumných vrtech z povrchu (klasická termokarotáž),
- c) bodové měření teploty v důlních průzkumných vrtech (v konečné hloubce),
- d) matematické modely pro prognózy teplot ve velkých hloubkách.

Výsledky uvedených teplotních měření pro stanovení primárního teplotního pole ovlivňuje celá řada faktorů, jejichž podrobný rozbor přesahuje

rámec tohoto příspěvku. Již samotný fakt, že pojmem primární lze nazvat pouze prvotní, původní teplotní pole v hloubce masivu, neovlivněné žádným lidským zásahem, omezuje principiálně možnost získat objektivní a přesné hodnoty. Jak důlní, tak vrtná činnost tento zásah nesporně představuje. Poněvadž průzkumný vrt je z hlediska intenzity zásahu do masivu nejméně výrazný, je náš příspěvek zaměřen právě na teplotní měření v tomto prostředí, konkrétně na:

- kontinuální termokarotážní měření v geologicko-průzkumných vrtech – ad b), vrtných z povrchu, která prováděl v období 50.-90. let Geologický průzkum Ostrava Hrabová. Tato kontinuální termokarotážní měření byla běžnou součástí ostatních – elektroodporových, radioaktivních, radioizotopických a jiných metod (kavernometrie, stratometre, rezistivimetrie, boční odběr jádra z uhelné slaje).
- bodová měření teploty v konečné hloubce geologicko-průzkumných vrtů ad c), vrtných z důlních děl, jako doplněk komplexu důlních elektrokarotážních a radiometrických metod, prováděných OKR-DPB Paskov od 70-let.

Článek se zabývá metodickým zpracováním některých výsledků termokarotážních měření v obou typech průzkumných vrtů, se snahou o zjištění kvantitativní závislosti teploty hornin na hloubce až -1 500 m pod povrchem.

1. Primární teplotní pole v OKR, rešeršní poznatky

Nejběžněji používanými a měřenými veličinami, kterými je charakterizována teplota horninového masivu, která vzrůstá s jeho hloubkou, jsou geotermický stupeň G_S [$m \cdot 1^\circ C^{-1}$], případně gradient geotermického stupně G_{100} [$^\circ C \cdot 100m^{-1}$].

Hodnota geotermického stupně udává

- hloubku v metrech, která přísluší zvýšení teploty o $1^\circ C$, vypočtená ze vztahu

$$G_S = \frac{H_K - H_0}{t_K - t_0}$$

hodnota gradientu geotermického stupně udává

- rostoucí počet $^\circ C$ na 100 m hloubky, vypočtená ze vztahu

$$G_{100} = 100 \cdot \frac{t_N - t_{N-1}}{H_N - H_{N-1}}, \text{ kde}$$

$H_K - H_0$ je rozdíl konečné a počáteční hloubky měření teploty,

$t_K - t_0$ je rozdíl teplot v konečné a počáteční hloubce,

$H_N - H_{N-1}$ je rozdíl hloubek jednotlivých hloubkových úrovní,

$t_N - t_{N-1}$ je rozdíl teplot naměřených v hloubkách $H_N - H_{N-1}$

Těmito veličinami je v praxi nejčastěji popisováno stacionární teplotní pole horninového masivu.

1.1 Výzkumná měření v důlních dílech

Orientační měření teploty hornin v dolech OKR, představující první z možností stanovení primárního teplotního pole – ad a), byla provedena pracovníky VVUÚ Radvanice (BRUDNÍK 1956), pro poznání teplotního pole našeho kamenouhelného revíru však nejsou příliš významná. V průběhu 60-tých let se přikročilo k systematickým důlním výzkumným měřením teplot hornin SUCHAN (1967). Řada teplotních měření byla prováděna ve spolupráci s katedrou důlního větrání a techniky bezpečnosti VŠB (MÁCHA, OTÁHAL 1967). Výsledky byly souborně zpracovány ve zprávě VVUÚ (SUCHAN 1969).

Výzkumná měření původní teploty hornin byla provedena v 60-ých letech na všech tehdejších činných dolech, a to v čerstvě vyražených důlních dílech v nejrůznějších hloubkách, v počtu téměř 350 měření, metodikou vyvinutou na VVUÚ Radvanice. U začínajících dolů Paskov a Staříč byl proveden malý počet měření, protože tehdy představovaly poněkud izolovaný dobývací prostor, kde průběh teplotního pole nebylo možno věrohodně posoudit.

Snahou autorů bylo sestavení geoizoterm, tedy zpracování jejich průběhu v různých hloubkových úrovních, konkrétně v hloubkách až -900 m. Z průběhu geoizoterm ve větších hloubkových úrovních (od -600 m) bylo zřejmé, že „nejteplejší“ část OKR se nachází na východě a severu revíru. Střed ostravské a petřvaldské dílčí pánve je značně „chladnější“ - například v hloubkové úrovni -500 m činil teplotní rozdíl mezi nejchladnějším a nejteplejším místem OKR cca 6°C,

Z provedených výzkumů teplotního pole (SUCHAN 1969, 1970) dokumentujících rozdílnost teplot v horizontálním směru v odlišných dobývacích prostorech OKR, vyplynuly následující teplotní rozdíly:

v hloubce H_z se pohybují naměřené hodnoty původního teplotního pole v mezích

- 500 m28 – 32°C
- 600 m30 – 35°C
- 700 m32 – 37°C
- 800 m35 – 40°C
- 900 m39 – 43°C

Práce L. Suchana a kol. reprezentují v tehdejší době z mezinárodního pohledu zajisté významné výzkumy teplotních polí v hornicky činných revírech. V práci však chybí zhodnocení přesnosti teplotních měření, výzkum sledování teplotních změn s časem, analýza změn geotermického stupně a gradientu.

V letech 80-tých se problematikou měření teplotního pole v OKR začali zabývat pracovníci Hornického ústavu AV ČR, konkrétně TAUFER, FIALA (1982). Zejména TAUFER (1985) ve své disertační práci shromáždil mimorevírní tuzemské i zahraniční poznatky, provedl stovku měření teplot v krátkých důlních vývrtech vyvinutou přístrojovou technikou na ÚG ČSAV.

1.2 Prognostické modelování teplotního pole ve velkých hloubkách

Z dalších odborných prací bývalého HoÚ ČSAV, nyní Ústavu geoniky AV ČR v.v.i., zabývajících se problematikou tepla a tepelně-fyzikálních parametrů hornin, po stránce teoretické i experimentální, se zabývali kromě TAUFER (1982-87) jeho pokračovatelé, zejména TROJANOVÁ (1987-91), ŠPIRKO (1991). Matematické modely sdílení tepla a vlhkosti mezi důlními větry a stěnami důlního díla, stejně jako problematika stanovení parametrů tepelné vodivosti, měrného tepla a měrné hmotnosti, s analýzami vodivostních nehomogenit hornin a uhlí v dobývaných slojí OKR, jsou popsány v pracích (ŠPIRKO ET AL. 1991, TROJANOVÁ 1991). Práce mají většinou charakter základního výzkumu – ad d), pro řešení uvedené problematiky nemají přímý praktický dopad.

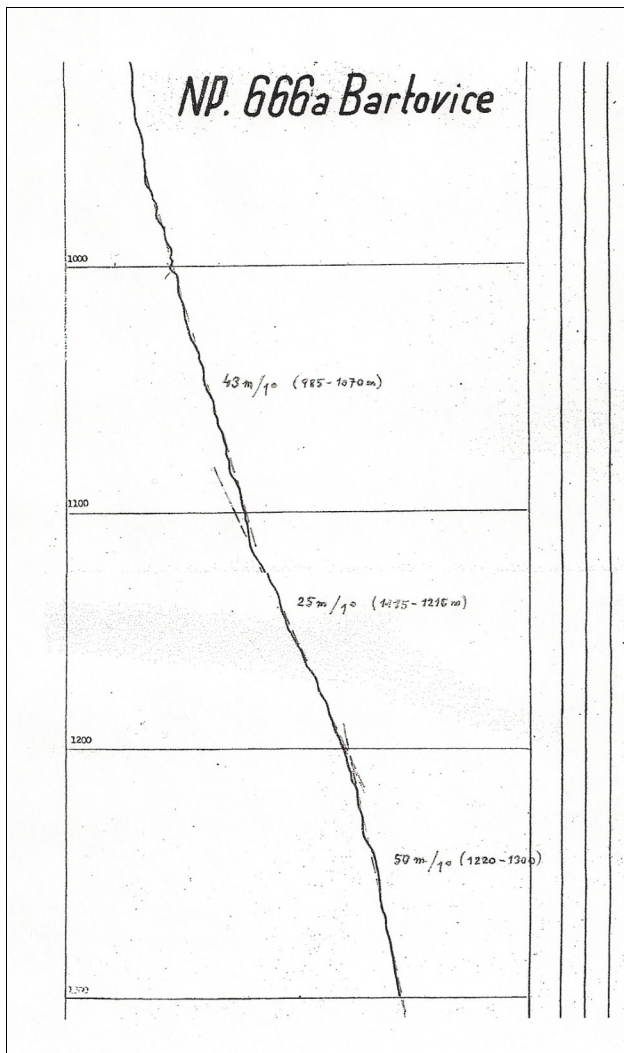
2. Nové analýzy teplotního pole OKR

Tyto, z uvedených možností nejučinnější metody stanovení teplotního pole v OKR, a to z výsledků měření teploty horninového masivu v dlouhých geologicko-průzkumných vrtech – ad, b, c, tvoří hlavní náplň příspěvku.

2.1 Měření teploty v průzkumných vrtech z povrchu

Celosvětová snaha o hledání náhradních energetických, též i geopotenciálních zdrojů, vyvolala potřebu jejich hledání cestou nových systematických výzkumů, především formou grantových projektů. Je nesporné, že právě zemské teplo je tím významným geoenergetickým zdrojem. Na těchto výzkumech perspektivního využívání geopotenciálních energetických zdrojů se podílí i VŠB-Technická univerzita Ostrava. Významným krokem v těchto výzkumech se stala analýza teplotního pole OKR z provedených termokarotážních měření v průzkumných vrtech, v pracích BUJOK, TRÁVNÍČEK, KALUS (2007, 2008).

V OKR vrtání těchto geologicko-průzkumných vrtů z povrchu, (označovaných symboly NP), prováděl včetně karotážních měření Uhelný průzkum Ostrava-Hrabová, a to od let 50-tých. Představu o velmi husté síti těchto vrtů podává obr. 1.



Obr. 2 Ukázka termokarotážního záznamu
 Fig. 2 Illustration of drill-logging temperature record

Vypočtené hodnoty geotermického stupně se zde pohybují v širokých mezích 25 až 50 m / 1°C. Jejich rozdílnost by bylo možné vysvětlit pouze pečlivou analýzou litologické stavby (tepelné vodivosti hornin) a hydrogeologických podmínek v profilu vrtu (není v záměru příspěvku).

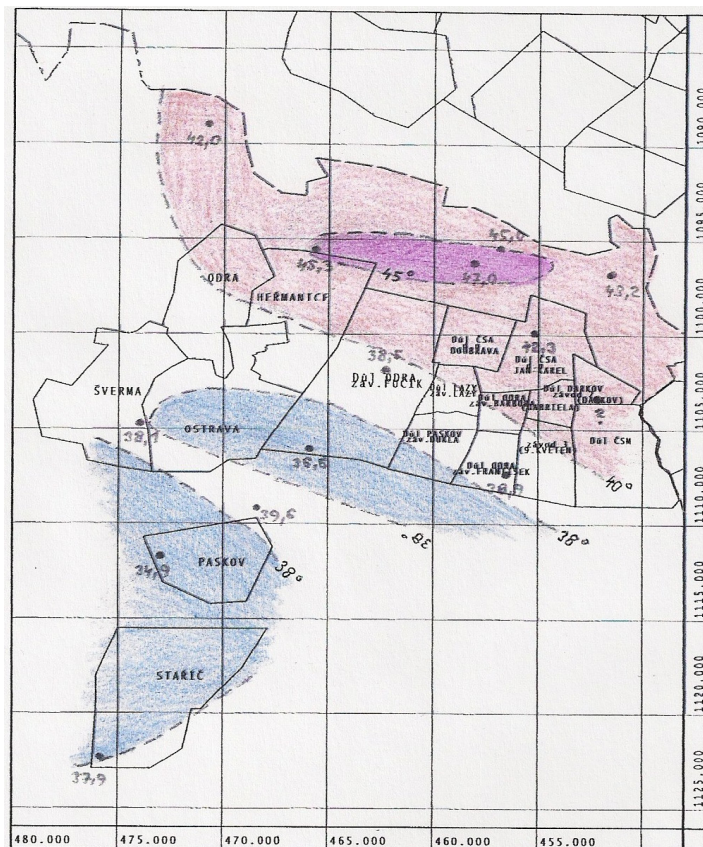
S ohledem na nezastupitelný význam objektivního poznání původního teplotního pole OKR metodou termokarotáže vrtů z povrchu, uvádíme zde několik poznatků z provedených analýz teplotního pole.

Z dokumentace těchto NP vrtů, bylo pak vybráno 16 vrtů, s ohledem na jejich dostupnost, komplexnost karotážních měření a se snahou pokrýt a reprezentovat zájmový prostor OKR v jeho „primární teplotní rozmanitosti“. Následující tabulka je příkladem komplexnosti získaných údajů o době provedení vrtu, vypočtených středních hodnotách geotermického stupně a gradientu, o naměřených teplotách v různých hloubkách a ve srovnávací hloubce 1 000 m pod povrchem (a v absolutní hloubce).

Tabulka 1. Příklad komplexnosti získaných údajů o době provedení vrtu
Table 1. Examples of data of geological-exploration drill holes

Č.vrtu	NP 645	NP 867	NP 593			
Lokalita	Zábřeh	Paskov západ	Vratimov			
x	1104841	1114880	1109478			
y	473850	472967	468436			
nadm.výška	223	286	286			
kdy vrtán	září 1963	pros 1987	1963			
karbon v hl.	592	758	749			
měř.úsek od-do	100	900	86	1630	200	1350
tepl.v hl.měř.úseku	14	36	11,7	55,9	15,2	51,2
stř.geoterm.st.	37,7 m/1st.	34,7 m/1st	31,9 m/1st			
průměr.grad.	2,65 st/100 m	2,87 st/100 m	3,13 st/100 m			
tepl.v hl.1000m	38,1 st	34,9 st	39,6 st			
t.j.v absol.hl	- 777 m	-714	-714			

Ze zjištěných hodnot teploty ve srovnávací hloubce 1 000 m pod povrchem byla zpracována mapa – obr. 3 a konstruován hrubý průběh izolinií teplot, tedy kvaziizoterm v dobývacím prostoru OKR.



Obr. 3. „Regionální“ izolinie teplot v hloubce 1000 m pod povrchem z výsledků termokarotáže ve
vybraných 16 geologicko-průzkumných vrtech NP.

Fig. 3. Regional temperature isolines in a depth of 1000 meter – the result of drill logging of 16
geological – exploration drill holes

Poznámka: Snahou byl rovnoměrný výběr geologicko-průzkumných vrtů v zájmové
oblasti OKR, avšak v některých oblastech nebylo možno „reprezentanty“ najít.

Jsou to např. oblasti :

- Koblova (dobývací prostor Přívoz),
- dobývací prostor Mariánské Hory,
- dobývací prostor Michálkovice a Slezská Ostrava,
- Hrabová-Nová Bělá (dobývací prostor Paskov),

nebo v karvinské části oblast:

- dobývací prostor Petřvald II, Doubrava, Stonava.

To proto, že se v převážné většině jednalo o staré vrty z padesátých let, ve kterých nebyly termokarotážní práce vůbec provedeny nebo byly provedeny málo spolehlivými aparaturami (termosondami). Tato nerovnoměrnost zapříčinila, že nebylo možno spolehlivě zkonstruovat mapu teplotních izolinií, kterou by bylo možno blíže konfrontovat s rozdílnou geologickou stavbou dobývacích prostor v ostravském a karvinském souvrství. Nicméně rámcovou kvalitativní i kvantitativní rajonizaci výrazných změn teplotního pole je možno z analýzy dosažených výsledků provést.

Z provedených analýz (tabulkové údaje 16 vybraných vrtů a obr. 3) vyplývají následující závěry:

- a) geologicko-průzkumné vrty byly vrtány v různém období, a to v letech 1957-94 poněkud odlišnými vrtnými soupravami, proměřeny karotážními aparaturami a metodikou nestejně technické úrovně. Z tohoto důvodu lze i výsledky termometrie považovat za rámcové, přestože bylo prováděno cejchování termokarotážních sond na známých etalonech a dodržována dostatečná klidová doba po vrtání –měřeno při ustáleném teplotním režimu,
- b) „primární“ teplotní pole OKR mimo oblast minulé a současné hornické činnosti je velmi proměnlivé, hodnoty geotermického stupně se pohybují v širokých mezích 27,0-38,6 m /1°C, u gradientu 2,59 – 3,7°C/100 m, v naměřených teplotách v hloubce 1 000 m pod povrchem pak od 34,9 do 47°C. Až na výjimku vrtu NP 855 (Staříč-Rychaltice) se tyto hodnoty teplot nacházejí v absolutní hloubce -714 až -798 m,
- c) anomálie teplotního pole v hodnotách geotermického stupně – nejvyšší hodnoty (tedy s nízkým gradientem) lze spatřovat v oblastech Bartovice, Zábřeh, Rychaltice, důlní pole Dolu František, nejnižší hodnoty (s vysokým gradientem) pak v oblastech Bohumín, Dětmarovice-Petrovice, Karviná,
- d) anomálie naměřených teplot v hloubce 1 000 m pod povrchem (nejvyšší hodnoty nad 45°C) vykazují oblasti Dětmarovice-Petrovice, Bohumín, „nejchladnější“ oblastí je Paskov-západ, Rychaltice.

Provedené analýzy termokarotážních záznamů v geologicko-průzkumných vrtech, vrtaných z povrchu, podávají základní regionální obraz o velikosti a rozložení teplotního pole OKR. Získané poznatky jsou v dalším konfrontovány s ostatními metodami měření teplot, jak v důlních průzkumných vrtech (termokarotáž), tak ve vývrtech v okolí důlních děl .

2.2 Měření teploty v průzkumných důlních vrtech

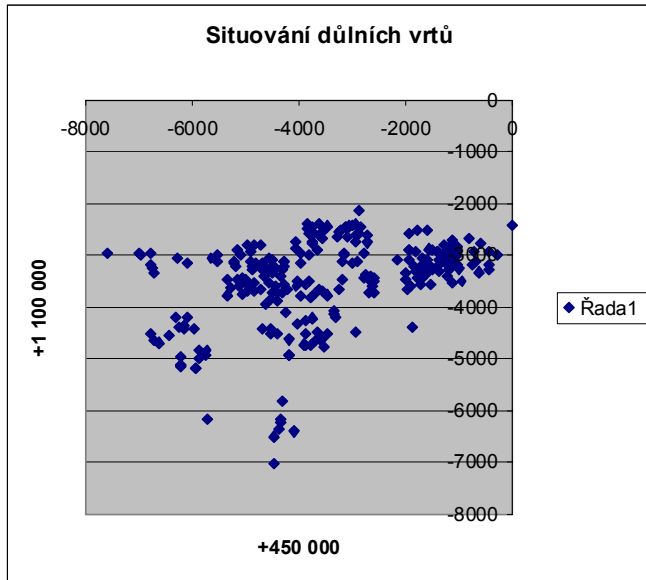
Zatímco předchozí kapitola se zabývala studiem primárního teplotního pole v ostravsko-karvinském revíru *ve smyslu regionálním*, a to z karotážních záznamů (termozáznamů) geologicko-průzkumných vrtů (NP) vrtaných z povrchu, je tato

kapitola věnována analýze *teplotního pole v detailu*, a to pouze ve vybrané části revíru OKD, konkrétně v dobývacím prostoru současného Dolu Darkov, s jeho historicky přilehlými důlními závody Barbora a Gabriela (Mír). Pro tuto analýzu byly využity archivní materiály z důlních karotážních měření průzkumných vrtů, vrtaných vertikálně úpadně z přístupných důlních chodeb firmou OKD Důlní průzkum a bezpečnost, a.s. Paskov, včetně provedení důlní karotáže s bodovými termometrickými záznamy. Cílem těchto analýz bylo zjistit, nakolik je primární teplotní pole před zásahem důlní činností geotermicky i ve stejné hloubce odlišné.

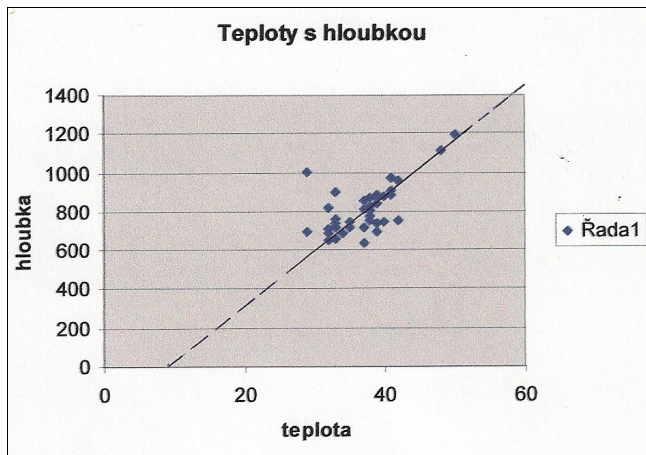
Úvodem k provedené lokální analýze teplot karvinské části z důlních karotážních záznamů je nutno poukázat na technickou odlišnost důlních a povrchových karotážních aparatur a z ní vyplývající přesnost či nepřesnost teplotních měření. I když tato detailní analýza důlních karotážních záznamů byla provedena za období mladší, tj. 1984 – 2007), pak výsledky důlní karotáže v 80. letech nebyly ještě na potřebně vysoké technické úrovni (problém konstrukce jiskrově-bezpečných zařízení). Mnohem větší roli, s ovlivněním výsledků důlních karotážních měření, však hrál fakt, že v důlním prostředí *nebylo možno vždy dodržet přísnou zásadu měření teploty ve zavodněných nezapažených vrtech při ustáleném (klidovém) teplotním režimu*. Důvodem byly jistě provozně technické důvody a podmínky vlastního dobývání, někdy také potřeba propláchnutí vrtů při jejich neprůchodnosti. Tyto skutečnosti, stejně jako vliv cirkulace teploty vodivým vrtným soustředím k ústí vrtů, zapříčinily to, že byly v těchto případech *naměřeny nižší hodnoty teplot*.

Podkladem pro provedení detailní analýzy části OKR (dobývací prostor Darkov, Gabriela, Barbora) byly archivní záznamy výsledků důlních karotážních měření teplot. Po jejich shromáždění a analýze souřadnic ústí těchto důlních průzkumných vrtů bylo počítačově zpracováno jejich rozmístění v dobývacích prostorech všech 3 závodů Dolu Darkov – viz obr. 4.

Situování důlních průzkumných vrtů na jednotlivých závodech není nutno uvádět, grafické závislosti naměřené teploty v dané hloubce na jednotlivých závodech jsou dokumentovány na obr. 4a, 4b, 4c.



Obr. 4. Rozmístění důlních průzkumných vrtů v dobývacím prostoru všech důlních závodů Dolu Darkov – závody Darkov, Mír (Gabriela), Barbora
 Fig. 4. The situation of mine exploration drill holes in the shafts Gabriela and Barbora

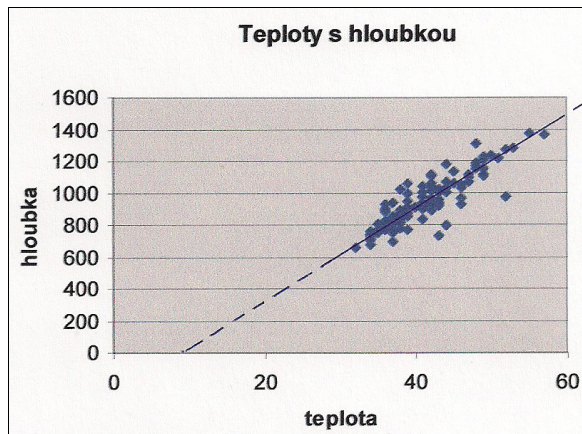


Obr. 4a. Závod Barbora – závislost teploty na hloubce (z důlních karotážních měření)
 Fig. 4a. Barbora mine – Line dot chart of temperature linear dependence on depth

Poměrně malý počet vrtů a nejméně 4 body mimo tuto lineární závislost teploty na hloubce (zde naměřené teploty cca 28° až 33°C hloubkách 700 až 1 000 m jsou nereálné) nedovoluje tuto závislost přesněji kvantifikovat.

2.2.1 Dílčí analýza teplot v dobývacím prostoru závodu Barbora

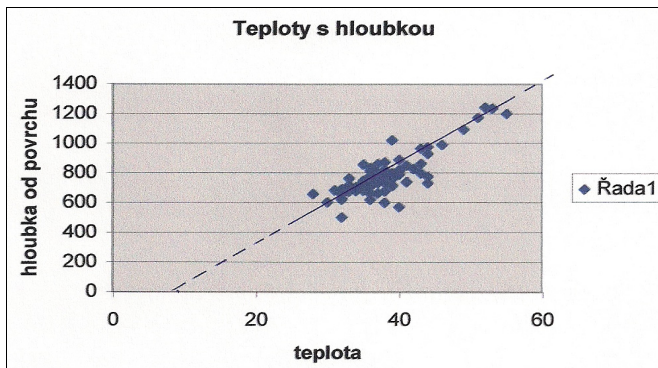
Na tomto závodě je počet důlních vrtů nejmenší, a to 39, zřejmě z důvodu útlumu těžby v období možného provádění důlně karotážních měření. Větší rozptyl bodů pod a nad přímkou lineární závislosti lze vysvětlit již výše uvedenými fakty (v úvodu této kapitoly). Přes tento zřetelně nižší koeficient korelace s větším rozptylem bodů je patrný v této závislosti zřetelný trend lineárního vzrůstu teploty s hloubkou, s následujícími analyzovanými parametry: Geotermický stupeň G_S má hodnotu 28,6 m/1°C, poněkud vyšší gradient má hodnotu 3,49°C/100 m. Zjištěná teplota v hloubce 1 000 m pod povrchem je cca 43,5°C, v hloubce 1 500 m je reálné uvažovat existenci teploty cca 61,5°C.



Obr. 4b. Závod Darkov – závislost teploty na hloubce
Fig. 4b Darkov mine - Line dot chart of temperature linear dependence on depth

2.2.2 Dílčí analýza teplot v dobývacím prostoru závodu Darkov

Závislost teploty na hloubce je dokumentována na obr. 4b. Rozložení jednotlivých bodů v tomto grafu ukazuje zřetelný trend růstu teplot s hloubkou, který lze vyjádřit lineárně, i když rozptyl některých bodů snižuje zajisté koeficient korelace. Vypočtené hodnoty geotermického stupně a gradientu jsou pro závod Darkov tyto: 28,3m/1°C= G_S , 3,53°C/100m= G_G . Pro srovnání s výsledky regionálních teplot (z „povrchové“ karotáže) činí teplota v hloubce 1 000 m pod povrchem cca 42°C, v hloubce 1 500 m lze předpokládat teplotu cca 61°C.



Obr. 4c. Závod Mír (Gabriela) – závislost teploty na hloubce
 Fig. 4c. Gabriela mine - Line dot chart of temperature linear dependence on depth

2.2.3 Dílčí analýza teplot v dobývacím prostoru závodu Gabriela (Mír)

Závislost naměřených teplot na hloubce je graficky zpracována na obr. 4c. Tato závislost vykazuje dobrou korelaci lineárním vztahem $Y_m = 28 x^\circ - 220m$, kde geotermický stupeň G_S má hodnotu $27m/1^\circ C$ a gradient G_G hodnotu $3,70^\circ C/100 m$, tedy ze všech závodů nejvyšší. Zjištěná teplota v hloubce 1 000 m pod povrchem činí cca $45^\circ C$, v hloubce 1 500 m lze předpokládat teplotu až $63^\circ C$.

2.2.4 Souhrnná analýza teplotního pole Dolu Darkov

Tyto nové přístupy k analýze teplotního pole z výsledků měření teplot důlní karotáží vhodně doplňují část provedených „regionálních“ analýz teplotních měření ze záznamů povrchové karotáže. Důlní karotáž geologicko-průzkumných vrtů umožňuje analýzu teplot mnohem detailněji, a to i v rámci dobývací kry jednotlivých důlních závodů (zde Dolu Darkov), s analýzou záznamů důlních karotážních termoměrů za období 1984 –2007. Z provedených dílčích analýz vyplývají tyto závěry:

- a) bylo analyzováno v tomto období provedených 238 důlních průzkumných vrtů,
- b) teplotní měření ukazují méně přesné výsledky, z důvodu nižší technické úrovně důlních karotážních aparatur (z důvodů vysokých nároků na jiskrovou bezpečnost zařízení) a z důvodu ne vždy ustáleného teplotního režimu ve vrtech. Přes tuto skutečnost lze považovat zjištěné výsledky za statisticky významné a využitelné pro další výzkumná řešení. Na jednotlivých závodech Dolu Darkov byly zjištěny rozdílné hodnoty geotermického stupně i gradientu, a to v mezích 27 až 29 $m/1^\circ C$, u geotermického gradientu 3,49 až 3,70 $^\circ C/100 m$, tedy hodnoty nepřesně rozdílné, ale přesto respektovatelné,

- c) rovněž hodnoty teplot v hloubce 1 000 m pod povrchem se poněkud liší v mezích 42 až 45°C, v souladu s výsledky zjišťované „regionální“ analýzy teplot, protože spadají do oblasti nad 40°C – viz obr. 3. (mapka izoterm). Očekávané hodnoty teplot v hloubkách 1 500 m pod povrchem v rozmezí 61 až 63°C lze považovat za reálné, nad rámec chyb v nepřesnosti výsledků měření.
- d) z těchto 3 závodů se jeví *relativně „nejtepleji“ závod Gabriela (Mír).*

3. Závěr

Poznatky z provedených výzkumů teplotních polí u nás i v zahraničí jsou shodné v tom, že rozdíly v hodnotách teplotních polí (geotermického stupně, a to i v rámci jednoho dolu), jsou způsobeny rozdíly v tepelné vodivosti jednotlivých částí horského masivu, v litologickém složení a uložení vrstev (i uhelných slojí), v jejich fyzikálně-tepelných vlastnostech, možnou přítomností vody v pórech a trhlinách, případně lokální radioaktivitou hornin a vod. V tomto směru jsou v základním výzkumu značné rezervy. Proto jsou hledány jednodušší, i když méně přesné cesty stanovení primárních teplotních polí, mezi které právem náleží karotážní termometrická měření v geologicko-průzkumných vrtech z povrchu i v dole. Jejich význam také stoupá jednak s potřebou ekonomicky optimálních projekčních řešení větrných sítí a klimatizace, jednak s globální potřebou využívání geenergetických zdrojů v zemské kůře. V tomto směru by mohl být náš příspěvek přínosem zejména po stránce metodiky zpracování málo využívaných výsledků termokarotážních měření.

Literatura

- SUCHAN, L. 1969. Průběh izoterm v dobývacím prostoru OKR. *Zpráva č.70, VVUÚ Ostrava-Radvanice.*
- MÁCHA, J., OTÁHAL, A.1967. Měření teplot hornin a stanovení geotermického stupně dolů OKR (ostravská a petřvaldská část). *Zpráva katedry důlního větrání a techniky bezpečnosti VŠB, Ostrava.*
- TAUFER, A. 1985. Rozložení teplotního pole karbonského masivu OKR. *Kandidátská disertační práce, ÚGG ČSAV Praha.*
- BUJOK, P.,TRÁVNÍČEK, L.,KALUS, D.2007 A 2008. Teplo jako geenergetický zdroj. *Interní výzkumná zpráva VŠB-TUO.*
- TAUFER, A., FIALA, J. 1982. Stanovení teplotních polí OKR. *Acta Montana č. 59, ÚGG ČSAV, Praha*
- TAUFER, A., TROJANOVÁ, J. ET AL. 1987. Zjištění rozložení teplotních polí v OKR do hloubky 1200m. *Závěrečná zpráva úkolu II-6-1, etapa E 01, HOÚ ČSAV Ostrava.*
- ŠPIRKO, K. ET AL.1991. Změny teploty a vlhkosti ovzduší v podzemních prostorách za nestacionárních podmínek. *Zpráva o postupu řešení projektu č. 3009, HOÚ ČSAV Ostrava*
- HOLEC, G., SLÁVIK, I. 1964. Meranie teplot hornín v bánskej prevádzke. *Uhlí č.10, str. 335-337.*
- KNEJZLÍK, J. ET AL. 1982 Výzkum a vývoj přístrojové techniky pro laboratorní a důlní měření. *Dílčí úkol II-6-1/02.04 HOÚ ČSAV Ostrava.*

- SUCHAN, L. 1970 Rozložení teplotního pole karbonského masivu v OKR. *Závěrečná zpráva úkolu III-1-5-2.1/11.*
- TROJANOVÁ, J. 1991. Tepelná vodivost sedimentárních hornin. *Konf. Důlní aerologie ve vědě a praxi, HOÚ ČSAV a VŠB Ostrava.*

Sít' povrchových stanic pro sledování indukované seismicity v podmínkách dolů OKD, a.s.

New seismic network for monitoring of the influence of mining seismicity on the surface in Ostrava-Karvina Coalfield

J. HOLEČKO

Green Gas DPB, a.s., Paskov, Czech Republic

Abstract

In the paper is described the situation regarding the influence of mining seismic events on the surface due to underground exploitation of hard coal deposit in Ostrava-Karvina Coalfield which in the Czech part of Upper Silesian Coal Basin. The induced seismicity can be manifested negatively by rock bursts occurrence in underground workings and/or by vibration on the surface.

The influence of rock burst and seismicity on surface is being observed by two seismic networks of standard underground and surface seismic stations and interpreted since late 1990's. The frequency of surface tremors and notification of residents of houses damaged due to the occurrence of seismic events induced by mining activities has increased in the last ten years. OKD, a. s. need to implement the new system of measurement and interpretation of the effects of induced seismicity and the influence of mining seismic events on the surface.

Green Gas DPB, a. s. prepared a study for the whole system of surface measurements and prediction of the influence of mining seismicity on surface basin on seismic measurements in 2008. The new seismic network with stations on surface has been installed in 2009. The paper describes the new seismic network in Karviná part of Ostrava-Karvina Coalfield and the first results from seismic monitoring on the surface.

Klíčová slova

Seismologická stanice, záchvěv povrchu, indukovaná seismicita, predikce.

Úvod

Hornickou činností v kamenouhelných dolech v OKR dochází ke náhlému křehkému porušování horninového prostředí vyvolané narušením rovnovážného napětového stavu. Větší rozsah porušení horninového masivu se může projevit nepříznivě v podzemí jako důlní otřes v blízkých důlních dílech (vyvržením hornin

do důlního díla, poškozením jeho výztuže a vybavení), při porušení horninového masivu menšího rozsahu nebo ve vzdálenějších oblastech je zaznamenán projev např. jen akusticky (pilřřová nebo stropní rána). Některá porušení se projeví pouze na seismologických stanicích jako seismický jev – záznam kmitání horninového prostředí šířícího se z místa vzniku (ohniska) všemi směry. Silné seismické jevy se jako indukovaná seismicita mohou projevit i na povrchu – záchvěvem menší či větší intenzity, tj. zatřesením s povrchovými objekty a předměty v nich, vibracemi nepřříjemně pociťovanými lidmi a zvířaty.

Od konce 70. let minulého století byly v OKR postupně vybudovány, vyvíjeny a v současnosti jsou provozovány tyto seismologické stanice:

- lokální síť (cca 30 stanic provozovaných v dobývacích prostorech dolů v karvinské části OKR),
- regionální síť - Seismický polygon Green Gas DPB, a.s. (10 tříslůžkových stanic, z toho 3 v podzemí),
- stanice při Báňské měřické základně v Ostravě-Krásném Poli.

Obě seismologické sítě (HOLEČKO 2008) – důlní síť a Seismický polygon OKD, DPB, a.s. (dále jen SP) jsou určeny pro nepřetržité sledování a vyhodnocování seismických jevů jako nedílná součást průběžné prognózy v rámci protiotřesové prevence na dolech ohrožených důlními otřesy v karvinské části OKR (HOLEČKO, MOŘKOVSKÁ, SUCHANEK 2007). Sítě jsou vzájemně propojeny, vyhodnocování dat probíhá v centru Green Gas DPB, a.s. v Paskově. Seismické stanice důlní sítě jsou pouze jednosložkové (vertikální seismografy), stanice sítě SP, která je regionálního charakteru (obklopuje část OKR aktuálně ohroženou důlními otřesy), jsou tříslůžkové. Cílem měření SP je stanovovat parametry ohnisek a mechanismus vzniku zejména silných seismických jevů. Stanice při Báňské měřické základně v Ostravě-Krásném Poli pracuje v národní síti Geofyzikálního ústavu AV ČR (ZEDNÍK, PLEŠINGER, PAZDÍRKOVÁ 2004).

Z hlediska velikosti projevů (účinků) na povrchové objekty je určující mechanismus ohniska (explozivní, implozivní, smyková porušení, kombinace), velikost energie seismického jevu, převládající frekvence kmitání, doba trvání maximální fáze atd. Z hlediska stavebního jsou projevy indukované seismicity ovlivněny velikostí, tvarem a způsobem výstavby objektu, ale i jeho stavem, způsobem založení a vlastnostmi podloží, ale také jeho údržbou a mírou dřívějšího poškození objektu, např. v důsledku opakovaného zatížení technickou seismicitou (dopravou, provozem strojních zařízení apod.) nebo poddolování (poklesy povrchu) atd. Účinek indukované seismicity často může být také zaměňován nebo kombinován s jinými nepříznivými vlivy - vady v založení stavby, rozdílné vlastnosti bezprostředního podloží, kolísání hladiny podzemní vody v malé hloubce pod základovou spárou apod. Indukovaná seismicita je pozorována zejména v karvinské části OKR. V některých případech tyto jevy mohou negativně působit na povrchové stavby a konstrukce. Oblast karvinské části OKR je v rámci protiotřesových opatření na dolech OKD, a.s. již téměř 20 let sledována sítí stanic SP. Z dlouhodobých sledování vyplývá, že kromě výše uvedených má na velikost projevů (vibrací) vliv řada dalších faktorů, z nichž rozhodující se jeví mocnost a

složení pokryvných útvarů nad karbonským souvrstvím, zavodnění a hloubka hladiny podzemní vody.

Rostoucí četnost ohlašovaných povrchových záchvěvů a důlních škod z důvodu výskytu seismických jevů indukovaných hornickou činností v posledních cca 10 letech vyvolala požadavek ze strany OKD, a.s. realizovat nový „Systém hodnocení a prognózy účinků indukované seismicity na povrchové objekty v podmínkách OKD, a.s.“. Green Gas DPB, a.s. na základě tohoto požadavku v roce 2008 připravil Studii s návrhem řešení takového systému a po jeho odsouhlasení jej od roku 2009 postupně realizuje.

1. Seismologická síť povrchových stanic

Základním předpokladem pro funkci systému sledování, hodnocení a predikce účinků indukované seismicity na povrchové objekty bylo vybudování sítě povrchových seismologických stanic, které by umožňovaly:

- měření a vyhodnocování seismických účinků na povrchu v oblastech hlášených povrchových záchvěvů a důlních škod z důvodu výskytu seismických jevů indukovaných hornickou činností,
- na základě naměřených seismických dat spolu s informacemi o hornické situaci a lokálních geologických podmínkách v jednotlivých lokalitách karvinské části OKR vypracovat systém hodnocení a prognózy seismických účinků na povrchové objekty.

Při výběru lokalit pro rozmístění seismologických stanic se vycházelo zejména z:

- dosavadních poznatků o úrovni seismologické aktivity v jednotlivých oblastech karvinské části OKR,
- předpokladu dalšího vývoje seismologické aktivity ve vazbě na další projektovanou hornickou činnost,
- místních geologických poměrů,
- míst výskytu ohlašovaných povrchových záchvěvů a důlních škod apod.

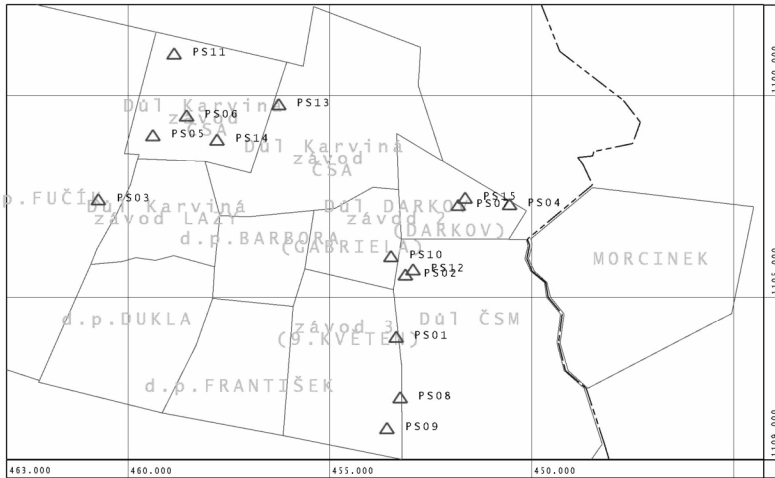
Dále bylo nutno při výběru konkrétních objektů a stanovišť stanice zohlednit:

- místní zdroje seismického rušení (doprava, průmysl, atd.) a jeho velikost,
- dostupnost vhodných objektů ve vybrané lokalitě,
- možnosti technické realizace stanice a také komunikačního napojení na vyhodnocovací centrum v Paskově (přenos dat).

Podle výše uvedených zásad byly za nejvýznamnější lokality vybrány oblasti na území města Orlové, v městských částech Karviná-Ráj a Darkov a na území obcí Doubrava, Stonava a Albrechtice. Konkrétní rozmístění stanovišť a výběr objektů byl proveden ve spolupráci s odbory důlních škod jednotlivých dolů a po dohodě s

příslušnými obecními úřady, v několika případech byly stanice instalovány v soukromých rodinných domcích.

Realizace sítě celkem patnácti autonomních stanic proběhla ve dvou etapách. Prvních pět stanic bylo instalováno v únoru, zbylých deset stanic v květnu a červnu 2009. Po instalaci následovala fáze nastavování parametrů stanic v závislosti na místních podmínkách a úrovni seismického neklidu – rušení dopravou a průmyslem v lokalitách stanic. Tyto hlavní práce byly ukončeny v červenci 2009. Rozmístění povrchových stanic na území měst Orlová a Karviná a obcí Doubrava, Stonava a Albrechtice (označení PS01 až PS15) v dobývacích prostorech dolů v karvinské části OKR je patrné z obr. 1.



Obr. 1. Rozmístění povrchových seismologických stanic vůči dobývacím prostorům dolů v karvinské části OKR - červen 2009

Fig. 1. Seismic stations on the surface in mining areas of the coal mines in Ostrava-Karviná Coalfield (the Karviná part) - state on June 2009

2. První poznatky z provozu povrchových stanic

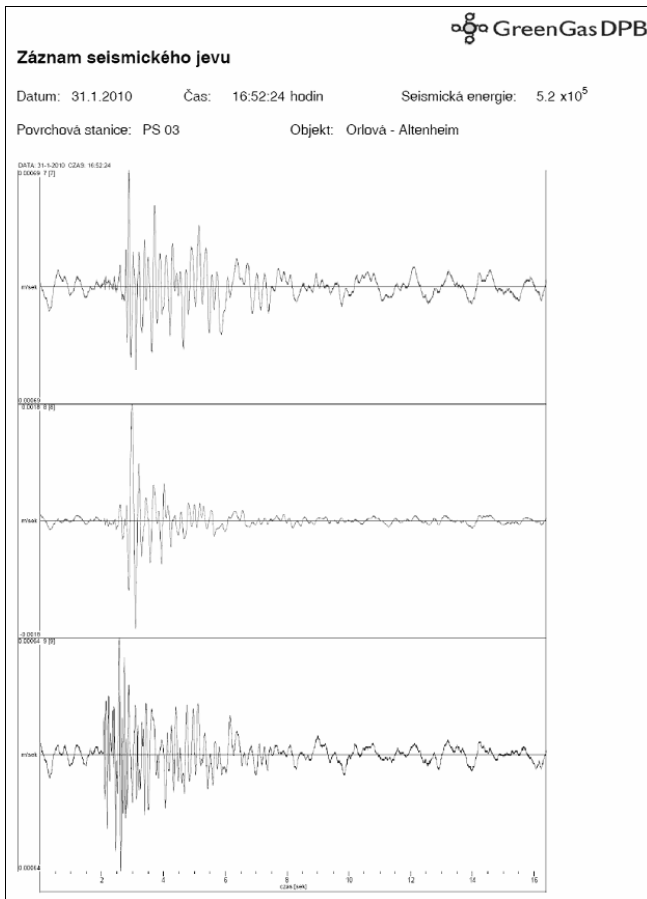
Všech 15 povrchových seismologických stanic je vybaveno měřicí technikou AMAX-GSI vyvinutou a vyrobenou GIG Katovice (kompletní dodávka zařízení včetně programového vybavení). Seismologické aparatury pracují ve spouštěném režimu, tj. záznam seismického jevu se provede po splnění trigrovacích podmínek nastavených programovým vybavením aparatury. Přenos dat jednotlivých seismických jevů, tj. cca 16 s dlouhých záznamů průběhu rychlosti kmitání v místě stanice, je realizován prostřednictvím internetu po síti mobilního operátora do vyhodnocovacího centra na Green Gas DPB, a.s. v Paskově. V centru jsou záznamy konfrontovány s průběžnými výsledky (databází) zaregistrovaných jevů z jednotlivých dobývacích prostorů dolů OKD, a.s. Z dat pořízených stanicemi jsou

vyloučeny záznamy vyvolané seismickým rušením, záznamy, které odpovídají seismologickým jevům zaregistrovaným z OKR, jsou průběžně vyhodnocovány a archivovány.

Síť povrchových SL stanic je určena pouze pro sledování a hodnocení seismických účinků na povrchové objekty. Stanice proto musely být umístěny do konkrétních zájmových lokalit zástavby (do míst ohlašovaných záchvěvů povrchu a důlních škod, resp. oblastí s vysokou seismicitou a výskytem energeticky silných seismických jevů). Citlivost registrace a detekční schopnost jednotlivých stanic je proto limitována místní úrovní seismického neklidu. Rušení dopravou po blízkých komunikacích a místním průmyslovým zařízením dosahuje hodnot v rozmezí 0,1 až 0,7 mm/s, ojediněle i 1 mm/s. Stanice v konkrétní oblasti proto registrují jevy zejména z blízkých dobývacích prostorů, zaznamenány jsou i energeticky silnější jevy z větších vzdáleností. Detekční schopnost stanic povrchové sítě je tedy výrazně nižší, než jaká je např. u stanic Seismického polygonu – pro stanoviště povrchových stanic této regionální sítě vybudované koncem 80. let minulého století byly vybírány lokality původně s minimální úrovní seismického rušení (vně dobývacích prostorů tehdy činných dolů), k utlumení seismického neklidu přispělo i umístění snímačů do vrtů z povrchu (HOLEČKO 2008).

Výsledky vyhodnocení záznamů povrchových stanic jsou v dohodnutém režimu předávány OKD, a. s. Se souhlasem OKD, a.s. bylo s Obecními úřady ve Stonavě a Doubravě a s Městským úřadem v Orlové ujednáno poskytování vlnových obrazů seismických jevů zaregistrovaných stanicemi instalovanými v jejich objektech (realizováno od 1. 1. 2010). Vlnové obrazy se základními údaji o zaregistrovaných jevech jsou uvedeným úřadům zasílány ve formátu PDF s možností prezentace na jejich internetových stránkách. Příklad vlnového obrazu zaznamenaného stanicí PS03 na území města Orlová je uveden na obr. 2.

Záznam na Obr. 2 vykresluje průběh rychlosti kmitání na jednotlivých složkách v pořadí shora horizontální složka V-Z (označení 7), horizontální složka S-J (označení 8) a vertikální složka Z (označení 9).



Obr. 2. Vlnový obraz seismického jevu zaznamenaného stanicí PS03
 Fig. 2. Record of seismic event on the station PS03

V příspěvku jsou dále uvedeny první poznatky získané z dat záznamů silných seismických jevů na povrchových stanicích. Zaměřili jsme se zejména na určení závislosti maximální rychlosti kmitání na vzdálenosti ohniska seismického jevu od stanice a na velikosti jeho energie – v konkrétním příkladu pro stanici PS12 v oblasti Stonavy.

Pro možnost porovnávat výsledky rychlosti kmitání V_{\max} (m/s) vybraných SL jevů s různou seismickou energií E (J) a s odlišnou hodnotou hypocentrálních vzdáleností ohniska D (m) od stanic, bylo zavedeno následující zjednodušení: Byla sledována závislost V_{\max} (m/s) na redukované vzdálenosti $D^* = D/\sqrt[3]{E}$ ($\text{m}/\sqrt[3]{\text{J}}$) - (kubická redukovaná vzdálenost), použitá např. v (ISAAC 1991), (HENDRON 1991),

(DOWDING (1992) a (JIAOI ET AL. 2003). Obdobnou metodikou byly uvedené závislosti zjišťovány již dříve ze seismických jevů registrovaných stanicemi SP, např. v (HOLUB, ŠANCER 2007), (HOLUB, PETROŠ 2008), (PETROŠ, HOLUB 2003) – pro určení závislostí platných pro stanice v podzemí, nebo v (KONÍČEK, HOLEČKO 2006), (HOLEČKO, KONÍČEK 2007A), (HOLEČKO, KONÍČEK 2007B) – pro určení závislostí platných pro stanice na povrchu.

Hypocentrální vzdálenost D jsme určili podle vztahu:

$$D [m] = \sqrt{[(x_F - x_S)^2 + (y_F - y_S)^2 + (z_F - z_S)^2]}$$

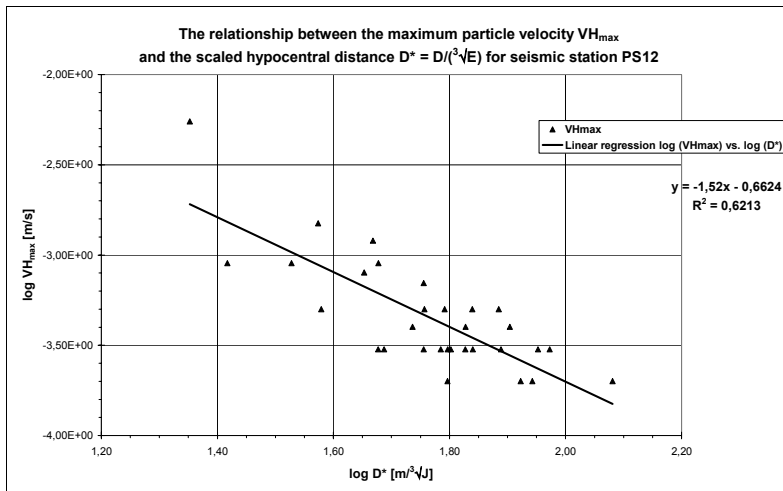
kde:

x_F, y_F, z_F - souřadnice ohniska (hypocentra),

x_S, y_S, z_S - souřadnice seismické stanice.

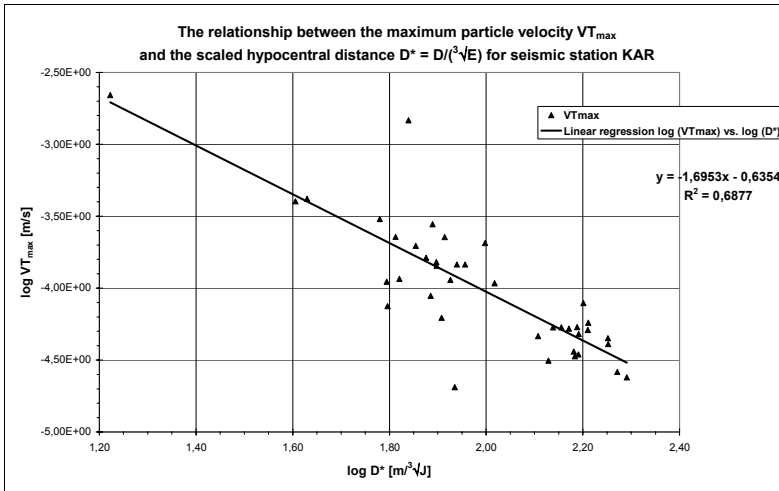
Stanovili jsme hodnoty maxima rychlosti kmitání hmotného bodu VH_{max} (m/s) pro horizontální složku na stanici PS12, a vypočetli redukované vzdálenosti D^* ($m/3\sqrt{J}$), které byly vyneseny do grafů s osami v logaritmických hodnotách. Body byly proloženy regresní přímkou (metodou nejmenších čtverců) a byl určen korelační koeficient R^2 .

Pro analýzu byla použita data ze stanice PS12 za dobu od instalace v 6/2009 do 2/2010 – celkem bylo možno využít 30 záznamů seismických jevů. Energie registrovaných jevů byly v intervalu $E = 1.2 \times 10^4$ až 1.6×10^6 J, hypocentrální vzdálenosti byly v intervalu 0,8 až 5,6 km. Výsledky lineární regrese jsou presentovány na obr. 3.



Obr. 3. Závislost maxima rychlosti kmitání VH_{max} na redukované vzdálenosti D^* – stanice PS12
 Fig. 3. The relationship between particle velocity VH_{max} and scaled distance D^* – station PS12

Výsledky byly porovnány s výsledky pro povrchovou stanici sítě SP v blízké lokalitě Karviná-Ráj (označení stanice KAR) určenými stejnou metodikou z dat za období let 1997-2006. V tomto případě jsme však stanovovali hodnoty maxima rychlosti kmitání hmotného bodu VT_{\max} (m/s) pro totální vektor rychlosti kmitání. Bylo využito celkem 40 silných seismických jevů. Byly vyhodnoceny jevy s energiemi v intervalu $E = 5.0 \times 10^4$ až 7.0×10^6 J, hypocentrální vzdálenosti seismických jevů byly v intervalu 2,9 až 7,4 km. Výsledky lineární regrese jsou prezentovány na obr. 4.



Obr. 4. Závislost maxima rychlosti kmitání VT_{\max} na redukované vzdálenosti D^* – stanice KAR
Fig. 4. The relationship between particle velocity VT_{\max} and scaled distance D^* – station KAR

V tab. 1 jsou pro obě stanice PS12 a KAR uvedeny získané závislosti poklesu maxima rychlosti kmitání s redukovanou vzdáleností, včetně hodnoty korelačních koeficientů, určené z lineárních regresních závislostí na obr. 3 a 4.

Tabulka 1. Pokles rychlosti kmitání V_{\max} s redukovanou vzdáleností D^*
Table 1. Decrease values of particle velocity V_{\max} with increasing distance D^*

Stanice	Vlna	V_{\max} [ms^{-1}]	R^2
PS12	VH	$2,176 \cdot 10^{-1} \cdot (D^*)^{-1,520}$	0.6213
KAR	VT	$2.315 \cdot 10^{-1} \cdot (D^*)^{-1.695}$	0.6877

Závislosti maxima rychlosti kmitání V_{\max} na redukované vzdálenosti D^* pro obě stanice vykazují relativně dobrou shodu, i když v obou případech koeficient korelace dosahuje hodnoty nižší než 0,9 (dosahované hodnoty jsou cca 0,62 a 0,69).

Karbonský masiv, který je v karvinské části OKR tvořen karvinským a ostravským souvrstvím, je velmi různorodý a jeho stavba je značně proměnlivá. Detailní popis karvinské dílčí pánve je uveden např. v (DOPITA ET AL. 1997). Zdá se, že uvedenou metodou by bylo možno poměrně dobře určovat hodnoty rychlostí kmitání na povrchu. Srovnáním závislostí získaných z různých stanic ve vytipovaných oblastech by pak bylo možno určovat vazbu na lokální změny v geologických podmínkách v dané oblasti. Z hlediska vlivu geologických faktorů na parametry šíření seismických vln, a tedy i na útlum/zesílení seismických účinků, lze na stanicích v oblastech s menší mocností vrstev pokryvných útvarů předpokládat nižší hodnoty koeficientu poklesu rychlosti kmitání s redukovanou vzdáleností – což potvrdily např. závěry uvedené v (HOLEČKO, KONÍČEK 2007a): Koeficient poklesu rychlosti kmitání se vzdáleností seismické stanice v oblasti s mocností vrstev pokryvných útvarů cca 550 m měl hodnotu -1.26 , ale pro stanice v oblasti s mocností od 860 m do 1140 m již měl hodnoty cca od -1.5 do -1.7 . Seismické stanice SP, jejichž záznamy byly v (HOLEČKO, KONÍČEK 2007a) hodnoceny, byly od ohniskových oblastí analyzovaných SL jevů relativně ve velkých vzdálenostech. Proto u stanic povrchové sítě, které se nacházejí v malých vzdálenostech od ohniskových oblastí očekávaných silných seismických jevů, lze očekávat bude, že zjištěné koeficienty a závislosti se mohou i výrazněji odlišovat. V místech velmi mocných vrstev pokryvného útvaru zřejmě budou seismické účinky na povrchu menší než v případě, že kdy karbonské vrstvy zasahují až k povrchu. Naopak v případě malých vrstev pokryvu nad karbonskými vrstevami nelze vyloučit zesilující účinky, jak bylo prokázáno např. v polské části hornoslezské pánve (DUBINSKI, MUTKE 2001).

3. Závěr

V budoucím období bude nutno na jednotlivých povrchových stanicích získat co největší soubor dat – záznamů, zejména nejsilnějších seismických jevů. Následně bude nutno stanovit zejména závislosti rychlosti kmitání na vzdálenosti a na energii indukovaných seismických jevů pro každou stanici v jednotlivých lokalitách sledování. Stejně významné bude provedení detailních analýz změn povrchových projevů (zesílení/zeslabení kmitání) vlivem lokálních změn geologické a tektonické stavby horninového masivu, proměnlivé mocnosti pokryvných útvarů, zejména kvartéru, zavodnění a kolísání hladiny podzemní vody. Pro určení vlivu lokální geologické stavby na šíření seismických vln bude zřejmě nezbytné i provedení parametrických seismických měření na povrchu (profilování) v lokalitách stanic.

Další okruhy prací, které navazují na výše uvedené, jsou:

- určení, při jakých hodnotách rychlostí kmitání a době trvání záznamu seismického jevu, dochází ke skutečnému poškození povrchových objektů,
- posouzení, zda je vhodné/nutné pro hodnocení seismicity indukované hornickou činností vytvořit a využívat novou stupnici účinků na povrchové

objekty, jak je tomu v rudném i kamenouhelném hornictví u kolegů v Polsku, nebo nadále vycházet z platné technické normy.

Velmi komplikovanou problematikou je pak predikce vlivu (účinků) seismických jevů indukovaných hornickou činností na povrchové objekty. Základem pro její řešení je vymezení oblastí možného výskytu silných seismických jevů a stanovení největší očekávané energie. Tato prognóza vychází:

- z detailní analýzy výsledků dlouhodobých seismologických měření jednotlivých oblastí dobývání, včetně výsledků měření povrchovými stanicemi,
- rozboru geologických a geomechanických podmínek jednotlivých oblastí projektované hornické činnosti na příští období dle dlouhodobé koncepce hornické činnosti předložené jednotlivými doly.

Teprve z výsledků této detailní prognózy silných seismických jevů a ze znalostí výše uvedeného vlivu lokálních geologických změn na šíření seismických vln může být následně provedeno ocenění možného rozsahu projevů indukované seismicity na povrchu, případně mohou být vymezeny oblasti možného poškození povrchových objektů (ve výhledu zpravidla na tři roky). I tuto problematiku chce Green Gas DPB, a.s. ve spolupráci s GIG Katovice v příštím období řešit.

Literatura

- DOLEŽALOVÁ, H., HOLEČKO, J., KALÁB Z., KNEJZLÍK, J. 2004. Analýza vlivu důlně indukované seismicity na povrch na Karvinsku. *Sbor. věd. prací VŠB-TU Ostrava, řada stavební*, 13. Regionální konference Rozvoj seismologie, inženýrské geofyziky a geotechniky, roč. IV, č. 2, s. 85-93.
- DOPITA, M. 1997. Geologie české části hornoslezské pánve. *Sborník*, ed. Dopita, M., Aust, J., Ministerstvo životního prostředí ČR, Praha.
- DOWDING, C. H. (1992): Suggested method for blast vibration monitoring. *Int. Rock Mech. Min. Sci. & Abstr.*, Vol. 29, No. 2, s. 143-156.
- DUBINSKI, J., MUTKE, G. 2001. Ocena oddziaływania wstrzasów górniczych na powierzchnie. *Badania geofizyczne w kopalniach*, Dubinski, Pilecki, Zuberek (eds.), IGSMiE PAN, Kraków, s. 135-146.
- EGAN, J., KERMODE, J., SKYRMAN, M., TURNER, L. L. 2001. Ground vibration monitoring for construction blasting in urban areas. *Final Report*, Caltrans, Sacramento, CA, s. 1-11.
- HENDRON JR., H. J. 1997. Engineering of rock blasting on civil projects. *Structural and Geotechnical Mechanics*, W. J. Hall (ed.), Prentice-Hall, NJ, s. 242-277.
- HOLEČKO, J., KALÁB, Z., KNEJZLÍK, J., PTÁČEK, J. 2005. Rychlost kmitání povrchu v karvinské části hornoslezské pánve. *Uhlí - Rudy - Geologický průzkum*, 2/2006, s. 34-39.
- HOLEČKO, J. 2008. Zpřesnění lokalizace seismických jevů v OKR. *Sborník 2. Tradičního geomechanického a geofyzikálního kolokvia*, Ústav geoniky AV ČR, v.v.i., Ostrava, s. 107-120.
- HOLEČKO, J., KONÍČEK, P. 2007a. Vliv některých geologických faktorů na indukovanou seismicitu v OKR. *DOKUMENTA GEONICA 2007/2, GEONICS*, Mezinárodní konference pořádaná při příležitosti 25 let od založení ústavu, Ostrava, s. 89-100.

- HOLEČKO, J., KONÍČEK, P. 2007b. Selected geological factors impacting effects of induced seismicity on surface in conditions of Ostrava-Karviná coalfield in the Czech Republic. *11-th Congress of the International Society for Rock Mechanics*, Ribero e Sousa, Olalla, Grossmann (eds), Taylor & Francis Group, London, s. 1177-1184.
- HOLEČKO, J., MOŘKOVSKÁ, E., SUCHANEK, E. 2007. Indukovaná seismicita v OKR. *Sborník Tradiční geomechanické a geofyzikální kolokvium 2007*, Koníček, Dvorský (eds.), Ostravice. OKD, DPB, a.s., Paskov, s. 98-107.
- HOLUB, K., ŠANCER, J. 2007. Hodnocení parametrů důlních otřesů v OKR za období 1993-2005 na základě seismologických pozorování a jejich projevů in-situ. *Sborník přednášek 1. geomech. a geofyz. kolokvium*, Koníček, Dvorský (eds.), OKD, DPB, a.s., Ostravice, s. 90-97.
- HOLUB, K., PETROŠ, V. 2008. Some parameters of rockbursts derived from underground seismological measurements, *Tectonophysics*, Vol. 456/1-2, s. 67-73.
- ISAAC, I. D. 1991. Effects of constructional vibrations upon an urban environment. *Earthquake, Blast and Impact – measurement and effects of vibration*, Elsevier Applied Science, s. 442-462.
- JIAO, Y. Y., ZHAO, J. & CAI, J. G. 2003. Consideration for 2-D and 3-D modeling of shock wave propagation in jointed rock masses. *ISRM 2003 - Technology roadmap for rock mechanics*, South African Institute of Mining and Metallurgy, s. 583-586.
- KALÁB, Z., KNEJZLÍK, J., HOLUB, K., DOLEŽALOVÁ, H., HOLEČKO, J., PTÁČEK, J. 2006. Vliv geologických faktorů na intenzitu účinků důlně indukovaných seismických jevů na povrchové objekty v Karvinské oblasti. *Závěrečná zpráva k řešení projektu GAČR 105/03/0078*, Ostrava, 46 s.
- KONÍČEK, P., HOLEČKO, J. 2006. Impact assessment of induced seismicity on surface in conditions of Czech part of Upper Silesian Coal Basin (OKR). *Warsztaty Górnicze 2006*, IGSMiE PAN, Kraków, s. 157-166.
- PETROŠ, V., HOLUB, K. 2003. Investigation of ground velocities during rockbursts. *Acta Montana*, ser. A, No. 22 (129), s. 15-20.
- SISKIND, D. E., STAGG, M. S., KOPP, J. W., DOWDING, C. H. 1980. Structure response and damage produced by ground vibrations from surface blasting. *Report of Investigations 8507*, U.S. Bureau of Mines.
- ZEDNÍK, J., PLEŠINGER, A., PAZDÍRKOVÁ, J. 2004. Zemětřesení a seismologické observatoře. *Čs. čas. fyz.*, sv. 54, FÚ AV ČR, Praha.

Časoprostorové utváření poklesové kotliny v oblasti 4. kry Dolu ČSM

Dynamics configuration of the subsidence trough in the ČSM mine's 4th block area

E. JIRÁNKOVÁ¹, P. KUBICA² & R. PROCHÁZKA²

1 Institute of Geodesy and Mine Surveying, Faculty of Mining and Geology, VŠB - Technical University of Ostrava

2 OKD, Inc., ČSM Colliery

Abstract

The method of evaluation of the firm failure is based on the coincident evaluation of the surface subsidence and the seismic activity due to dynamics configuration in mining in dependence on mine – geological conditions of extraction. The result of the method is the interpretation of tensile deformations which could cause the failure of the firm roof layers or, on the other hand, a strutting arch was formed over the mined – out area in which quasi-equilibrium stress state has occurred. Another usable result of the evaluation method is the interpretation of the dimensions of the stope, at which the breakthrough of the firm roof occurred.

The method is employable in areas where mining by the method of longwall mining to controlled carving with the mined thickness more than c. 1m. The results of this method are used as the amendment of contemporary known methods of rock burst protection, and this (regarding the use of surface measurements for the evaluation) namely in higher roof areas.

Klíčová slova

Vzpěrná klenba, pokles povrchu, rozsah prolomení, prolomení pevného nadloží, poklesová kotlina.

Úvod

Vlivem dobývání se narušuje původní rovnováha horského masivu a dochází k přerozdělování napětí, tj. dochází ke změnám směrů a velikosti působících hlavních napětí. Kolem vydobytého prostoru dochází vždy ke zvýšení napětí, jehož důsledkem je stlačení okolí výrubu, které se projevuje určitým měřitelným poklesem povrchu. Určení hodnoty poklesu povrchu s ohledem na rozsah a mocnost vydobytých porubů je důležité pro rozeznání stavu, kdy již došlo k deformaci pevného nadloží. V mnoha případech se nad vydobytým prostorem vytváří vzpěrná klenba a nedochází k prolomení celé mocnosti neporušeného

pevného nadloží. Při vzniku vzpěrné klenby může dojít k enormní koncentraci zatížení hornin a vzniku anomálních geomechanických jevů. Ale i v případech, kdy k prolomení neporušeného nadloží dochází, nemusí se rozsah prolomení následným dobýváním dále rozšiřovat. Vzniklé převisy neporušených pevných vrstev se svým vetknutím do nepodrubaného nadloží podílejí na značném přitížení ovlivněné oblasti. Metoda hodnocení porušování nadloží založená na měření poklesů povrchu přispívá k lepšímu přehledu o porušování vyššího nadloží exploatovaných slojí.

V článku jsou uvedeny výsledky hodnocení porušování pevného nadloží slojí č. 29 a 30 v nadloží jižního křídla jižní části 4. kry Dolu ČSM a slojí č. 28, 29 a 30 v nadloží severního křídla jižní části 4. kry Dolu ČSM. Článek vznikl v rámci řešení grantového projektu GA ČR 105/09/P277.

1. Popis lokality

Dobývání v lokalitě 4. kra ČSM je vymezeno dvěma tektonickými poruchami, z východního směru je to Albrechtická porucha a ze západního směru Stonavská porucha a stanovenými hranicemi dobývacích prostorů mezi Doly ČSM a Darkov resp. 9. květen. Dobývání probíhá metodou směrného stěnování na řízený zával.

Severní část 4. kry byla dobývána v 70. – 80. letech 20. století a to od sloje č. 4 až po sloj č. 24. Dobývání v severní části 4. kry bylo ukončeno na počátku 90. let.

Jižní část 4. kry byla uměle rozdělena na severní a jižní křídlo. Jižní křídlo tvoří poruby 292401, 292403 a 292405 ve sloji č. 29 a poruby 300401, 300403, 300405 a 300410 ve sloji č. 30. V současné době probíhá dobývání v severním křídle, které je tvořeno poruby 280400 a 280402 ve sloji č. 28, poruby 292400, 292402 a 292404 ve sloji č. 29 a poruby 300400/1, 300400 a 300402 ve sloji č. 30.

První dobývaná sloj č. 29 v jižním křídle jižní části 4. kry Dolu ČSM se nachází v hloubce cca 750 m pod povrchem, druhá sloj č. 30 v hloubce cca 800 m. Obě sloje patří k sušským vrstvám karvinského souvrství. Dobývání prvního porubu ve sloji č. 29 bylo zahájeno v červenci roku 1996 a dobývání posledního porubu ve sloji č. 30 hodnocené oblasti bylo ukončeno v květnu roku 2002. Dobývaná mocnost sloje č. 29 se pohybovala v rozmezí 1,7 – 4,1 m a dobývaná mocnost sloje č. 30 se pohybovala mezi 2,3 – 4,5 m (JIRÁNKOVÁ 2008).

Dobývání v severním křídle jižní části 4. kry Dolu ČSM bylo zahájeno ve sloji č. 28 v listopadu 2002. Dobývaná část sloje č. 28 se nachází cca 725 m a dobývaná mocnost ve sloji č. 28 se pohybovala v rozmezí 1,7 – 2,1 m. Druhou dobývanou slojí byla sloj č. 29, která se nachází cca 15 m pod slojí č. 28. Hloubka uložení sloje č. 29 v místě dobývání porubů v severní oblasti je cca 710 m a dobývaná mocnost se pohybuje v rozmezí 3,6 – 4,0 m. V současné době probíhá dobývání ve sloji č. 30 v průměrné hloubce 760 m s průměrnou mocností 3 m.

V hodnocené oblasti 4. kry Dolu ČSM probíhala periodická měření výšek povrchových bodů od roku 1993 s půl ročním intervalem až do současnosti. Povrchové body jsou stabilizovány pomocí čepových značek do soklů zděných

budov. Vzájemná poloha povrchových bodů a půdorysného zobrazení dobývaných ploch je patrná z obr. 1.

Informace o geologických podmínkách byly získány z vrtů ČSM 147 a 707-87. Poloha vrtů vůči dobývaným porubům je znázorněna na obr. 1. V oblasti jižního křídla je v linii vrtu ČSM 147 mocnost pokryvu cca 590m a mezi pokryvem a pevnými karbonskými vrstvami se nachází cca 55 m mocná vrstva detritu. Sloj č. 29 je situovaná cca 80 m pod detritem. Karbonské horniny v nadloží sloje č. 29 jsou tvořeny převážně prachovcem (57%) a pískovcem (30%). Sloj č. 30 se nachází cca 55m pod slojí č. 29. Meziloží mezi slojemi č. 29 a č. 30 tvoří převážně pískovce (85%) a prachovce (15%).

V linii vrtu 707-87 je mocnost pokryvu cca 550 m a pod ním se nachází cca 75 m mocná vrstva detritu. Sloj č. 28 je situována cca 87 m pod detritem. Nadložní sloje č. 28 je tvořeno převážně prachovcem (53%) a pískovcem (36%). Sloj č. 29 se nachází cca 15 m pod slojí č. 28. Meziloží mezi slojemi č. 28 a 29 je tvořeno 85% prachovcem a 15% jílovcem/písčítým jílovcem. Sloj č. 30 se nachází cca 50m pod slojí č. 29. Meziloží mezi slojemi č. 29 a č. 30 tvoří převážně pískovce (85%) a prachovce (15%). Uvedené sloje rovněž náleží k sušským vrstvám karvinského souvrství.

2. Periodické měření výšek povrchových bodů

Výškové sledování povrchových objektů v dobývacím prostoru Dolu ČSM je prováděno dvakrát ročně (jaro, podzim). Jsou sledovány objekty v katastrálních územích Stonava, Albrechtice u Českého Těšína, Louky nad Olší, Ráj a Darkov. Nivelační měření je prováděno zaměstnanci Dolu ČSM metodou technické nivelace digitálním nivelačním přístrojem Leica NA3000 s pomocí latí s kódovým odečítáním GTL4M. Celková délka nivelačních tahů v DP Dolu ČSM je cca 70 km.

Pro účely hodnocení porušování pevného nadloží byl časový interval periodických povrchových měření výšek zkrácen na jeden měsíc. Zkrácením časového intervalu je zajištěno, že bude možné podstatně přesněji určit, kdy dojde k nástupu nárůstu poklesů. Tím se zpřesní předpokládaná doba prolomení a následné určení rozměrů plochy výrubu v době prolomení. Dalším přínosem je, že z postupného vývoje poklesové kotliny bude možné přesněji určit, kdy došlo k zalomení převisů neporušených nadložních hornin, jejichž opětovné vytváření a zalamování vyvolává periodické tlaky na hrany výrubu.

3. Dosažené výsledky

Pro hodnocení stavu porušení pevného nadloží v jižním křídle jižní části 4. kry Dolu ČSM (JIRÁNKOVÁ 2008) byly vybrány povrchové body č. 210 a 33. Poloha povrchových bodů a jejich účinné plochy jsou graficky znázorněny na obr. 1. Za počáteční měření pro výpočet poklesů jsou považovány hodnoty výšek naměřené v dubnu 1996, tedy tři měsíce před zahájením dobývání ve sledované oblasti.

V časovém období od července 1996 do března 1998 byly vyrubány poruby 292401 a 292403 a pak následovala 15-ti měsíční přestávka v dobývání, během níž docházelo k postupnému uklidnění pohybů povrchu. Z vyhodnocení vyplývá, že došlo k vytvoření klenby nad vydobytým prostorem, na které dochází k zastavení porušování výše uložených hornin. Stlačení hornin v okolí vydobyté plochy způsobilo pokles nadloží v celé ovlivněné části včetně poklesu klenby nad vydobytým prostorem. Na povrchu vznikla charakteristická poklesová kotlina, ale poklesy neodpovídaly vydobyté mocnosti.

V období od června 1999 do února 2001 byly vydobyty poruby 292405, 300401, 300403, 300410 po nichž následovala 10-ti měsíční přestávka v dobývání, během níž se začínají pohyby povrchu uklidňovat. Vyhodnocení tohoto období se vyznačuje následujícími aspekty:

- v době zahájení dobývání porubu 300403 došlo k prolomení pevného nadloží, doba prolomení vytvořené klenby v pevném nadloží byla upřesněna vyhodnocením seizmologických záznamů z předmětné oblasti,
- v povrchovém bodě č. 210, který je ve vlivu dobývání (porubem 292403 a 300403 je přímo podrubán), byl naměřen pokles vlivem stlačení hornin před porušením klenby o hodnotě 195 mm. Na základě hodnocení předchozího vývoje poklesů před porušením klenby se ve skutečnosti mohlo jednat až o cca dvojnásobnou hodnotu poklesu bodu č. 210. Mezi posledním měřením poklesů a dobou, kdy došlo k porušení klenby uběhlo cca 5 měsíců, během nichž byla rozšířena vydobytá plocha o výrub porubu 300401 a dovýrub porubu 292405,
- v konkrétním hodnoceném případě došlo k prolomení pevného nadloží po vydobytí cca 170000 m² půdorysné plochy s délkou cca 550 m a šířkou cca 320 m. Nutno dodat, že podél východní hrany výrubu se nachází výrazná tektonická porucha.

Pevné nadloží je vrstevnatý nehomogenní nosník složený z různě mocných a různě pevných vrstev, které jsou porušeny složitým systémem tektonických poruch. Díky rozdílným mechanickým vlastnostem nadložních hornin ve vrstevnatém pohoří dochází i k jejich rozdílným deformacím. Nadloží je tvořeno jak vrstvami pevnými, které mají velkou nosnost, ale malou schopnost průhybu a při překročení meze pevnosti u nich dochází ke křehké deformaci, dále jsou to vrstvy, které se pružně přizpůsobí změněným úložným podmínkám a jsou schopny velkého průhybu a také vrstvy, které se změněným podmínkám mohou přizpůsobit plasticky. To znamená, že v době prolomení pevného nadloží dochází ke křehké deformaci pouze těch vrstev, které mají malou schopnost průhybu. Deformace pružných vrstev v době prolomení není křehká, ke křehkému porušení těchto vrstev dochází až následně s postupujícím dobýváním.

Po prolomení pevného nadloží byly v oblasti 4. kry naměřeny zdvihy povrchu, které se pohybovaly v rozmezí 7 – 11 mm. Přestože se jedná o malé hodnoty, lze tvrdit, že ke zdvihům povrchu skutečně došlo, protože zvednutí povrchu bylo částečně eliminováno rychlým nárůstem poklesů povrchu po prolomení. Odpružení hornin a tím i jejich posunutí směrem nahoru po prolomení pevného

nadloží způsobily vrstvy, které nebyly porušeny křehkou deformací. Tyto vrstvy byly v místě a době prolomení vystaveny velkému kombinovanému namáhání tahem za ohybu a jejich rychlý ohyb v místě prolomení vyvolal opačnou ohybovou deformaci v místě jejich vetknutí.

V době od prosince 2001 do května 2002 probíhalo dobývání porubu 300405. Od ukončení dobývání tohoto porubu do doby posledního měření poklesů povrchu uplynulo pět měsíců. Období dobývání porubu 300405 se vyznačuje:

- rychlým nárůstem poklesů v již vytvořené oblasti největších poklesů, přičemž k postupnému plošnému rozšiřování této oblasti už nedochází,
- výrazná tektonická porucha, která probíhá podél východní hrany výrubu, výrazně ovlivnila průběh utváření poklesové kotliny. Došlo k sesunutí vrstev v nadloží, a tím se oblast největších poklesů povrchu utvořila blíž k tektonice, mimo půdorysné těžiště vydobytých ploch, jak se předpokládá při statickém výpočtu,
- z naměřených hodnot poklesů v povrchovém bodě č. 33 vyplývá, že k prolomení vytvořené klenby v nadloží nad vydobytým porubem 300410 dosud nedošlo,
- z rozdílů hodnot naměřených a teoretických poklesů v západní části lokality vyplývá, že nedochází k postupnému porušování celé mocnosti neporušeného nadloží. Vzniklé převisy neporušených karbonických vrstev se svým vetknutím do nepodrubaného nadloží podléhají na značném přitížení západní oblasti.

Dobývání v severním křídle jižní části 4. kry Dolu ČSM bylo ve srovnání s dobýváním v jižním křídle provázeno výrazně větší seizmickou aktivitou. Dobývání bylo zahájeno porubem 280400 v listopadu 2002. Bezprostředně po vydobytí tohoto porubu byly registrovány dva významné seizmické jevy, z nichž jeden byl klasifikován jako důlní ořes. Následně byl dobýván porub 280402 i při jeho dojezdu byly registrovány tři významné seizmické jevy, z nichž jeden byl klasifikován jako důlní ořes. V době dojezdu porubu 292400 byly zahájeny bezvýlomové trhačí práce velkého rozsahu (BTPVR), které měly celkem deset etap. První čtyři etapy byly uskutečněny během srpna a září 2004, 5. – 8. etapa během května a června 2005 a poslední dvě etapy proběhly v březnu 2007 (KUBICA ET AL. 2008).

Vývrty pro realizaci všech etap BTPVR byly odvrtny průměrem 75 mm, délkami cca 62 m s kolmou roztečí vrtů 7 m. Vývrty byly provedeny ze základny č. 300490 do nadloží slaje č. 30 a situovány převážně severozápadním směrem, tj. proti dokopávaným porubům. Při dojezdu porubu 300400/1 byly dlouhé vývrty směřovány i do jihovýchodní strany, tj. do nadloží ponechaného uhelného zbytkového pilíře. Realizací jednotlivých etap BTPVR bylo odpáleno celkem 15 338 kg trhaviny, seizmické efekty jednotlivých etap BTPVR se pohybovaly kolem 3 (KUBICA ET AL. 2008).

Pro prezentaci výsledů hodnocení byly vybrány povrchové body č. 63 a 659. Poloha těchto bodů a jejich účinné plochy jsou graficky znázorněny na obr. 1. Za

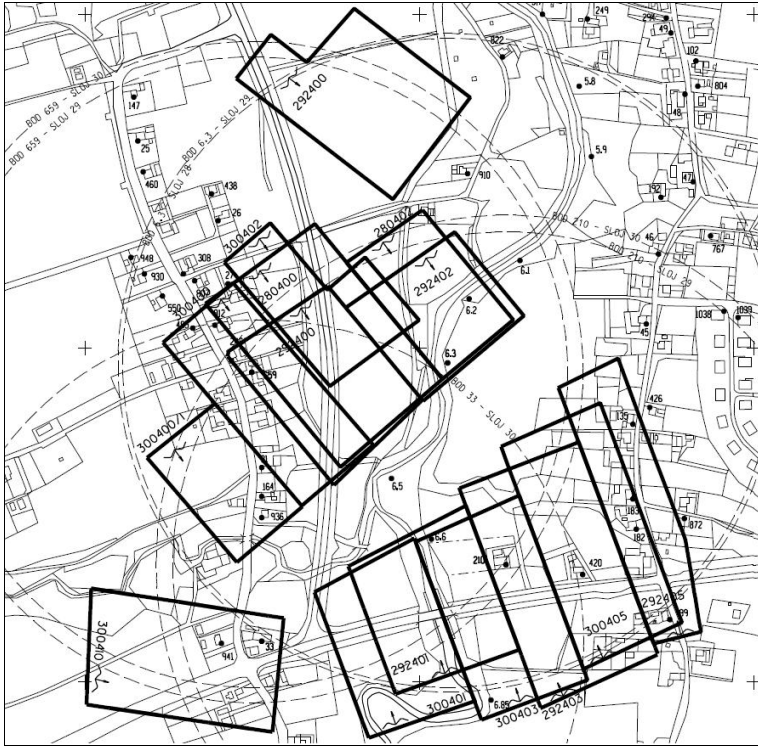
počáteční měření pro výpočet poklesů jsou považovány hodnoty výšek naměřené v dubnu 1996, tzn., že z průběhu poklesových křivek je možné sledovat i vliv předchozího dobývání v jižním křídle.

Z hodnocení stavu porušení pevného nadloží v severním křídle vyplývá, že:

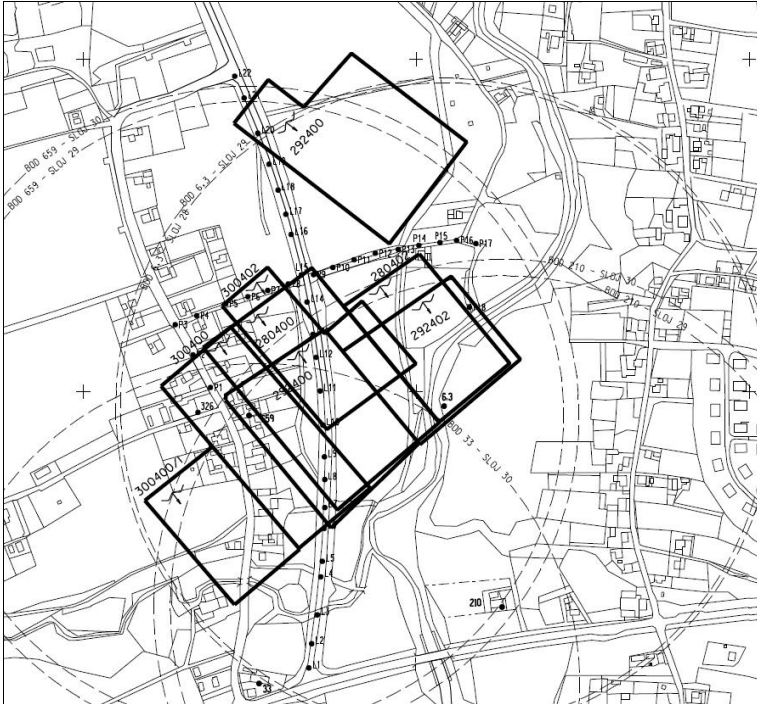
- poruby ve slojích č. 28 a 29 byly dobývány v přitížené oblasti z předchozího dobývání v jižním křídle, to mělo za následek výskyt zvýšené seizmické aktivity, uvolňování energie však nemělo za následek porušení pevného nadloží slojí č. 28 a 29,
- k prvnímu porušení pevného nadloží došlo v následku provedených trhacích prací, přestože se jednalo jen o zalomení převisů vzniklých při dobývání v jižním křídle, měly provedené trhací práce podstatný vliv nejen na vylepšení napěťové situace v nadloží, ale i na jeho porušení,
- k prolomení pevného nadloží došlo v době mezi květnem 2007 a říjnem 2007 v průběhu dobývání porubu 300400. Doba prolomení vytvořené klenby byla upřesněna vyhodnocením seizmologických záznamů na září 2007, tj. v době dojezdu porubu 300400. Šířka výrubu v době prolomení byla cca 320 m. Na prolomení pevného nadloží mělo vliv jak rozšíření výrubu, tak provedení předchozích trhacích prací,
- z naměřených hodnot poklesů povrchu vyplývá, že k prolomení vytvořené klenby v nadloží nad vydobytým porubem 292400 dosud nedošlo.

Vlastní pozorování poklesů povrchu probíhá od března 2009 s cca měsíčním intervalem periodických měření až do současnosti. Pozorovací stanice se skládá ze dvou měřických přímek povrchových bodů L1 – L22 a 326 – P18, obr. 2. Měřické přímky jsou vzájemně propojeny bodem L15 a připojeny na bod 33, který je součástí periodických nivelací prováděných Dolem ČSM. Vyrovnané výšky bodů měřické přímky slouží k výpočtu poklesů, které jsou vztaženy k prvnímu měření na pozorovací stanici a to 19. 3. 2009. Grafické zobrazení poklesů ke dni 28. 5., 2. 7., 29. 7., 6. 9., 9. 10., 5. 11. a 11. 12. 2009 v linii měřické přímky 33 – L22 je znázorněn na obr. 3.

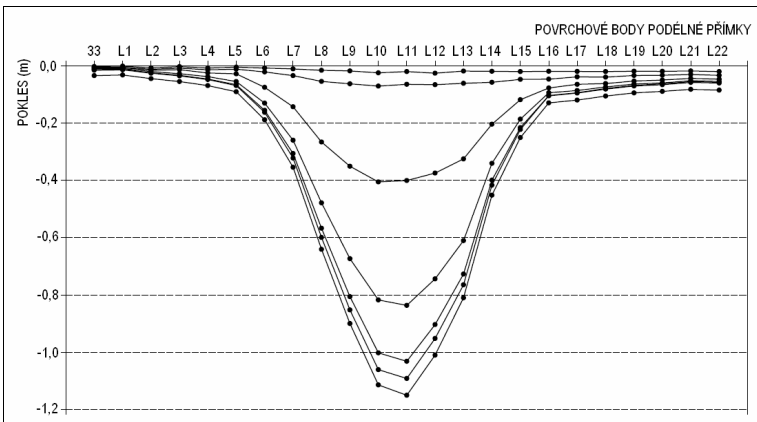
V době od května 2009 do listopadu 2009 byl dobýván porub 300402. Z vývoje utváření poklesové kotliny je patrné pravidelné porušování nadložních hornin, které zcela odpovídá postupu dobývání.



Obr. 1. Přehled dobývání ve sloji č. 28, 29 a 30 v jižní části 4. kry Dolu ČSM
 Fig. 1. Overview of extraction in the seams No. 28, 29 and 30 in the south area of the 4th block of the ČSM Mine



Obr. 2. Přehled povrchových bodů liniové měřické přímky vzhledem k dobývání
 Fig. 2. Overview of surface points of the line observation station due to extraction



Obr. 3. Utváření poklesové kotliny v linii měřické přímky 33 - L22
 Fig. 3. Formation of the subsidence trough in the line 33 - L22 of the observation station

4. Závěr

V článku jsou uvedeny výsledky a praktický význam metody hodnocení porušování pevného nadloží. Metoda je založena na současném hodnocení důlně měřických a seizmických pozorování v závislosti na charakteru horského masivu a napomáhá rozpoznání stavu, kdy došlo k prolomení pevného nadloží. Pokud nedojde k prolomení pevných nadložních vrstev, je okolí vydobytého prostoru značně přetíženo a podstatně se zvyšuje nebezpečí vzniku anomálních geomechanických jevů.

Úspěšnost hodnocení a správné objasnění projevů mechanismu porušování závisí především na vhodném situování povrchových bodů vzhledem k dobývání, na četnosti povrchových měření a na dostatečné znalosti přírodních podmínek a důlně-technických informací o dobývání.

Literatura

- JIRÁNKOVÁ, E. 2008. Assessment of Failure Condition of the Extracted Seams of the Firm Roof in Dependence on the Rock Mass Character. *Geo Science Engineering*, volume LIV(2008), No. 1 p. 1-10, ISBN 1802-5420.
- JIRÁNKOVÁ, E. 2008. Hodnocení stavu porušení pevného nadloží dobývaných slojí v závislosti na charakteru horského masivu. *Sborník příspěvků 2. tradičního geomechanického a geofyzikálního kolokvia*, Ostravice 2008, s. 91-106, ISBN 978-80-86407-36-4.
- KUBICA, P., KLIMŠA, P., PROCHÁZKA, R. 2008. Hodnocení vedení (dobývání) porubů č. 300 400/1, 300 400 ve sloji č. 30 k ochrannému pilíři překopu č. 3404 – 4. dobývací kře na Dole ČSM - závodě Sever. *Sborník příspěvků 2. tradičního geomechanického a geofyzikálního kolokvia*, Ostravice 2008, s. 195-207, ISBN 978-80-86407-36-4.

Propozycje nowych rozwiązań metod oceny stanu zagrożenia tąpnięciami

New solutions proposals of rock bursts hazard evaluation methods

J. KABIESZ¹, J. MAKÓWKA¹

1 Główny Instytut Górnictwa, Katowice, Polska

Abstract

In the Upper Silesian Coal Basin (Poland) rock burst hazard is found in these areas, in which coal seams are being exploited on depths below 400 m. Mine shocks being a cause of rock bursts or their dynamic effect are achieving seismic energies of row $10^4 - 10^9$ Joule's.

To the assessment of state of rock burst hazard in Polish coal mines a Comprehensive Method is being used. We are singling two groups of methods out here:

- Potential state of rock burst hazard - this state is evaluating itself with method of the mining reconnaissance on the stage of planning mining work.
- Real state of rock burst hazard (monitoring the state of risk). This state is evaluating itself with seismologic method, seismoacoustic and of test drillings.

The Comprehensive Method to assessment of the rock burst hazard was worked out 20 years ago and at present works on her deep amendment last. In the article new findings led into the modified comprehensive method were described. Most important from them are:

- Adapting test drillings for using in coal seams characterizing by low value of compressive strength.
- Taking into consideration results of numerical modeling in the mining reconnaissance method.
- Basic changes were implemented in the seismological method. The assessment of the seismic hazard will be based on a trend analysis of seismic source parameters changes in the time. An examination of the trend of changes of the parameter of the peak particle velocity amplitude (PPV) of mining excavation is the second basic parameter.

- So far in Polish coal mines seismologic networks independent of oneself were being applied and acoustic. On account of the technological progress one seismologic mine network will be applied instead of separate two.

New solutions applied to the Comprehensive Method at the moment are being testing on Polish coal mines. After the verification carried out they will be put into practice. New criteria should in considerable degree improve the job safety and let for the more economic exploitation of coal seams with rock burst hazard.

Słowa kluczowe

zagrożenie łąpaniami, metody oceny, metody oceny stanu zagrożenia

Wprowadzenie

Metoda kompleksowej oceny stanu zagrożenia łąpaniami w polskich kopalniach węgla kamiennego jest zbiorem 4 szczegółowych metod oceny tego zagrożenia (BARAŃSKI, DRZEWIECKI ET AL., 2007):

1. metody rozeznania górniczego określania potencjalnego stanu zagrożenia łąpaniami wyrobisk górniczych;
2. metody sejsmologii górniczej oceny stanu zagrożenia łąpaniami;
3. metody sejsmoakustycznej oceny stanu zagrożenia łąpaniami;
4. metody wiercenia otworów małośrednicowych dla oceny stanu zagrożenia łąpaniami wyrobisk górniczych.

Interpretacja wyników ocen uzyskiwanych przez zastosowanie tych metod dokonywana jest według reguł ujętych w „Kompleksowej metodzie oceny stanu zagrożenia łąpaniami”, w zakresie prognozy tego zagrożenia (zagrożenie potencjalne: metoda „1”) lub/i oceny rzeczywistego stanu zagrożenia (metody monitoringowe „2”, „3” i „4”). Potencjalny stan zagrożenia łąpaniami uwzględnia się odpowiednio przy ocenie rzeczywistego stanu zagrożenia łąpaniami. W szczególnych przypadkach dopuszcza się również wykorzystywanie innych niż wymienione, szczegółowych metod oceny zagrożenia łąpaniami.

Analiza stosowania w kopalniach metody kompleksowej wskazała na jej niewystarczającą skuteczność. Spowodowało to podjęcie próby jej dostosowania poprzez wprowadzenie rozwiązań wynikających z aktualnego stanu wiedzy oraz spełniające oczekiwania przemysłu. W szczególności dotychczas zmodyfikowano wszystkie cztery metody szczegółowe, określono zasady wykorzystywania wyników numerycznych komputerowych modelowań stanów górotworu, a obecnie trwają prace nad sposobem integracji ocen szczegółowych do postaci oceny kompleksowej (metoda kompleksowa).

2. Metoda rozeznania górniczego

Metoda rozeznania górniczego określania potencjalnego stanu zagrożenia łąpaniami wyrobisk górniczych jest metodą ekspercką opierającą się na wyborze oraz ocenie wartości wag czynników geologiczno – górniczych mogących wpływać na poziom stanu zagrożenia łąpaniami w analizowanym rejonie pokładu węgla. Obecnie, w odróżnieniu do wersji tej metody sprzed 2007 r., obowiązek ustalania listy czynników, ich wag oraz kryterialnego podziału łącznych wartości tych wag dla lokalnych warunków zalegania części pokładów ciąży na kierownictwie kopalni.

Metoda rozeznania górniczego jest metodą ekspercką i opiera się na subiektywnych i obiektywnych ocenach wyrażanych przez ludzi (ekspertów). Oceny te wyrażane są poprzez nadawanie wartości wag parametrom opisującym stan zagrożenia łąpaniami w górotworze. Generalnie obowiązuje dotychczas zasada, że listę oraz wartości wag ustala kierownictwo kopalni. W tablicy 1 podano jedynie sugestie autorów metody w tym zakresie.

Już samo założenie o eksperckim charakterze metody powoduje obarczenie jej rezultatów błędami skutkującymi jej zawodnością w konkretnych zastosowaniach. Aby zminimalizować ten problem wykonano dla zestawu 19 sugerowanych parametrów statystyczne analizy istotności udziału każdego z nich, co pozwoliło na zrezygnowanie z najmniej informatywnych ich wariantów. Biorąc pod uwagę istotę zjawiska zagrożenia łąpaniami oraz wyniki analizy nie zdecydowano się na wyeliminowanie żadnego z parametrów. Ograniczono jednak o 9 liczbę wariantów wartości wag poszczególnych parametrów oraz zmieniono wartości niektórych z tych wag.

Tablica 1. Czynniki kształtujące stan zagrożenia łąpaniami i ich wagi
Table 1. Factors determining rock burst hazard and its weights

Lp.	Czynnik wpływający na stan zagrożenia	Definicja czynnika	Waga (wartość punktowa)
1	Głębokość prowadzenia robót	400 ÷ 600 m	2
		601 ÷ 900 m	6
		> 900 m	10
2	Występowanie warstw wstrząsogennych w stropie w odległości nad pokładem	20 ÷ 30 m	5
		30 ÷ 50 m	3
		< 20 i > 50 m	2
3	Grubość warstw wstrząsogennych w stropie w odległości do 50 m nad pokładem	10 ÷ 30 m	5
		≥ 30 m	2
4	Występowanie w strefie przodka w odległości do 60 m uskoków o zrzucie h	1,5 m < h ≤ 3,5 m	1
		$h > 3,5$ m	5
5	Sposób prowadzenia przodka w pobliżu uskoku (w odległości do 60 m) o zrzucie ≥ 1,5 m	zbliżanie się przodkiem do uskoku	5
		przemieszczanie przodka wzdłuż, równoległe do uskoku	3
		oddalanie się przodka uskoku	2
6	Występowanie w stropie lub spągu	$z \leq 30$ m	6

	resztki lub krawędzie w odległości z w pionie przy prowadzeniu robót na głębokości $H \leq 600$ m; przy $600 < H \leq 800$ m podana wagę mnoży się przez 1,5, a przy $H > 800$ – przez 2	$30 < z \leq 50$ m	4
		$50 < z \leq 200$ m	2
7	Sumowanie się wpływu co najmniej dwóch resztek i/lub krawędzi przy najmniejszej odległości w pionie między resztkami i/lub krawędziami 50 m i odległości najbliższej resztki lub krawędzi od pokładu	< 30 m	10
		$31 \div 50$ m	8
		$51 \div 100$ m	6
8	Roboty górnicze w pokładzie o węgłu skłonny do tapania	$30 \text{ MPa} \geq R_c \geq 16 \text{ MPa}$	4
		$16 \text{ MPa} > R_c > 30 \text{ MPa}$	1
9	Prognozowane lub stwierdzone maksymalne energie wstrząsu E przy prowadzeniu robót na głębokości H	$E < 10^6 \text{ J}$ przy $H \leq 600$ m	4
		$E < 10^6 \text{ J}$ przy $600 < H \leq 900$ m	6
		$E < 10^6 \text{ J}$ przy $H > 900$ m	8
		$E \geq 10^6 \text{ J}$ przy $H > 400$ m	10
10	Wysokość wyrobiska eksploatacyjnego, w	$3,5 \text{ m} \geq w \geq 2,0 \text{ m}$	4
		$2,0 \text{ m} > w > 3,5 \text{ m}$	2
11	Budowa spodka wyrobiska chodnikowego lub eksploatacyjnego	występowanie w spodku wyrobiska warstwy węgla grubości $\geq 1,0$ m lub podobnej grubości innego pokładu, zalegającego poniżej spągu danego pokładu w odległości ≤ 10 m	6
12	Zbliżanie się przodkiem na odległość ≤ 50 m do filarów oporowych, zrobów lub do miejsca nadmiernego rozcięcia pokładu przy głębokości prowadzenia robót H	≤ 600 m	4
		$601 \div 900$ m	6
		> 900 m	10
13	Eksploatacja ścianą zamykającą na głębokości H	≤ 600 m	4
		$601 \div 900$ m	6
		> 900 m	10
14	Prowadzenie robót w pokładzie odprężonym	odprężenie skuteczne	-6
		odprężenie mało skuteczne	-4
15	Prowadzenie profilaktyki aktywnej dla robót w pokładzie nieodprężonym	profilaktyka w źródle zagrożenia	-5
		profilaktyka poza źródłem zagrożenia	-3
16	Wyniki analitycznych prognoz oceny stanu zagrożenia tapaniami	zgodne z oceną wg czynników 1 ÷ 15	12
		niezgodne z oceną wg czynników 1 ÷ 15	-8

Tablica 2. Kryterialny podział stanu zagrożenia tapaniami wg metody rozeznania górniczego
Table 2. Rock burst hazard criteria according to mining reconnaissance method

Oznaczenie stopnia zagrożenia	Stan zagrożenia wyrobiska tapaniami	Suma punktów w metodzie rozeznania górniczego
a	niezagrożone	≤ 12
b	słabo zagrożone	$13 \div 20$
c	średnio zagrożone	$21 \div 30$
d	silnie zagrożone	$31 \div 40$

Uznano także, że równoprawnym elementem oceny potencjalnego zagrożenia tapaniami mogą być wyniki numerycznych modelowań komputerowych stanów

górotworu mających związek z zagrożeniem tąpnięciami. W szczególności uznano, że przedmiotem prognozowania mogą być takie podstawowe parametry i wskaźniki oraz ich kombinacje, jak:

- składowe tensora naprężeń w pokładzie węgla oraz górotworze go otaczającym,
- wskaźniki wyężenia węgla i/lub skał,
- parametry deformacji górotworu,
- energia kumulowana w pokładzie i skałach,
- wskaźniki energetyczne zagrożenia sejsmicznego i tąpnięciami,
- parametry opisujące deformację tzw. warstw wstrząsogennych, i inne.

Nie wskazano sposobów i narzędzi dla realizacji takich analiz, jednakże ustalono, że mogą do tego celu być wykorzystywane komercyjne, ogólnie znane, dostępne i sprawdzone programy komputerowe wykorzystujące modele analityczne oraz numeryczne, wśród których w szczególności można wskazać:

- metody ośrodką ciągłego:
 - metoda różnic skończonych, MRS (ang. finite difference method, FDM),
 - metoda elementów skończonych, MES (ang. finite element method, FEM),
 - metoda elementów brzegowych, MEB (ang. boundary element method, BEM),
- metody ośrodką nieciągłego:
 - metoda elementów dyskretnych, MED (ang. discrete element method, DEM), w tym metoda elementów odrębnych, MEO (ang. distinct element method),
 - metoda sieci nieciągłości dyskretnych, SND (ang. discrete fracture network, DFN),
- metody hybrydowe (MES/MEB, MED/MEB, MES/MED).

Możliwe jest również zastosowanie autorskich programów, ale warunkiem ich wykorzystania jest weryfikacja uzyskiwanych wyników przez wcześniej praktycznie sprawdzone narzędzia obliczeniowe.

W praktyce kopalnie dysponują wynikami obliczeń numerycznych na etapach generalnego projektowania robót eksploatacyjnych – w fazie opracowywania tzw. kompleksowych projektów eksploatacji pokładów zagrożonych tąpnięciami. Inne sytuacje są wyjątkami. W związku z tym uznano, że należy pozostawić wariant samodzielnej oceny potencjalnego stanu zagrożenia według metody rozeznania górniczego, jak również podać osobno zasady uwzględniania w takiej ocenie wyników modelowań numerycznych. Przyjęto, że wyniki modelowań będą

wpływały na ostateczną ocenę w zależności od stopnia jej zaawansowania. Należy rozumieć przez to, czy przedmiotem (wynikami) obliczeń są rozkłady pojedynczych parametrów charakteryzujących stan górotworu, zespoły tych parametrów czy wreszcie ryzyko wystąpienia tąpnięcia. Wagi tych wpływów mieszczą się w przedziale od około 20% do około 50% wartości punktowej oceny potencjalnego stanu zagrożenia według metody rozeznania górniczego.

3. Metoda wierceń małośrednicowych

Metoda wiercenia otworów małośrednicowych do oceny stanu zagrożenia tąpnięciami wyrobisk górniczych, powszechnie stosowana w polskich kopalniach węgla kamiennego, opiera się na laboratoryjnych i przemysłowych badaniach niemieckich badaczy Braünera (BRAÜNER 1969) i Jahnsa (JAHNS, SIBEL 1971), adaptowanych do warunków polskich (BARAŃSKI, DRZEWIECKI ET AL., 2007). Opiera się na stwierdzonych badaniach oraz obserwacjami praktycznymi efektami uzyskiwania, w trakcie wiercenia otworów w strefach podwyższonego stanu naprężenia, zwiększonego wychodu zwiercin węgla niż to wynika z geometrycznego rozmiaru wykonanego odcinka otworu. Zwiększony wychód zwiercin spowodowany jest w takich sytuacjach utratą stateczności ścianek otworu wiertniczego oraz przemieszczeniem się substancji węglowej do wnętrza otworu, co może być również związane z występowaniem efektów dynamicznych (stuki, trzaski itp.) lub innych (zwiększenie rozmiarów zwiercin).

Z praktycznego punktu widzenia wiercenie otworów małośrednicowych pozwala na uzyskanie informacji o położeniu obrzeża strefy koncentracji naprężeń w pokładzie węgla. Wierząc otwór testowy i mierząc jednocześnie objętość zwiercin, można określić odległość uzyskania ponadkryterialnej ilości zwiercin z jednostkowego odcinka otworu. Tym samym określić można odległość położenia strefy koncentracji naprężeń w pokładzie od ociosu, w którym prowadzone jest testowe wiercenie. Otwory powinny być wykonane w głąb calizny do głębokości 3,4M. Wartość M jest wysokością (grubością) odsłoniętej calizny węglowej w czole ściany lub przodku wyrobiska.

Obecnie obowiązujące kryteria oceny występowania niebezpiecznej strefy koncentracji naprężeń w pokładzie obejmują:

1. Krytyczną objętość wychodu zwiercin Q_{kr} z jednometrowego odcinka otworu:
 - 6 litrów dla średnicy wiertła 42 mm,
 - 8 litrów dla średnicy wiertła 48 mm.
2. Położenie obrysu strefy koncentracji naprężeń w odległości od ociosu węglowego mniejszej lub równej 1,5M i 3,4M.
3. Występowanie w trakcie wiercenia zjawisk dynamicznych, zwiększenie rozmiarów ziaren zwiercin itp.

Zasady interpretacji tych parametrów przedstawiono na rysunku 1 i w tabelicy 3.

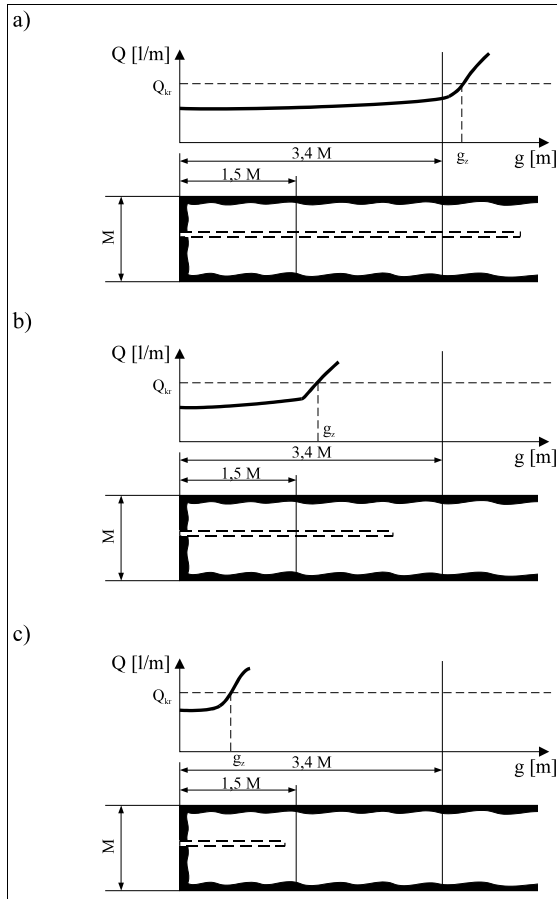
Dla pokładów, których węgiel posiada bardzo niskie parametry wytrzymałościowe ($R_c \leq 8$ MPa) zasady interpretacji wyników wierceń ustala kierownictwo kopalni.

Wieloletnia praktyka stosowania wierceń małośrednicowych wykazała, że podstawowy parametr, wskazujący na występowanie strefy koncentracji naprężeń w pokładzie węgla, jakim jest jednostkowa objętość zwiercin, jest w specyficznych warunkach mało informatywny. W pokładach o węgla charakteryzującym się niską wytrzymałością na jednoosiowe ściskanie R_c uzyskiwane ponadkryterialne objętości zwiercin niekoniecznie muszą mieć związek z wysokim stanem wyężenia pokładu. Mogą być wynikiem niestabilności ścianek otworu wiertniczego, w wyniku czego jego średnica „samoczynnie” ulega zwiększeniu, a opadające do wnętrza otworu ziarna węgla są wytransportowywane na zewnątrz przez obracającą się żerdź wiertniczą. Powoduje to uzyskiwanie dużych objętości zwiercin bez związku z deformacją naprężeniową ścianek otworu. Jest to sytuacja niepożądana, podważająca zaufanie do tej metody.

Tablica 3. Skala oceny stanu zagrożenia łąpaniami według metody wiercenia otworów małośrednicowych

Table 3. Evaluation scale of the rock burst hazard according to test drilling method

Stan zagrożenia	Wyniki wierceń małośrednicowych w wyrobisku górniczym lub jego odcinku w jednym cyklu wiercenia	Stan zagrożenia łąpaniami w wyrobisku górniczym
a	Jeżeli w żadnym z otworów wykonanych do głębokości 3,4 M nie stwierdza się strefy wzmożonych naprężeń	niezagrożone
b	Jeżeli tylko w jednym pasie pomiarowym stwierdza się występowanie strefy pomiędzy 1,5 M i 3,4 M, a w pozostałych nie stwierdza się jej występowania do głębokości 3,4 M	słabo zagrożone
c	Jeżeli co najmniej w dwóch pasach pomiarowych stwierdza się występowanie strefy pomiędzy 1,5 M i 3,4 M, ale w żadnym z otworów nie stwierdza się strefy w odległości mniejszej od 1,5 M	średnio zagrożone
d	Jeżeli co najmniej w jednym z wykonanych otworów stwierdza się występowanie strefy do głębokości 1,5 M potwierdzonej otworem kontrolnym	silnie zagrożone



Rys. 1. Kryteria oceny stanu zagrożenia tąpnięciami metodą wierceniaotworów małośrednicowych
 Fig. 1. Rock burst hazard evaluation criteria according to mining reconnaissance method

Dla uniknięcia takich sytuacji zastąpiono wskaźnik objętości zwiercin parametrem niezwiązanym bezpośrednio ze strukturą i własnościami wytrzymałościowymi węgla. Wykorzystano w tym celu wartość momentu obrotowego, przy której żerdź wiertnicza w trakcie wiercenia otworu jest blokowana przez odkształcającą się ściankę otworu. Sytuacja taka może wystąpić jako skutek wysokich (ponadkrytycznych) stanów wyężenia węgla, co można odnosić bez wątpliwości do zagrożenia tąpnięciami. Zrealizowanie tego zamierzenia wymagało skonstruowania odpowiedniego, nastawnego sprzęgła łączącego wiertarkę z żerdzią wiertniczą oraz określenia kryterialnych wartości momentu obrotowego M_{okr} . Wartości kryterialne M_{okr} zawarte są dla węgla o $R_c \leq 10$ MPa i

otworów o długościach do 7 m w granicach $25 \div 45$ Nm. Rozłączenie przez sprzęgło, o nastawionej konkretnej wartości kryterialnej momentu obrotowego, wiertarki i żerdzi wiertniczej może oznaczać występowanie w pokładzie w danym miejscu strefy niebezpiecznych koncentracji naprężeń.

4. Metoda sejsmologiczna i sejsmoakustyczna

Obecnie obowiązująca metoda sejsmologiczna opiera się o analizę energii i ilości wstrząsów sejsmicznych. Obserwacje prowadzi się w promieniu 100 m od czoła drążonego chodnika, natomiast w przypadku ścian – w obszarze nie mniejszym niż 200 m w kierunku wybiegu i zrobów ściany i nie mniejszym niż 100 m poza polem ściany. Tablica 4 przedstawia aktualnie obowiązujące kryteria oceny stanu zagrożenia tąpnięciami na podstawie obserwowanej aktywności sejsmicznej.

Tablica 4. Ilościowa ocena zagrożenia tąpnięciami na podstawie sejsmiczności
Table 4. Quantitative evaluation of rock burst hazard according to seismicity

Stan zagrożenia	Ściany zawałowe z obudową zmechanizowaną	Ściany podsadzkowe z obudową zmechanizowaną	Chodniki
a niezagrożone	1. Brak wstrząsów lub pojedyncze wstrząsy o $E_{max} \leq 1.104$ J 2. $\bar{E} < 1.105$ J na 5m postępu	1. Brak wstrząsów lub pojedyncze wstrząsy o $E_{max} \leq 5.103$ J 2. $\bar{E} < 5.104$ J na 1 cykl podsadzania	1. Brak wstrząsów lub pojedyncze wstrząsy o $E_{max} \leq 1.103$ J 2. $\bar{E} < 1.103$ J na 5m postępu
b słabo zagrożone	1. $1 \cdot 10^4$ J $< E_{max} \leq 5 \cdot 10^5$ J 2. $1 \cdot 10^6$ J $\bar{E} \leq \bar{E} < 1 \cdot 10^7$ na 5m post.	1. $5 \cdot 103$ J $< E_{max} \leq 5 \cdot 104$ J 2. $5 \cdot 104$ J $\bar{E} \leq \bar{E} < 5 \cdot 105$ na 1 cykl	1. Występują pojedyncze wstrząsy o $E_{max} \leq 5 \cdot 103$ J 2. $1 \cdot 103$ J $\bar{E} \leq \bar{E} < 1 \cdot 104$ na 5m post.
c średnio zagrożone	1. $5 \cdot 10^5$ J $< E_{max} \leq 5 \cdot 10^6$ J 2. $1 \cdot 10^6$ J $\bar{E} \leq \bar{E} < 1 \cdot 10^7$ na 5m post.	1. $5 \cdot 104$ J $< E_{max} \leq 5 \cdot 106$ J 2. $5 \cdot 105$ J $\bar{E} \leq \bar{E} < 5 \cdot 106$ na 1 cykl	1. Występują strząsy o $5 \cdot 103$ J $< E_{max} \leq 5 \cdot 105$ J 2. $1 \cdot 103$ J $\bar{E} \leq \bar{E} < 1 \cdot 104$ na 5m post.
d silnie zagrożone	1. $E_{max} > 5 \cdot 10^6$ J 2. $\bar{E} \geq 1 \cdot 10^7$ J na 5m post.	1. $E_{max} > 1 \cdot 10^6$ J 2. $\bar{E} \geq 1 \cdot 10^6$ J na 1 cykl	1. Występują strząsy o $E_{max} > 1 \cdot 105$ J 2. $\bar{E} \geq 1 \cdot 105$ J na 5m post.

Prace prowadzone nad aktualizacją metody zmierzają do wprowadzenia do metody sejsmologicznej oceny zagrożenia opartej na analizie trendów zmian w czasie parametrów sejsmicznych źródła, takich jak moment sejsmiczny, dynamiczny spadek naprężeń i indeks energii, oraz tendencji zmian wartości szczytowej amplitudy prędkości drgań (PPV) cząstki górotworu w otoczeniu wyrobiska górniczego.

Skalarny moment sejsmiczny M_0 jest miarą niesprężystej deformacji kosejsmicznej w źródle wstrząsu. Pod względem fizycznym skalarny moment sejsmiczny jest bardziej odpowiednią miarą wielkości wstrząsu niż energia sejsmiczna (szczególnie dla mechanizmów ścinających). Jest on definiowany dla płaskiego zastępczego źródła jako (GIBOWICZ, KIJKO 1994):

$$M_o = \mu \cdot \bar{u} \cdot A \quad (1)$$

gdzie: μ - moduł sztywności postaciowej, \bar{u} - średnie przemieszczenie na płaszczyźnie rozrywu, A - powierzchnia rozrywu (w modelu Brune'a aproksymowana powierzchnią koła).

Naprężenie pozorne wyraża w sposób jakościowy średnie naprężenie w obszarze rejestrowanej sejsmiczności. Naprężenie pozorne jest niezależną, od modelu ogniska, miarą naprężeń dynamicznych wyzwalanych w obszarze analizowanych ognisk wstrząsów. Obliczanie tego parametru w przesuwających się oknach czasowych daje informację niezależną od innych metod oszacowania zmian naprężeń w rejonie badanego rejonu.

Indeks energii EI wyraża stosunek energii sejsmicznej określonego wstrząsu do średniej energii uwalnianej w badanym obszarze przez wstrząsy o takich samych momentach sejsmicznych. Ponieważ wyzwalana energia jest tym większa im wyższe jest pole naprężeń (przy takim samym spadku naprężeń i niezmiennym momencie sejsmicznym), to EI oznacza, że ogniska wstrząsów o dużych wartościach tego parametru, tworzą się w strefie o wyższych naprężeniach wyjściowych (czyli w strefie większej skłonności górotworu do wydatku sejsmicznego i tąpnięć). Parametr EI został zaproponowany przez van Aswegena i Butlera w 1993r. (za GIBOWICZ, KIJKO, 1994):

$$EI = \frac{E}{E(M_o)} \quad (2)$$

gdzie: $E(M_o) = 10^{c \log M_o - d}$, c, d - stałe dla danego obszaru.

Informatywność parametru EI polega na tym, że wyznaczany w przesuwającym się oknie czasowym dostarcza pośrednich informacji o zmianach naprężeń w obszarze tworzenia się ognisk wstrząsów. Jeżeli $IE > 1$ to otrzymujemy informację, że naprężenia ścinające w obszarze ogniskowym są większe niż średnie dla analizowanego obszaru (gdy $IE < 1$ to sytuacja jest odwrotna).

Jednym z podstawowych kryteriów stabilności, uszkodzenia i zniszczenia podziemnych wyrobisk wskutek wstrząsów górniczych jest wartość pikowej amplitudy prędkości drgań górotworu na kontury tych wyrobisk (PPV - pikowe amplitudy prędkości drgań cząstek górotworu). Zależność amplitud prędkości drgań w polu bliskim określana jest na podstawie następującego wzoru opracowanego przez Brune'a (za Gibowicz, Kijko 1994):

$$PPV(x=0, t) = \frac{\Delta\sigma}{\mu} C_s \exp\left(-\frac{t}{\tau}\right) \quad (3)$$

gdzie: $\tau = (r / C_s)$, r - promień ogniska aproksymowanego powierzchnią koła, t - czas, C_s - prędkość propagacji fal sejsmicznych poprzecznych, μ - moduł sztywności dynamicznej w skałach gdzie tworzy się ognisko wstrząsu, $\Delta\sigma$ - statyczny spadek naprężeń.

Obciążenia dynamiczne mogą zaistnieć w rejonie podwyższonych naprężeń statycznych (górotwór mocno wyteżony) i wówczas współdziałanie czynnika statycznego i dynamicznego może się sumować na cały efekt.

Jak widać z powyższego wzoru, do wyznaczenia wartości PPV należy wykorzystać parametr statycznego spadku naprężeń oraz odległości ognisko wstrząsu - stanowisko pomiarowe. Parametr statycznego spadku naprężeń wyznaczany jest z momentu sejsmicznego. W obszarze GZW korelacja pomiędzy momentem sejsmicznym a spadkiem naprężeń opisana jest zależnością:

$$\log(\Delta\sigma) = 0,74 \log(M_0) - 3,47 \quad (4)$$

gdzie: M_0 – moment sejsmiczny, Nm, $\Delta\sigma$ - spadek naprężeń, Pa.

Na podstawie tej zależności, opracowano kryteria zagrożenia uszkodzeniem wyrobiska podziemnego w GZW wyrażonego wielkością momentu sejsmicznego M_0 , dla wstrząsów zlokalizowanych w rejonie wyrobisk eksploatacyjnych (tj. do 100m od tych wyrobisk).

Tablica 5. Kryterialne wartości parametru PPV oraz momentu sejsmicznego M_0 , wyznaczonego dla wstrząsów w rejonie czynnych wyrobisk eksploatacyjnych (do 100 metrów)

Table 5. Criterion values of PPV parameter and seismic moment M_0 for seismic tremors in proximity of functioning mining workings (up to 100m)

STOPIEŃ ZAGROŻENIA	A BRAK	B SŁABE	C ŚREDNIE	D WYSOKIE	NB BARDZO WYSOKIE
Wartość PPV, m/s	< 0.05	0.05 – 0.20	0.20 – 0.40	0.40 – 0.60	>0.60
Wartość M_0 , Nm (w odległości do 100m od wyrobisk)	$M_0 \leq 1 \cdot 10^{12}$	$1 \cdot 10^{12} < M_0 \leq 5 \cdot 10^{12}$	$5 \cdot 10^{12} < M_0 \leq 1 \cdot 10^{13}$	$1 \cdot 10^{13} < M_0 \leq 5 \cdot 10^{13}$	$M_0 > 5 \cdot 10^{13}$

W kolejnym etapie modyfikacji metod geofizycznych proponuje się zastąpienie dwóch niezależnych, ciągłych systemów obserwacji (aparatura do metody sejsmoakustycznej oraz aparatura do metody seismologii górniczej), jednym umożliwiającym kompletną obserwację zjawisk sejsmicznych od energii rzędu 50-100 J. Konsekwencją zastosowania jednej aparatury będzie stosowanie jednej metody sejsmicznej monitorowania i oceny zagrożenia, uwzględniającej oprócz wyżej wymienionych kryteriów seismologicznych, również pewne metody stosowane obecnie w metodzie sejsmoakustycznej. Proponuje się uwzględnić prognozę statystyczną wydatku sumarycznej energii w oknie czasowym o długości rzędu kilku godzin, pozwalającą na zoptymalizowanie wyprzedzającego zastosowania profilaktyki w formie strzelań MW, w celu sprowokowania silnego wstrząsu i lokalnego odprężenia górotworu w rejonie frontu eksploatacyjnego.

Należy podkreślić, że zmiany kryteriów oceny zagrożenia łąpaniami wymagają dodatkowo modyfikacji lub zmiany sprzętu do monitorowania wstrząsów oraz zmian w oprogramowaniu nowych algorytmów obliczeniowych.

5. Metoda kompleksowa

Ocenę stanu zagrożenia łąpaniami według zasad ujętych w metodzie kompleksowej prowadzi się dwuwariantowo:

- dla zagrożenia potencjalnego wykorzystując metodę rozeznania górniczego i zasady podane przykładowo w tablicach 1 i 2. Jednocześnie w „Kompleksowej metodzie” podano zasady postępowania odpowiednie dla danego stanu zagrożenia – tablica 6.
- dla zagrożenia rzeczywistego ocena stanu wynika z kombinacji wyników oceny poszczególnych metod szczegółowych. Wykorzystuje się w tym celu przyjęty schemat postępowania, a zasady postępowania obejmują:
 - wyrobisko niezagrożone tąpnięciami (stan zagrożenia „a”)
 - wszelkie roboty mogą być prowadzone zgodnie z ustaloną technologią.
 - wyrobisko słabo zagrożone tąpnięciami (stan zagrożenia „b”)
 - wszelkie prace mogą być prowadzone zgodnie z ustaloną technologią,
 - należy stosować wzmocniony nadzór nad obserwacjami stanu zagrożenia tąpnięciami i technologią wykonywania robót górniczych.
 - wyrobisko średnio zagrożone tąpnięciami (stan zagrożenia „c”)
 - dalsze prowadzenie wyrobiska powinno odbywać się z zastosowaniem profilaktyki ustalonej dla takiego stanu oraz dokumentowaniem wyników obserwacji i pomiarów kontrolnych przynajmniej metodą w oparciu o którą określono stan zagrożenia i nie stwierdzeniu dalszego wzrostu zagrożenia.
 - wyrobisko silnie zagrożone tąpnięciami (stan zagrożenia „d”)
 - należy zatrzymać roboty technologiczne, a załogę niezwłocznie wycofać w miejsce bezpieczne,
 - Kierownik Ruchu Zakładu Górniczego powinien ustalić metody i środki ograniczania stanu zagrożenia oraz metody kontroli skuteczności zastosowanej profilaktyki i określić liczbę załogi zatrudnionej przy pracach profilaktycznych.
W przypadku obniżenia stanu zagrożenia wyłącznie do stanu średniego zagrożenia (stanu zagrożenia „c”) – roboty technologiczne mogą być prowadzone wyłącznie na warunkach bieżąco ustalanych przez Kierownika Ruchu Zakładu Górniczego, łącznie z odpowiednio dobraną profilaktyką tąpniową.
W przypadku utrzymywania się stanu zagrożenia „d” mogą być prowadzone wyłącznie prace zmierzające do obniżenia stanu zagrożenia, ustalone przez Kierownika Ruchu Zakładu Górniczego na podstawie opinii Kopalnianego Zespołu ds. Tępań poszerzonego o specjalistów spoza kopalni.

Tablica 6. Ocena potencjalnego stanu zagrożenia łąpaniami i zasady postępowania
 Table 6. Evaluation of potential rock burst hazard and rules of proceedings

Oznaczenie stanu	Stan zagrożenia wyrobiska	Zasady postępowania
a	niezagrożone	Nie wprowadza się ograniczeń w projektowaniu
b	słabo zagrożone	W projektach robót Kopalniany Zespół ds. łąpani opiniuje zakres stosowania metod profilaktyki
c	średnio zagrożone	Projekty robót i dobór profilaktyki opiniowane są przez Kopalniany Zespół ds. łąpani z udziałem specjalistów spoza kopalni; o ich udziale decyduje Kierownik Ruchu Zakładu Górniczego
d	silnie zagrożone	

Uzyskane wyniki oceny zaznacza się na odpowiednich mapach pokładowych.

6. Podsumowanie

W ostatnich latach prowadzono w Głównym Instytucie Górnictwa w Katowicach prace zmierzające do unowocześnień i udoskonalenia stosowanej powszechnie w kopalniach węgla kamiennego kompleksowej metody oceny i prognozy zagrożenia łąpaniami. Metoda ta jest zbiorem czterech metod szczegółowych oraz procedur integracji wyników uzyskiwanych poprzez ich stosowanie. Są to:

- metoda rozeznania górniczego,
- metoda sejsmologiczna,
- metoda sejsmoakustyczne,
- metoda wierceń małośrednicowych, oraz,
- metoda kompleksowa.

Obecnie obowiązujące postacie tych metod dla ich praktycznej aplikacji przedstawiono syntetycznie w artykule. Wyniki prowadzonych badań i analiz pozwoliły naprowadzenie do nich następujących najważniejszych zmian, uzupełnień i modyfikacji:

1. W metodzie rozeznania górniczego wprowadzono możliwość uwzględniania wyników numerycznych modelowań stanów górotworu odpowiedzialnych za występowanie i stan zagrożenia łąpaniami.
2. W metodzie wierceń małośrednicowych wprowadzono, jako alternatywną możliwość, posługiwanie się krytycznymi wartościami momentu obrotowego, przy których blokowana jest w otworze żerdź wiertnicza. Stan taki może być interpretowany jako występowanie strefy niebezpiecznych koncentracji naprężeń w pokładzie.
3. W metodzie sejsmologicznej wprowadzono do stosowania nowe parametry opisujące ognisko wstrząsu: moment sejsmiczny, dynamiczny spadek naprężenia, natomiast jako parametr określający potencjalne zagrożenie

zniszczeniem wyrobiska pikową amplitudę prędkości drgań cząstek górotworu PPV.

4. W metodzie sejsmoakustycznej kierunek prac prowadzi do planowanej unifikacji z metodą sejsmologiczną, poprzez ujednoczenie aparatury, która pozwoli na obserwację zjawisk o niskich i wysokich energiach wstrząsów.

Artykuł powstał w oparciu o rezultaty realizacji projektu badawczego rozwojowego nr R 0903003.

Literatura

- BARAŃSKI A., DRZEWIECKI J., KABIESZ J., KONOPNO W., KORNOWSKI J., KRZYŻOWSKI A., MUTKE G., 2007: Zasady stosowania metody kompleksowej i metod szczegółowych oceny stanu zagrożenia łąpaniami w kopalniach węgla kamiennego. Główny Instytut Górnictwa. Seria: Instrukcje. No 20. Katowice.
- BRAÜNER G., 1969: Die Bewertung des Gebirgsdruckes nach Bohrungen im Flöz. Glückauf. Jahr. 105. Nr 21.
- JAHNS A., SIBEL V., 1971: Bohrteste und Seismoakustische Untersuchungen in einem Gebirgsschlaggefährdeten Flöz. Glückauf. Jahr. 107. Nr 4.
- GIBOWICZ S.J. AND KIJKO A., 1994: An Introduction to Mining Seismology, Academic Press, New York.

Hodnocení účinnosti uvolňování napětí pomocí otřasných odlehčovacích trhacích prací v uhlí

Evaluation of effectiveness of destress coal blasting for stress release

P. KONÍČEK¹ & A. PRZECZEK²

1 Ústav geoniky AV ČR, v. v. i., Ostrava

2 Green Gas DPB, a.s., Paskov

Abstract

Destress blasting in the coal seam are important active rockbursts measures in conditions of Czech part of the Upper Silesian Coal Basin. Destress coal blasting involves regularly setting off carefully tailored blasts in the fractured coal immediately ahead of a mining face, so as to encourage slip on pre-existing fractures, in order not to allow the accumulation of high strain energy density in the rock mass. In some cases high stress in coal seams (or surrounded rocks) can be reduced. In cases that we demands high stress release we evaluates effect of stress release. Evaluation of stress release is carried out the same procedure without difference between destress blasting in rock and in the coal seam. Paper describes the first analysis of destress blasting in coal seams realised in period 2008 – 2010 (source of seismological databases, about 1200 data). The result of analysis shows of necessity of separate system of stress release evaluation by destress blasting in coal seams and rocks.

Keywords

Hardcoal, Longwall Mining, Destress Coal Blasting, Preconditioning

Úvod

Otřasně odlehčovací trhací práce v uhelných slojích (OOTP) patří v podmínkách české části hornoslezské uhelné pánve (dále jen OKR) vedle odlehčovacích vrtů a zavlažování k základním aktivním prostředkům protiotřesové prevence při vedení důlních děl (chodeb i porubů). OOTP jsou používány jednak jako aktivní prostředek protiotřesové prevence realizovaný pravidelně při postupu důlního pracoviště (chodby, porubu), jednak ve formě provokačních OOTP pro uvolnění lokálních koncentrací napětí (např. v ponechaných nevýdobytych pilířích). Jejich základní předností oproti odlehčovacím vrtání je jejich realizace za nepřítomnosti zaměstnanců na důlních pracovištích. Nevýhodou naopak je nutnost použití důlně

bezpečných trhavin s menšími brizantními účinky oproti trhavinám skalním používaným v horninách slojí (tab. 1).

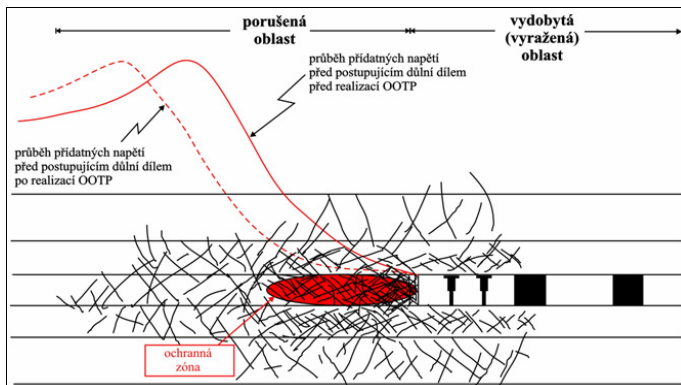
Tyto druhy trhacích prací jsou běžně používány ve světě v hlubinném rudném i uhelném hornictví (např. TOPER 1997, 1998; DRZEWIECKI 2007, BRÄUNER 1989). V poslední době se mechanismem, optimalizací realizace a efektem bezvýlomových trhacích prací ve smyslu křehkého porušení stavebních jednotek masivu zabýval např. Toper et al. 2000.

Potřebnost odlišného postupu hodnocení účinnosti, vzhledem k diametrálně odlišným vlastnostem prostředí realizace OOTP oproti bezvýlomovým trhacím pracím v průvodních horninách slojí (BTPVR) a také výrazně odlišných hmotností celkově odpalovaných náloží trhaviny, potvrzují již v minulosti existující snahy o toto rozdělení v počátcích zavádění hodnocení účinnosti u bezvýlomových trhacích prací obecně (KNOTEK ET AL. 1983, 1985) nebo v poslední době závěry prezentované KONÍČEKEM (2009).

1. Základní účel a realizace

Základní účel OOTP můžeme shrnout do následujících dvou bodů:

- Vytvoření ochranné zóny pro další bezpečný postup důlního pracoviště (chodby, porubu). Ochranná zóna představuje jednak oblast zvýšeného porušení horninového masivu (v našem případě sloje) účinkem výbuchu trhaviny v předpolí postupujícího důlního díla a jednak oblast přeskupení přídatných napětí do větší vzdálenosti od důlního díla (za ochrannou zónu). Přehledně tento účel ilustruje obr. 1.
- Uvolnění nepříznivých koncentrací napětí formou otřesu nebo otřesového jevu bez přítomnosti zaměstnanců.



Obr. 1. Změna napětových poměrů při realizaci OOTP (podle TOPER ET AL. 2000)
Fig. 1. Stress redistribution due to preconditioning (after TOPER ET AL. 2000)

Při realizaci OOTP v uhlí se používají důlně bezpečné trhaviny (viz tab. 1) v souladu s platnými bezpečnostními předpisy. Trhavina je nabíjena do vývrtů zpravidla ručně. Délky vývrtů se, s ohledem na max. přípustné množství trhaviny v jednom vývrtu (10 kg), pohybují v rozmezí od 5 do 20 m. Průměr vývrtů pro ruční nabíjení trhaviny by měl být cca o 5 až 10 mm větší než průměr náložek použité trhaviny. V podmínkách OKR je nejčastěji užíván vrtný průměr 42 mm. K vrtání vývrtů pro TP v uhlí jsou používány převážně ruční rychlovrtné stroje se spirálovými tyčemi (vrtání nasucho bez výplachu) nebo hladkými tyčemi (vrtání s výplachem) a vrtnými korunkami průměru 42 mm (OKD, DPB a.s. 2005d). Ojedinele jsou používány větší průměry vývrtů, které však vyžadují pneumatické nabíjení trhaviny do vývrtu.

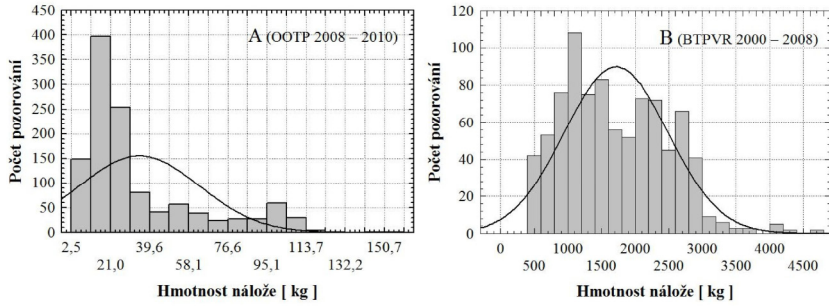
Tabulka 1. Vybrané vlastnosti trhaviny používaných v OKR.
Table 1. Selected properties of explosives used in OKR

Parametr	Jednotka	Důlně bezpečné trhaviny	Skalní trhaviny
Výbuchové teplo	J . kg ⁻¹	2070 – 3300	4100 – 5100
Měrný objem zplodin	m ³ . kg ⁻¹	0,412 – 0,570	0,717 – 0,905
Výbuchová teplota	°C	1500 – 1900	2900 – 3650
Detonační rychlost (v 65 mm, bez upnutí)	m . s ⁻¹	1900 – 3400	4400 – 6400
Účinek trhaviny dle Trauzla	m ³	114 – 230.10 ⁻⁶	350 – 400.10 ⁻⁶
Relativní pracovní schopnost	%	34 – 55	70 – 91
Hustota v náložce	kg . m ⁻³	950 – 1500	1050 – 1450

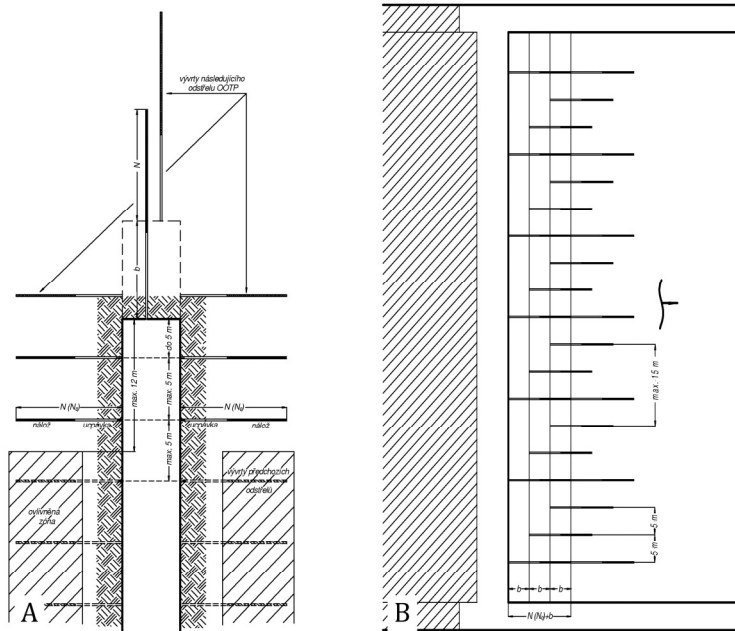
Při ručním nabíjení je roznětná náložka nabíjena zpravidla současně se sloupcem trhaviny ve společném obalu. Při bezvýlomových TP v uhlí se většinou používají rozbušky s přívodními vodiči v délkách až 20 m. Pro bezvýlomovou TP v uhlí je používána vesměs vodní ucpávka v obalech dopravovaná ručně nebo pneumaticky nabíjecím zařízením (OKD, DPB a.s. 2005d).

Velikost jednotlivých náloží je odvozována od celkové délky vývrtů s uplatněním pravidla, že trhavina by měla vyplňovat cca 50 - 60 % jeho délky. Vývrtů kratší než 5 metrů by neměly být nabíjeny (OKD, DPB a.s. 2005d). Hmotnost odpalovaných náloží se ve zkoumaném souboru dat OOTP pohybuje v rozmezí 2,5 až 160 kg s průměrem 34,5 kg. Většinou se hmotnosti odpalovaných náloží OOTP pohybují v intervalu 12 – 30 kg, což představuje oproti hmotnostem odpalovaných náloží u BTPVR pouze zlomek této hodnoty (viz obr. 2).

V případech OOTP, jejímž hlavním cílem je uvolnění napětí v horském masivu (zpravidla nejčastěji OOTP realizovaná po nepříznivých výsledcích průběžné prognózy), je důležité stanovení dostatečně velké současně odpalované náložky. Hmotnost současně odpalované náložky a ostatní parametry OOTP se stanoví na základě zkušeností a dle místních podmínek realizace. Příklady realizace pravidelných OOTP v čs. části hornoslezské pánve podává obr. 3.



Obr. 2. Histogram hmotnosti odpálených náloží trhaviny OOTP (A) a BTPVR (B), data BTPVR podle Konička (2009)
 Fig. 2. Histogram of weight of charge coal destress blasting (A) and rock destress blasting (B), data of rock destress blasting after Koniček (2009).



Obr. 3. Příklad standardního použití OOTP při ražbě chodby - A a při vedení porubu - B (podle OKD, DPB, a.s., 2005d).
 Fig. 3. Example of destress blasting in coal seams (preconditioning) in driving – A and in logwall mining – B (after OKD, DPB, a.s., 2005d).

2. Přírodní podmínky

Současné podmínky realizace OOTP, jež představují analyzovaný soubor dat, představují zejména sloje spodních sušských vrstev a sloje vrstev sedlových. Mocnosti dobývaných slojí spodních sušských vrstev se pohybují v rozmezí 1,50 – 3,0 m a mocnosti dobývaných slojí sedlových vrstev se pohybují v rozmezí 3 – 10 m. Vlastnosti prostředí, v němž jsou odpalovány OOTP (uhelné sloje) se výrazným způsobem liší od vlastností prostředí, v němž jsou odpalovány BTPVR (průvodní horniny slojí). Přehledně vybrané základní vlastnosti obou prostředí prezentuje tabulka 2. Z této tabulky je zřejmé, že fyzikálně–mechanické vlastnosti obou prostředí jsou diametrálně odlišné.

Tabulka 2. Vybrané vlastnosti uhlí a hornin KDP (DOPITA ET AL. 1997)
Table 2. Typical rock-mechanics properties of Karvina subbasin (DOPITA ET AL. 1997).

Prostředí	Měrná hmotnost [kg.m ⁻³]	Pevnost v prostém tlaku [MPa]	Pevnost v příčném tahu [MPa]	Poissonovo číslo [-]	Statický modul pružnosti-E [GPa]	Elasticita [%]
Uhlí	1300–1800	8–30	1–5	0,3–0,4	0,8–1	50–80
Prachovec	2520–2660	60–140	5–14	0,18–0,29	15–21	–
Pískovec	2620–2860	60–200	5–22	0,17–0,25	17–23	–
Slepenec	2600–2700	40–100	4–10	0,19–0,20	17–26	–

3. Hodnocení účinnosti

Hodnocení účinnosti OOTP ve smyslu uvolnění koncentrací napětí z masivu je dle platné metodiky prováděno vypočítáváním tzv. seismického efektu (OKD, DPB, a.s. 2005d). Ten je počítán podle následujícího vztahu

$$SE = \frac{E_{OKR}}{K \cdot Q} \quad (1)$$

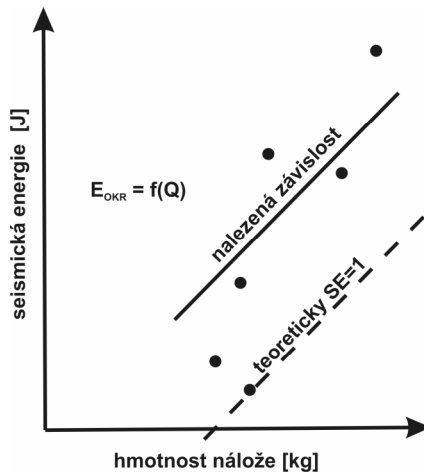
kde:

E_{OKR} – seismická energie odpovídající realizované OOTP získaná ze seismologického monitoringu

Q – hmotnost odpálené nálože trhaviny

K – koeficient charakterizující přírodní podmínky masivu. Dle současně platné metodiky (OKD, DPB, a.s. 2005d) – $K = 2,6$.

Jestliže celková seismická energie SL jevu vyvolaného odstřelem převyšuje hodnotu ekvivalentu odpálené nálože, tj. seismický efekt SE dosahuje hodnoty $SE > 1$, pak lze oprávněně očekávat, že došlo k uvolnění mechanické energie z horského masivu. Na druhou stranu však nelze striktně říci, že OOTP s hodnotou SE menší než 1 byla zcela bez účinku (OKD, DPB, a.s. 2005d).



Obr. 4. Princip stanovení konstanty K.
Fig. 4. Principle of determination of coefficient K.

Koeficient 2,6 byl stanoven z grafu závislosti registrované seismické energie, zjištěné ze seismologického monitoringu a velikosti nálože trhaviny v kilogramech. Účinnost byla stanovena užitím minimálního poměru seismické energie (E_{OKR}) k hmotnosti použité nálože (Q). Pro $SE = 1$ pak byl stanoven koeficient K (viz obr. 4 – dle Knotka et al. 1983, 1985).

Platnost postupu aplikovaného KNOTKEM ET AL. (1983, 1985) byla verifikována pro BTPVR Koníčkem (2009) a upřesněn odpovídající koeficient K na hodnotu $K = 2,1$. KONÍČKEM (2009) byl také navržen nový způsob hodnocení vypočteného seismického efektu (viz tab. 3).

Tabulka 3. Hodnocení seismického efektu (KONÍČEK 2009)
Table 3. The seismic effect evaluation. (KONÍČEK 2009)

Seismický efekt (E_{OKR})	Hodnocení seismického efektu
$SE < 1,7$	Nevýznamný (insignificant)
$1,7 \leq SE < 3,0$	Dobrý (good)
$3,0 \leq SE < 6,0$	Velmi dobrý (very good)
$6,0 \leq SE < 12,0$	Výborný (excellent)
$SE \geq 12,0$	Vynikající (eminent)

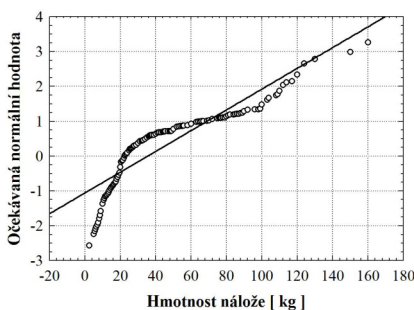
4. Analýza OOTP 2008–2010

Za účelem podpořit výše uvedené argumenty pro odlišné hodnocení účinnosti OOTP byl analyzován dostatečně statisticky významný soubor dat realizovaných OOTP za období let 2008 - 2010 (cca 1200 dat). Soubor dat byl vybrán z existující seismologické databáze. Tento způsob může být pravděpodobně zatížen určitou nejistotou (zejména v údaji o hmotnosti odpálené trhaviny), protože údaje o realizovaných OOTP jsou zaznamenávány pouze jako poznámkové, avšak vzhledem k celkovému počtu vybraných dat je možné považovat jednotlivé chyby v zápisu hmotnosti odpálené nálože trhaviny za nepodstatné. Na souboru těchto dat OOTP je dále prezentován způsob stanovení odpovídajícího koeficientu K do vztahu (1). Analýza byla provedena obdobným postupem, jaký použil Koníček (2009) při verifikaci metodiky hodnocení účinnosti BTPVR.

Na počátku byla zkoumána normalita použitých souborů dat hmotností odpálených náloží trhaviny i registrovaných seismických energií získaných ze seismologického monitoringu. Byla stejně jako v případě analýzy BTPVR (KONÍČEK 2009) použita statistická transformace dat a lineární regrese.

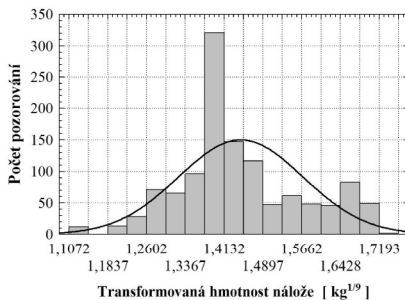
4.1 Hmotnost odpalovaných náloží OOTP

Hmotnost odpálené nálože trhaviny Q [kg] je základním parametrem užívané metodiky hodnocení. Soubor dat hmotností náloží všech hodnocených OOTP byl analyzován pomocí statistického programu Statistica (STATSOFT, INC., 2000) Rozdělení dat náloží OOTP prezentuje histogram na obr. 2 a pravděpodobnostní graf normálního rozdělení na obr. 5. Data souboru hmotnosti náloží byla dále podrobena testům normality založených na hodnotách odhadu třetího a čtvrtého centrálního momentu (šikmost a špičatost) a jejich porovnání s hodnotami pro normální rozdělení (viz např. MELOUN & MILITKÝ 1994 A ČSN ISO 5479). Vybrané hodnoty testů normality uvádí tabulka 4. Podle výsledků provedených testů a pravděpodobnostního grafu na obr.5 je možné konstatovat, že tato data nevyhovují podmínkám normálního rozdělení.



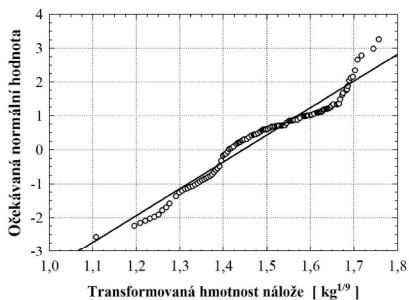
Obr. 5. Pravděpodobnostní graf normálního rozdělení hmotností odpálených náloží
Fig. 5. Probability diagram of normal distribution of weight of explosive charge

Aby mohly být pro další popis datového souboru použity parametrické metody a lineární regrese byla použita statistická transformace (MELOUN & MILITKÝ 1998). Tyto metody jsou založeny na transformaci dat pomocí matematických operací (logaritmování, odmocňování a umocňování apod.), přičemž má-li mít operace smysl, musí mít transformovaná data normální rozdělení. Pro výpočet parametrů souboru je třeba následně provést zpětnou transformaci. Podrobně je tato metoda popsána při analýze BTPVR prezentované KONÍČEK (2009).



Obr. 6. Histogram transformovaných hmotností náloží

Fig. 6. Histogram of transformed weight of charge



Obr. 7. Pravděpodobnostní graf normálního rozdělení transformovaných hmotností náloží

Fig. 7. Probability diagram of normal distribution of transformed weight of explosive charge

Hmotnost náloží v případě všech OOTP byla transformována dvojnásobnou mocninnou transformací ($Q^{1/9}$). Rozdělení transformovaných dat náloží OOTP prezentuje histogram na obr. 6 a pravděpodobnostní graf normálního rozdělení na obr. 7. Data souboru transformovaných náloží byla podrobena výše uvedeným testům normality. Vybrané hodnoty testů normality uvádí tabulka 4. Podle výsledků provedených testů a pravděpodobnostního grafu na obr. 7 byla přijata hypotéza, že takto transformovaná data hmotnosti náloží ($Q^{1/9}$) je možné pro další analýzu považovat za data s normálním rozdělením.

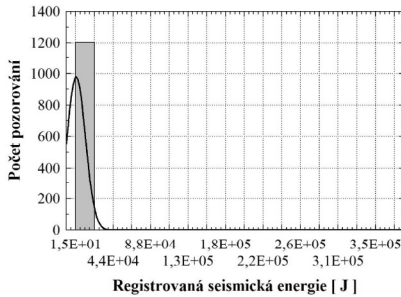
Tabulka 4. Vybrané výsledky testů normality – hmotnost odpálené nálože
Table 4. Selected results of normality tests - weight of the charge

Parametr	Hmotnost odpálené nálože trhavy [kg]	Transformovaná hmotnost odpálené nálože trhavy [$Q^{1/9}$]
Průměr	35,4619	1,4442
Šikmost	1,5165	0,3641
Špičatost	4,2950	2,8651
Normalita	Zamítnuta	Přijata

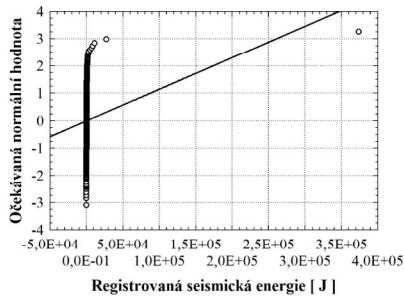
4.2 Registrovaná seismická energie OOTP

Seismická energie je základním parametrem stanovovaným u každého registrovaného seismického jevu ve stávajícím seismologickém monitoringu. Registrovaná seismická energie je v současnosti používaným parametrem pro hodnocení účinnosti realizované OOTP ve smyslu uvolnění lokálních koncentrací napětí (KONÍČEK 2009). Rozdělení dat registrované seismické energie prezentuje histogram na obr. 8 a pravděpodobnostní graf normálního rozdělení na obr. 9. Data souboru registrovaných seismických energií byla podrobena testům normality

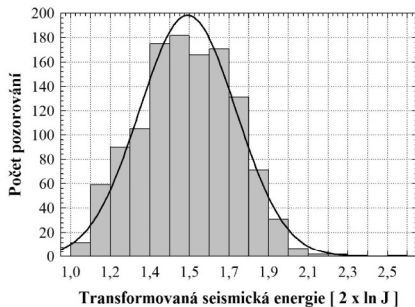
založených na hodnotách odhadu třetího a čtvrtého centrálního momentu (šíkmost a špičatost) a porovnání s hodnotami pro normální rozdělení (viz např. MELOUN & MILITKÝ 1994 A ČSN ISO 5479). Vybrané hodnoty testů normality uvádí tabulka 5. Podle výsledků provedeného testu a pravděpodobnostního grafu normálního rozdělení na obr. 9 je možné konstatovat, že analyzovaná data nevykazují normální rozdělení. Aby mohly být použity pro další popis datového souboru parametrické metody a lineární regrese byla použita statistická transformace obdobně jako u hmotnosti odpálené nálože. Registrované seismické energie OOTP byly transformovány dvojnásobnou logaritmickou transformací ($\ln \ln E_{OKR}$). Rozdělení transformovaných dat seismické energie BTPVR prezentuje histogram na obr. 10 a pravděpodobnostní graf normálního rozdělení na obr. 11. Data souboru transformovaných seismických energií byla opět podrobena výše uvedenému testu normality. Vybrané hodnoty testu normality uvádí tabulka 5. Podle výsledků provedených testů a pravděpodobnostního grafu na obr. 11 byla přijata hypotéza, že takto transformovaná data registrované seismické energie ($\ln \ln E_{OKR}$) je možné pro další analýzu považovat za data s normálním rozdělením.



Obr. 8. Histogram registrované seismické energie
Fig. 8. Histogram of registered seismic energy

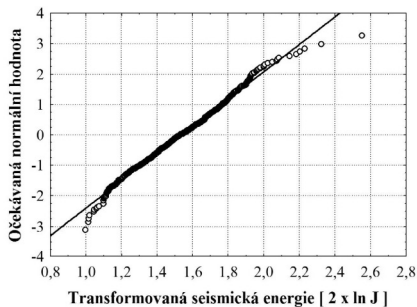


Obr. 9. Pravděpodobnostní graf normálního rozdělení registrované seismické energie
Fig. 9. Probability diagram of normal distribution of registered seismic energy



Obr. 10. Histogram transformované registrované seismické energie

Fig. 10. Histogram of transformed registered seismic energy



Obr. 11. Pravděpodobnostní graf normálního rozdělení transformované registrované seismické energie

Fig. 11. Probability diagram of normal distribution of transformed registered seismic energy

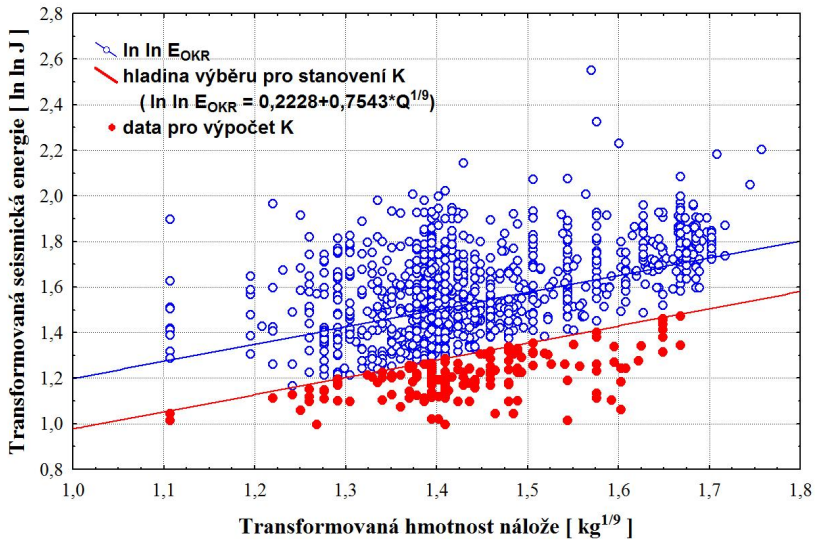
Tabulka 5. Vybrané výsledky testů normality – registrovaná seismická energie

Table 5. Selected results of normality tests - registered seismic energy

Parametr	Registrovaná seismická energie [J]	Transformovaná registrovaná seismická energie [ln ln J]
Průměr	555,8154	1,5341
Šikmost	34,2989	0,08468
Špičatost	1185,5858	2,90038
Normalita	Zamítnuta	Přijata

Koeficient K do vztahu (1) byl pro data analyzovaných OOTP stanoven obdobným způsobem, který použil Koníček (2009) v analýze dat BTPVR. Pro transformované soubory dat ($\ln \ln E_{OKR}$ a $Q^{1/9}$) byla vypočtena lineární regrese v modulu 2D, bodové grafy v programu Statistica (STATSOFT, INC., 2000) a nalezena lineární závislost mezi transformovanými daty registrované seismické energie a transformovanými daty hmotnosti náloží (viz obr. 12). Se zohledněním nalezené závislosti, kterou v tomto případě reprezentuje rovnice přímky $\ln \ln (E_{OKR}) = 0,4448 + 0,7543 \cdot Q^{1/9}$ a směrodatné odchylky transformované seismické energie ($\ln \ln E_{OKR}$) byla vybrána skupina dat, která leží pod úrovní rozdílu absolutního členu v regresní rovnici a jedné směrodatné odchylky souboru dat seismické energie (obr. 12). To znamená, že hladina výběru dat pro stanovení koeficientu K (obr. 12) byla definována jako rovnoběžka přímky nalezené závislosti posunutá o hodnotu směrodatné odchylky souboru dat registrované seismické energie (v tomto případě $\ln \ln E_{OKR} = 0,2228 + 0,7543 \cdot Q^{1/9}$). Z těchto vybraných dat byly po zpětné transformaci vypočteny poměry registrované seismické energie (E_{OKR}) k velikosti nálože (Q), které jsou hledanými koeficienty K . Výsledný koeficient K byl vypočten jako střední hodnota vybraného souboru dat. V tomto případě $K = 1,3$.

První pokusy ukazují, že pokud bychom stanovili koeficient K ze všech dostupných hodnot OOTP v seismologické databázi, což by bylo z hlediska metodického přístupu nejvěrohodnější řešení a jejichž počet je možné odhadnout na cca 4-5 tisíc, došli bychom pravděpodobně k hodnotě koeficientu i výrazně menšímu. Výrazně problematickým však v tomto případě je posouzení normality použitého souboru dat, který vzhledem ke svému rozsahu vykazuje poměrně velkou nehomogenitu. Vyžadovalo by to náročné a rozsáhlé statistické analýzy pro volbu vhodné statistické transformace, vyřešení otázek možné bimodality dat apod., které pro prvotní účel této analýzy to nebylo potřeba.



Obr. 12. Graf závislosti transformované registrované seismické energie ($\ln \ln E_{OKR}$) a transformované hmotnosti nálože ($Q^{1/9}$).

Fig. 12. Diagram of dependence of transformed data of registered seismic energy ($\ln \ln E_{OKR}$) on the weight of the charge ($Q^{1/9}$).

4.3 Příklad hodnocení účinnosti s využitím nově stanoveného koeficientu K

Význam odděleného hodnocení účinnosti uvolňování napětí pomocí realizovaných OOTP je možné demonstrovat na konkrétním případě OOTP odpálených v oblasti porubu 139 704–1 na Dole Lazy. Podrobně jsou aktivní protiotřesová opatření při dobývání tohoto porubu hodnocena v jiném příspěvku ve sborníku kolokvia (Koníček et al. 2010). Realizované OOTP byly vyhodnoceny pomocí seismického efektu za užití stávajícího koeficientu K (2,6) i za využití koeficientu nově stanoveného ($K=1,3$). Výsledky hodnocení účinnosti uvolnění napětí pomocí těchto odpálených OOTP shrnuje tabulka 6. Je zcela zřejmé, že ve většině případů by při užití stávajícího koeficientu K byly OOTP ve smyslu uvolnění napětí hodnoceny jako neúčinné. Přesto však jejich celkový pozitivní efekt dokládá úspěšné vydobytí

porubu. Pokud bychom použili pro hodnocení nově stanovaného koeficientu K, odpovídají vypočtené seismické efekty více reálnému stavu uvolňování a přeskupování napětí před postupující hranou porubní fronty, jak např. dokládají výsledky metod seismického monitoringu a hornická situace prezentované ve výše citovaném příspěvku (KONÍČEK ET AL. 2010).

Tabulka 6. Vybrané výsledky hodnocení účinnosti OOTP (Q > 100 kg, porub 139 704-1)
Table 6. Selected results of stress release effectiveness of destress coal casting-preconditioning (Q > 100 kg, longwall No 139 704-1)

Datum	Nálož	Registrovaná seismická energie	SE (K=2,6)	SE (K=1,3)
	[kg]	[J]	[J.kg ⁻¹]	[J.kg ⁻¹]
5. 12. 2008	108	430	2	3,1
10. 12. 2008	108	200	1	1,4
12. 12. 2008	108	200	1	1,4
15. 12. 2008	108	420	2	3,0
17. 12. 2008	108	300	1	2,1
19. 12. 2008	108	120	0	0,9
26. 12. 2008	108	270	1	1,9
29. 12. 2008	108	1200	4	8,5
5. 1. 2009	108	600	2	4,3
7. 1. 2009	108	640	2	4,6
6. 2. 2009	110	230	1	1,6
25. 2. 2009	110	490	2	3,4
22. 12. 2009	117	820	3	5,4
2. 1. 2009	117	550	2	3,6
11. 2. 2009	120	400	1	2,6
13. 2. 2009	120	280	1	1,8
16. 2. 2009	120	450	1	2,9
18. 2. 2009	120	420	1	2,7
4. 3. 2009	120	570	2	3,7
9. 3. 2009	120	530	2	3,4
13. 3. 2009	120	470	2	3,0
16. 3. 2009	120	350	1	2,2
23. 3. 2009	120	380	1	2,4
25. 3. 2009	120	300	1	1,9
9. 2. 2009	130	290	1	1,7
11. 3. 2009	130	660	2	3,9
1. 11. 2009	204	560	1	2,1

účinné ve smyslu uvolnění napětí (při uvažovaném jednotkovém zaokrouhlení SE)

5. Závěry

Předloženým příspěvkem se nám dle našeho názoru podařilo shromáždit argumenty, které by výraznějším způsobem umožnily posunout hodnocení účinnosti OOTP ve smyslu uvolnění koncentrací napětí v uhelných slojích na současnou úroveň poznání v této oblasti a zohlednit tak rozsah dnešního datového materiálu. Na základě výše prezentovaných výsledků analyzujících přírodní

podmínky stavebních jednotek karbonského horninového masivu i na základě analýzy dat OOTP za období let 2008 – 2010 je možné konstatovat, že je v současné chvíli předložen dostatek argumentů pro nespornou potřebu odděleného hodnocení účinnosti těchto bezvýlomových trhacích prací a stanovení podmínek hodnocení jejich vypočteného seismického efektu.

Literatura

- BRÄUNER, G. (1989): *Gebirgsschläge und ihre Verhütung*. Verlag Glückauf GmbH, Essen, 1989.
- DOPITA, M. ET AL. (1997): *Geologie české části hornoslezské pánve*. MŽP ČR, 1997, Praha, 280 s.
- DRZEWIECKI J. (2007): "Coal Mining in Poland in Complicated Geological Conditions", International Conference of Clean Coal as a Sustainable Energy development Strategy, Asia Pacific Economic Cooperations (APEC), Hanoi, Vietnam 6-7 February 2007.
- ČSN ISO 5479. Statistická interpretace údajů - Testy odchýlení od normálního rozdělení. Praha: Český normalizační institut, 1998. 37 s.
- KONÍČEK P. (2009): Hodnocení účinnosti bezvýlomových trhacích prací pro uvolnění koncentrací napětí v horninovém masivu (Evaluation of effectiveness of non productive rock blasting for stress release in rock massif). Documenta Geonica 2009/1, Ústav geoniky AV ČR, v.v.i., Ostrava, 2009.
- KONÍČEK P. ET AL (2010 IN PRINT): Aktivní protitřesová prevence a možnosti ověřování její účinnosti – případová studie (porub 139 704–1 na Dole Lazy), Předneseno na 3. Tradičním geomechanickém a geofyzikálním kolokviu, Ostravice 6. – 7. 5 2010.
- KNOTEK, S. ET AL. (1983): Výzkum geomechanického hodnocení horninového masivu geofyzikálními metodami: Průběžná zpráva Výzkumného úkolu SP ZV II-6-1/2.09 11 381, VVUÚ Ostrava-Radvanice, 1983 a 1985, Ostrava.
- KNOTEK, S. ET AL. (1985): Výzkum geomechanického hodnocení horninového masivu geofyzikálními metodami: Závěrečná zpráva Výzkumného úkolu SP ZV II-6-1/2.09 11 381, VVUÚ Ostrava-Radvanice, 1983 a 1985, Ostrava.
- MELOUN, M. & MILITKÝ, J. (1994): Statistické zpracování experimentálních dat, Plus publishing, Praha, 1994, 839 s.
- OKD, DPB, A. S. (2005B): Metodický postup GF/05/SL – Kontinuální seismologické sledování v průběžné prognóze vzniku důlních otřesů na dolech OKR, Paskov, 2005, 19 s.
- OKD, DPB, A. S. (2005D): *Metodický postup GM/05/TP – Trhací práce*, Paskov, 2005, 17 s.
- STATSOFT, INC. (2000): *STATISTICA 7.0*, CD-ROM, 2000, Praha.
- TOPER, A.Z. EZAL. (1997) Preconditioning: A rockburst control technique, 4th International Symposium on Rockbursts and Seismicity in Mines, Krakow, Poland, pp. 267-272.
- TOPER, A.Z. ET AL. (2000) The mechanism, optimization and effects of preconditioning. *The Journal of The South African Institute of Mining and Metallurgy*, 2000.

Geomechanické a geofyzikální zkušenosti z dosavadní exploatace ochranného pilíře centrálních jam Doubrava

Geomechanical and geophysical experience gained in the process of exploration in the safety pillars of former shafts Doubrava

M. KUBICA¹, J. HOLEČKO² & J. PTÁČEK³

1 OKD, a.s., Důl Karviná

2 Green Gas DPB, a.s., Paskov

3 Institute of Geonics AS CR, v. v. i., Ostrava

Abstract

The excavation in the safety pillars is in mostly cases specific minig problem. It is primarily related to the properties of rock mass and to the long-term excavation in the circumjacent part of the deposit. That is why the high stres concentration acumulates and consequently rock burst risk is rising there. In our contribution, we would like to state the first geomechanical and geophysical experiences from the excavation in the safety pillar of former shafts Doubrava in the north part of Karviná subbasin.

Klíčová slova

Exploatace ochranných pilířů, geomechanika, geofyzika, otřesy.

1. Vlastnosti horského masivu

V oblasti ochranného pilíře centrálních jam někdejšího dolu Doubrava jsou ve vrstvách produktivního karbonu zastoupeny všechny stratigrafické jednotky vrstevního sledu počínaje slojí I vrstev doubravských, přes sloje svrchních a spodních vrstev sušských a sedlových karvinského souvrství až po sloje ostravského souvrství. Pro obecnou představu uvádíme pouze litologické charakteristiky jednotlivých souvrství. Z geologických profilů jam Doubrava I, Doubrava II a Větrná jáma č.1, lze popsat typický litologický sled vrstev průvodních hornin v ochranném pilíři takto:

- Vrstvy doubravské - sloj I (852) až 16 (804) - představují souvrství, v němž jsou zastoupeny téměř všechny základní litologické typy hornin. Podíl písčitých hornin je však pouze asi 20%.

- Obdobný charakter mají svrchní sušské vrstvy. Zahrnují sloje 17 (747) až 24 sp.l. (703). Celková mocnost vrstevní sekvence doubravských a svrchních sušských vrstev v oblasti ochranného pilíře jam (profil jámy Doubrava I) je 380 m.
- Spodní sušské vrstvy jsou ve své vrchní části až po sloj 28 tvořeny převážně vrstvami jílovců a v malé míře zahrnují i do řádu metru mocné vrstvy pískovců. Jsou tedy tvořeny jílovcí střídajícími se s vrstvami prachovců, ojediněle i pískovců obdobně jako vrstvy svrchní sušské a doubravské. Tato část dosahuje mocnosti 70 m až 80 m. Následují vrstvy pískovců oddělené horizontem sloje 30 (Leopold). Shora dolů jsou to vrstvy pískovců 15 m až 20 m mocné, zmíněný horizont sloje 30 a 25 m až 30 m mocné vrstvy pískovců nad souslojím 31 (Milan). To dosahuje mocnosti až 30 m a je tvořeno téměř výhradně jílovcí a prachovci. Na bázi tohoto souslojí leží sloje 31bc a 31de. Poslední úsek až ke sloji 33, zahrnující i sloj 32b, má obdobné litologické složení jako horizont sloje 31, avšak v těsném podloží sloje 31de se nachází proměnlivě mocné vrstvy pískovců. Jejich mocnost je od 8 m do 13 m. V geologickém profilu Větrní jámy č. 1 je těsně nad slojí 32b 13 m mocná vrstva pískovců. Celková mocnost vrstev spodních sušských je 210 m až 220 m.
- Sedlové vrstvy jsou typické převahou pískovců a slepenců nad jílovcí a prachovci. Pískovce tvoří lavice řádu metrů, výjimečně i desítek metrů. Celková mocnost sedlových vrstev v oblasti ochranného pilíře jam je 250 m až 255 m.

Z litologického složení vrstev lze alespoň hrubě usuzovat na mechanické a přetvárné vlastnosti horninového masivu. Obecně se předpokládá, že jílovce a prachovce mají nižší pevnosti v tlaku než mají pískovce a slepence. Na základě toho můžeme předpokládat, že sloje spodních sušských vrstev mají málo pevná nadloží. Jsou charakteristická relativně snadným zavalováním a tedy pravidelným uvolňováním napětí při dobývání. Výjimku pravděpodobně bude tvořit sloj 32b V nadloží této sloje se vyskytuje mocnější vrstva pískovců. Naproti tomu sloje sedlových vrstev 34, 37, 39 a 40 mají pevná nadloží nesnadno zavalující, tvořená z velké části vrstvami pevných pískovců a slepenců. Tyto horniny jsou charakteristické vysokými pevnostmi v tlaku. Údaje o fyzikálně mechanických vlastnostech hornin z oblasti ochranného pilíře jam jsou k dispozici pouze z vrtu Cr-142/87. Redukovaná pevnost efektivního nadloží a podloží u slojí sedlových vrstev se pohybuje v rozmezí od 40 do 62 MPa. Rovněž fyzikálně – mechanické a přetvárné vlastnosti uhlí u této skupiny slojí jsou z hlediska náchylnosti k důlním otřesům nepříznivé. Vysoká náchylnost k důlním otřesům byla již v průběhu exploatace slojí v okolních oblastech (1., 2., 3., 4., 6. a 7. kra) potvrzena vznikem mnoha otřesových jevů a důlních otřesů převážně při dobývání slojí č. 37, 39 a 40. K jednomu otřesu došlo historicky i při dobývání sloje 34, byť má z hlediska geomechanických vlastností relativně nejpříznivější hodnoty.

Tektonická stavba v oblasti ochranného pilíře jam je charakteristická zlomovou tektonikou. Spojité vrásové deformace se nevyskytují. Nejvýznamnější tektonickou

strukturou je centrální přesmyk. Má amplitudu 20 m – 50 m a úklon $20^\circ - 45^\circ$ směrem k jihu. Netvoří jedinou plochu, nýbrž řadu velmi plochých paralelních zlomů až mezivrstevních násunů. Protíná oblast ochranného pilíře jam. Na severu je jeho stopa v úrovni 31b,c, na jihu má stopu zhruba v úrovni sloje 40. Severní okraj ohradníku lemuje výrazná porucha Eleonora. Je to zlom poklesového charakteru (směr severozápad – jihovýchod) o amplitudě cca 20 m - 30 m a úklonu 75° k severu. S postupem do hloubky se její stopa od ochranného pilíře jam vzdaluje. Další významnou tektonickou poruchou poklesového charakteru s úklonem $70^\circ - 80^\circ$ směrem na jih s amplitudou okolo 5 m je žofinská porucha, která probíhá v jižní části ochranného pilíře jam. Kromě výše uvedených kerných tektonik je v ochranném pilíři jam řada dalších méně významných nepojmenovaných poruch a to jak poklesového tak přesmykového charakteru. Ve sloji 34. byla rovněž mezi stopou centrálního přesmyku a porubem 22 3452/1 zjištěna flexura vrstev svědčící patrně o kompresi v souvislosti s tvorbou přesmykové struktury.

2. Dosavadní exploatace v oblasti ochranného pilíře a její vlivy na napět'odeformační stav

Ochranný pilíř centrálních jam někdejšího dolu Doubrava představuje specifickou část horského masivu s komplikovaným rozdělením napětí uvnitř i na přiléhajících okrajích. Tento napět'ový stav je dán především dřívější hornickou činností. Zatímco sloje doubravských a částečně i sušských vrstev byly ukončovány těsně u jam a byly tedy vyrubány relativně čistě i v ploše ochranného pilíře, v níže položených slojích byly poruby ukončovány zpravidla na linii dané geometrickou hranicí ochranného pilíře.

2.1 Dobývání slojí v ploše ochranného pilíře v minulosti

Dobývání v geometrické ploše ochranného pilíře doubravských jam bylo realizováno již od sloje 11 v 19. století. Výruby jednotlivých slojí jsou značně nepravidelné a v některých slojích se výrub přibližuje na vzdálenost 27 m až 30 m k jámovým stvolům Do I, J.č. 3 a V.j. č. 1. Jáma Doubrava II, jejíž hloubení bylo započato v roce 1941 a po druhém prohloubení dosáhla hloubky 956 m, byla situována do oblasti, kde již před zahájením hloubení probíhalo dobývání slojí. Při hloubení jámy byly procházeny stařiny porubů ve slojích č. 29a, 28ab, 26, 25 a 24 stf. I. včetně dalších stařin uložených výše. Jen v malé ploše okolo jam Do I, J.č. 3 a V.j. č. 1 se až po sloj č. 11 jsou ponechány nevydobyté plochy.

2.2 Výruby slojí v okolí ochranného pilíře

Počínaje slojí č. 30 nebylo v ploše ochranného pilíře dobýváno, i když ve slojích č. 30 a 31b,c v severní části plochy ochranného pilíře jsou vydobyty úzké poruby. Ve slojích č. 30, 31b,c, 31d,e, 32b, 34a+b a 37 bylo dobývání vně ochranného pilíře ukončováno na geometrické hranici. Tak vzniká především na okrajích ochranného

pilíře značná koncentrace napětí od hran nevýrubů několika slojí nad sebou. Distribuce napětí je dále komplikována tektonickou stavbou a litologickou anizotropií horského masivu. Zlomy představující křehká porušení mají ve svém okolí oblasti zvýšených napětí. Stejně tak i mocné lavice vysoce kompetentních hornin, především pískovců jsou nepříznivé z hlediska protiotřesové prevence. Tyto lavice pevných hornin představují zásadní problém při dobývání především slojí sedlových vrstev, neboť se v nich mohou koncentrovat značná napětí uvolňující se při exploataci okolních slojí při jejich postupném porušování.

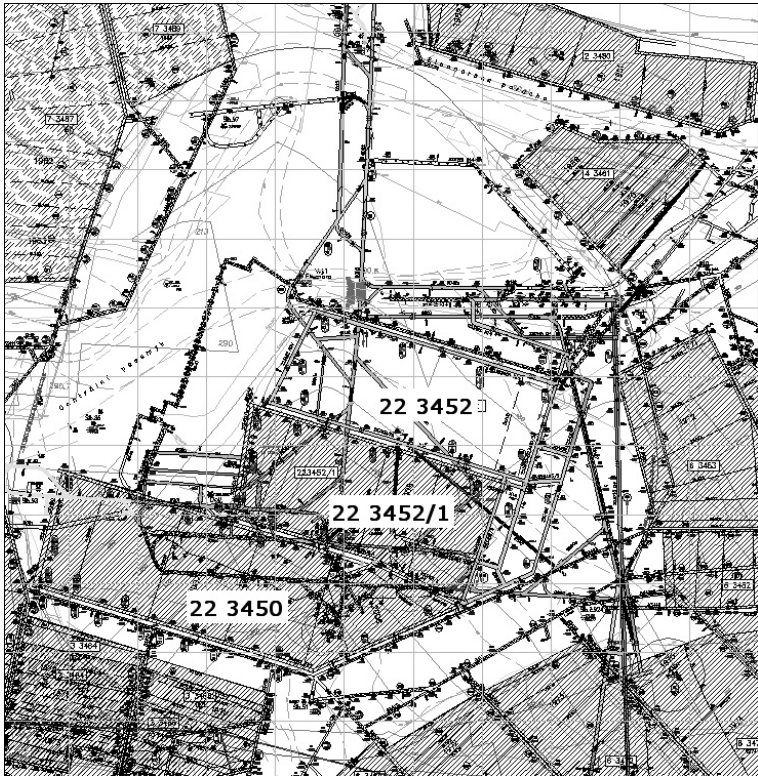
3. Plán dobývání ochranného pilíře

V letech 2004 a 2005 byl zpracován první návrh koncepce odřubu zásob v ochranném pilíři. Pořadí dobývání jednotlivých slojí bylo plánováno shora dolů podle běžných hornických zásad a bylo rozloženo na období let 2008 až 2028. Všechny sloje, podle § 4 Vyhlášky ČBÚ v Praze č. 659/2004 Sb., se nacházejí v horském masivu, který je nebezpečný otřesy. Předpokládané zařazení jednotlivých porubních bloků do stupňů nebezpečí otřesů a jejich geomechanická charakteristika jsou uvedeny v tabulce 1. Ta obsahuje rovněž ostatní parametry plánovaných porubů jako jsou délka porubní fronty, směrná délka, dobývaná mocnost a typ nadloží a podloží z hlediska litologické stavby. Kladem z hlediska strategie protiotřesové prevence byla snaha o vytvoření poměrně rozsáhlých ochranných ploch ve slojích č. 31b,c až 34, které jsou méně náchylné k otřesům než sloje sedlových vrstev. To by mohlo výrazně snížit nepříznivý napěťový stav, hlavně při dobývání sloje č. 37, kterou považujeme z hlediska nebezpečí vzniku otřesů za nejvíce ohroženou.

Tabulka 1. Přehledné údaje o slojích plánovaných dobývat podle původního návrhu
Table 1. Summary of seams data planed for excavation after formerly design

Sloj	Č. porubu	Délka porubní fronty [m]	Směrná délka [m]	Dobývaná mocnost [cm]	Zařazení do stupně nebezpečí otřesů	Typ nadloží	Typ podloží
31b,c	22 3150	170 - 200	620	240	3. stupeň	3a - 3b	C
31b,c	22 3152	150 - 230	350	285	3. stupeň	3a - 3b	C
31b,c	22 3154	160	250	290	3. stupeň	3a - 3b	C
31b,c	22 3156	140	210	285	3. stupeň	3a - 3b	C
31d,e	22 3170	150 - 180	630	305	1. stupeň	3a	Ea - Eb
31d,e	22 3172	135 - 160	280	310	1. stupeň	3a	Ea - Eb
31d,e	22 3174	140	245	310	1. stupeň	3a	Ea - Eb
32b	22 3250	220	410	340	1.+ 3. stupeň	3a - 3b	C
32b	22 3252	105 - 230	490	350	1.+ 3. stupeň	3a - 3b	C
32b	22 3254	170	180	320	3. stupeň	3a - 3b	C
32b	22 3256	150 - 115	350	330	3. stupeň	3a - 3b	C
34b	22 3450	215 - 55	600	300	3. + 1. stupeň	3d	Ea
34b	22 3452	270	465	300	3. + 1. stupeň	3d	Ea
34b	22 3454	160	190	280	3. stupeň	3d	Ea
34b	22 3454 I	160	180	280	3. stupeň	3d	Ea
37	22 3750	185 - 175	585	430	3. stupeň	5c	C
37	22 3752	215	585	430	3. stupeň	5c	C
37	22 3754	235	525	430	3. stupeň	5c	C
39	22 3950	145	750	460	1. + 3. stupeň	3d - 5a	Ea
39	22 3952	200	750	460	1. + 3. stupeň	3d - 5a	Ea
39	22 3954	80 - 145	680	460	1. + 3. stupeň	3d - 5a	Ea
39	22 3956	155	470	460	1. + 3. stupeň	3d - 5a	Ea
40	22 4050	175	800	410	3. stupeň	5a - 5c	C
40	22 4052	165 - 170	800	410	1. + 3. stupeň	5a - 5c	C
40	22 4054	95 - 180	930	410	1. + 3. stupeň	5a - 5c	C
40	22 4056	230	370	410	1. + 3. stupeň	5a - 5c	C

Po zohlednění jiných faktorů byla tato koncepce upravena. Upustilo se od dobývání slojí č. 31 b,c a 31 d,e. Nový projekt odrubu zásob v ochranném pilíři byl tak realizován počínaje slojí č. 34 a+b. Počítá se s postupným odrubem slojí porubními bloky orientovanými převážně směrem od západu k východu. Postup dobývání bude od jihu od plochy centrálního přesmyku k severu. Situace a plán dobývání sloje č. 34 je na obr. 1 a situace a plán dobývání sloje č. 37 je na obr. 2.



Obr. 1. Situace a plán dobývání sloje 34
Fig. 1. Situation and excavation design of the seam 34



Obr. 2. Situace a plán dobývání sloje 37
 Fig. 2. Situation and excavation design of the seam 37

4. Dosavadní hornická činnost ve slojích č. 34. a 37.

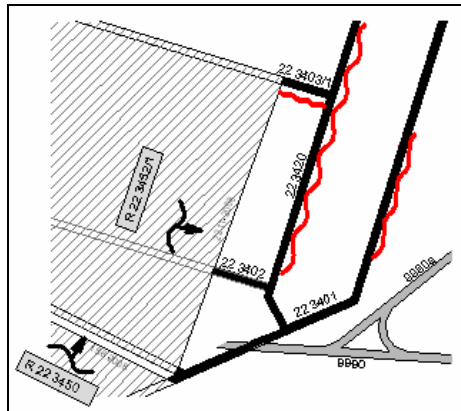
Exploatace sloje č. 34 ve 22. kře důlního pole Doubrava závodu ČSA byla zahájena přípravou a vydobytím porubu 22 3450 v období od 10/2007 do 6/2008 a pokračovala přípravou a vydobytím porubu 22 3752/1 v období od 8/2008 do 11/2008 (dobývání porubu bylo ukončeno po vzniku důlního otřesu dne 22.11.2008). V současné době je ukončeno rozšiřování porubního prostoru porubu 22 3452/1 pro možnost likvidace sekcí porubové výztuže a jejího následného přímého překlizu do připraveného porubu 22 3452. Vydobytím porubu 22 3452 bude exploatace sloje č. 34 ve 22. kře důlního pole Doubrava závodu ČSA ukončena.

Přípravné práce pro zpřístupnění zásob v oblasti sloje č. 37 ve 22. kře důlního pole Doubrava závodu ČSA byly zahájeny ražbami chodeb 22 3700 (od 10/2008 do 11/2008), 22 3701 (od 2/2009 do 1/2010), 22 3701/1 (od 2/2010 dosud), 22 3702 (od 6/2009 dosud), 22 3704/1 (od 10/2009 do 12/2009), 22 3704A (od 12/2009 do 3/2010)) a prorážky 22 3752 (od 3/2010 dosud).

Ražba chodby 22 3700 byla zahájena z chodby 22 3710 a byla vedena západním a následně severním směrem. Po důlním otřesu v oblasti porubu 22 3452/1 byla ražba severním směrem zastavena a uzavřena. Ražba chodby 22 3701 byla zahájena z chodby 22 3700 a byla vedena jihozápadním směrem a po přiblížení se k předpokládanému průběhu centrálního přesmyku byla vedena západním směrem k výchozí prorážce 22 3750. Po nafárání centrálního přesmyku byla ražba v původním směru zastavena a dále pokračuje jako obtínková ražba centrálního přesmyku pod č. 22 3701/1 západním směrem k výchozí prorážce 22 3750. Ražba chodby 22 3702 byla zahájena z chodby 4 3913 a je vedena západním směrem k výchozí prorážce 22 3750. Ražba chodby 22 3704/1 byla zahájena z překopu 1099 jihozápadním směrem k předpokládanému průběhu chodby 22 3704 a dále byla vedena jako chodba 22 3704A západním směrem k výchozí prorážce 22 3752. Ražba prorážky 22 3752 je zaústěna z chodby 22 3704A a je vedena jižním směrem k chodbě 22 3702. Ražba prorážky 22 3750 je vedena jako těsná obtínka uzavřené chodby 3 3726 a následně stařin porubu 3 3756.

Ražby chodeb i prorážky byly prováděny razíci kombajny AM 50. Všechny chodby jsou vyraženy v profilu OO-0-18 při použití ocelové obloukové výztuže o hmotnostním stupni TH 29. Vzájemná rozteč TH výztuže je 0,5 m. Prorážka č. 22 3752 je ražena v profilu ROV o šířce 5,0 m a výšce 3,9 m při použití TH profilů o hmotnostním stupni TH 29 a s roztečí TH výztuže 0,5 m.

Jak již bylo zmíněno, došlo dne 22.11.2008 při dobývání porubu 22 3452/1 k otřesu. Hodnota seismické energie byla $3,3 \times 10^6$ J. Ohnisková oblast byla půdorysně lokalizována do závalu cca 40 m za linií porubní fronty v severní části porubu do nadloží sloje č. 34 a+b. Projevy byly na chodbách v předpolí – viz obr. 3 Otřes byl provázen intenzivním záchvěvem povrchu.



Obr. 3. Důlní díla postižená důlním otřesem dne 22.11.2008 (porub 22 3452/1)
Fig. 3. Mine workings affected by rock burst 22.11.2008 (face 22 3452/1)

5. Poznatky z dosavadní přípravy a dobývání slojí č. 34 a 37

5.1 Geomechanické poznatky

Již ve fázi plánování se předpokládalo, že dobývání v ochranném pilíři centrálních jam dolu Doubrava bude z geomechanického pohledu obtížné. To se ukázalo již při dobývání první sloje sloje č. 34. V následujících odstavcích jsou shrnuty poznatky a posouzeny příčiny, které se významně podílely na vzniku otřesu, neboť jejich poznáním a zohledněním lze vhodně plánovat další protiotřesová opatření, která bude v oblasti ochranného pilíře nutné aplikovat.

5.1.1. Posouzení vlivu geologické stavby horského masivu

Geologická stavba horského masivu jako zdroj původního napětí/odeformačního stavu dříve než je ovlivněn indukovaným napětím, měla i v tomto případě významný vliv na nepravidelné rozložení napětí v horském masivu a jeho místní koncentrace. Sloje sedlových vrstev, mezi něž sloj č. 34. náleží, mají pevná nadloží nesnadno zavalující, tvořená z velké části vrstvami pevných pískovců a slepenců. Tyto horniny jsou charakteristické vysokými pevnostmi v tlaku. Redukovaná pevnost efektivního nadloží a podloží u slojí sedlových vrstev se pohybuje podle údajů z vrtu č. Cr-142/87 v rozmezí od 40 do 62 MPa. Rovněž fyzikálně mechanické a přetvárné vlastnosti uhlí u této skupiny slojí jsou z hlediska náchylnosti k důlním otřesům nepříznivé. Vysoká náchylnost k důlním otřesům byla již v průběhu exploatace slojí v okolních oblastech (1., 2., 3., 4., 6. a 7. kra) potvrzena vznikem mnoha otřesových jevů a důlních otřesů převážně při dobývání slojí č. 37, 39 a 40. K jednomu otřesu došlo historicky i při dobývání sloje č. 34, která má z hlediska geomechanických vlastností relativně nejprůzračnější hodnoty ze slojí sedlových vrstev.

Kromě litologické stavby horského masivu ovlivňuje napětěový stav významně rovněž strukturně tektonická stavba. V okolí významných struktur, vznikajících jak tahovým tak i tlakovým napětím dochází obecně ke koncentracím napětí. Tyto oblasti se podílejí významně na celkové anizotropii napětěových polí. V našem případě jak litologické tak i strukturně tektonické prvky geologické stavby horského masivu způsobují velmi nepravidelné napětěové pole. Doplňme-li geologické vlivy o vlivy nerovnoměrné hornické činnosti při historické exploataci v oblasti ochranného pilíře jam Doubrava, dostaneme jako výsledek velmi složitou strukturu výsledných napětěových polí.

Shrneme-li tedy, lze za hlavní geologické vlivy v případě dobývání porubu 22 3452/1 považovat přítomnost pevných vrstev v nadloží sloje č. 34., přítomnost významných zlomových struktur v oblasti ochranného pilíře jam Doubrava žofinské poruchy, poruchy Eleonora a zejména struktury centrálního přesmyku, k níž lze připočít i flexuru vrstev mezi stopou centrálního přesmyku ve sloji č. 34 a porubem 22 3452/1.

5.1.2 Posouzení vlivu přídatných napětí od ponechaných zbytkových pilířů v nadložích a vliv hran nevyrubů v nadložní sloji

Ochranný pilíř jam Doubravy představuje část horského masivu s velmi komplikovaným rozdělením napětí. Tento napěťový stav je dán především dřívější nepravidelnou hornickou činností. Nevyrubaná část uvnitř ochranného pilíře jam Doubrava představuje významnou zónu koncentrovaných napětí. Distribuce napětí je zde dále komplikována tektonickou stavbou a litologickou anizotropií horského masivu.

Vlivy indukovaných přídatných napětí nelze omezit pouze na přídatná napětí od hran nevyrubů nadložních slojí, respektive od ponechaných pilířů. Přídatná napětí působí také od stařin sousedních výrubů. V případě porubu 22 3452/1 to byly stařiny porubu 22 3450. Jak se však ukázalo při realizaci vývrtů pro bezvýlomovou trhačí práci pro usnadnění propojování závalů obou porubů ve vrtech 401 až 408 tato přídatná napětí nebyla pravděpodobně významná, neboť k propojování docházelo poměrně dobře a relativně brzy za postupující porubní frontou. Další přídatná napětí působila od hran nevyrubů slojí č. 29a a 30 v nadložní sloje č. 34. Za významné je nutno rovněž považovat působení napětí od předporubních tlaků dobývaného porubu 22 3452/1.

Shrneme-li tedy, lze za hlavní hornicko geomechanické vlivy vzniku ořesu považovat celkový velmi komplikovaný stav napětí v ochranném pilíři jam Doubrava (22. kře) způsobený dřívějším nepravidelným odrubáním slojí v kombinaci s geologickými vlivy a přídatná napětí od hran nevyrubů slojí č. 29a a 30, částečně i přídatná napětí od stařin porubu 22 3450 v kombinaci s napětím v předpolí porubní fronty.

Čisté vydobytí jednotlivých slojí v ochranném pilíři jam bez ponechání zbytkových pilířů je prakticky nemožné. Rozměry a tvary budoucích porubních bloků v ochranném pilíři jam jsou limitovány existujícími starými důlními díly (vypleněné a zavalené staré chodby, průniky slojí ve vypleněných překopech, nezlikvidované vrty a šibíky apod.) a tektonickými poruchami. S ohledem na tyto faktory není možné dobývání jednotlivých slojí navrhnout tak, aby plánované výruby nižších slojí byly vždy situovány pod obrysem výrubu sloje vyšší. Tímto budou veškeré porubní bloky situovány ve vlivu přídatných napětí a jen v omezené míře u několika porubů bude možno využít tzv. ochranný účinek výrubů nadložních slojí.

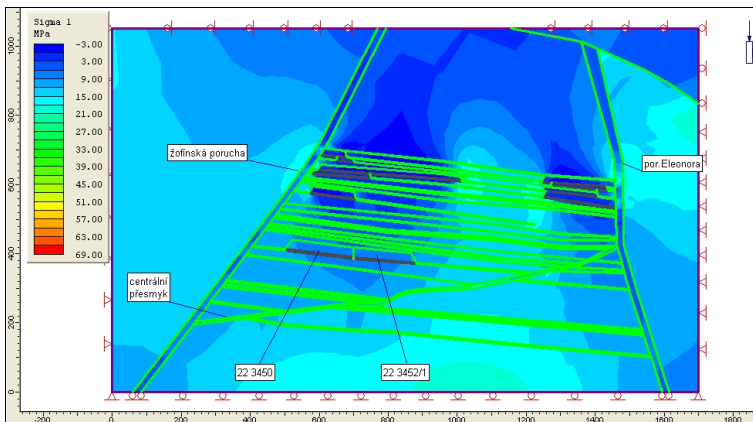
Pro doplnění geomechanické představy o rozložení napětí v ochranném pilíři jam Doubrava před a v průběhu dobývání porubů 22 3450 a 22 3452/1 byl zpracován matematický model v řezu rovinou severojižního překopu 1016 na 10. patře. Modelovaná oblast je omezena na jihu žofínskou poruchou, na severu poruchou Eleonora. Vertikálně jsou modelovány odruby slojí počínaje slojí 24 st. l. a spodní hranici tvoří sloj č. 40. Výběr byl stanoven tak, aby co nejlépe zobrazoval napěťové poměry v ochranném pilíři v průběhu dobývání sloje č. 34.

Modelovány byly tři fáze. První představuje napěťový stav před zahájením exploatace sloje č. 34, druhá stav napětí po odrubání porubu 22 3450 a třetí stav po odrubání porubu 22 3452/1. Na obr. 4 a 5 je pro ilustraci znázorněn průběh svislé složky napětí pro první a třetí fázi. Dokumentovat ostatní napěťové složky

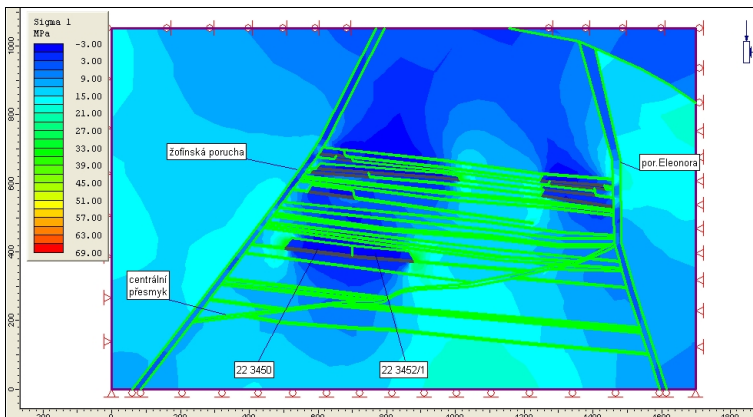
nepovažujeme za nutné, neboť horizontální složky v tomto případě kopírují do značné míry svislou složku. V levé straně obrázku je barevná stupnice velikosti napětí. Barevně jí odpovídají isoplochy napětí v modelovém řezu.

V obr. 4 je zobrazeno napětí před zahájením exploatace sloje č. 34. Je zřejmé, že dobývání porubu 22 3450 bylo realizováno v relativně málo přitížené oblasti. V tomto modelovém řezu se příznivě projevují modelované výruby slojí v nadloží dobývané v ochranném pilíři. V našem případě to byly sloje počínaje slojí č. 24 stř.l. Přestože jejich ochranný účinek nesporně již vypršel, ukazuje se v modelu značné odlehčení poměrně hluboko pod výruby. Zde je třeba uvést, že časový faktor, jímž je ochranný účinek omezen nelze v modelu znázornit. K výrazné změně rozložení napětí v oblasti exploatované sloje č. 34 dochází po odrubu druhého porubu 22 3452/1. Tato situace je znázorněna v obr. 5. Zatímco pod slojí č. 34 se poměrně hluboko rozšiřuje oblast relativního odlehčení, na obou stranách odrubané oblasti sloje významně vzrůstá napětí.

Objektivně je nutno zdůraznit, že presentovaný model je pouze přibližným obrazem skutečného stavu napětí v oblasti ochranného pilíře. Není možné modelovat veškeré detaily a prvky horského masivu při jeho mnohotvárnosti, když navíc ještě mnoho jich není známých. Přesto model ukazuje názorně principy přeskupování napětí v oblasti tak komplikovaně zatíženého tělesa jakým tento ochranný pilíř bezsporu je.



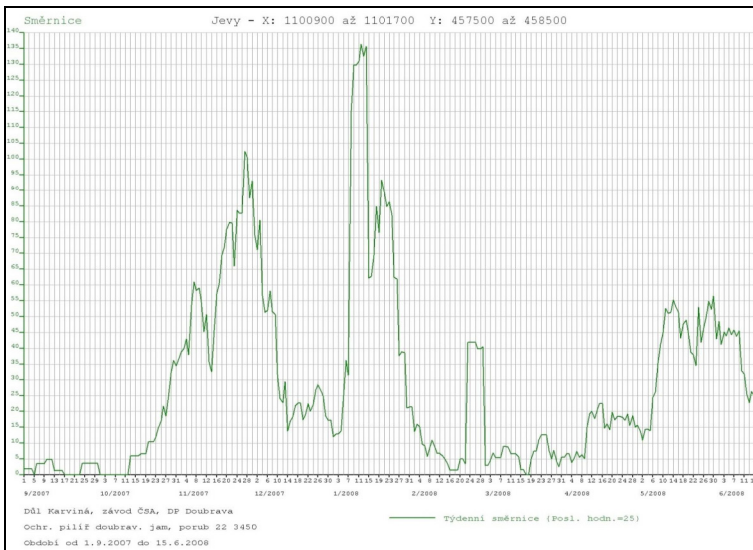
Obr. 4. Modelová situace svislého napětí σ_1 před zahájením dobývání 22 3450
 Fig. 4. Cross section model of σ_1 before start of excavation of face 22 3450



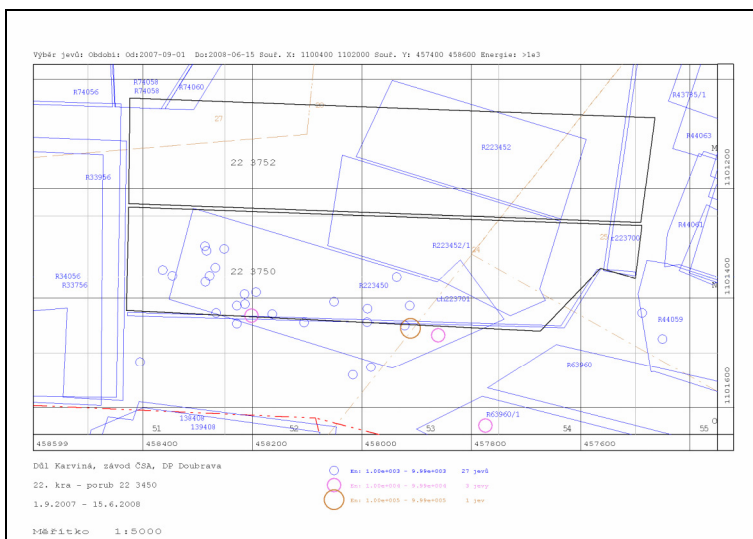
Obr. 5. Modelová situace svislého napětí σ_1 po vydobytí porubu 22 3452/1
 Fig. 5. Cross section model of σ_1 after excavation of face 22 3452/1

5.2 Geofyzikální poznatky

Důlní díla ve slojích č. 34a+b a 37 byla sledována seismologicky, předpolí porubů dobývaných ve sloji č. 34a+b rovněž seismoakusticky. V dalším se zaměříme na poznatky ze seismologického sledování dobývaných porubů 22 3450 a 22 3452/1. Dobývání porubu č. 22 3450 v jižní části ochranného pilíře doubravských jam ve sloji 34a+b bylo zahájeno 9.10.2007 a probíhalo do 15.6.2008. V první fázi (do 31.1.2008) byl porub dobýván postupně od západu k východu, pak došlo k jeho vytáčení směrem k severovýchodu a porub byl ukončen až na třídě 22 3402. Seismologická (SL) aktivita odpovídala průběhu dobývání, týdenní směrnice dosahovala převážně střední úrovně, zejména v počáteční i v závěrečné fázi dobývání – viz obr. 6. Lokalizaci SL jevů s energií od 1×10^3 J dokumentuje obr. 7. K nárůstu týdenní směrnice nad mez vysoké úrovně došlo až na přelomu prosince 2007 a ledna 2008, tedy po postoupení porubní fronty na linii vytáčení. Tehdy postupně došlo ke vzniku tří energeticky významných SL jevů, a to dvou jevů s energií řádu 10^4 J (jeden v závalu, jeden v předpolí porubu) a jednoho jevu o energii $2,6 \times 10^5$ J z předpolí porubu. Ani jeden z těchto jevů se neprojevil v dole jinak než akusticky.



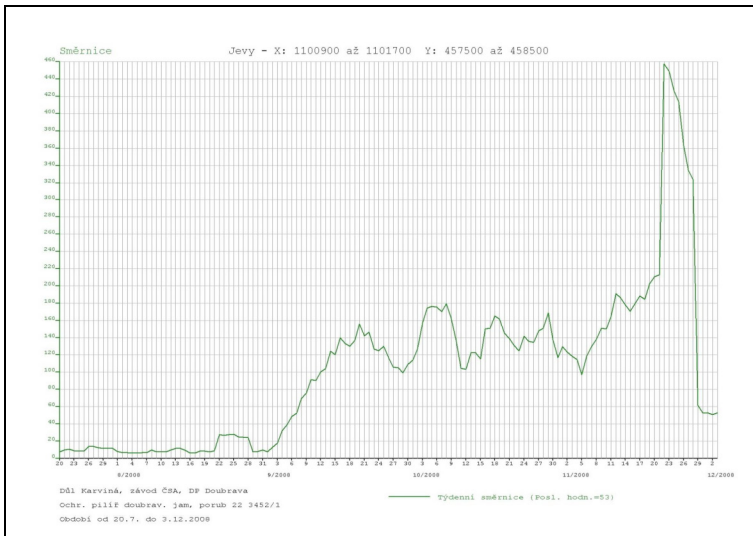
Obr. 6. Týdenní směrnice součtového grafu při dobývání porubu č. 22 3450
 Fig. 6. Diagram of week seismicity direction in the progress of excavation of face 22 3450



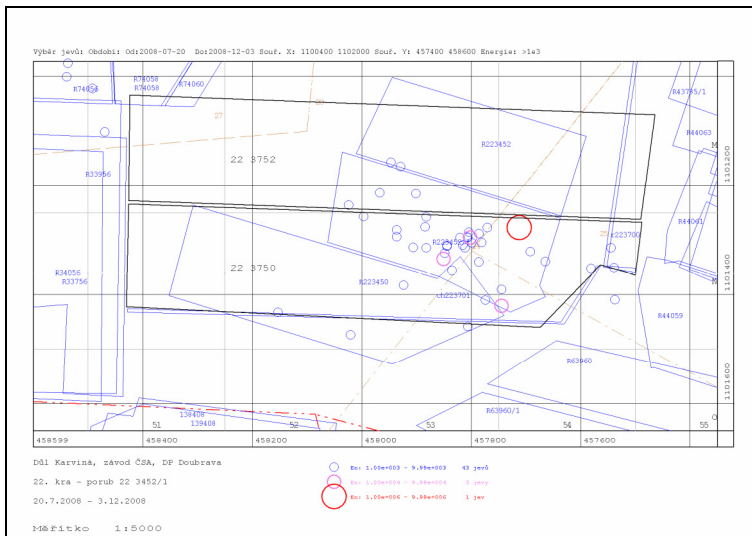
Obr. 7. Lokalizace SL jeví od energie 1×10^3 J při dobývání porubu 22 3450
 Fig. 7. Seismic events location (of energy 10^3) and more) in the progress of excavation of face 22 3450

Dobývání porubu 22 3452/1, druhého ve sloji č. 34a+b, vedeného severně podél stařin porubu 22 3450, probíhalo od 2.8.2008 do 22.11.2008. Zahájení dobývání porubu 22 3452/1 od výchozí prorážky se na úrovni SL aktivity příliš neprojevil, nárůst nastal až od druhé dekády září 2008 – viz graf směrnice na obr. 8. Od 12.9.2008 dále SL aktivita dosahovala vysoké úrovně, na níž se podílely především slabší SL jevy s energiemi do řádu 10^3 J. Výskyt energeticky významných SL jevů o energiích řádu 10^4 J byl ojedinělý – jeden jev v srpnu ze vzdáleného předpolí cca na úrovni linie zastavení porubu 22 3450, jeden v září při odstřelu OOTP na výdušné chodbě 22 3402/1 a jeden v říjnu ze závalu porubu – viz obr. 9. Ostatní SL jevy byly lokalizovány především do závalu a stařin porubu 22 3450, ojediněle byly z předpolí porubu 22 3452/1.

V průběhu dobývání porubu 22 3452/1 došlo k jednomu důlnímu otřesu. V té době porubní fronta postoupila od výchozí prorážky směrně cca o 365 m a porub byl již v závěrečné fázi dobývání, kdy k linii ukončení scházelo cca 25 m. Týdenní směrnice součtového grafu až do vzniku otřesu byla nad mezí vysoké úrovně SL aktivity, avšak dosahovala hodnot pouze do $208 \sqrt{\text{J}}/\text{den}$. Před vznikem otřesu nedošlo k významnější změně v lokalizaci SL jevů, ani k nárůstu jejich energie.



Obr. 8. Týdenní směrnice součtového grafu při dobývání porubu 22 3452/1
 Fig. 8. Diagram of week seismicity direction in the progress of excavation of face 22 3452/1



Obr. 9. Lokalizace SL jevů od energie 1×10^3 J při dobývání porubu 22 3452/1
 Fig. 9. Seismic events location (of energy 10^3 J and more) in the progress of excavation of face 22 3452/1

Shrneme-li zde uvedené poznatky, lze hlavní příčiny vzniku energeticky silných seismických jevů spatřovat zejména ve složité geologické a tektonické stavbě ochranného pilíře a jeho okolí a četných ponechaných nevýrubech v nadložních slojích, obdobně jak to bylo popsáno v závěrech z geomechanických poznatků. Výrazně se projevují zejména uměle vytvářené svislé demarkace (pilíře) z ponechaných nevýrubů na rozhraní dobývacích ker nebo kolem četných tektonických poruch.

Z důvodu výše uvedených hornicko-geologických a geomechanických podmínek lze s postupem dobývání v ochranném pilíři očekávat opět prolomování vyššího nadloží s výskytem energeticky silných seismických jevů s potenciální rizikem jejich následného projevu v důlních dílech. Výskyt silných jevů bude možno očekávat zejména při dobývání v blízkosti hranice ochranného pilíře, tvořené hranami výrubů jak nadložních, tak podložních slojí v přilehlých dobývacích krách.

Zkušenosti z dobývání porubů č. 40 203 a 40 204 ve sloji č. 40 na Dole Darkov (9. květen)

Mining experiences of the longwall panels No 40 203 and 40 204 in the coal seam No 40 on the Darkov Colliery (9th May colliery)

Č. BONCZEK¹, M. MACURA², V. SMUŽ², Š. VLČEK²,

1 GREEN GAS DPB, a. s., Paskov, česká republika

2 OKD, a. s., DŮL DARKOV, Karviná, česká republika

Abstract

Use of the new technologies into the coalfaces, within the program “POP 2010”, is not only an important step in the area of the mining safety improving, but mining and economic parameters from the individual faces of the OKD collieries. Both the geological and geomechanical conditions are the limiting factors of increasing in the economic parameters of the mining. Rockburst prevention is one of the important areas of the occupational safety. This prevention is time-consuming and organizationally demanding for its implementation.

The paper deal with coordination example of solving of project preparation and quite difficult implementation of rockburst prevention in relation to the requirements of mining, based on the experience of the longwall panel mining No 40 203 and 40 204 in the coal seam N^o 40 in the 2nd mining block on the plant N^o 3 of Darkov Colliery (formerly 9th May Colliery). There were both favourable and less favourable geomechanical conditions of coal extraction in this mining block.

Úvod

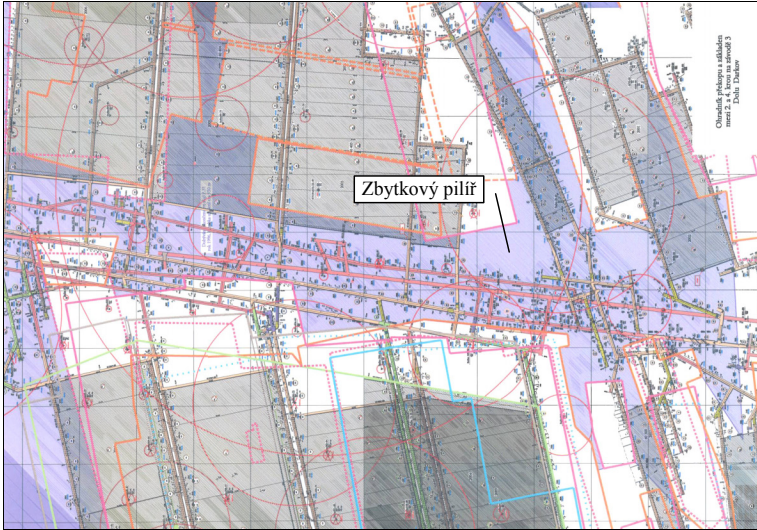
V souvislosti se záměrem zavádění nových dobývacích technologií na jednotlivých dolech ostravsko-karvinského revíru bylo zadáno OKD, DPB, a. s. (nyní Green Gas DPB, a. s.) zpracování studie (HEMZA P. ET AL. 2008), která měla posoudit bezpečnostní aspekty tohoto záměru a v předstihu najít limity nasazení nových technologií v porubech z hlediska bezpečnosti práce. Jedním z bezpečnostních aspektů bylo i hodnocení porubů v oblasti geomechaniky. Základem hodnocení byly vstupní údaje poskytnuté v daném konkrétním případě Dolem Darkov. Nalezení limitů pro projektovaný porub znamenalo provést vyhodnocení tak, aby byly verifikovány očekávané denní produkce uhlí s ohledem na plnění požadavků platné báňské legislativy v ČR v průběhu nasazení nových technologií.

1. Dobývání porubů č. 40 203 a 40 204

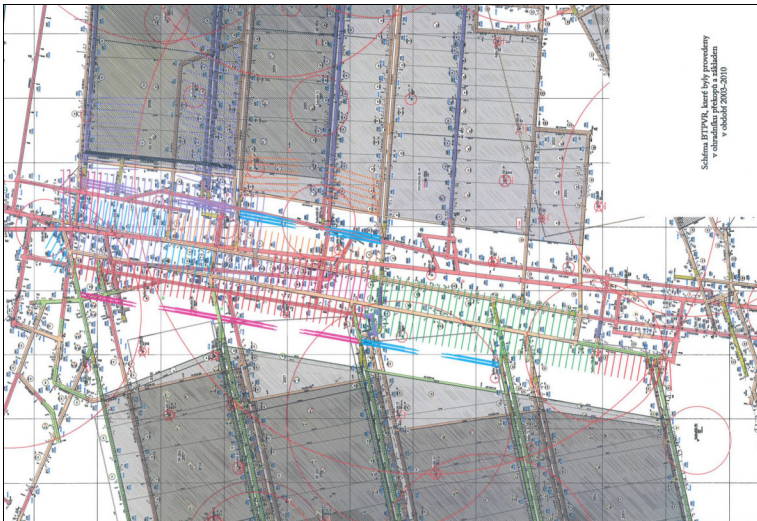
1.1. Geologické podmínky

Pro nasazení nové technologie byl na Dole Darkov, závod 3 vybrán porubní blok 40 203. Tento porub byl situován ve sloji č. 40 ve 2. dobývací kře a byl dobýván od listopadu 2008 do května 2009. Po jeho vydobytí byla technologie z porubu přestěhována přímým překlizem po závěsné drážce a kolejové ozubnicové dráze do sousedního porubního bloku č. 40 204, ve kterém byly geologické i geomechanické podmínky téměř shodné. Při jeho dobývání byly navíc využity zkušenosti získané při dobývání porubu č. 40 203. Dobývání porubu č. 40 204 bylo realizováno v období od září 2009 do února 2010.

Druhá dobývací kra na závodě 3 Dolu Darkov je situována v severozápadní části důlního pole závodu 3. Východní okraj 2. kry sousedí se 4. dobývací krou. Hranice mezi 2. a 4. krou byla vytvořena uměle (není rozdělena kernou tektonikou) vyražením spojovacího překopu mezi tehdejší Dolem Darkov a Dolem 9. květen v úrovni 9. patra. Překop byl ražen v kruhové výztuži plnoprofilovým razícím strojem. Následně byly v tomto prostoru ve sloji č. 40 vyraženy spojovací chodby mezi závody 2. a 3. Tyto chodby byly při dobývání porubů ve 2. a 4. kře ve slojích 38, 39 a 40 postupně devastovány důlními ořesy. Celkem bylo postiženo cca 3000 m chodeb (od zbudění počvy až po totální devastaci výztuže). Na základě těchto zkušeností byly další ražby pro zpřístupnění zásob v předmětné oblasti, které byly vedeny v tělese ohradníku překopů a základen, vyraženy překopně (pod slojí č. 40). Schématické znázornění tělesa ohradníku překopů (zbytkový pilř), porubních základen a vývrtů pro BTPVR je zakreslena na obr. č. 1 a 2 Severní hranici 2. kry tvoří sušskostonavské poruchové pásmo. Jeho úklon je k severu a amplituda dosahuje 40 - 50 m. Západní omezení kry tvoří severojižní tektonická porucha s úklonem k východu a amplitudou 35 m. Jižní hranice je tvořena kateřinským poruchovým pásmem. Je to skupina strmých příčných zlomů nižšího řádu, všechny s úklonem k severoseverozápadu pohybujícím se od 60° do 85°. Uvnitř 2. kry je tektonické porušení z pohledu mocnosti slojí č. 39 a č. 40 nevýznamné.

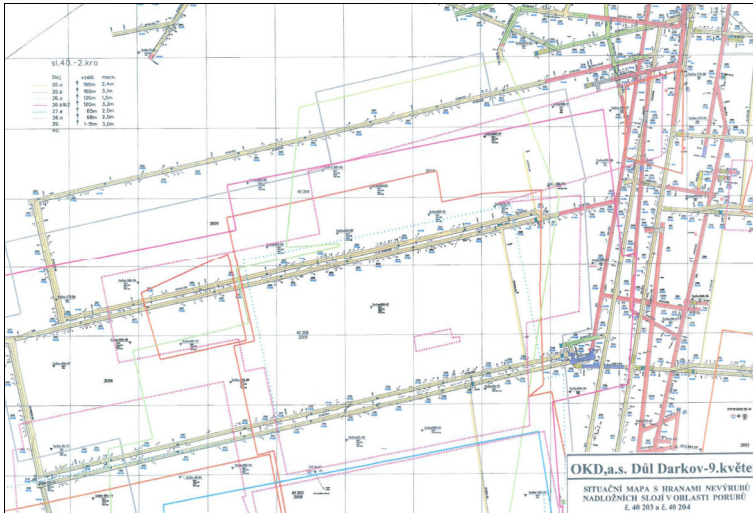


Obr. 1. Zbytkový pilíř mezi 2. a 4. dobývací krou
 Fig 1. Unmined pillar between 2nd and 4th mining block



Obr. 2. Schéma realizovaných BTPVR ve zbytkovém pilíře mezi 2. a 4. dobývací krou
 Fig 2. Scheme of destress rock blasting in area of unmined pillar between 2nd and 4th mining block

Sloj č. 40 je v oblasti 2. kry spojena se slojí č. 39. Hranice spojení (štěpení) ve kře probíhá zhruba od severovýchodu k jihozápadu a dělí tak kru na dvě poloviny, tj. v západní části jsou obě sloje rozštěpeny a ve východní části spojeny. V oblasti rozštěpení má sloj č. 39 proměnlivou mocnost, v průměru okolo 3,6 m. Sloj č. 40. tvořící spodní lávku souslojí č. 39 + č. 40 dosahuje v samostatném vývoji mocnosti od 3,6 m do 5,5 m. V místě spojení obou slojí je zaznamenána mocnost více než 8 m, místně i přes 10 m. Mezislojová vzdálenost slojí č. 39 a 40 se zvětšuje směrem k západu až na 21 m. Geologické a geomechanické podmínky jsou znázorněny na obr. 3.



Obr. 3. Mapa sloje č. 40 ve 2. kře (poruby 40 203 a 40 204) s vyznačením hran nevýrubů nadložních slojí.

Fig. 3. Map of the coal seam No 40 in 2nd mining block (the longwall panels 40 203 and 40 204) showing the edges of extracted longwall panels in overlying coal seams.

1.2. Geomechanické a hornické podmínky

Předchozí geomechanické zkušenosti z dobývání porubů 2. a 4. kře nebyly příznivé. V průběhu dobývání porubů ve slojích č. 39 a 40 bylo zaznamenáno celkem 8 důlních otřesů (zpravidla byly lokalizovány do oblasti ohradníku překopů a základěn).

Porub č. 40 203 byl třetím v pořadí dobývaným porubem ve sloji č. 40 ve 2. kře. Porub ve své západní části byl situován ve vlivu kombinovaných přídatných napětí od ponechaných pilřů v nadložích ve slojích č. 39, 38, 36b, 36a, 35b a 35a a ve vlivu přídatných napětí od stařin sousedního porubu č. 40 202 ve sloji č. 40. Ve střední a východní části porubu byly geomechanické podmínky zcela odlišné. Tato plocha

porubu až po linii ukončení se nacházela pod ochranným výrubem sloje č. 39 s jediným vlivem přídatného napětí od stařin sousedního porubu č. 40 202.

Porub č. 40 204 byl v pořadí čtvrtým dobývaným porubem a obdobně jako porub č. 40 203, byl v západní části ovlivňován kombinovaným přídatným napětím od ponechaných pilířů v nadloží a ve vlivu přídatných napětí od stařin sousedního porubu (40 203). Střední a východní část porubu se až po linii ukončení nacházela pod ochranným výrubem sloje č. 39 s jediným vlivem přídatného napětí od stařin sousedního porubu č. 40 203. Oba poruby byly pravidelného obdélníkového tvaru. V ploše porubů se nenacházely žádné chodby v předpolí.

Před zahájením dobývání porubu č. 40 203, v rámci programu „POP 2010“, byla řešitelským týmem zpracována studie „Definice bezpečnostních opatření a vybraných limitů pro nasazení nové dobývací technologie v OKR, Důl Darkov, porub č. 40 203 (HEMZA P. ET AL. 2008), v níž byly posouzeny a vyhodnoceny veškeré bezpečnostní rizika týkající se v našem případě nebezpečí vzniku otřesů. Na základě jejich výsledků byla navržena protiotřesová opatření tak, aby poruby v rámci možnosti mohly být plynule provozovány při dodržení plánovaných vstupních parametrů. S ohledem na to, že podmínky v obou porubech č. 40 203 i č. 40 204 byly srovnatelné, nebyla již pro dobývání porubu č. 40 204 zpracovávána nová bezpečnostní studie.

Parametry porubů č. 40 203 a 40 204:

- výztuž DBT – Shield 2600 – 5500,
- dobývací kombajn Eikhoff SL 500,
- porubový dopravník PF 6/1042,
- hloubka pod povrchem 750 m až 830 m (porub č. 40 203) a 780 m až 870 m (porub č. 40 204)
- úklon sloje 4 – 8 stupňů severovýchodním směrem,
- dobývaná mocnost 4,3 – 5,0 m,
- délka porubní fronty 195 m (porub č. 40 203) a 174 m (porub č. 40 204)
- směrná délka 720 m (porub č. 40 203) a 700 m (porub č. 40 204).

1.3. Protiotřesová prevence při dobývání porubů

1.3.1 Lokální prognóza

Z hlediska lokální prognózy byly oba poruby zařazeny v západní části do 3. stupně nebezpečí a dále pod ochranným výrubem nadložní sloje do 1. stupně nebezpečí otřesů. Projektovaný rozsah protiotřesové prevence odpovídal zařazení porubů.

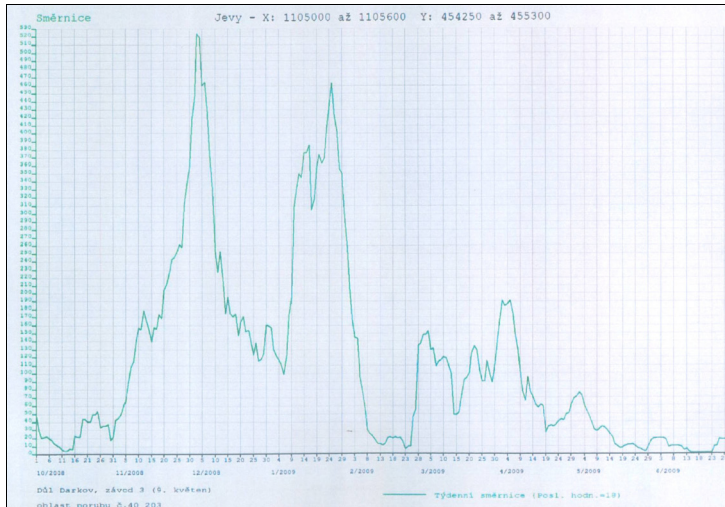
1.3.2 Průběžná prognóza

Průběžná prognóza při dobývání obou porubů byla prováděna běžnými metodami používanými v dolech společnosti OKD, a. s., tj. individuálním pozorováním, vrtnými testy v porubu i na porubních chodbách a nepřetržitým seismologickým

i seismoakustickým sledováním. Na základě výsledků průběžné prognózy byly operativně realizovány případně upravovány aktivní prostředky protiotřesové stanovené projektem. Operativní řízení protiotřesové prevence bylo koordinováno na jednáních interpretační komise.

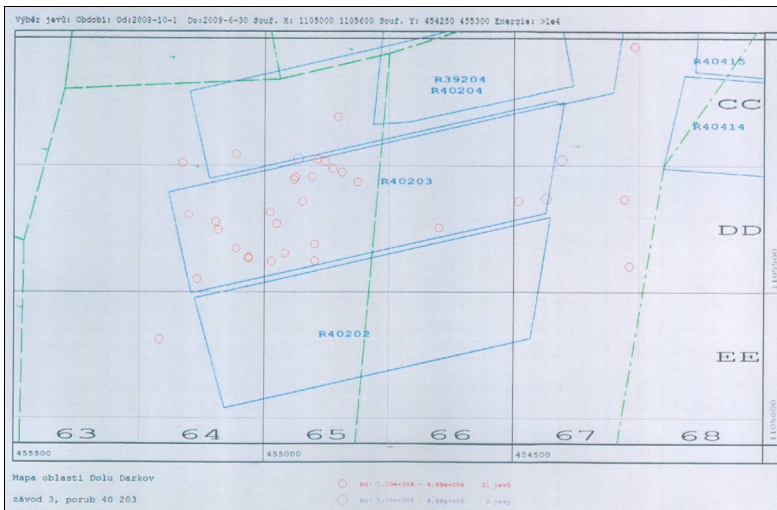
1.3.3 Vývoj SL aktivity v oblasti porubu č. 40 203

Po zahájení dobývání porubu, v průběhu prvních deseti dnů listopadu 2008, došlo k nárůstu týdenní směrnice součtového grafu na vysokou úroveň, která se udržovala po celé období dobývání porubu ve 3. stupni NDO. Maximální hodnota směrnice $525 \sqrt{\text{J}}/\text{den}$ byla dosažena dne 3. 12. 2008. V průběhu vedení porubu bylo registrováno 31, seismologických jevů o energii řádu 10^4 J a 3 SL jevy řádu 10^5 J . Dále došlo 4x (2x v listopadu 2008 a 2x v lednu 2009) k anomálnímu vývoji SL aktivity (registrace minimálně 2 SL jevů o energii řádu 10^4 J a větších). Po postoupení porubu (únor 2009) do oblasti chráněné výrubem nadložní sroje došlo k poklesu SL aktivity, která se udržovala na střední až vysoké úrovni (s maximem $200 \sqrt{\text{J}}/\text{den}$ ke dni 4. 4. 2009) až do ukončení dobývání porubu, viz obr. 4 a 5.



Obr. 4. Týdenní směrnice součtového grafu energií v oblasti porubu 40 203 za období od října 2008 do června 2009

Fig. 4. Weekly line slope of summary graph in the area of longwall 40 203 for a period from October 2008 to June 2009

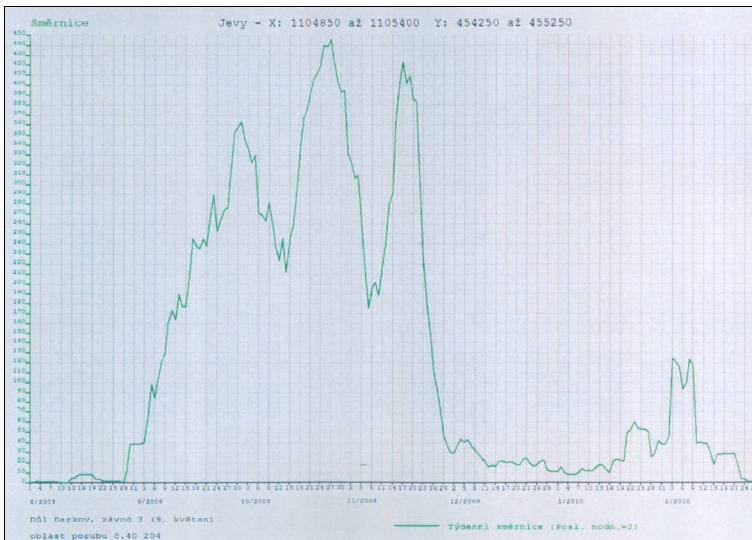


Obr. 5. Lokalizační mapa SL jevů o energii řádu 10^4 J a větších v oblasti porubu 40 203 za celé období jeho dobývání.

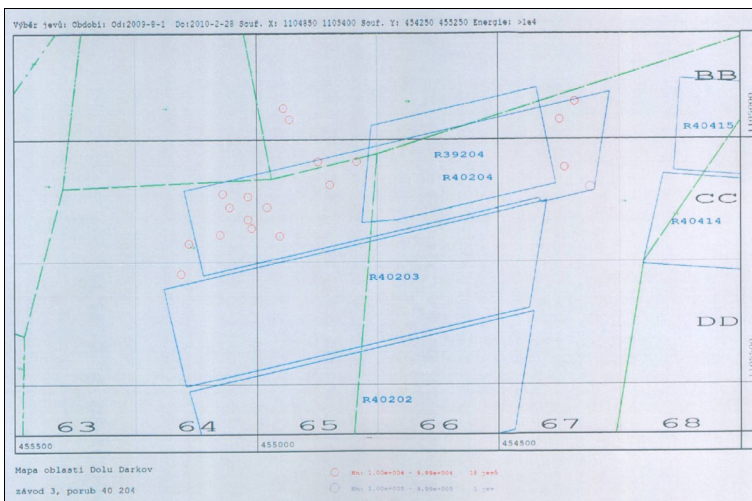
Fig. 5. The Location map of seismological events on Energy with order of magnitude 10^4 J and the larger in the area of longwall 40 203 during the all period of its extraction.

1.3.4 Vývoj SL aktivity v oblasti porubu 40 204

Po zahájení dobývání porubu došlo ihned k nárůstu týdenní směrnice součtového grafu na vysokou úroveň, která se stejně jako u dobývání porubu 40 203 udržovala po celé období dobývání porubu ve 3. stupni NDO (nebezpečných důlních otřesů). Maximální hodnota směrnice $447 \sqrt{\text{J}}/\text{den}$ byla dosažena dne 27. 10. 2009. Za celé období jeho provozu nebyl zaznamenán anomální vývoj SL aktivity a bylo zaregistrováno 18 SL jevů řádu 10^4 J a 1 SL jev řádu 10^5 J. Po postoupení porubu (prosinec 2009) do oblasti chráněné výrubem nadložní sloje došlo k poklesu SL aktivity na nízkou až střední úroveň [vlivem posledních dvou etap BTPVR (bezvýlomové trhačí práce velkého rozsahu) došlo na krátkou dobu k překročení i vysoké úrovně s maximem $125 \sqrt{\text{J}}/\text{den}$ ke dni 3. 2. 2010], která se udržovala až do doby ukončení dobývání porubu, viz. obr. 6 a 7.



Obr. 6. Týdenní směrnice součtového grafu energií v oblasti porubu 40 204 za období od srpna 2009 do února 2010
 Fig. 6. Weekly line slope of summary graph in the area of longwall 40 204 for a period from August 2009 to February 2010



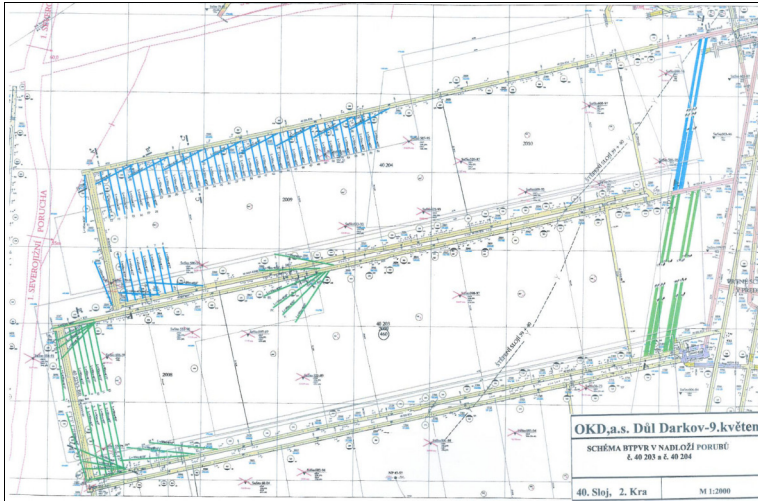
Obr. 7. Lokalizační mapa SL jevů o energii řádu 10^4 J a větších v oblasti porubu 40 204 za celé období jeho dobývání
 Fig. 7. The Location map of seismicological events on Energy with order of magnitude 10^4 J and the larger in the area of longwall 40 204 during the all period of its extraction

1.3.5 Aktivní prostředky protiotřesové prevence při dobývání porubu č. 40 203 a č. 40 204

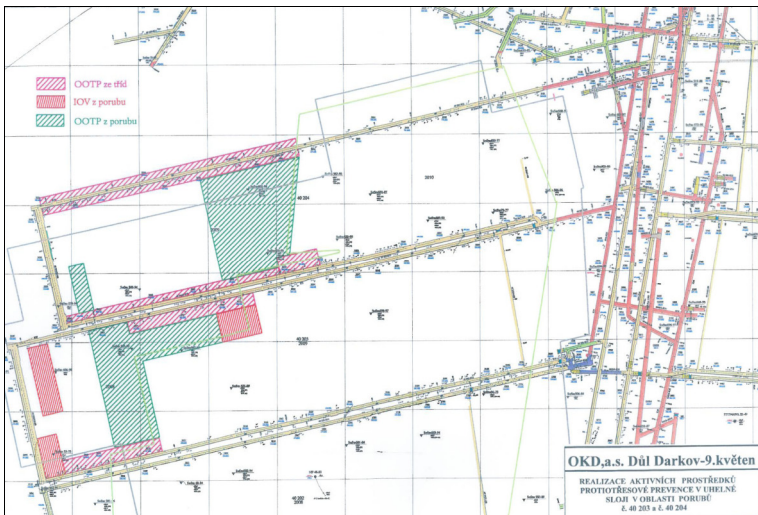
Pravidelné aktivní prostředky protiotřesové prevence v obou porubech č. 40 203 i č. 40 204 v úseku 3. stupně nebezpečí otřesů (dále jen NDO) byly plánovány v souladu s legislativou ČR a realizovány dle zpracovaného projektu protiotřesové prevence, který zohledňoval závěry a doporučení Studie (HEMZA P. ET AL. 2008). V souladu s těmito závěry a na základě předchozích zkušeností z dobývání ve 2. a 4. kře, kde došlo v oblasti ochranného pilíře překopu a základen k osmi důlním otřesům byly pro dobývání porubu č. 40 203 stanoveny projektem následující aktivní prostředky protiotřesové prevence:

- Zavlažování uhelné sloje.
- Bezvýlomová trhací práci ve sloji (OOTP) za účelem ochrany porubní chodby č. 40 243, která byla situována podél stařin sousedního porubu a chodby č. 40 223 v oblasti přechodu hran nevýrubů v nadloží.
- Bezvýlomová trhací práci velkého rozsahu v nadložních horninách (dále jen BTPVR):
 - v oblasti u výchozí prorážky a hrany nevýrubů slojí č. 38 a 39 z výdušné chodby č. 40 243,
 - v závěrečné fázi dobývání porubu na okraji ochranného pilíře překopu a základen mezi 2. a 4. krou, kde na základě zkušeností bylo možno předpokládat výskyt energeticky významných SL jevů.
- Provádění odlehčovacího vrtání, které bylo vázáno na nepříznivé výsledky vrtných testů, případně na nepříznivý vývoj seismické aktivity a to jak v porubu, tak i na porubních chodbách.

BTPVR byla v průběhu dobývání porubu č. 40 203 realizována v souladu s projektem. Na základě výsledků průběžné prognózy, především vývoje SL a SA (seismoakustický) aktivity, byla rozšířena BTPVR o 6 vrtů na chodbě č. 40 223 v oblasti přechodu hrany nevýrubu sloje č. 39 V této oblasti byla rovněž na chodbě č. 40 223 rozšířena aktivní protiotřesová prevence o provádění OOTP v obou bocích chodby za účelem její ochrany. Schéma BTPVR a OOTP je znázorněno na obrázcích č. 8 a 9.

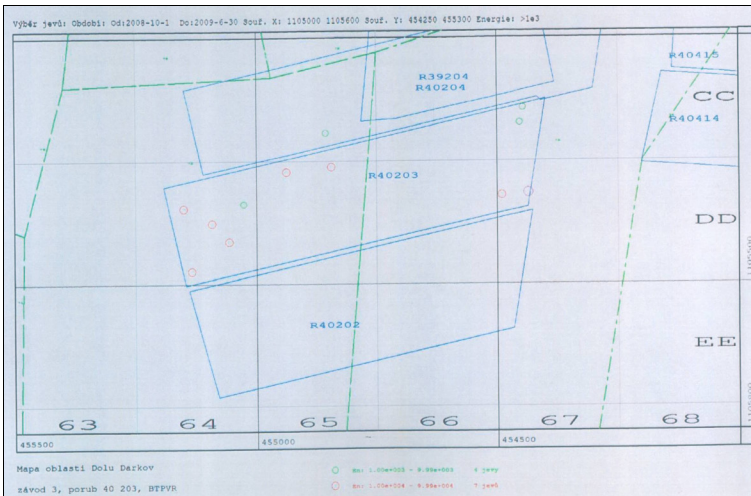


Obr. 8. BTPVR realizované v nadloží porubů 40 203 a 40 204
 Fig. 8. Destress rock blasting in the roof of longwalls 40 203 40 204



Obr. 9. Aktivní prostředky protiotřesové prevence (OOTP, OV) realizované ve sloji v oblasti porubů 40 203 a 40 204
 Fig. 9. Active rockburst measures (destress coal blasting, destress boreholes) in the seam in the area of longwalls 40 203 and 40 204

Bylo zrealizováno celkem 10 etap BTPVR v nadloží, s náložemi od 404 kg do 2772 kg. Hodnoty seismických efektů (SE) jednotlivých etap BTPVR se pohybovaly v rozmezí od SE=1 do SE=22. Pokud bychom použili pro výpočet SE nově stanovený koeficient K (KONÍČEK P., 2009) byly by vypočtené seismické efekty výrazně větší. Maximální seismický efekt provedené OOTP na porubní chodbě č. 40 223 byl 173, při provedení odstřelu 6 vrtů s celkovou náloží 60 kg, viz obr. 10 a 11.



Obr. 10. Lokalizační mapa SL jevů odpovídajících realizovaným bezvzylomovým trhacím pracem v oblasti porubu 40 203 za celé období jeho dobývání

Fig. 10. The Location map of seismological events corresponding of destress rock blasting in the area of coalface 40 203 during the all period of its extraction

vypdb.outf									
Datum	hh:mm:ss.sss	X	Y	Z	Magn	Energie	Ctverec	Pozn.	
2008-10-19	16:04:38.510	1105475	455134	-485	0.81	2.1e04	DD-64-b	RDP:KVETEN BTPVR 1764kg	SE-5
2008-10-23	17:23:06.270	1105348	455151	-440	0.93	3.2e04	DD-64-a	DARKOV R40203 BTPVR 2016kg	SE-6
2008-11-01	15:06:15.000	1105378	455092	-497	0.81	2.9e04	DD-64-d	DAR:BTPVR R40203 2016kg	SE-6
2008-11-09	17:17:24.860	1105415	455057	-478	1.16	2.2e04	DD-64-d	DAR:kov R40203 BTPVR 1680 kg	SE-5
2008-12-03	12:06:53.450	1105338	455026	-508	0.57	1.6e03	DD-64-c	DAR:R40203 OOTP 100kg	SE6
2008-12-04	15:30:46.230	1105193	454856	-440	0.94	7.8e03	CC-65-d	DARKOV BTPVR R40203 404kg	SE7
2008-12-26	16:03:18.380	1105263	454844	-470	1.24	3.4e04	DD-65-c	DARKOV BTPVR R40203 1416kg	SE-9
2009-01-10	12:38:35.980	1105273	454938	-507	1.29	2.7e04	DD-65-a	9.kveten R40203 UT, OOTP 60kg	6
vrtu, SE 173									
2009-03-07	19:24:29.213	1105316	454435	-470	1.65	1.6e05	DD-67-A	Dar:kov/3 BTPVR R40203 2772kg	SE22
2009-04-12	15:51:58.710	1105321	454490	-463	1.24	4.9e04	DD-67-A	Dar:kov R40203 BTPVR 2772kg	SE 7
2009-05-02	15:22:41.709	1105143	454446	-444	0.69	5.0e03	CC-67-B	BTPVR R40203 1512kg 3 vrtu	SE1
2009-05-30	14:43:27.478	1105173	454453	-508	0.51	4.5e03	CC-67-B	DARKOV/3 BTPVR R40203 1272kg	SE1

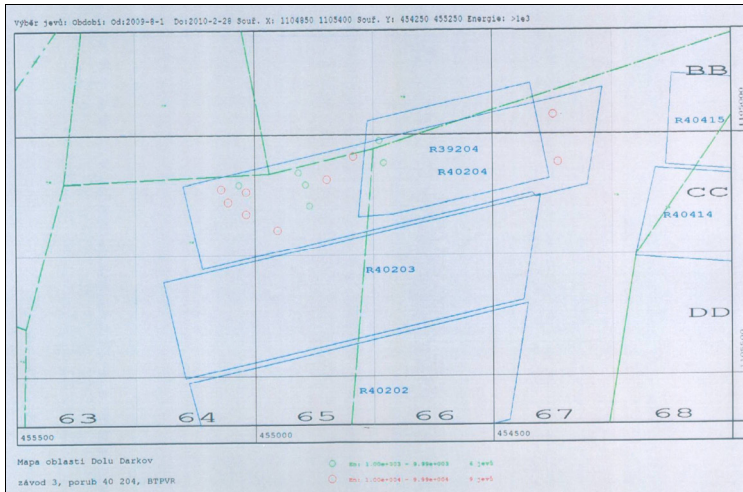
Obr. 11. Výpis SL jevů k lokalizační mapě uvedené v obr. 10

Fig. 11. The Listing of the seismological events to location map represented in Fig 10

Rozsah aktivních prostředků protitřesové prevence pro dobývání porubu č. 40 204 byl stanoven na základě získaných zkušeností z dobývání porubu č. 40 203. V zásadě byly prováděny stejné metody protitřesové prevence s rozsahem přizpůsobeným geomechanickým podmínkám porubu č. 40 204.

Objem aktivních prostředků protiotřesové prevence byl větší z důvodu větší plochy porubu, která byla zařazena ve 3. stupni nebezpečí otřesů.

V průběhu dobývání porubu č. 40 204 bylo provedeno celkem 12 etap BTPVR v nadloží, s náložemi od 312 kg do 2747 kg. Hodnoty seismických efektů jednotlivých etap BTPVR se pohybovaly v rozmezí od SE=1 do SE=15, viz. obr. č. 12 a 13. Pokud bychom použili pro výpočet SE nově stanovený koeficient K (KONÍČEK P., 2009) byly by vypočtené seismické efekty výrazně větší.



Obr. 12. Lokalizační mapa SL jevů odpovídajících realizovaným bezvylomovým trhačím pracem v oblasti porubu 40 204 za celé období jeho dobývání

Fig. 12. The Location map of seismological events corresponding of destress rock blasting in the area of coalface 40 204 during the all period of its extraction

vypdb.outf									
Datum	hh:mm:ss.sss	X	Y	Z	Magn	Energie	Ctverec	Pozn.	
2009-08-29	15:55:00.391	1105138	455056	-513	0.87	1.1804	CC-64-D	DARKOV/9. kveten R40204 BTPVR 1806kg SE=2	
2009-08-30	15:34:49.020	1105163	455018	-514	1.10	2.6404	CC-64-D	DARKOV R40204 BTPVR 1680kg SE 6	
2009-09-10	18:17:30.719	1105112	455070	-497	1.14	1.9804	CC-64-C	DARKOV BTPVR R40204 1680kg SE 4	
2009-09-12	15:45:57.363	1105197	454952	-477	1.38	4.2604	CC-65-B	SA R40204 BTPVR 1764kg SE=9	
2009-09-22	00:15:29.717	1105117	455018	-468	1.24	5.8604	CC-64-C	Darkov/3 R40204 BTPVR 1464kg SE=15	
2009-09-27	15:17:21.163	1105103	455033	-493	0.75	6.1803	CC-64-C	DARKOV 3 R40204 BTPVR 1596kg SE1	
2009-10-10	17:07:36.102	1105079	454909	-488	0.63	5.8603	CC-65-A	DARKOV/3 R40204 BTPVR 1596kg SE1	
2009-10-24	15:39:31.993	1105093	454848	-486	0.99	1.1604	CC-65-C	DARKOV/3 R40204 BTPVR 1596kg SE=3	
2009-10-26	12:19:03.879	1105146	454885	-518	0.64	3.1803	CC-65-B	Darkov/3 R40204 OOTP 100kg SE=12	
2009-10-28	12:03:26.039	1105103	454893	-532	0.90	8.5603	CC-65-A	DARKOV/3 R40204 OOTP 160kg SE=20	
2009-11-04	16:57:00.328	1105046	454792	-505	1.05	1.6604	CC-65-C	Darkov R40204 BTPVR 1452kg SE4	
2009-11-12	11:39:17.976	1105014	454737	-540	0.64	2.8803	CC-66-A	OOTP R40204 UT 40kg SE=27	
2009-11-14	15:13:10.239	1105059	454728	-436	0.93	4.8603	CC-66-A	DARKOV/3 R40204 BTPVR 312kg SE6	
2010-01-21	16:45:46.140	1105059	454363	-549	1.13	3.5604	CC-67-C	DARKOV BTPVR R40204 2747kg SE=5	
2010-01-30	15:53:27.070	1104962	454372	-533	1.02	2.6604	BB-67-D	Darkov/3 R40204 BTPVR 1545kg SE6	

Obr. 13. Výpis SL jevů k lokalizační mapě uvedené v obr. 12

Fig. 13. The Listing of the seismological events to location map represented in Fig. 12

1.3.6 Pasivní prostředky protiotřesové prevence při dobývání porubů č. 40 203 a č. 40 204

Z hlediska pasivních prostředků protiotřesové prevence byla v obou porubech za účelem omezení následků případného důlního otřesu stanovena:

- ohrožená oblast, v níž byl omezen případně zakázán pohyb zaměstnanců v době zásahu do horského masivu v porubu,
- nepřijatelný souběh činností a maximálně přípustný počet zaměstnanců v ohrožené oblasti specifikovaný pro jednotlivé činnosti,
- při dobývání porubu č. 40 203 bylo, na základě požadavku dolu, počítáno s postupem porubní fronty až 5,2 m za den. Tento postup byl podle výsledku matematického modelování dosažitelný pouze s vysokým rizikem vzniku důlního otřesu (myšleno v úseku 3. stupně NDO). V případě nepříznivých výsledků průběžné prognózy bylo nutno počítat s regulací (snižování) postupu porubu. Postup porubu č. 40 203 byl v průběhu dobývání omezován v období výskytu anomálního vývoje SL aktivity, tj. v listopadu a prosinci 2008 a lednu 2009, až na hodnotu 4 m/den. Po postoupení porubní fronty do oblasti 1. stupně NDO nebyla těžba již omezována a v březnu 2009 dosáhl postupu 144 m.
- při plánování denních postupů porubu č. 40 204 se vycházelo ze zkušeností z dobývání porubu č. 40 203. V průběhu dobývání nebylo nutno provádět regulaci (snižování) postupu. Při dobývání tohoto porubu byly zaznamenány nejlepší výkony v historii OKD. Porub dosáhl postupu 10,5 m za 24 hodin a měsíční těžba přesáhla 200 000 tun. Tyto výkony byly dosaženy v době, kdy se porubní fronta nacházela v úseku 1. stupně NDO.

2. Závěr

Na základě výše uvedeného je možno vyvodit následující závěry:

1. V průběhu dobývání obou porubů nedošlo k žádné mimořádné události ani anomálii otřesového charakteru, která by se projevila jakýmkoliv způsobem v provozovaných důlních dílech.
2. Závěry z vypracované Studie byly provozem porubu většinou potvrzeny až na výjimky. Výsledky matematického modelu, který v oblasti chodby č. 40 243 vykazoval vysokou pravděpodobnost vzniku otřesu i pod výrubem slojí 38 a 39, v úseku zařazeném v 1. stupni nebezpečí otřesů. Tato okolnost nebyla provozem porubu potvrzena a naopak potvrdila platnost našich dlouhodobých zkušeností, kde v důlních dílech účinně chráněných nadvýrubem se nepředpokládá vznik důlního otřesu.
3. V ploše obou porubů, zařazených do 3. stupně NDO a dále v místech předpokládaných zvýšených napětí, dle výsledku matematického modelu, byly využity aktivní prostředky protiotřesové prevence s realizací v uhelné

sloji zavlažováním z porubních chodeb, bezvýlomovou trhací práci (OOTP), odlehčovacím vrtáním a také ovlivňováním nadloží bezvýlomovou trhací práci velkého rozsahu (BTPVR) – viz přílohy č. 2 a 3.

4. V obou případech dobývání porubů č. 40 203 a č. 40 204 se úspěšně osvědčil aktivní prostředek protiotřesové prevence BTPVR do nadloží. Jedná se o BTPVR realizované v oblasti přídatných napětí od hran nevýrubů nadloží slojí a o tzv. „oddělovací“ trhací práci velkého rozsahu na okraji ochranného pilíře překopů a základen.
5. Bezvýlomová trhací práce v uhlí (OOTP) za účelem ochrany chodeb je v převážné většině případů realizována již ve fázi ražení. Přesto v některých případech je nutno ji znovu opakovat před postupujícím porubem. Seismické efekty těchto trhacích prací jsou závislé na konkrétním situování chodeb a případném ovlivnění novým přídatným napětím.
6. Metoda likvidace nepříznivých napětových stavů odlehčovacím vrtáním průměrem 200 mm se ukázala jako účinná zejména při rozjezdu porubu č. 40 203. Porub byl v této fázi zatížen kombinací přídatných napětí od hrany nevýrubu sloje č. 38, patkovými tlaky zatěžujícími uhelný pilíř v oblasti výchozí prorážky a reziduálním napětím působícím v blízkosti dislokace poklesového charakteru.
7. Vhodným způsobem byly využity i pasivní prostředky protiotřesové prevence omezením pobytu pracovníků na porubních chodbách i na základnách v předpolí porubů, po jejich postoupení do oblasti vlivu přídatných napětí v okolí ochranného pilíře základen a překopu. Byla prokázána vhodnost situování těchto základen mezi 2. a 4. krou v průvodních horninách (tj. mimo sloj). Samozřejmě i na základnách v průvodních horninách dochází vlivem dynamických jevů, iniciovaných dobýváním porubů, k postupným zjevným projevům na důlních dílech, avšak tyto nejsou charakteru devastačního, jak to bývalo u důlních děl situovaných v mocné uhelné sloji s uhlím v počtvě chodby.

Literatura

- OKD, DPB, A.S. (2006): Pracovní pravidla k Vyhlášce ČBÚ č. 659/2004 Sb., OKD, DPB, a.s. Paskov.
- HEMZA P. ET AL. (2008): Definice bezpečnostních opatření a vybraných limitů pro nasazení nové dobývací technologie v OKR, Nepublikovaný materiál OKD, DPB, a.s. Paskov.
- VLČEK Š. ET AL. (2008): Projekt protiotřesové prevence pro dobývání porubu 40 203 ve sloji č. 40 ve 2. kře na závodě 3 Dolu Darkov, OKD, a.s, Důl Darkov.
- VLČEK Š. ET AL. (2009): Projekt protiotřesové prevence pro dobývání porubu 40 204 ve sloji č. 40 ve 2. kře na závodě 3 Dolu Darkov.
- KONIČEK P. (2009): Hodnocení účinnosti bezvýlomových trhacích prací pro uvolnění koncentrací napětí v horninovém masivu (EVALUATION of effectiveness of non productive rock blasting for stress release in rock massif). Documenta Geonica 2009/1, Ústav geoniky AV ČR, v.v.i., Ostrava, 2009.

Mechanika horského masivu při dobývání velkých rudních těles na uranovém ložisku Rožná

Rock mass mechanics at the mining of large ore bodies in the uranium deposit of Rožná

B. MICHÁLEK¹, A. HÁJEK¹, P. KRÍŽ¹, R. BLAHEŤA², P. KONEČNÝ², R. ŠŇUPÁREK²

1 DIAMO státní podnik, odštěpný závod GEAM, 592 51 Dolní Rožínka, Česká republika

2 Ústav Geoniky AV ČR, v.v.i., Studentská 1768, Ostrava, 708 00 Ostrava, Česká republika

Abstract

To assess the stability of rock mass at the exploitation of uranium deposit of Rožná, a method of spatial mathematical modelling was used that made it possible to forecast the behaviour of mass in the course of further advance in mining. The mathematical modelling of stress states was done for deposit exploitation to the final depth of reserves valuation, i.e. the depth of 1200 metres below ground.

As quantities characterising the development of stress in the rock mass, the vertical component of stress tensor, the maximum shear stress and the coefficient of stability derived from the Hoek-Brown criterion were chosen and modelled.

Klíčová slova

Sestupné lávkování na zával; napětíodeformační pole; matematické modelování

Úvod

Uranové hornictví patřilo od roku 1945 až do poloviny 90. let minulého století k významným průmyslovým odvětvím v České republice a v produkci uranového koncentrátu zaujímala Česká republika přední místo ve světě. Od konce 80. let minulého století však docházelo postupně ke snižování těžby uranové rudy a v současné době je exploatováno již pouze ložisko Rožná. Těžba ložiska byla zahájena v roce 1957 a stále pokračuje v jednom hlubinném dole.

V návaznosti na několiké rozhodnutí vlády České republiky o pokračování exploatace uranového ložiska Rožná a jeho úplného vydobytí, byl zpracován postup dobývání ložiska, který předpokládá těžbu v hloubkách až do 1 200 metrů pod povrchem. Pro posouzení chování horského masivu a s tím související bezpečnosti práce při navrženém postupu dobývání byla použita metoda prostorového matematického modelování, která spolu s praktickými zkušenostmi z dobývání ložiska poskytla dostatek poznatků k optimalizaci vedení porubní fronty.

1. Uranové ložisko Rožná

Uranové ložisko Rožná bylo objeveno v roce 1954. V roce 1957 bylo provedeno zkušební dobývání z geologicko průzkumných prací a byla zahájena výstavba těžební jámy R1. V prvním výpočtu zásob uranu v roce 1958 bylo konstatováno, že zásoby uranu jsou lokalizovány kromě žilných systémů především v mohutných tektonických zónách (Kolektiv autorů 2003).

1.1 Geologie ložiska

Ložisko Rožná se nachází v komplexu metamorfovaných sedimentárně-efuzivních hornin prekambriického stáří. Horninový komplex je tvořen především plagioklas-biotitickými až amfibolickými rulami různého stupně migmatitizace a amfibolity. V menší míře jsou zastoupeny mramory a erlány. Uranové zrudnění je vázáno zejména na podélné dislokace severojižního směru s úklonem 45 – 70° k západu, tzv. zóny, a k nim zpeřené dislokace – žíly. Zóny, jejichž směrná délka dosahuje až 10 km, mají mocnost od několika metrů do 30 metrů. Výplň tektonických struktur vykazuje silné tendence k zavalování a je tvořena drceným materiálem průvodních hornin s projevy výrazné grafitizace. Uranové zrudnění variského stáří se v nich vyskytuje v plošně velkých ucelených tělesech a je převážně tvořeno mineralizací dispersního charakteru. Hlavními uranovými minerály jsou coffinit a uraninit. Pevnost v tlaku výplně zón je cca 25 MPa, pevnost okolních hornin je 70 – 120 MPa. Horniny bezprostředního nadloží a podloží zón a žil jsou většinou rozpukány. Zásoby rudy jsou na ložisku ověřeny průzkumnými pracemi do hloubky až 1 200 metrů pod povrchem, tj. na úroveň 24. patra. Dobývací práce jsou v současné době vedeny v hloubce 1 000 – 1 100 metrů na struktuře označené 4. zóna a jejich podložních odžilcích č. 48, 50, 51, 62.

1.2 Hydrogeologie ložiska

Horniny, které náležejí do zájmové oblasti, jsou celkově málo propustné. Stupeň propustnosti je více závislý na tektonickém postižení, méně na petrografickém složení hornin. Mineralizované tektonické poruchy a zóny ložisek se hydrogeologicky většinou neprojevují. Jejich výplň obsahuje horninovou drť a tektonický jíł. Celkově lze charakterizovat tektonické struktury s mineralizovanou výplní jako velmi málo propustné. Relativně nejvíce propustné jsou tektonickými puklinami postižené aplity, pegmatity, granulity, zatímco jemnozrnné a hrubozrnné biotitické pararuly a amfibolity, erlány a hadce jsou málo propustné. Směrem do hloubky ložiska výrazně klesá zvodnění v zónách, žilách i doprovodných horninách. V oblasti současné těžby (19. – 24. patro) zvodnění ložiska neomezuje vedení dobývacích prací.

1.3 Otvírka ložiska

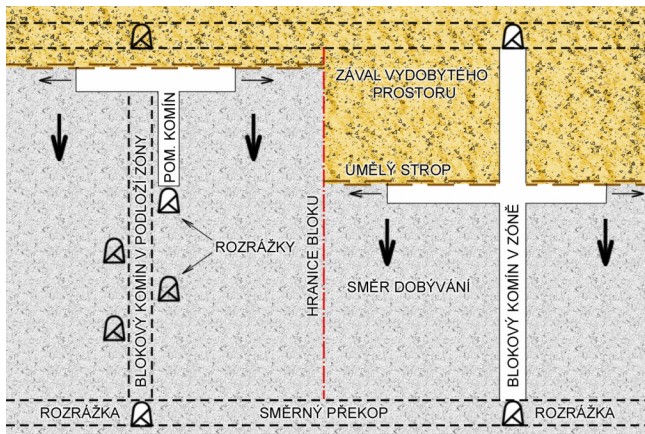
Otvírka ložiska byla provedena z povrchu 9 jámami, další dvě jámy jsou slepé, vyhloubené z 12., respektive z 18. patra na 24. patro. Maximální dosažená hloubka je 1 200 metrů pod povrchem. Z jednotlivých jam byly vyraženy patrové otvirkové

překopy, které zpřístupnily rudní tělesa v zónách nebo žilách. Vertikální vzdálenost pater je cca 50 metrů. Otvírka ložiska do hloubky postupovala postupně, tak jak byl upřesňován hornickými pracemi vývoj zrudnění. Patra jsou rozfárána z hlavních překopů směrnými překopy vedenými v podloží zón, ze kterých jsou raženy krátké rozrážky protínající rudné struktury. Horizontální vzdálenost dvou sousedních rozrážek je zpravidla 50 až 60 metrů. Tím je vymezen rozsah dobývacích bloků.

1.4 Dobývací metody

V počátcích exploatace ložiska byla aplikována metoda „Výstupkové dobývání se zakládáním vydobytych prostor“. Použití této dobývací metody v zónách mocných 8 – 10 metrů vedlo k občasným závalům a k ponechání nejrůznějších celků v dobývacích blocích. Dobývací metoda „Sestupné lávkování na zával pod umělým stropem“ byla zaváděna v letech 1965-1968 a v 70. letech už měla 35% podíl na objemu dobývacích prací. Od roku 1992 je pro exploataci ložiska výhradně používána tato metoda, která zajišťuje v podmínkách zónového zrudnění vysokou produktivitu práce spolu s relativně vysokou bezpečností práce.

Princip metody (Kolektiv autorů 1981) spočívá v sestupném dobývání (z horního patra směrem ke spodnímu) strmě uložených zón a žil ve vymezeném dobývacím bloku horizontálně raženými lávkami výšky 3 metry pod umělým stropem. Vydobyté prostory jsou zaplňovány závalem průvodních hornin z nadloží a podloží a destruované dřevěné výztuže vydobytych úrovní. Prostorové vymezení bloku je 60 – 65 metrů na výšku patra (po úklonu zóny) a směrně 50 – 60 metrů s tím, že patrová rozrážka je situována uprostřed bloku. Hranice sousedních bloků jsou zpravidla vedeny v poloviční vzdálenosti mezi patrovými rozrážkami.



Obr. 1. Schéma dobývací metody sestupné lávkování na zával pod umělým stropem
 Fig. 1. Diagrammatic representation of the mining method of top slicing and caving under the artificial roof

Blok je připraven k dobývání vyražením středového blokového komína z patrové rozrážky ze spodního patra na horní patro. Jednotlivé lávky se vyztužují neúplnými dveřejemi. Po vydobytí lávky je na urovnanou počvu položen umělý strop z kulatiny a drátěného pletiva. Zával průvodních hornin je vyvolán destrukcí dřevěné výztuže lávky použitím trhačí práce. Šířka lávky závisí na mocnosti a průběhu zrudnění, může být však maximálně 8 metrů. Je-li dobýváno mocnější zrudnění nebo při ztížených baňsko – geologických podmínkách lze lávku dobývat v několika rovnoběžných pásech o šířce 4 metrů, které jsou raženy a postupně zavalovány od nadloží směrem do podloží. Schematicky je tato dobývací metoda znázorněna na obr. 1.

1.5 Přehled exploatace ložiska

Ložisko bylo předáno k těžbě v roce 1957 a od té doby trvá nepřetržitá exploatace. Generální postup dobývání je shora dolů, to znamená, že nejdříve byly dobývány podpovrchové partie ložiska (uranová mineralizace byla nalezena již v hloubce 2,0 – 2,5 metru pod povrchem). Postupně dobývání pokračovalo do stále větších hloubek, v současné době je těžišťe dobývacích prací v hloubce 1 000 až 1 100 metrů pod povrchem (20., 21. a 22. patro). Otvírka ložiska je provedena až na úroveň 1 200 metrů pod povrchem, tj. na 24. patro, které bylo raženo v 80. letech jako průzkumné. Dobývací práce tam dosud prováděny nebyly. V současné době se dokončuje otvírka 23. patra v hloubkové úrovni 1 150 metrů.

Od počátku exploatace ložiska do roku 2009 včetně bylo vytěženo celkem 16,048 mil. tun rudy s průměrným obsahem 1,18 kg U/t rudy, což představuje 18 965 t uranu. Od roku 1995 byla na ložisku v souladu s Usnesením vlády ČR č. 244/1995 uplatňována výběrová těžba (těžena byla pouze ruda s vyššími obsahy uranu), což umožnilo udržet těžbu i v období mimořádně nízkých cen uranu na trhu (MICHÁLEK ET AL. 2004).

Přírůstek těžitelných zásob dosažený na základě průzkumných a přípravných prací v ložisku, zejména na úrovni 22. a 23. patra, zajišťuje stále dostatečnou surovinovou základnu pro těžbu a výrobu uranového koncentráту v nejbližších letech, tj. 2010 – 2013, za příznivých okolností až do roku 2015. Všechny těžitelné zásoby se nacházejí v jižním křídle ložiska.

2. Vliv dobývání na geomechaniku horského masivu

V letech 1972-75 a 1984-85 byly ve Vědecko-výzkumném uhelném ústavu v Ostravě - Radvanicích (VUU) sestaveny fyzikální modely základních rudonosných struktur ložiska Rožná, na kterých bylo modelováno chování horského masivu při různých variantách odpracování a postupu porubní fronty. Výsledkem bylo doporučení, že sestupným lávkováním na zával pod umělým stropem se mohou dobývat jen dvě patra nad sebou, tj. vertikálně pouze 100 metrů, a další, v pořadí třetí patro musí být vydobyto výstupkovou metodou se zavezením vydobytých prostor, aby bylo vytvořeno v horském masivu nosné ochranné pásmo.

V letech 1990-1994 porubní fronta na ložisku Rožná dosáhla hloubek 800-900 metrů pod povrchem (16. - 18. patro) a bylo zahájeno dobývání velmi mocných struktur na 19. a 20. patře. Výstupkové dobývání se zavážením vydobytých prostor bylo pro dané podmínky zcela nevhodné, začaly se objevovat rozsáhlé vývaly ze stropu, závaly části vydobytých prostor apod. Naopak aplikace metody sestupného lávkování se ukázala v těchto podmínkách jako maximálně vhodná a bylo tedy žádoucí používat tuto metodu zcela bez omezení.

Z hlediska geomechanického platí, že u dobývací metody „sestupné lávkování na zával“ dochází bezprostředně po vydobytí rudní výplně a následné destrukci podpěrné výztuže v lávce k vytvoření závalu a v návaznosti na něj i ostatních pásem, která způsobují porušení nadloží.

Pásmo závalu postihuje bezprostřední nadloží dobývaných zrudněných struktur. Výška tohoto pásma je závislá na fyzikálně-mechanických vlastnostech hornin bezprostředního nadloží, tektonice, úklonu struktury, dobývané mocnosti apod. Lze konstatovat, že v daných podmínkách ložiska Rožná je mocnost tohoto pásma 2 až 4 krát větší než dobývaná mocnost rudné struktury, tj. cca 5 - 20 m. Na pásmo závalu navazuje pásmo intenzivního rozvolnění, které postihuje střední část nadloží horninového masivu. Toto pásmo je charakterizováno průhyby a pukáním vrstev nadložních hornin na bloky i značných rozměrů. Pozorovatelné rozvolnění bylo zaznamenáno na vzdálenost 20 - 40 m. Poslední namáhané pásmo, pásmo plynulého a soudržného průhybu horninových vrstev je bez viditelných trhlin. S rostoucí vzdáleností od vydobyté prostoty průhyb nadložních horninových vrstev vyznívá. Z modelových pokusů lze usuzovat, že toto pásmo zasahuje do vzdálenosti 50 - 100 m od vydobytých prostor. Prakticky však tato vzdálenost ověřena nebyla.

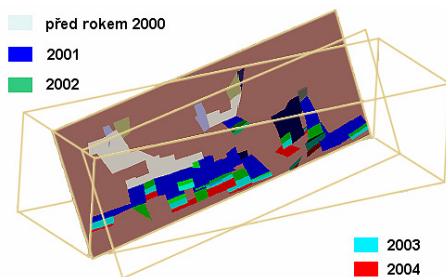
3. Matematické modelování napětíodeformačních polí indukovaných dobýváním

Z výše uvedených důvodů vyvstal požadavek na posouzení stability horského masivu při neomezeném používání dobývací metody sestupného lávkování na zával při dobývání mocných a plošně rozsáhlých rudních těles. Pro tento úkol byla použita metoda prostorového matematického modelování, která umožnila i prognózování chování masivu při dalším postupu dobývání. Matematické modelování napětíových stavů na ložisku Rožná v souvislosti s dobýváním ložiska do konečné hloubky ocenění zásob 1200 metrů (úroveň 24. patra), bylo provedeno pro konkrétní zadání exploatace ložiska, tj. v jižní části ložiska v hloubkovém intervalu ložiska 17. - 24. patro a postihlo celý interval zásob rudních těles 4. zóny a podložních odžilků v celkovém délkovém rozsahu 1430 m. Okrajové podmínky pro modelování byly vzaty podle skutečné hloubky (HÁJEK ET AL. 2002). Pro výpočet napětíových stavů byl využit velmi výkonný programový systém pro řešení extrémně rozsáhlých prostorových úloh metodou konečných prvků, který byl vyvinut v rámci projektu HIPERGEOS v Ústavu Geoniky Akademie věd ČR v Ostravě.

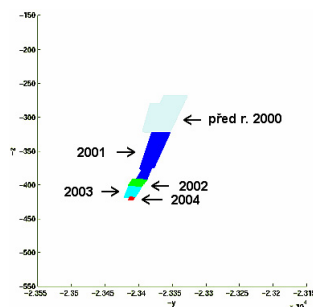
3.1 Základní charakteristika modelů

Sestavování matematických modelů bylo koncipováno takto:

- byly sestaveny modely, zachycující zájmovou část ložiska s tím, že síť byla uvnitř modelu přiměřeně zahuštěna tak, aby bylo možno vystihnout jak zásadní geologickou stavbu ložiska, tak postup odrubávání v jednotlivých sledovaných letech,
- geologická situace a geometrie vydobytých bloků byly přiměřeně zjednodušeny tak, aby modely byly reálně řešitelné a současně dobře vystihovaly skutečnou situaci,
- postup dobývání byl rozdělen do 5 časových fází, odpovídajících jednotlivým rokům (výchozí stav k 31.12.2000 a předpokládaný postup dobývání v letech 2001-2004), předchozí stav byl vždy výchozí variantou pro následující rok,
- bylo uvažováno s použitím dobývací metody sestupné lávkování na zával pod umělým stropem.



Obr. 2. Prostorové schéma modelované části ložiska s vyznačením projektovaného postupu dobývání
Fig. 2. 3D representation of the modelled part of deposit with advance of mining



Obr. 3. Příčný řez modelované části ložiska s projektovaným postupem dobývání
Fig. 3. Cross-section through the modelled part of deposit with advance of mining

Zájmová oblast modelu je tvořena dobývacími prostory v zónách 4AP, 4P a v žilách 48, 50, 51, 62 mezi 17. a 24. patrem. Rozměr oblasti dobývání činí $\Delta X=1138$ m, $\Delta Y=544$ m, $\Delta Z=330$ m. Vrchní stěna modelovaného kvádrů je v hloubce 800 m pod povrchem.

Pro matematický model, který počítal s elastickým prostředím, bylo nutno pro jednotlivé materiály, z nichž je horninový masiv složen, zadat tyto parametry: modul pružnosti E , Poissonovo číslo ν a objemovou hmotnost γ . Pro hodnocení mezních stavů s použitím Hoek – Brownova kriteria pak ještě pevnost v tlaku σ_c a koeficienty m a s , vyplývající z Hoek – Brownova vyjádření mezního stavu, které

lze zjistit např. z triaxiálních měření (pro model byly použity hodnoty $\sigma_c = 50$ MPa, $m = 15$ a $s = 1$). Pro kontrolu stability s využitím Hoek – Brownova kriteria se vychází z rovnice

$$\sigma_1 = \sigma_3 + (m\sigma_c \cdot \sigma_3 + s\sigma_c^2)^{0,5} \quad (1)$$

která vyjadřuje mezní stav a kde značí:

- σ_c pevnost v prostém tlaku
- σ_1, σ_3 maximální a minimální složka hlavního napětí
- m empirická konstanta vypočtená z experimentu,
- s empirická konstanta.

Zkušební ukázaly, že v úlohách zaměřených na řešení rozložení napětíových polí a jejich změn při postupu dobývání v rozsáhlých oblastech horninového masivu, kdy nelze postihnout detailní prvky geologické stavby, není nutno uvažovat relativně jemné rozdíly ve vlastnostech modelovaného materiálu, ale stačí zaměřit se na materiály s výrazně kontrastními vlastnostmi. Proto byly v tomto případě uvažovány jen dva typy materiálů a to horniny budující horninový masiv a průvodní horniny tvořící výplň závalu (tabulka 1). Oba materiály byly uvažovány jako lineárně přetvárné, homogenní a isotropní.

Tabulka 1. Charakteristiky materiálů použitých v matematickém modelu.
Table 1. Characteristics of materials used in the mathematical model

Materiál	modul pružnosti E MPa	Poissonovo číslo ν	měrná tíha γ kN/m³
horniny horninového masivu	20 000	0,25	27
závalová výplň	2 500	0,40	20

4. Výsledky matematického modelování

Výstupy z matematického modelování prostorových úloh v numerické podobě představují obrovské množství číselných údajů, které pro svůj rozsah není možno bezprostředně použít pro interpretaci. Je proto potřebné aplikovat vhodný způsob zobrazení. V tomto případě bylo zvoleno grafické zobrazení výstupů, definujících indukovanou napětíovou pole při postupu dobývání v jednotlivých sledovaných letech a to na příčných řezech vedených typickými úseky ložiska. Jako veličiny, charakterizující vývoj napětí, byly zvoleny:

- vertikální složka tenzoru napětí,
- maximální smykové napětí,
- součinitel stability odvozený z Hoek – Brownova kriteria.

Dále zobrazené grafické výstupy matematického modelování (pro stejný příčný řez v zájmové části ložiska uvedený na obr. 3) jsou pouze ilustrací výsledků,

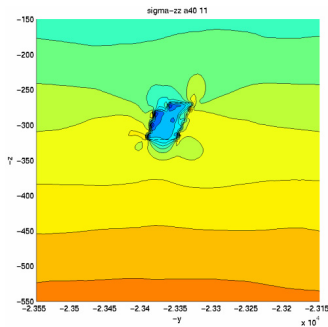
nepostihují celý matematický model. Barevné provedení obrázků je v elektronické podobě příspěvku na přiloženém CD.

4.1 Interpretace výsledků

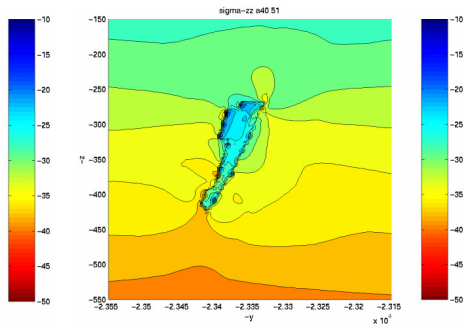
Ze zobrazení vývoje vybraných složek tenzoru napětí a součinitele bezpečnosti podle Hoek – Brownova kritéria vyplývá, že při postupu do hloubky podle plánu dobývání platí pro vývoj napěťových polí a porušování masivu tyto poznatky:

4.1.1 Vertikální složka napětí

Hodnota vertikální složky původního napěťového stavu v hloubce 24. patra, tj. cca 1200 m pod povrchem, činí při uvažované objemové hmotnosti horninového masivu 2700 kg/m^3 cca 32,4 MPa. Vertikální napětí je dané tíhovým působením hornin v nadloží. Na zobrazených řezech (obr. 4 a 5) je patrné, že tato hodnota odpovídá ve sledované hloubce svislé složce napětí ve větší vzdálenosti od výrubů.



Obr. 4. Vertikální složka napětí, před rokem 2000
Fig. 4. Vertical component of stress, before year 2000



Obr. 5. Vertikální složka napětí, rok 2004
Fig. 5. Vertical component of stress, year 2004

Ze zobrazení průběhu vertikální složky napětí je dále patrné, že:

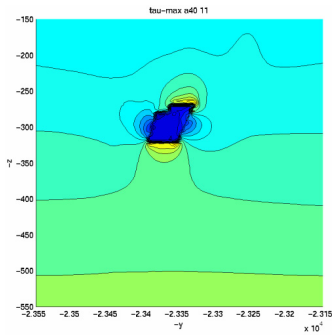
- k výraznějšímu ovlivnění primárního napěťového pole (přetížení či odlehčení, podle polohy sledovaného místa vzhledem k výrubu) dochází v horském masivu zhruba do vzdálenosti rovné přibližně dvojnásobku charakteristického rozměru vyrubané oblasti (od líce výrubu),
- napěťová pole indukovaná blízko sebe položenými výrubu se propojují,
- maximální hodnoty přetížení dosahují cca dvojnásobku primární hodnoty napětí,
- v odrubané zóně se přirozeně projevuje odlehčení, to znamená, že napětí v materiálu v závalu nedosáhne nikdy původního napěťového stavu v masivu,

- zóny přetížení jsou indukovány v blízkosti nejvyšších a nejnižších vyrubaných prostor,
- zóny odlehčení jsou zpravidla v bocích výrubů a to jak v nadloží, tak i podloží,
- je patrné, že velikost odrubaného tělesa (tj. počet na sebe navazujících pater mezi nimiž bude dobýváno metodou sestupného lávkování na zával) ovlivňuje velikost zóny odlehčení v bocích odrubaného prostoru (tj. v nadloží a podloží), oblasti koncentrací napětí u vrchního a spodního konce tohoto tělesa jsou touto velikostí ovlivněny méně výrazně.

4.1.2 Maximální smykové napětí

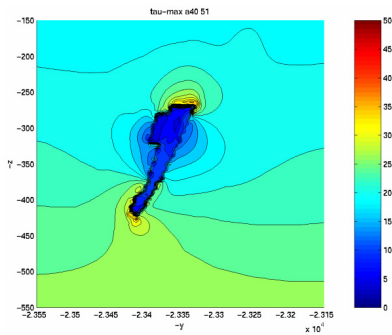
Hodnota původního (primárního) maximálního smykového napětí v hloubce cca 1200 m je přibližně 19 MPa. Tato hodnota je vypočtena za předpokladu působení anizotropního primárního napětí odvozeného z měření in situ. Pro maximální složku smykového napětí (obr. 6 a 7) obdobně platí, že:

- změny primárního napětíového pole se v horském masivu projevují zhruba do vzdálenosti rovné přibližně dvojnásobku charakteristického rozměru vyrubané oblasti (od líce výrubu),
- napětíová pole indukována blízko sebe položenými výrubu se propojují,
- maximální hodnoty přetížení dosahují necelého dvojnásobku primární hodnoty napětí,
- v odrubané zóně se projevuje odlehčení, zóny přetížení jsou indukovány v blízkosti nejvyšších a nejnižších vyrubaných prostor,
- zóny odlehčení jsou zpravidla v bocích výrubů a to jak v nadloží, tak i podloží,
- velikost odrubaného tělesa ovlivňuje velikost zóny odlehčení v bocích odrubaného prostoru (tj. v nadloží a podloží), oblasti koncentrací napětí u vrchního a spodního konce tohoto tělesa jsou touto velikostí ovlivněny méně výrazně.



Obr. 6 Maximální smykové napětí, před rokem 2000

Fig. 6. Maximum shear stress, before year 2000

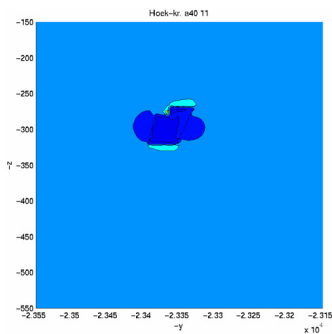


Obr. 7 Maximální smykové napětí, rok 2004

Fig. 7. Maximum shear stress, year 2004

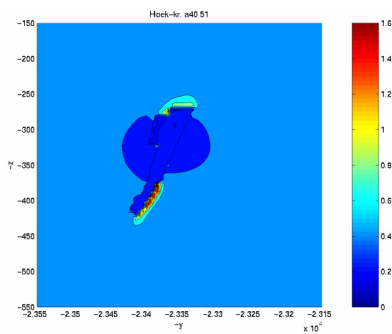
4.1.3 Součinitel stability podle Hoek – Brownova kritéria

Součinitel stability podle Hoek – Brownova kritéria vyjadřuje poměr mezi napěťovým stavem v daném místě masivu a odpovídajícím napětím mezním, vyplývajícím z vlastností masivu. Ve stabilních oblastech je tento součinitel menší než 1, na hranici rovnováhy je roven 1 a v porušených oblastech nabývá hodnot větších než 1. Z výsledků modelování je zřejmé, že horninový masiv je, s výjimkou míst ojedinělých lokálních koncentrací napětí v místech stropních poloh nad nepravidelným výrubem, stabilní (obr. 8 a 9). Místa koncentrací napětí jsou však vesměs lokalizována ve starých závalových polích a neohrožují tedy obsazené pracovní úseky.



Obr. 8. Hoek-Brownovo kritérium, před rokem 2000

Fig. 8. Hoek-Brown criterion, before year 2000



Obr. 9. Hoek-Brownovo kritérium, rok 2004

Fig. 9. Hoek-Brown criterion, year 2004

5. Závěr

Z výsledků matematického modelování vyplývá, že při dalším dobývání ložiska až po úroveň 24. patra technologií sestupného lávkování na zával nebude docházet v nadložních a podložních vrstvách průvodních hornin k nadměrným kumulacím napětí a tím i akumulování pružné energie, která by se mohla uvolňovat formou otřesových jevů. Naopak při zvětšování na zával vydobyté výšky rudního tělesa dochází v nadložní i podložní ke vzniku rozsáhlých odlehčených oblastí, které jsou z hlediska indukce dynamických jevů v horninovém masivu geomechanicky příznivé, tj. nepodporují vznik těchto jevů.

Oblast kumulace napětí ve stropních vrstvách vydobytého tělesa (tedy ve stropu první lávky vedené na zával) se zvětšuje při postupu do třetího patra v pořadí, při dalším postupu sestupných lávek v dalších patrech již není postupem důlních děl výrazněji ovlivňována (je již příliš vzdálená od aktivních zásahů do masivu). Proto také další postup porubní fronty až na úroveň 24. patra se na kumulacích napětí ve stropních vrstvách výrazněji neprojevuje.

Také oblast kumulací napětí v oblasti počvy aktuálně vedené dobývky je ovlivněna více dobývanou mocností a hloubkou uložení než tím, kolik bylo nad ní odrubáno sestupných lávek na zával. Postup porubní fronty tedy i zde vede zejména k přemísťování napěťových polí v této oblasti v návaznosti na postup dobývání do hloubky a ne ke zvyšování kumulovaných napětí.

Všechny tyto modelování získané poznatky vedou k závěru, že vydobytí zásob rudy podle projektu dobývání do konečné hloubky 1 200 metrů pod povrchem metodou sestupného lávkování na zával v podmínkách ložiska Rožná je možné realizovat, aniž by se zvýšilo riziko anomálních jevů, jako jsou neřízené závaly, případně důlní otřesy.

Původní projekt dobývání předpokládal dosažení úrovně 24. patra již v roce 2004, ale značné přírůstky zásob v důsledku těžebního průzkumu na vyšších patrech vedly ke zpomalení postupu porubní fronty směrem do hloubky a prodloužení celkové doby exploatace ložiska. Úroveň 24. patra tak bude dosaženo až v roce 2012. To však nic nemění na závěrech vyplývajících z matematického modelování napěťových stavů na ložisku, naopak praxe tyto závěry zcela potvrzuje.

Literatura

Kolektiv autorů 1981. Sborník dobývacích metod. *GEAM, Dolní Rožinka*

HÁJEK, A., KONEČNÝ P., ŠNUPÁREK R. a kol. 2002. Chování horského masívu při dobývání velkých rudních těles na uranovém ložisku Rožná metodou sestupného lávkování na zával pod umělým stropem. *Studie Akademie věd České republiky, Ústav GEONIKY Ostrava a DIAMO státní podnik, odštěpný závod GEAM Dolní Rožinka*

Kolektiv autorů 2003. Rudné a uranové hornictví České republiky. Ostrava: Anagram, 2003. 647 s. ISBN 80-86331-67-9

MICHÁLEK, B., HÁJEK, A., NAVRÁTIL, P. 2004. Poznatky z těžby uranového ložiska Rožná. *Uhlí, Rudy, Geologický průzkum*, 2004, č. 10: s. 3 – 10.

Rock mass structure and its influence on gas parameters of deposits in which coal outburst and squealer hazard occur

R. PATYŃSKA

Central Mining Institute, Katowice

Abstract

The extensive analysis of outbursts which occurred in Polish mines, in the assessment of causes of outburst hazard, it is recommended to most of all take into account the influence of macro- and microtectonics in a deposit or in a deposit and directly in adjacent rocks in the roof and in the floor. It has been found out that outbursts occur almost exclusively in areas of structural disturbances which affect not only the value of gas parameters (methane content, sorption properties, porosity, gas pressure, coal density) but also physio-mechanical properties of coal (coherence, coefficient of friction).

Keywords

Coal and rock outbursts, parameters of outbursts

Introduction

In majority of countries, in which outbursts were observed, as their main reason geological disturbances are given (KIDYBIŃSKI, PATYŃSKA 2008). However, not all disturbances affect outburst hazard equally, some of them play a dominant role in hazard development and outburst generation, others only slightly intensify it.

Researchers YUNXING CAO ET AL. (2001), founding themselves on Chinese experiences claim that almost all outbursts take place in areas of significant structural changes. Occurring deformed coal (of granule or mylonitized structure) is unstable due to mechanical weakening and high capacity in comparison with gases. They also advance a thesis that particular outburst hazard occurs when thickness of tectonically deformed layer exceeds 0.8 m.

Interesting outcomes of observation in connection with outburst of various types of geological disturbances are presented on a basis of outbursts which took place in the years 1947-48. For 101 instances of outbursts which occurred in anthracite mines in West Wales (WILLIAMS AND WEISSMANN 1995) have assessed the influence of various geological structures in which they happened. The results are as follows:

- 27.5% of outbursts occurred in anticlines and underthrusts,

- 20% occurred due to floor anticlines,
- 15% in area of small faults of insignificant thrusts,
- 10% outbursts occurred in a place of found overthrusts,
- 10% in places of mylonitization of coal,
- 7.5% in places of washout or pinch,
- 7.5% in places of coal firmness decrease,
- 2.5% in synclines.

Authors (KRZYSTOLIK ET AL. 2003) concur that squealers and rock outbursts are closely connected with geological disturbances, especially with those, which led to disintegration of rock material, destruction of natural structure of sedimentary rocks and secondary, accumulated gas saturation. KOBIELA ET AL. (1984) are of an opinion that high outburst hazard occurs in the area of anticlines and overthrusts. CYBULSKI (1983) writing about outbursts in the Kłodawa salt dome presents two clusters of outbursts connected with two anticlines. Within the syncline separating two anticlines, squealers and salt outbursts were not observed. KIDYBIŃSKI (1982) also writes about occurrence of outburst hazard zones encompassing the upper part of anticline, being a site of additional vertical tensile stress and horizontal compressive stress occurrence.

Analyses (KRZYSTOLIK ET AL. 2003) of squealers and rock outbursts which occurred in the mines of the Walbrzych Basin have shown that in anticlines additional tensile stress caused stretching and loosening of porosity structure and rock material and also enabled inflow of additional amount of gas. Additional lateral tensile stresses have closed formed gas traps and caused compensation of high pressure gradient of the gas inside the rock material (rock-gas medium). On the basis of the observations of geological disturbances in the area of the Walbrzych mines, it is considered essential to draw special attention to occurrence of large anticlines in mining area or the deposit. In forecasts one should take into account occurrence in face of mining excavations small-sized overthrusts of folds and faults of thrusts ranging from 0.5 to 2.0 m. In case of occurrence of such disturbances one should consider squealer and rock outburst hazard.

BUDRYK (1965) wrote that the phenomenon of sudden emissions should be completely assigned to crumps. He thought that tectonic tremors 'attack' first and foremost the weakest places and contribute to temporary increase of stress in them to coal ultimate strength and trigger crumps. SUCHODOLSKI (1967) emphasised that outburst hazard of zones near faults is connected with destruction of primary structure and change of physio-chemical properties of coal and determinants of gas sorption capacity in coal and its desorption form coal.

Special importance in increase of outburst hazard in disturbed zones was also emphasized by German researchers: BAUM (1942), BUBNOFF (1927) as well as Polish researchers CIS (1971).

KRZYSTOLIK and KOBIELA (1994) reject either comparison or similarity between outbursts and crumps. According to them, in crumps, storage of stress takes place

in surrounding rock mass, in the environment of strong rocks under influence of carried out underground working. In outbursts, stresses are inside long time ago developed geological structure (as a result metamorphic changes) and conducting mining works does not cause increase of these stresses, but only contributes to their activation and evoking kinetic movement of compact (loose) material (gas-coal, gas-sandstone, gas-salt mass).

Substantial role of structural stresses in the so called 'gas traps' is justified by PARYSIEWICZ and KOBIELA (1986). Their presence is connected with minor geological disturbances, causing mylonitization, increase of mineral matter participation, especially silty substance and reduction of firmness of outburst environment.

1. Characteristics of ensuing outbursts occurrence

In Poland since 1996 – squealers and rock outbursts and sudden emissions of gas clustered in two exploitation regions of useful minerals i.e. hard coal mining in Lower Silesia as well as rock-salt mining in Kujawy.

In Rock Salt Mines „Kłodawa” and „Inowrocław” sudden blowouts of gases and outbursts of gases and salt including CH₄, N₂, H₂S and higher hydrocarbons did not cause considerable threat for mining crew and mining traffic because of three principal reasons (KRZYSTOLIK ET AL. 2003):

- amount of released gases during sudden blowouts and outbursts in time unit, have not exceeded acceptable (limit) content in air,
- in over 300 registered in total sudden blowouts and outbursts, neither explosive concentrations of methane nor hazardous concentrations of the remaining gases in excavation intersection, in connection with very high volume of excavations (chambers, galleries), was observed.

The second region of squealers and rock outburst occurrence was connected with hard coal extraction in mines in Lower Silesia. This region was rated among very dangerous ones in terms of being gaseous. Overall, since the first outburst was registered in the year 1894 in the Hard Coal Mine „Cezar-Zofia”, until underground working and exploitation was finished in hard coal mines in Lower Silesia in connection with their final liquidation in 1996, altogether 1729 coal outbursts and squealers occurred.

On the basis of the statistical data presented by SZEWCZYK and KACZKOWSKI (1992) squealer and rock outbursts hazard was characterized in coal mines in Lower Silesia, with division into the Walbrzych region, connected with hard coal mines located in the Walbrzych Basin, of lower hazard and mines located in the Nowa Ruda Basin, of considerably higher hazard. One should also emphasize how distinct these two regions are with respect to frequency of outbursts occurrence.

In the area of mines in Walbrzych, outbursts occurred in a dispersed form, most of them connected with various types of disturbances. In the area of Nowa Ruda mines, especially in field „Piast” of „Nowa Ruda” mine, outbursts of carbon dioxide and rocks occurred in a form of compact outbursts (Cis 1971), taking place

in determined periods of underground mining progress, every 8-12 m or maximally every 16-24 m, called the outburst 'step'. After subsequent outburst in a given excavation, another occurred after several or a dozen or so meters of advance, depending on a distance of decompression scope after the previous outburst. The occurrence mechanism of outburst clustered in the field „Piast” was caused by disturbances of coal structure in a form of mylonization (amorphous, without cleavage or bedding coal substance).

In the Walbrzych region occurred 310 outbursts, that is 18 per cent of the whole number of outbursts that took place in the Lower Basin, at the same time in Nowa Ruda region there were registered as many as 1419, i.e. 82 per cent (SZEWCZYK AND KACZKOWSKI, 1992). Occurrence of outbursts in both regions and in the whole Coal Basin with reference to particular types of excavations, can be characterized as follows: in both regions the majority of outbursts occurred in preparatory excavations (71.6% and 81.6%, in total 79.7% outbursts in the whole Coal Basin). In opening-out headings more outbursts occurred in Walbrzych region (21.9%) than in Nowa Ruda region (7.5%), which was a result of the increased scope of conducted opening-out works in three mines in Walbrzych: „Thorez”, „Yictoria” and „Wałbrzych”. By contrast with the quoted data, more outbursts were observed on longwalls in Nowa Ruda region (10.9%) than in Walbrzych region (6.5%), which is confirmed by connection with occurrence of compact outbursts.

SZEWCZYK and KACZKOWSKI, (1992) also point out to the magnitude of ensuing outbursts depending on type of excavation and region of its occurrence (amount of post-outburst masses). The biggest amount of post-outburst masses was observed in drifts, in addition to which over four-times bigger in Nowa Ruda region. The second and third place, with respect to the amount of ejected masses, was noted in Nowa Ruda region in rise galleries and horizontal heading, and in Walbrzych region bigger in heading than in rise gallery. The smallest amount of post-outburst masses in Nowa Ruda region was observed in descending galleries, while in Walbrzych region in longwalls. Magnitude of longwall outburst in Nowa Ruda region, as much as 22 times exceeded longwall outburst in Walbrzych region. The smallest difference with respect to the amount of ejected mass occurred in outburst in shafts and fore-shafts, only by 1.6 they were bigger in Nowa Ruda region. The majority of outbursts occurred during coal getting, 90.2 percent of cases, including – 89.5 per cent while working with explosive material. The second place occupy: ripping and roof rock slides and the third - hole drilling but these are insignificant numbers of outbursts in comparison with ensuing ones while coal getting.

The scale of gas-dynamic phenomena in the Upper Silesian Coal Basin is also alarming. The data below (KRAUSE, SEBASTIAN) obtained in the years 1979 –2008 signify it.

Table 1. Gas-dynamic occurrences ensuing in the Upper Silesian Coal Basin in the years 1979-2005
(JAKUBÓW, TOR, TOBICZYK 2003; MAJCHERCZYK 1990)

Mine	Dog heading	Coal bed	Amount of post-outburst mass, t	Amount of released methane, m ³	Date of phenomenon occurrence
„Zofiówka” (former „Manifest Lipcowy”)	F - 13	363	4	411	19.05.1979
	F-5	360/1	15	2 170	10.08.1979
	H-5	403/1	95	5 000	12.06.1985
„Brzeszcze”	heading 363	364	10	300	20.05.1986
„Zofiówka” (former „Manifest Lipcowy”)	H- 1a	403/1	-	450	12.03.1984
	H-3	404/3	-	250	30.05.1984
	H- 1a	403/1	-	890	13.10.1984
„Pniówek” (former „XXX-lecia PRL”)	S-4	363	-	19 700	03.01.1987
	S-4	363	-	lack of data	04.07.1987
	S-5	363	-	lack of data	20.10.1987
	heading B-1	363	-	lack of data	15.06.1989

1. Methane ignition in recess demethanization in inclined drift B-6 coal bed 363 level 705 m in the Hard Coal Mine [hereinafter called KWK] „Pniówek” on 06 September 1994.
2. Ignition and methane explosion in liquidated shaft III of KWK „Morcinek” which took place on 24 June 1999.
3. Methane and rock outburst in driven in tubular telescope to shaft II at the level of 1000m in KWK „Pniówek” on 23 September 2002.
4. Methane ignition and fire which occurred in longwall C-3 coal bed 361 level 830 m in KWK „Pniówek” on 05 September 2002.
5. Methane ignition in extracted longwall G-4 coal bed 409/3 level 900 m in KWK „Zofiówka” on 11 June 2003.
6. Methane and rock outburst in carrying gangway D-6 coal bed 409/4 at the level 900 m in KWK „Zofiówka” on 22 November 2005.
7. On 11 May 2006 in KWK „Szczygłowice” in Knurów in cross heading III at the level of 650 m in the area of switching station 6 kV methane ignition occurred.
8. On 21 November 2006 in KWK „Halemba” in Ruda Śląska in liquidated longwall 1 in coal bed 506 in batch E ignition and explosion of methane and coal dust occurred.
9. On 23 May 2007 in KWK „Halemba” in Ruda Śląska in the front of drifted rise gallery 3 in coal bed 402 classified as IV category of methane hazard at the level of 1030 m methane ignition, caused by getting compact roof rocks (sandstone) with the use of heading machine AM-50z, took place.
10. On 28 July 2007 in KWK „Pokój” in Ruda Śląska at the intersection of longwall 183 with rise gallery 18/3a in coal bed 418 classified as II category of methane hazard, methane ignition and a group accident took place. The

cause of ensuing event was carrying out shootings in order to trigger fall of roof in rise gallery 18/4, as a result of which burnup of methane in abandoned workings and transfer of flame in the direction of intersection of longwall 183 with the rise gallery 18/3a.

11. On 2 September 2007 in KWK „Bielszowice” in Ruda Śląska, at the intersection of longwall 780c with rise gallery in coal bed 502 classified as IV category of methane hazard, ignition and methane explosion took place which was caused by carrying out shootings of roof rocks.
12. On 30 October 2007 in KWK „Budryk” in Ornontowice in longwall B-7 in coal bed 358/1 classified as IV category of methane hazard at the level of 1050m methane ignition occurred.
13. In KWK „Mysłowice-Wesoła” on 13 January 2008 as a result of self-ignition in dammed part of western heading IX and cross-cut of longwall 558 in near-roof part of coal bed 510D at the level of 665m, ignition and methane explosion occurred.
14. In KWK „Borynia” on 04 June 2008 in the area of longwall F-22 in coal bed 405/11g at the level of 838m, ignition and methane explosion took place.

From the above it appears that in the years 1994-2008, there were 2 outbursts and 15 leakages or methane explosions registered in mines in the USCB. In addition to which, the most dangerous, with respect to outbursts in the region of coal mines of Jastrzębska Spółka Węglowa S.A. (Jastrzębska Coal Company Inc., hereinafter called JSW S.A.), in which 9 outflows and 2 outbursts in the vicinity of extracted longwalls.

1.1 Criteria of initiating outbursts phenomena in coal mines of the USCB

Referring the scale of outburst phenomena of the last 20 years in coal mines of the USCB, to numerous studies and analyses, the most frequent reasons for outbursts occurrence are both, dangerous gas conditions and geological conditions.

Both, in coal mines of the USCB in Poland, as well as in mining industry worldwide, forecasts of squealers and rock outburst hazard but also risk assessment of outbursts occurrence in a given place are carried out on the basis of fundamental parameter which is gas content in the porous rock material. Model testing carried out in the Department of Rockburst and Rock Mechanics, Central Mining Institute (under direction of A. Kidybiński), have shown distinct porosity diversification in excavation roof depending on distance of taken measurement. Numerical codes generating particles in a shape of globules (PFC2D) have served to model excavation in conditions of non-outburst coal bed. In a model - fig. 1 - with numbers from 1 to 15, measurement circles were labelled in order to register porosity distribution. In order to illustrate measurement differences in fig. 2 graphs of porosity record after constructing dog heading of size 6x2,5 m (without steening) are shown.

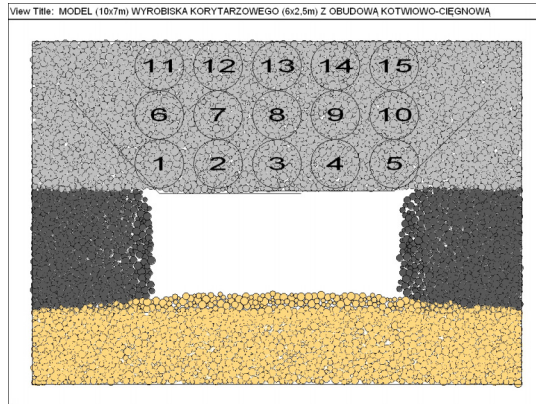
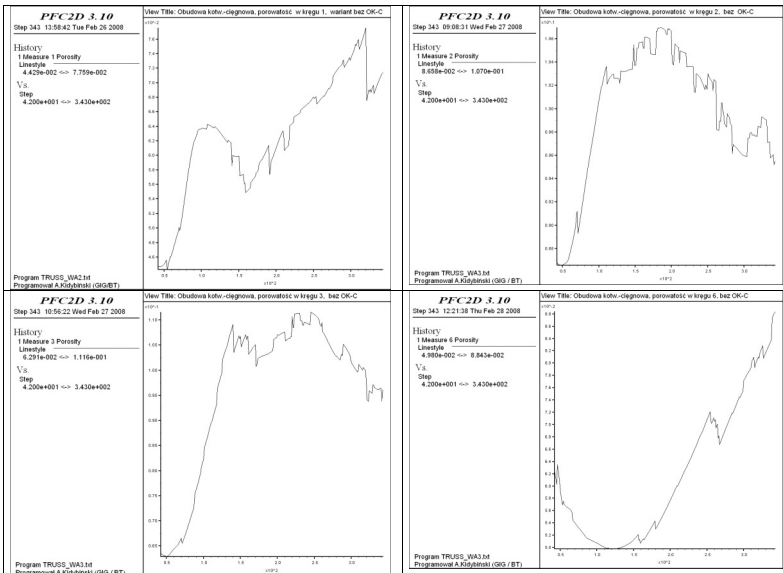


Fig. 1. Model of dog heading



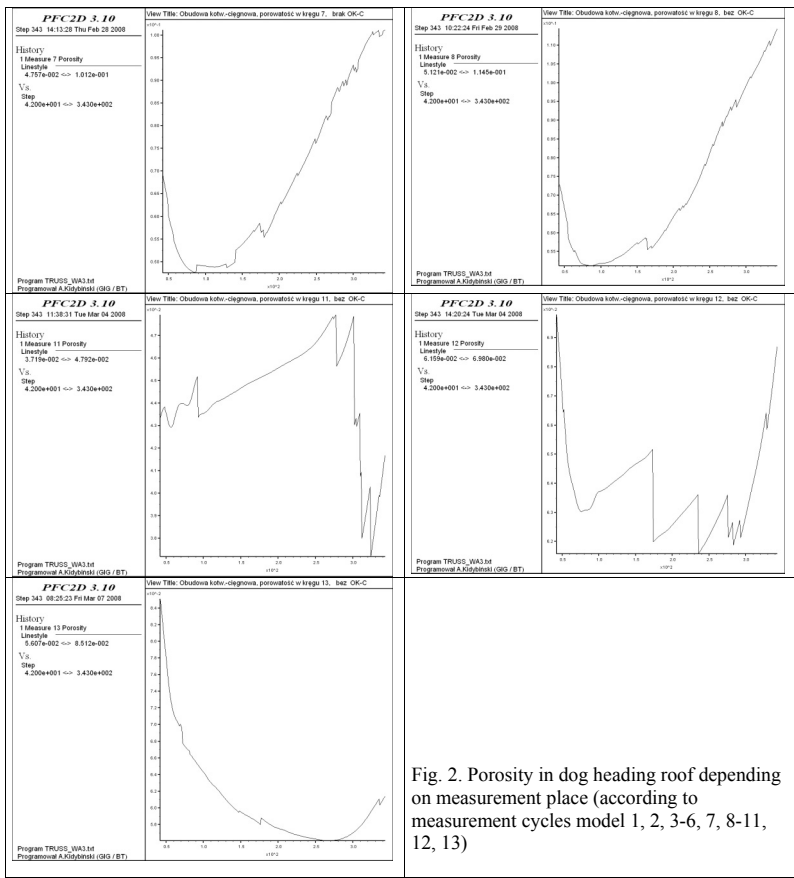


Fig. 2. Porosity in dog heading roof depending on measurement place (according to measurement cycles model 1, 2, 3-6, 7, 8-11, 12, 13)

In the direct excavation roof (measurement circles 1, 2 and 3) it is visibly seen a sudden increase of porosity occurring right after roof uncovering which after certain time reaches determined constant value in the area of about 50-70% of maximum value. Measurement circles 6, 7, 8 in a distance of cca. 2 m from excavation roof show, on the other hand at first - practically total decrease of porosity (while in circles 1, 2, 3 their increase was noted), afterwards regular increase was registered. Subsequent measurement cycles 11, 12 and 13 located the furthest from excavation roof, have shown certain variation of porosity distribution towards themselves. Measurement cycle 13 has shown decrease of porosity in the whole measurement cycle. Therefore, as a result of maximum stratification of a part of roof - circles 3 and 8 - in the middle roof layer was registered in circle 13, only at the beginning increase of porosity cycle, after which significant decrease occurred. Circle 12 shows only apparent decrease of porosity. After conducting the

cycle of model testing, return of porosity value occurs to the one which remained at the moment of mining excavation. Porosity distribution in circle 11, resembles distribution in circle 1. It can be assumed that in circle 11 dislocation of layers occur which after some time caused practically zero porosity. Porosity distributions in circles 4, 5, 9, 10 as well as 14 and 15 are analogically symmetrical to those shown in Fig. 2.

It is obvious that the described above porosity distributions in the roof of model excavation corresponded to conditions which were assigned to layers forming this model. Depending on assumed qualities or properties of coal and surrounding layers we can expect other equally interesting porosity distributions.

Squealers and rock outbursts thus indicate that they are phenomena connected with presence of gas in the structure of porous medium. Amount of gas which is essential to squealer occurrence stems from the inner capacity of porous rock medium. The bigger the amount of gas in comparison with sorption capacity of a given rock material, the bigger the pressure gas gradient inside the structure of outburst medium. It might seem paradoxical to claim that the bigger the difference of gas pressure between revealed plane and deeper deposited outburst structure, the greater the outburst hazard in a given site. It is an apparent paradox as outburst hazard occurs only in the instance when underground mining is conducted and excavation in progress approaches a place of high gas pressure causing its uncovering.

Outburst occurrences take place exclusively at the moment when mining excavation approaches at a dangerous distance to the place of occurrence of outburst medium in front of working face. The Central Mining Institute's model testing have shown (KIDYBIŃSKI 2009), that in the distance of ca. 7 m from mine face inside unmined coal, zone of extensive increase of coal density is created before outburst.

Analyses by KIDYBIŃSKI (2010) present evidence to support also decrease of porosity before front of longwall in coal bed. According to the author, porosity can be considered as the forerunner of outburst occurrence in coal bed of outburst coal. A model was made in which parameters of coal referred to mining-geological conditions in KWK „Zofiówka” – region of ensuing outburst initiation in carrying gangway D-6 coal bed 409/4 at the level of 900 m on 22 November 2005. As it can be seen in fig. 3, immediately before the outburst a small (ca. 0.7÷0.8%) decrease of coal porosity in mine face was observed. The beginning of the phase of outburst initiation was marked with 2 per cent increase of coal porosity. In addition to which, influence of initial coal strength (A, D) on changes of porosity between outburst is slight; however, in a phase of outburst initiation, very strong coal (A) displaces slightly smaller average porosity than weak coal – which can indicate its high-lump disintegration in the outburst initial phase.

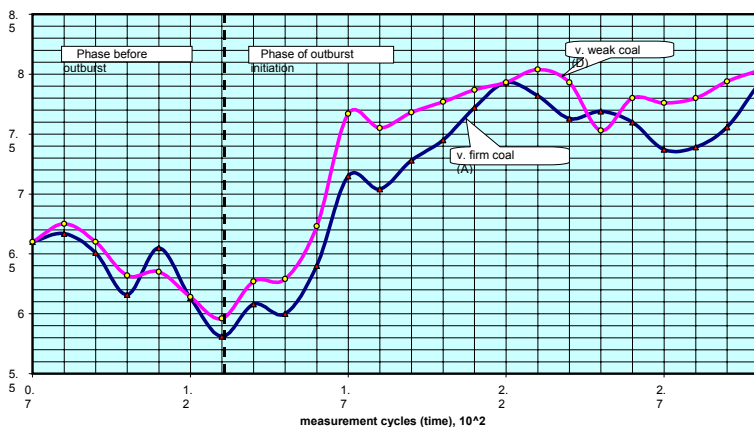


Fig. 3. Coal porosity in working face (0 – 1m) before outburst and in its initial phase

In excavation intersection with significantly bigger uncover plane, outburst phenomenon will be proportionate to its cross-section. Blowout (outburst) in the hole is suppressed by friction and resistance to motion of gas and rock molecules along hole walls. The magnitude of outburst and its duration depend on:

- cumulated kinetic energy in porous material, therefore on gas volume which causes swelling of porous frame and its bursting in case of content exceeding sorption volume of rock material (coal, sandstone, salt),
- volume of gas-rock mass in the structure of distorted rock environment named 'pocket' or 'gas trap',
- pressure gradient between non-outburst rock medium and outburst structure ('pocket' or 'trap'),
- frictional resistance and impact-impeding rock masses relocated to excavation.

Therefore, the basic criteria of outburst risk assessment are gas parameters. Among measurement methods and assessment criteria distinctive are (KRZYSTOLIK 2003):

- gas content in coal,
- gas pressure,
- intensity of gas outflow,
- firmness of coal,
- divisibility of core,

- drillings flow-off,
- other measurements and assessment criteria – propagation of seismic and ultrasound waves.

1.2 Outbursts of methane and rock hazard in coal mines of Jastrzębska Coal Company Inc. in light of ensuing occurrences and tests results

Gasgeodynamic phenomena which occurred in mines of the Upper Silesian Coal Basin since the occurrence of the biggest of them i.e. methane and rock outburst in KWK „Pniówek” on 23 August 2002, had not been treated by practitioners in the field of mining engineering with proper significance. This outburst caused dispersion of 250 m³ rocks and coal and outflow of 55 000 m³ methane, contributing to formation of explosion hazard in excavation on the way of air abstraction from the place of event to upcast shaft.

Yet another methane and rock outburst which took place on 22 November 2005 in KWK „Zofiówka” in carrying gangway in coal bed 409/4 in KWK „Zofiówka” has confirmed the possibility of occurrence of similar outbursts in the mines of the Upper Silesian Coal Basin. Increasing depth of carried out underground mining, at the same time increase of methane content of coal beds with simultaneous decrease of gas permeability of coal deposit in areas intact by excavation works, increase of porosity in areas of tectonic dislocations generates possibility of occurrence of methane and rock outburst in coal mines of the USCB. In the years 2008-2009 gas-dynamic phenomena took place in KWK: „Sośnica – Makoszowy”, „Brzeszcze – Silesia” and „Szczygłowiec”. So far in KWK „Zofiówka” it was demonstrated in detail the very influence of geological disturbance zones (faults, petering out of seams) on local changes of methane desorption intensity and coal firmness on the example of four driven excavations (PATYŃSKA, KIDYBIŃSKI 2008; WIERZBIŃSKI 2010). They were carried out in the scope of fault zone or in areas of seam thickness change. Increase of desorption intensity is connected with the decrease of coal firmness registered in the areas of geological disturbances zone. Moreover, before working face approaches to fault zones, decrease or increase of desorption intensity was maintained but not at the whole length of disturbance. Changes of desorption intensity indicator were indicated by distinct value deviations from average value as well as deviation from forecast change tendency. Local decrease of coal compactness of seam has been explicitly connected with fault zones.

The present state of knowledge (KRAUSE 2009) with reference to outburst hazard enables to forecast areas prone to their occurrence or threatened with squealers and rock outburst depending on a level of mining-geological and gas identification. In the Upper Silesian Coal Basin, squealer and rock outburst hazard is connected with deposit of high methane content, however, this parameter does not identify the hazard level explicitly. Although the decisive role of seam saturation with methane is undeniable in the outburst phenomenon, still it is not the only factor contributing to outburst occurrence. As it has been mentioned before, numerous studies have shown that outburst phenomena occur in zones of

rocks and coal mylonitized in the process of tectonic changes in the rock mass of small compactness and strength as well as low gas permeability.

Currently, it is known that in the Upper Silesian Coal Basin squealer and rock outburst hazard are inseparably connected with zones of high methane level of hard coal deposit. The decisive role of gas in the phenomenon is undoubted; however, it is not the only and sufficient factor to outburst occurrence. Apart from high content of methane in coal, in the outburst mechanism are significant structural and strength factors of coal and adjacent rocks.

South-western part of the USCB is the region of the highest methane content in hard coal deposits which was shaped by geological conditions and strong metamorphism connected with the Alpine orogenesis. Considerably thick impermeable blanket, high pressures and temperatures caused that coal seams exhibit strong level of carbonification and considerable content of thermogenic methane. This diversification of geological conditions resulted in two maximums of deposit methane content within the area of mines of the JSW S.A. The first maximum of methane level is connected with the presence of impermeable blanket. The second maximum of methane content is connected with strong metamorphism of Carboniferous rocks at the deep depth of deposition which caused increase of level of carbonification and significant, in connection with this, decrease of content of volatile matter, increase of thermogenic methane in coal, decrease of coal firmness, decrease of absorbing capacity of coal, which at high content of methane and low firmness of coal contributes to development of high pressure gradient within so called 'gas trap'.

Depiction of diversified saturation of hard coal deposit in Rybnik Coal District [Polish: Rybnicki Okręg Węglowy, ROW] was obtained on a basis of long term research on methane content, conducted by the Experimental Mine „Barbara” and the Mines Methane Drainage Enterprise "ZOK" [Polish: Zakład Odmetanowania Kopalń, ZOK] .

Hard coal mines in JSW S.A. are recognized as the most gaseous (methane) coal mines in Poland (KRZYSTOLIK 2003). The basic deposit gas saturating coal seams is methane. In trace amount associated gases are ethane and carbon dioxide. The level of saturation of coal seams with methane is diversified depending on mining area, coal deposit part, depth of deposition and also on level of distressing and degassing by underground mining. In predominant part of deposits, saturation is most frequently high and very high. Methane content of coal deposit ranges from $0.1 \text{ m}^3 \text{ CH}_4/\text{Mg}_{\text{CSW}}$ to $8 \text{ m}^3 \text{ CH}_4/\text{Mg}_{\text{CSW}}$ and above this value, reaching occasionally maximum contents of methane in coal from 16 to $30 \text{ m}^3 / \text{Mg}_{\text{CSW}}$.

In hard coal deposits in the Upper Silesian Coal Basin (the USCB), the highest methane content turned out to be areas in south-western part, including areas, in which coal mines of JSW S.A. are located. On the basis of research results concerning content of methane in coal seams, occurrence of two zones of maximum saturation with methane was found, in depth profile of deposition of hard coal deposit in Rybnik Coal District. According to these studies, the first methane content maximum occurs under carbon roof, under impermeable blanket of Tertiary and Quaternary layers. Depth of cover ranges here from 500 do 600 m,

while the first maximum of methane content occurs at the absolute depth from -150 to -200 m (relative depth 750 m). Isolating cover caused that in the upper part of carbon, coal seams accumulated big amounts of methane, while directly under isolating layers excess methane in a form of natural gas occurs. Methane content in seams in the zone of the first maximum often exceeded $10 \text{ m}^3 \text{ CH}_4/\text{Mg}_{\text{CSW}}$. It should be emphasized that the content of volatile matter and moisture content in coal have not shown abnormal values and are subject to change with depth regularly and gradually. The second maximum of methane content can be found only below absolute depth - 650 to -700 m (i.e. below 1000 m from 1100 to 1200 m from the surface). Within the range of the second maximum of methane content, methane in coal exceeds, as in the case of the first maximum $10\text{-}11 \text{ m}^3 \text{ CH}_4/\text{Mg}_{\text{CSW}}$. Below the depth of 1200 m more significant changes of content of volatile matter and moisture under the influence of igneous rock intrusion consisting in distinct lowering of their percentage value (KRZYSTOLIK 2003).

Gaseous phenomena in coal mines of this region, including also small outbursts in KWK „Zofiówka” in the years 1979-85 are connected with the first maximum of methane content. They occurred between the level of 308 and 580 m. In the range of the first maximum of methane content in mines of Rybnik Coal District, several gasdynamic phenomena were registered manifesting themselves in a similar way to squealers and rock outbursts.

Results of methane measurement in coal mines JSW S.A., provided by MAJCHERCZYK and JAKUBÓW (2007), show that average relative methane content was in the year 2006 about $17 \text{ m}^3/\text{Mg}$. In addition to which, in coal mines Krupiński and Pniówek were registered the highest values of methane content, as follows: $30.67 \text{ m}^3/\text{Mg}$ and $34.90 \text{ m}^3/\text{Mg}$. In coal mines Borynia, Jas-Mos and Zofiówka, the relative methane content was in the region of $6.23\text{-}26.95 \text{ m}^3/\text{Mg}$.

According to GATNAR (2008) methane content in coal mines of JSW S.A. in the year 2008 was subject to change. In coal mines Krupiński, Pniówek and Zofiówka the following were registered respectively: $31.57 \text{ m}^3/\text{Mg}$, $36.08 \text{ m}^3/\text{Mg}$ $30.24 \text{ m}^3/\text{Mg}$, whereas in coal mines Borynia and Jas-Mos $16.14 \text{ m}^3/\text{Mg}$ and $12.82 \text{ m}^3/\text{Mg}$. Therefore, the average value of methane content in the above mentioned mines has increased in the year 2008 to $27.18 \text{ m}^3/\text{Mg}$.

1.3 Causes of outbursts in Jastrzębska Coal Company Inc.

The basic characteristics of squealers and rock outbursts are their magnitudes determined by mass and volume of dispersed material and amount of released gas but also presence of post-explosion cavern. In addition, outbursts might be characterized by: their duration, intensity, range of scattered material, size composition of the dump etc. Inherent element of outburst description should be situation draft containing all mining and geological (tectonic) recognized distinguishing features together with post-explosion cavern.

From the list of gas geodynamic signs', drafted in 1983, it appears that the first such phenomenon was registered in KWK „Jastrzębie” (at present KWK „Jas-Mos”) in 1967. In the process of driving dip-heading in coal bed 505/1 from the level of ± 0 to the level of -120 m, at the level of -100 m ejection of coal block from western

side wall of weight of about 5-6 tons, combined with methane release occurred. There is lack of more precise information on this subject owing to marginal effects and lack of signs typical for outbursts.

The second- in chronological order but without marked date - was the occurrence in of then KWK „Manifest Lipcowy”, and currently KWK „Zofiówka”, which took place during shaft sinking 6 or 7 at the level of about -210m before opening coal bed 409. Having cut-through carbon roof and shaft sinking of about 10m by means of advancing exploratory borehole, deposition of strata in the distance of 4 m below bottom of the shaft was observed. Shooting about 2 up to 2.4 m of shaft caused methane release with the whole shaft intersection of 6 per cent concentration during the course of about 2 days. After drive down the bottom of the shaft, break of shelf and a mix of the whole excavated material with shaft coal deposited 4m below the bottom of the shaft before shooting was observed. Particular attention should be paid to the three events which took place on: 19.05.1979, 10.08.1979 as well as 12.06.1985 in KWK „Zofiówka”. These outbursts were well documented. They have found their reflection in specialist literature (KRZYSTOLIK ET AL. 2003).

Methane and coal outburst in KWK „Zofiówka” on 10.08.1979 - outburst occurred in cross-cut driver to fault from sub-wall drift F-5 in coal bed 360/3, layer 580 m. Excavation was carried out in order to examine fault deposition, at first in destressed part of seam. In the distance of 14 m from sub-wall drift F-5 in coal bed 360/3 excavation has passed the exploitation edge and was carried out further but not in destressed part of seam, reaching the length of 24 m. The immediate cause of outburst was the influence of pressure concentration in the mine face zone.

Methane and coal outburst in KWK „Zofiówka” on 12.06.1985 - outburst occurred in testing gallery H-5 in coal bed 403/1, level 580 m on 12 June 1985. The magnitude of outburst was: mass - 95Mg, methane volume -5000 m³. Seam thickness 3.0 m. The outburst occurred after conduction shooting. The gallery was driven along protected zone for blanket. The gallery axis was in parallel to a fault of thrust H=3 m. On the day of the event the excavation was 95m long. At 83 m from the commencement of exploitation a fault zone (h=1,0; 1,6; 0,8; 0,9 m) was observed of total width of 8 m.

Moreover, in 1987 in KWK „Pniówek” the following sudden releases of methane were registered (MAJCHERCZYK, JAKUBÓW 2007):

- 4.07.87 in parallel inclined drift S-4 in coal bed 363 occurred intensified methane release after shooting. In mine face on its right side a fault of thrust 0.6 m was observed.
- 15.06.89 sudden release of methane and mixture of water and sand from borehole of length 45 m and conducted at the angle of 70° in coal bed roof 363 from heading B-l. The cause of methane release was borehole connection of high gas and water pressure zone with the network of crevices and microcracks in roof layers.

Methane and rock outburst in drifted tubular glass to shaft II at the level of 1000 m on 23.08.2002 in KWK „Pniówek” - methane and rock outburst in tubular

glass is connected with the zone of the second methane content maximum. Below the level of 580 m (-300 m) as high as to level of -650 m methane content of coal seam was visibly lower. The analysis of this outburst according to JAKUBÓW ET AL. (2003), has shown diversification of methane content in coal with depth. In the roof part of Carboniferous period formations to the level of -300 m there are seams of high methane content – on average $9.0 \text{ m}^3 \text{ CH}_4/\text{Mg}_{\text{CSW}}$. Below the level of -300 m methane content has been lowered, between the level of -425 m and -550 m has reached the lowest value, on average $6.9 \text{ m}^3 \text{ CH}_4/\text{Mg}_{\text{CSW}}$, after that it increased up to about $9.4 \text{ m}^3 \text{ CH}_4/\text{Mg}_{\text{CSW}}$ below the level of -650 m above sea level. He presented methane saturation level of the deposit in KWK „Pniówek” is in accordance with the general trend of coal deposit methane saturation in mines of Rybnik Coal District.

This outburst regarding the amount of post-outburst masses displaced to excavation of about 250 m^3 (about 350 Mg) and amount of released methane $51\,448 \text{ m}^3 \text{ CH}_4$ (i.e. ca. $147 \text{ m}^3 \text{ CH}_4/\text{Mg}$ of post-outburst masses), was similar in magnitude to the outbursts registered in Walbrzych region in Lower Silesia. What also draws attention, is the shape of post-outburst cavern outlet and noticeable planes of lustrated shale slides which are also characteristic for typical rock outbursts and squealers. The quoted characteristics for post-outburst phenomena in majority of cases as the cause of ensuing phenomenon gives not only exceeding the acceptable values of critical parameters of gas (methane level). It is often stated that there are co-occurrences of faults, especially the local ones of small thrusts, possible to pass by longwall front.

2. Conclusion

The analyses of worldwide literature in the aspect of accurate criteria of coal and gas outburst initiation in excavation has shown that in every conditions of mining activity there should be specificity of deposit, especially of local range, taken into account. However, it should be emphasized that in the examined, regarding methane outburst and squealer hazard, face of excavation, the following researches are conducted both, directly in excavation face as well as laboratory tests in the scope of gas parameters and physical properties of coal.

On the basis of long-term observations and tests carried out by the Central Mining Institute in driven dog headings, increase of values of parameters characteristic for methane and rock outburst hazard in excavation conducted in vicinity of tectonic disturbances is observed. Outburst hazard increases in areas of geological disturbances interrupting seam continuity i.e. in areas which were connected with tectonically disturbed rock mass. It should be stated that zones of geological disturbances or coal structural change in conditions of high saturation level with methane should be always treated as dangerous regarding squealer and rock outburst hazard. Taking into account the above, the level of mining-geological and gas recognition of deposit should contribute to better identification of the level of squealer and rock outburst hazard.

The aim of determining i.a influence of physical properties, including mechanical and technological properties of coal in the USCB in aspect of their outburst properties are laboratory tests of coal layer in Libiąż, Łaziska, Orzeska and Ruda. On the basis of values of compressive strength and firmness, in accordance with current empirical knowledge of gasdynamic phenomena, coal was divided into prone and unsusceptible to coal and methane outbursts. Analysis of physical parameters values, including mechanical ones, has shown visible diversification of values of several of them. Taking physics of the phenomenon of coal and methane outburst, authors (BUKOWSKA, GAWRYŚ 2010) have proposed a new, criteria parameter of coal outburst properties, of which they considered friction. Its criteria value between coals prone and unsusceptible to outbursts was determined empirically, initially at the level of 0.65. From the analyses it also appears that both, coefficient of friction and firmness, in case of coals prone to outbursts have the lowest values.

In general, in the southern part of the USCB, and in particular in Rybnik Coal District [ROW], seams are mainly strongly rich in gas. There are then reasons to presume that in specific conditions gas-geodynamic phenomena may occur in them. These conjectures confirm that they also refer to sudden outbursts of coal and gas in the mines of Ostrawsko-Karwiński region. Regional forecast of methane and rock outburst hazard in the mines of Rybnik Coal District apart from reasons of geological, tectonic nature, carbonification and gas content, also take into account the fact that occurrence of this type of gas-geodynamic phenomena in mines of Ostrawsko-Karwiński Region (OKR). The presence of dangerous areas in respect of outburst probability in OKR in vicinity of area of mines of JSW S.A., should be taken into account in regional forecast.

The basis of local forecast is the majority of factors occurring in regional forecast; nevertheless, the most important indicator of methane and rock outburst hazard is the content of methane in coal, thus methane content criteria above $8 \text{ m}^3 \text{ CH}_4/\text{Mg}_{\text{CSW}}$, effective coefficient of methane diffusion in coal and sorption properties of coal.

Moreover, in the assessment of outburst hazard, it is recommended to take into account local microtectonics, encompassing disturbance only in seam or in seam and directly in surrounding rocks in roof and floor. Risk assessment of rock outburst hazard should be conducted on the basis of:

- tests results, after recognition of occurring tectonic disturbances of local scope, thrusts, underthrusts and anticlines and also on the basis of measurements of methane content occurring naturally in coal while opening out coal seams by stone excavations as well as measurement results of sorption and physio-chemical properties of coal,
- content of methane occurring naturally in coal, measured every 200 m of excavation advance in seam plane and with increased frequency within geological disturbances zone,
- intensity of gas desorption in exploratory borehole (criteria value 1,2 kPa),
- coal firmness f (criteria value $f < 0,3$),

- measurement of amount of drillings in case when desorption intensity exceeds the value of 1,2 kPa (criteria value above 4 l/m³ borehole).

Complexity of the issues referring to outburst occurrences necessitates conducting further scientific research oriented at identification of level of squealer and rock outburst hazard occurring in disturbed zones in hard coal mines of the Upper Silesian Coal Basin. Model testing in the scope of coal and rock porosity showed variability of this parameter, in particular at overrun of long wall in the roof up to about 3 m. Methods of separate elements and in particular rated among them Bonded Particle Model – BPM, are especially suitable for reproducing methane and coal outbursts as they allow to take into account a number of crucial for this occurrence factors, including:

- natural porosity of coal in seam,
- coal density and interaction of gravitational force,
- mechanical coal strength,
- internal friction and coal deformability (compressibility),
- pressure flow of slow gas (e.g. methane) through undisturbed seam and outburst masses,
- distant flow and final settlement of outburst masses in excavation,
- thermal effects of outburst process.

To sum up, it should be stated that influence of structure on gas parameters of rock mass is the basic criteria of outburst hazard assessment. Both, in macro- as in microtectonic scale, structural disturbances increase the probability of outburst occurrence, which is signified by statistics of sudden outflows, explosions and methane outbursts registered in hard coal mines of both, Lower and Upper Silesia of Polish hard coal mines.

References

- BAUM W.: *Das niederschlesisch – bohmisches Steinkohlenbecken*. Niederschlesische Steinkohlen – Bergbauhilfskasse, Wałbrzych, 1942
- BUBNOFF S.: *Geologische Verhältnisse der durch Kohlensauer – ausbrüche heimgesuchten Gruben*. Zeitschrift für das Berg. Hutten und Salinenwesen, Berlin, 1927
- BUDRYK W.: *Sposoby zwalczania nagłych wyrzutów węgla i gazu*. Materiały z prac Komisji. Zeszyty Geologiczne. Warszawa, 1965
- BUKOWSKA M., GAWRYŚ J.: *Właściwości fizyczne węgla GZW w aspekcie wyrzutów gazów i skał*. Kwartalnik AGH Górnictwo i Geoinżynieria. Kraków, 2010
- CIS J.: *Wyrzuty gazów i skał w Dolnośląskim Zagłębiu Węgla Kamiennego*. Wyd. Śląsk, 1971
- CYBULSKI CZ.: *Nowsze poglądy na migrację bitumitów wraz z próbą prognozowania zagrożenia wyrzutowego poprzez określenie „aureoli kontaktowej” na przykładzie pola 4 Kopalni Soli „Kłodawa”*. Mat. Z prac Komisji do spraw Zagrożeń Wyrzutami gazów i skał w KWK. Zeszyt 7. Wałbrzych 1983

- GATNAR K.: *Gospodarcze wykorzystanie metanu z pokładów na przykładzie rozwiązań JSW S.A.* Sympozyja i Konferencje nr 73. Mat. XXII Konferencji z cyklu Zagadnienia surowców energetycznych i energii w gospodarce krajowej. Ustroń 2008
- JAKUBÓW A., TOR A., TOBICZYK S.: *Wyrzut metanu i skał w drążonej lunecie rurowej do szybu II na poziomie 1000 m w KWK Pniówek - okoliczności, przyczyny i skutki.* Mat. Szkoły Eksploatacji Podziemnej. Wydaw. IGSMiE PAN. Kraków 2003
- KIDYBIŃSKI A.: *Podstawy Geotechniki Kopalnianej.* Wyd. Śląsk. Katowice 1982
- KIDYBIŃSKI A.: *Zmiany energetyczne przodkowej strefy pokładu bezpośrednio przed oraz podczas wyrzutu węgla i metanu.* Kwartalnik AGH Górnictwo i Geoinżynieria. Kraków. 2010
- KIDYBIŃSKI A.: *Zmiany gęstości węgla przyprzodkowej strefy pokładu – przed oraz podczas wyrzutu gazu i skał,* Kwart. GIG (Górnictwo i Środowisko), nr. 2. Katowice, 2009
- KIDYBIŃSKI A, PATYŃSKA R.: *Analiza zjawisk gazogeodynamicznych w kopalniach węgla kamiennego w Polsce i na świecie.* Prace Naukowe GIG, Katowice, 2008
- KOBIELA Z et al.: *Kompleksowe badania silnie metanonośnych pokładów w aspekcie możliwości wystąpienia wyrzutów gazów i skał w kopalniach ROW.* II Symp. Nt.: Kierunki zwalczania zagrożenia wyrzutami gazów i skał w kopalniach Dolnośląskiego Zagłębia Węglowego. Wałbrzych – Nowa Ruda, 1984
- KRAUSE E., SEBASTIAN Z.: *Raport roczny (1996-2008) o stanie podstawowych zagrożeń naturalnych i technicznych w górnictwie węgla kamiennego.* Praca pod kierunkiem prof. W. Konopko, GIG, Katowice, 20-32, 2006-2007
- KRAUSE E.: *Usystematyzowanie pokładów projektowanych do eksploatacji w kopalniach w aspekcie stopnia rozpoznania górnictwo-geologicznego oraz gazowego (Systematisation of seams designed for extraction in mines from the aspect of the mining-geological and gas recognition level)* Archiwum Górnictwa II kw. 2009
- KRZYSTOLIK P et al.: *Analiza i ocena stanu zagrożenia wyrzutami metanu i skał oraz stosowanych metod profilaktyki w kopalniach JSW.* Praca GIG KD Barbara. luty 2003
- KRZYSTOLIK P., KOBIELA Z.: *Nowe kierunki badań i rezultaty w tematyce metanowej kopalń węgla kamiennego.* Konferencja naukowo-Techniczna nt.: Zagrożenie metanowe w górnictwie, Ustroń, luty 1994
- MAJCHERCZYK T., JAKUBÓW A.: *Zagrożenia gazodynamiczne w kopalniach Jastrzębskiej Spółki Węglowej S.A.* Górnictwo i Geoinżynieria. Rok 31. Zeszyt 3/1. 2007
- MAJCHERCZYK T.: *Zagadnienie możliwości występowania zjawisk gazodynamicznych w świetle pomiarów przeprowadzonych w kopalniach.* Zeszyły Naukowe AGH, Seria Górnictwo, z. 157. Kraków 1990
- PARYSIEWCZ S., KOBIELA Z.: *Charakterystyczne własności stref wyrzutowych w oparciu o badania zaistniałych wyrzutów gazów i skał.* Zbiór referatów III Symposium nt.: Kierunki zwalczania zagrożenia wyrzutami i skał w kopalniach Dolnośląskiego Zagłębia Węglowego. Wałbrzych – Sobótka, 1986
- PATYŃSKA R., KIDYBIŃSKI A.: *Modelowanie zjawisk gazogeodynamicznych w pokładach jednorodnych i z uskokiem.* XXXI Zimowa Szkoła Mechaniki Górotworu i Geoinżynierii, 9-14 marca 2008, Wyd. Górnictwo i Geoinżynieria, Kwartalnik AGH, Kraków, Rok 32, Zeszyt 1, 2008
- SUCHODOLSKI Z.: *Wpływ struktury i zwężności węgla oraz ciśnienia górotworu na zagrożenie wyrzutami CO₂ i skał w rejonie wałbrzyskim.* Archiwum Górnictwa t. XII, Zeszyt 2, 1967
- SZEWCZYK K., KACZKOWSKI J.: *Występowanie i ewidencja wyrzutów gazów i skał oraz charakterystyka tego zagrożenia w Dolnośląskich Kopalniach Węgla.* Zbiór referatów. Konferencja nt.: Kierunki zwalczania zagrożenia wyrzutami gazów i skał w kopalniach Dolnośląskiego Zagłębia Węglowego, Wałbrzych – Sobótka, 1992

- WIERZBIŃSKI K.: *Wpływ stref zaburzeń geologicznych na zmiany wskaźników zagrożenia wyrzutowego*. Szkoła Eksploatacji Podziemnej, Kraków 2010
- WILLIAMS, R.J., WEISSMANN, J.J.: *Gas emission and outburst assessment in mixed CO and CH₄ environments*. Proc. ACIRL Underground Mining Sem. Australian Coal Industry Res. Lab., North Ryde, 12, 1995
- YUNXING CAO, DINGDONG HE, DAVID C. GLICK.: *Coal and gas outbursts in footwalls of reverse faults*, International Journal of Coal Geology, No 48, 2001

Základkové směsi HBZS pro likvidaci vydobytých prostor při hlubinné těžbě černého uhlí v OKR

Stowing mixtures produced by HBZS for liquidation of worked out spaces in underground coal mines of hard coal in the Ostrava-Karvina Coal Basin

Z. PAVELEK¹

1 OKD, HBZS, a.s., Ostrava

Abstract

The method of liquidation of worked out spaces in underground coal mines belongs to technical and operational factors that affect the process of stress re-grouping in the vicinity of mine workings and thus also the process of disturbance of structural units of rock massif where such mining workings are built. At the same time, it has not been unambiguously defined which, from the so far known technologies of liquidation of worked out spaces, is more favourable from the viewpoint of rockburst prevention.

The control of immediate roof of strata by means of a supporting and preventive effect of the stowing must meet certain mechanical and technological criteria, so as the stowing eliminates, in the specific case, the formation of critical stress condition in adjacent rocks and in a coal pillar, or the particular stowing at its compression should absorb a significant amount of stress.

OKD, HBZS, a.s. supplies the stowing mixtures based on granulation and filtration flue ash from power and heating plants to the Ostrava-Karviná coal mines. These mixtures are not used for the complete stowing of worked out areas, but as the filling among fragments of loosened rocks from the controlled caving situated in these spaces.

This contribution deals with technical and safety parameters of the stowing mixtures produced by HBZS and with the possibilities of their utilization at rockburst prevention in the Ostrava-Karviná Coalfield.

Klíčová slova

Základková směs, podpěrně-nosný efekt, seizmické vlnění, matice tlumení

1. Technologické charakteristiky základkových směsí HBZS

1.1 Typy a označení

K 1.7.2007 došlo k fúzi sloučením mezi společnostmi OKD, HBZS, a. s., jakožto nástupnickou společností a EKO-KARBO, a.s., jakožto zanikající společností. V důsledku této fúze se OKD, HBZS, a.s. stala producentem základkových směsí nesoucích označení výrobku „Základková směs HBZS“, a to ve třech typech (variantách) s označením „F“, „G“ a „Gc“. Všechny tři typy základkové směsi jsou výrobky na bázi tuhých produktů ze spalování uhlí.

1.2 Technologie výroby

Základková směs HBZS typ „G“ je vyráběna mísením popílků ze spalování uhlí v granulacích kotlích s optimálním množstvím vody. Základková směs HBZS typ „F“ je vyráběna mísením popílků ze spalování uhlí s přídavkem vápence ve fluidních kotlích s optimálním množstvím vody. U tohoto typu základkové směsi se uplatňují pucolánové cementační reakce a tím vzniká materiál s vazebnými schopnostmi. Základková směs HBZS typ „Gc“ je vyráběna mísením popílků ze spalování uhlí v granulacích kotlích s cementem a optimálním množstvím vody.

Základkové směsi HBZS se vyrábí jako plavící popílkové lité směsi, je tak umožněna jejich hydraulická doprava potrubím do důlních prostor s využitím tlakového spádu vyplývajícího z rozdílu výšek důlního prostoru a povrchu. Důlní prostory jsou tak dokonale vyplněny a požadovaných parametrů je dosaženo bez nutnosti hutnění.

Mísení vstupních produktů s optimálním množstvím záměsové vody (100 – 120%hm), případně s cementem (typ „Gc“) dle typu základkové směsi a jejího technologického využití v dole, je prováděno v souladu s provozními řády jednotlivých technologických zařízení výroben základkových směsí. V případě potřeby lze základkovou směs na jednotlivých výrobních také vyrábět ve schváleném mobilním mísicím zařízení. Typ základkové směsi je vyráběn dle potřeby technologie zakládání dolu.

Pevnost v prostém tlaku po 28 dnech zrání dle ČSN 736125 dosahuje u základkových směsí typu „F“ a „Gc“ hodnot $\sigma_{tl} \geq 0,25$ MPa. Jednoosá stlačitelnost základkové směsi typu „G“ v edometru dle ČSN CEN ISO/TS 17892-5 (721007) je menší než 0,2.

1.3 Využití v při hlubinné těžbě černého uhlí v OKR

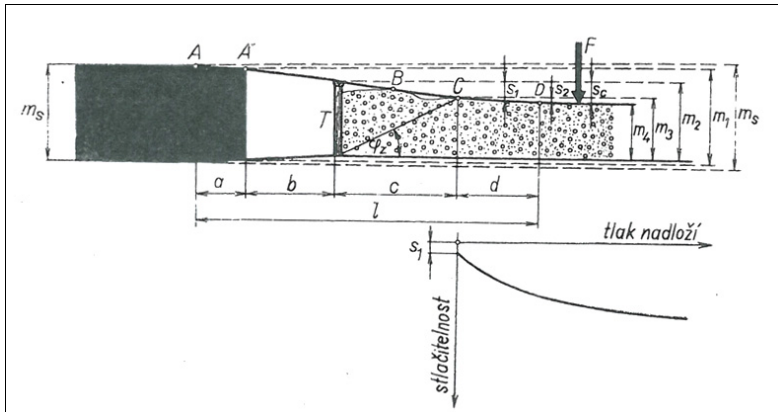
Využití předmětných základkových směsí v důlních podmínkách dolů OKD, a.s. spočívá v jejich specifickém použití jako materiálu pro stavbu hrází, zakládání volných prostor, stavbu ochranných žeber, vyplňování důlních děl nebo proplavování závalu vydobytých porubů. Využití základkové směsi v důlních prostorech je povoleno vždy v rámci schválených hornických činností Obvodním báňským úřadem v Ostravě.

2. Základka v protiotřesové prevenci

2.1 Základní požadavky na vlastnosti základky

Základní vlastností základky coby prvku protiotřesové prevence je její celková malá stlačitelnost, z níž následně rezultuje vytváření jejího plně podpěrně-nosného efektu přímého nadloží obnažovaného za linií postupující porubní fronty. Aby uvedený efekt plnil protiotřesovou funkci, musí ho být dosaženo v takovém časovém horizontu, bylo eliminováno vytváření kritického stavu kumulace napětí v horském masivu a jeho následné uvolnění formou důlního otřesu.

Průběh konvergence přímého nadloží a podloží při exploataci subhorizontálně uložené sloje stěnováním z pole se základkou (STRAUBE ET AL. 1972) schematicky znázorňuje obr. 1, z něhož je patrné, že počátek konvergence je určen polohou bodu *A* a její konec polohou bodu *D*.



Obr. 1. Schematický průběh konvergence nadloží a podloží při stěnování se základkou
Fig. 1. Schematic pattern of roof and floor convergence at longwall mining with stowing

Vzájemnou vzdálenost obou uvedených bodů je definováno konvergenční pásmo *l*, jež je možno rozčlenit na čtyři subpásma poskytující explanaci jak samotné konvergence přímého nadloží a podloží, tak i stlačování základkové výplně. Tato subpásma jsou na obr. 1 označena jako *a*, *b*, *c* a *d*, přičemž jejich charakteristiky jsou následující:

- subpásma předporubní (subpásma *a*)

předpokles nadloží a u zvedání počvy na kontaktu s uhelným pilířem, jež jsou doprovázeny působením pilířového (patkového) tlaku a změnou mocnosti z m_s na m_1 ,

- subpásmo otevřeného prubního prostoru (subpásmo b)
další konvergence přímého nadloží a podloží se změnou mocnosti z m_1 na m_2 , přičemž míra konvergence závisí na šířce otevřeného prostoru v subpásmu b , typu a charakteristice porubní výztuže, únosnosti stropu a počvy a také na rychlosti postupu porubní fronty,
- subpásmo komprimace ponechaných dutin (subpásmo c)
v tomto subpásmu určeném mocností m_3 a svahovým úhlem základky φ_z jsou za základkovým plotem T primárně komprimovány dutiny mezi přímým nadložím a základkou, sekundárně pak dutiny v základce samotné, přičemž vznik a velikost těchto dutin závisí na použitém typu základky, způsobu její realizace, dodržování technologické kázně při této realizaci a v neposlední řadě také ve vytváření tzv. základkových stínů při ponechání prvků výztuže v základce,
- subpásmo vlastního stlačování základkové výplně (subpásmo d)
počátek subpásma ve kterém již základková výplň klade odpor konvergujícímu přímému nadloží při svém současném stlačování je určen průsečíkem ramene svahového úhlu základky φ_z s konvergujícím přímým nadložím, tedy bodem C na obr. 1, konec subpásma pak vymezuje schematicky vyznačený bod D , v němž je základka stlačena na hodnotu m_4 a je již plně nosná,

Ze zjednodušeného schématu na lze odvodit vzorec (1) kvantifikující obecně celkovou skutečnou stlačitelnost použité základky v s_c (%):

$$s_c = \frac{m_2 - m_4}{m_2} \cdot 100 \quad (1)$$

Celková stlačitelnost základky s_c (%) je funkcí laboratorně stanovené stlačitelnosti použitého základkového materiálu s_m (%) a stlačitelnosti nevyplněných dutin s_{nd} (%) v subpásmu komprimace ponechaných dutin. Vzorec (1) lze pak vyjádřit vztahem (2) takto:

$$s_c = s_m - s_{nd} \quad (2)$$

Vztah (2) abstrahuje kategorii celkové stlačitelnosti základky také na jiné dobývací metody, než jen stěnování se základkou – např. na metodu pilířování, zátinkování apod.

Obecně lze konstatovat, že v první fázi bezprostřední nadloží poměrně stejnoměrně dosedá na základkovou výplň a komprimuje objemnější dutiny v základce do té míry, že jednotlivá zrna základky se dostávají do těsného vzájemném kontaktu. Dalším stlačováním základkové výplně její odpor pozvolně stoupá až do chvíle, kdy i nepatrnému stlačení odpovídá dynamický nárůst jak odporu základky, tak i tlaku na ni působícího. Na uvedené procesy stlačování základkové výplně má dílčí vliv jak fragmentace základkových zrn, tak i vlhkost základky. Tento vliv je však výrazně menší ve srovnání s vlivem primární hustoty založení vyrubaného prostoru zvoleným typem základky, která rezultuje z vlastní technologie zakládání.

Kvalitativním parametrem základkové výplně se tak stává rovněž čas, po jehož uplynutí klade základka určitý (požadovaný) odpor konvergujícímu bezprostřednímu nadloží a podloží vydobyté části sloje.

2.1 Možnosti využívání základkových směsí HBZS

2.1.1 Vypřihování závalových prostor porubů při stěnování na řízený zával

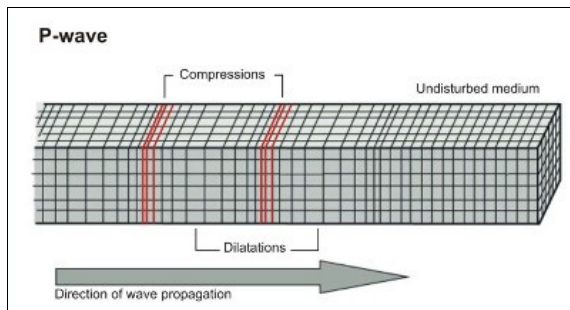
V současné době není v podmínkách OKR používána technologie dobývání stěnováním se základkou v pravém slova smyslu. Základkové směsi HBZS nejsou tedy využívány k tomu, aby zajišťovaly plně podpěrně-nosný efekt přímého nadloží obnažovaného za linií postupující porubní fronty v časovém horizontu zabezpečujícím eliminaci kritického stavu kumulace napětí v horském masivu a jeho následného uvolnění formou důlního otřesu.

Využití základkových směsí HBZS coby prostředku protiotřesové prevence realizované v OKR tak spočívá především ve zvyšování schopnosti absorpce seizmického vlnění závalovými prostory provozovaných, či ukončených stěnových porubu dobývaných na řízený zával. V daném případě tedy nedochází k plnému založení vydobytých prostor, ale pouze k částečnému vyplnění dutin mezi fragmenty rozvolněných závalových hornin.

2.1.2 Charakteristiky seizmického vlnění

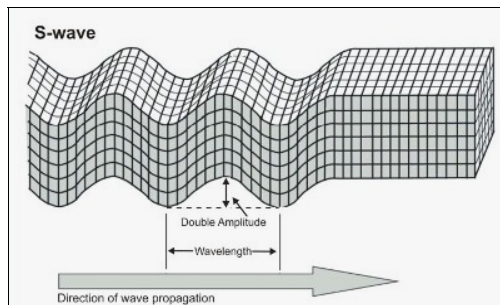
Uvolněním v horském masivu nashromážděné elastické energie je generováno vlnění, jež je tvořeno objemovými *P*-podélnými, objemovými *S*-příčnými a „*s* - povrchovými“ seizmickými vlnami, jež se vzájemně od sebe liší rychlostí šíření, vlastním pohybem částic i destrukčními účinky na činná důlní díla.

Při šíření *P* - podélných (primárních, longitudinálních) vln kmitají jednotlivé částice horského masivu shodně se směrem šíření vlny a dochází tak k periodické kompresi a dilataci stavebních jednotek masivu obr. 2. *P*-podélné vlny se mohou šířit v jakémkoli prostředí (pevné, kapalné, plynné), prochází tedy celým tělesem horského masivu a přestože se jedná o nejrychlejší typ elastických vln, způsobují minimální škody na činných důlních dílech.



Obr. 2. Podélné seismické vlnění (zdroj: <http://www.sci.muni.cz/>)
 Fig. 2. Longitudinal seismic wave motion (Source: <http://www.sci.muni.cz/>)

Při šíření *S*-příčných (sekundárních, transversálních) vln kmitají jednotlivé částice horského masivu kolmo na směr šíření vlny, a to v horizontální nebo vertikální rovině obr. 3. Z fyzikální podstaty vlnění jsou v kapalinách a plynech (zanedbatelná tečná napětí) předmětné vlny utlumovány, neboť se nemohou šířit médii s nulovou tuhostí. Rychlost šíření *S*-příčných (sekundárních, transversálních) vln představuje jen cca 50 až 60 % rychlosti šíření *P* - podélných (primárních, longitudinálních) vln. Přes tuto nižší rychlost je však průchod *S* - příčných (sekundárních, transversálních) vln horským masivem nebezpečnější, neboť způsobuje oscilaci horského masivu, jehož stavební jednotky se následně rozkmitají kolmo ke směru procházejícího vlnění a způsobí tak destrukci činného důlního díla.

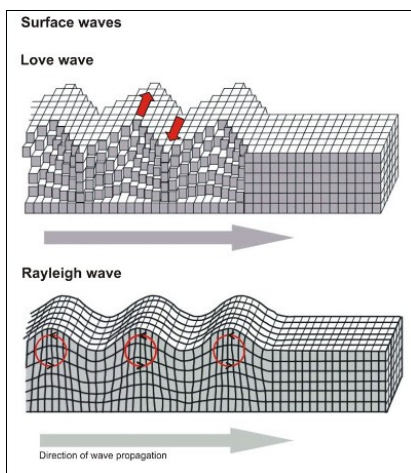


Obr. 3. Příčné seismické vlnění (zdroj: <http://www.sci.muni.cz/>)
 Fig. 3. Transverse seismic wave motion (Source: <http://www.sci.muni.cz/>)

Na přechodu hornina – důlní dílo se elastické vlnění šíří v podobě Loveho a Rayleighových *s*-povrchových vln (surface waves). Při obou typech vlnění se pohyb

stavebních jednotek horského masivu podobá pohybu těchto jednotek při S -příčném (sekundárním, transverzálním) vlnění. Zatímco rychleji se šířící Loveho s -povrchové vlny (surface waves) kmitají stavebními jednotkami masivu kolmo na směr vlnění v horizontální rovině, Rayleighovy s - povrchové vlny (surface waves) vyvolávají eliptický pohyb těchto jednotek v rovině vertikální kolmo na směr šíření těchto vln obr. 4.

Šíření s - povrchových vln (surface waves) představuje maximální rizika destrukce činných důlních děl, přestože rychlost jejich šíření je celkově nižší než rychlost šíření vln objemových tj. P - podélných (primárních, longitudinálních) a S - příčných (sekundárních, transverzálních). Maximalizace rizika je způsobena velkými amplitudami s - povrchových vln (surface waves) v jejichž důsledku dochází ke značným pohybům stavebních jednotek horského masivu jak v horizontálním, tak i vertikálním směru.



Obr. 4. Povrchové seismické vlnění (zdroj: <http://www.sci.muni.cz/>)
 Fig. 4. Surface seismic wave motion (Source: <http://www.sci.muni.cz/>)

Seismické vlnění horským masivem se šíří na základě tří hlavních principů:

- Huygensův princip - každá částice k níž dospěla elastická vlna se stává novým zdrojem vlnění;
- Fermatův princip - vlny prochází prostředím po dráze, která odpovídá minimálnímu času průchodu (ne vždy geometricky po nejkratší trajektorii);

- princip superpozice - vlny se šíří prostředím nezávisle na sobě (tj. vzájemně se neovlivňují).

Rychlostí jednotlivých výše uvedených seizmických vln predikuje P - S - s časový sled jejich průchodu danou částí horského masivu. Nejprve by tedy měl být zaznamenán průchod vln P - podélných (primárních, longitudinálních), následně vln S - příčných (sekundárních, transversálních) a nakonec vln Loveho s - povrchových (surface waves), s jistým zpožděním doprovázených průchodem Rayleighových s -povrchových vln (surface waves). V in-situ se ale tento sled může měnit, neboť fyzikální vlastnosti prostředí jimž dané vlny procházejí do značné míry ovlivňuje rychlost šíření vln

Horský masiv je nehomogenní (vrstvy různých fyzikálních vlastností, diskontinuity), čímž je do značné míry ovlivněn charakter šíření seizmického vlnění. Na jednotlivých rozhraních se tak může toto vlnění odrážet, přeměňovat nebo lámat, což závisí především na úhlu dopadu vln, hustotě fyzikálního prostředí a rychlosti šíření vln v tomto prostředí. Uvedenými pochody vznikají a následně se šíří horským masivem vlny odražené, přeměněné nebo lomené. Zvláštním případem je pak vlna refragovaná, která vzniká při průchodu seizmického vlnění fyzikálním prostředím se spojitě se měnící se hustotou.

2.1.3 Absorpce seizmického vlnění závalovými prostory porubů při stěnování na řízený zával

Absorpci seizmického vlnění závalovými prostory porubů při stěnování na řízený zával lze popsat rovinně-deformačním modelem, který vyžaduje zadat materiálové tlumení pomocí v praxi obtížně stanovitelných koeficientů α_R a β_R . Rayleighova proporcionálního tlumení. Časově závislé objemové změny soustavy vznikající vlivem jejího dynamického zatížení vyjadřuje rovnice vektorového zatížení (3), která je v programu Plaxis určeném k modelování dynamického zatížení metodou konečných prvků zapsána ve tvaru (HRUBEŠOVÁ, LUŇÁČKOVÁ, 2005):

$$F = M \cdot \ddot{e} + C \cdot \dot{e} + K \cdot e \quad (3)$$

kde	F	- vektor zatížení,
	M	- hmotnostní matice,
	\ddot{e}	- vektor zrychlení (časově závislá proměnná),
	C	- matice tlumení,
	\dot{e}	- vektor rychlosti (časově závislá proměnná),
	K	- matice tuhosti,
	e	- vektor posunů (časově závislá proměnná).

Materiálové tlumení způsobené viskozitou, třením a plasticitou daného materiálu je v rovnici (3) představováno maticí tlumení C .

Soustava, jejíž součástí jsou seizmické vlnění absorbující závalové prostory porubu při stěnování na řízený zával, je soustavou slabě (proporcionálně) tlumenou, kdy

matice tlumení C je lineární kombinací hmotnostní matice a matice tuhosti podle výrazu (4):

$$C = M \cdot \alpha_R - K \cdot \beta_R \quad (4)$$

Zatímco koeficient α_R Rayleighova proporcionálního tlumení odráží vliv objemu tlumené soustavy (s rostoucí hodnotou koeficientu α_R klesají frekvence pohlcovaného vlnění), tak koeficient β_R tohoto tlumení determinuje působení tuhosti tlumené soustavy systému (s rostoucí hodnotou koeficientu β_R rostou frekvence pohlcovaného vlnění).

Koeficienty Rayleighova proporcionálního tlumení je možno kvantifikovat pomocí poměrného tlumení ξ (-) podle vztahů (5) a (6):

$$\alpha_R = \xi \cdot 2 \cdot \pi \cdot f \quad (5)$$

$$\beta_R = \xi / (2 \cdot \pi \cdot f) \quad (6)$$

Rychlost šíření podélné elastické vlny v_p (m.s⁻¹) a příčné elastické vlny v_s (m.s⁻¹) definují rovnice (7) a (8):

$$v_p = \sqrt{\frac{E_{oed}}{\rho}} = \sqrt{\frac{E \cdot (1 - \sigma)}{\rho \cdot (1 + \sigma) \cdot (1 - 2 \cdot \sigma)}} \quad (7)$$

kde E_{oed} - oedometrický modul; Pa,
 ρ - hustota prostředí; kg.m⁻³,
 E - modul pružnosti v tahu; Pa,
 σ - Poissonova konstanta;

$$v_s = \sqrt{\frac{G}{\rho}} = \sqrt{\frac{E}{2 \cdot \rho \cdot (1 + \sigma)}} \quad (8)$$

kde G - modul pružnosti ve smyku; Pa.

Kromě definice dynamického zatížení horninového masivu stanovené vektory zrychlení, rychlostí a posunů je také možné toto zatížení určit z obecné rovnice (9) harmonického zatížení $F(t)$, které patří do skupiny periodických zatížení:

$$F(t) = F \cdot \sin(\omega \cdot t + \varphi) \quad (9)$$

kde F - amplituda síly,

- ω - kruhová frekvence síly,
- t - čas,
- φ - fázový posun.

Rovnice (9) je využívána i při modelování dynamického zatížení metodou konečných prvků, kdy v programu Plaxis je zapsána výrazem (10) takto (HRUBEŠOVÁ, LUŇÁČKOVÁ, 2005):

$$F = M^{\wedge} \cdot F^{\wedge} \cdot \sin(\omega \cdot t + \varphi_0) \quad (10)$$

- kde
- M^{\wedge} - amplituda zatížení,
 - F^{\wedge} - velikost zatížení,
 - ω - úhlová rychlost ($\omega = 2\pi f$, kde f je frekvence),
 - t - čas,
 - φ_0 - úhel fázového posunu.

Aby výpočtový model poskytl nezkreslené a reálné výsledky, je potřeba eliminovat zpětný odraz dynamickým zatížením způsobených přírůstků napětí na hranicích modelu, a to společným zadáním tzv. absorpční podmínky a klasických okrajových podmínek geometrického charakteru.

Rovinně-deformačních dynamické úlohy je potřeba optimalizovat stanovením hranic modelu tak, aby nebyly zkreslovány výsledky řešení blízkou lokalizací zdroje zatížení a také s ohledem na výkon počítače snižující nepřiměřenou dobu zpracování úlohy při zadání zbytečně velkého modelu.

3. Závěr

Využívání základkových směsí HBZS v protiotřesové prevenci OKR je limitováno jak jejich fyzikálními vlastnostmi, tak i výhradní revírní dobývací metodou, tedy stěnováním z pole na řízený zával. Není tak možné pomoci předmětných směsí vytvářet plně podpěrně-nosný efekt přímého nadloží obnažovaného bezprostředně za linií postupující porubní fronty a využívat jej v daném konkrétním případě k eliminaci vytváření kritického napětového stavu v okolním masivu, či k absorpci části uvolňujícího se napětí při vlastní kompresi základkové směsi.

Významně by se však tato situace změnila v případě alternativních způsobů dobývání, které z technologického hlediska umožňují podpěrně-nosný efekt základkových směsí HBZS plně využívat (např. metoda komora-pilř). Technologické hledisko je reprezentováno především možností stavby opěrných filtračních peření v relativně přesně definovaných přístupných profilech výrubů dobývané sloje, kdy

tato peření zajistí vysokou míru hustoty vyplnění zakládaných prostor aplikovanou základkovou směsí, a to vč. obtížně založitelných trhlin v bezprostředním nadloží.

Hlavním přínosem základkových směsí HBZS v protiotřesové prevenci OKR se tak v současné době stává zvyšování schopnosti absorpce seizmického vlnění závalovými prostory porubů dobývaných metodou stěnování na řízený zával. Tato absorpční schopnost je prezentována maticí tlumení dané části horského masivu, pro jejíž stanovení má největší význam správná kvantifikace Rayleighových proporcionálních koeficientů tlumení. Nejvhodnější kvantifikační metodou jsou laboratorní zkoušky příslušných materiálů nebo jejich kombinací (např. kombinace základková směsí HBZS a rozvolněných závalových hornin různé fragmentace).

V praxi protiotřesové prevence OKR má aplikace základkových směsí HBZS do vydobytých částí horského masivu význam zejména v možném prodloužení prostorově a časově ochranného účinku vydobyti ochranné sloje (BÁŇSKÉ PŘEDPISY IV. 2005) a také ve zlepšení ochrany povrchu před účinky bezvýlomových trhacích prací velkého rozsahu, spočívající v absorpci části seizmického vlnění vzniklého v důsledku trhací práce a šířícího se k povrchu.

Literatura

HRUBEŠOVÁ, E, LUŇÁČKOVÁ B. 2005. *Technické list - Stanovení vhodnosti SW vybavení pro modelování dynamických úloh, základní charakteristiky dynamického modelu* [on-line]. CIDEAS [cit. 2010-03-31].

Dostupné z URL:<http://www.cideas.cz/free/okno/technicke_listy/2tlv/3122-1.pdf

BÁŇSKÉ PŘEDPISY IV. 2005. *Vyhláška Českého báňského úřadu č. 659/2004 Sb. o bezpečnosti a ochraně zdraví při práci a bezpečnosti provozu v dolech s nebezpečím důlních otřesů, Pokyny (Pracovní pravidla) k vyhlášce č. 659/2004 Sb., komentované znění*, MONTANEX, a.s., Báňské publikace, 2005. 47 s. ISBN 80-7225-180-5. s. 23.

PŘÍRODNÍ KATASTROFY A ENVIRONMENTÁLNÍ HAZARDY - MULTIMEDIÁLNÍ VÝUKOVÁ PŘÍRUČKA [ON-LINE]. PŘÍRODOVĚDECKÁ FAKULTA MASARYKOVY UNIVERZITY, [cit. 2010-03-31]. Dostupné z URL:<<http://www.sci.muni.cz/~herber/quake.htm>

STRAUBE, R. ET AL. 1972. *Důlní otřesy v karbonském pohoří*. 1. vyd. Praha: SNTL- Nakladatelství technické literatury, 1972. 440 s. DT 622.831.32. s. 191.

Interpretace napětí na základě řešení ohniskových mechanismů

Stress state interpretation based on focal mechanism solution

J. PTÁČEK¹ & E. MOŘKOVSKÁ²

1 Institute of Geonics AS CR, v. v. i., Ostrava

2 Green Gas DPB, a.s., Paskov

Abstract

Knowledge of stress strain fields and their development is the fundamental for all mine working and for its right planning most importantly in the rock burst risk regions. A model of recent stress fields in the Czech part of the Upper Silesian Coal Basin has been interpreted. Stresses causing Variscan structural tectonic pattern in USCB based on paleostress analyse have been took for starting point of research. It was took account the influence of Alpine deformation due to Carpathian nappes. There were more stress tensor gauging realised for recent stress state determination in the region above all using hydrofrac and treated overcoring methods during last ten years. It's becoming apparent that for information of recent stress fields is usable the interpretation of focal mechanisms of energetic significant mine induced seismic events, which were observed here more than ten years. In this contribution there are presented the results of the interpretation of focal mechanisms and their conclusions obtained up to now.

Klíčová slova

Napětí, napět'ová pole, ohniskové mechanismy.

Úvod

Důlní otřesy vznikají za spolupůsobení přírodních a technologických faktorů. Obecně se má zato, že hlavními příčinami horského otřesu jsou nepříznivé geologické a geomechanické vlastnosti strukturních jednotek horského masivu a konsekvantně tím způsobená nepříznivá, nerovnoměrně rozložená napět'ová pole.

Pro verifikaci tvaru napět'ových polí a strukturního, napět'odeformačního modelu interpretovaného na základě paleonapět'ové analýzy v české části hornoslezské pánve byla v rámci řešení projektu GAČR realizována měření pro zjišťování recentních napětí. Záměrem výzkumu bylo vytvoření modelu napět'odeformačních polí v sedimentárním uhelném ložisku a jeho srovnání s

původním modelem interpretovaným na základě paleonapěťové analýzy. Pro studium byla vybrána nejvýchodnější část karvinské dílčí pánve. V první fázi byla použity veškeré dostupné údaje důlních měření strukturně tektonických prvků a na základě jejich analýzy zpřesněna původní modelová koncepce variské a alpské kinematiky. Současně pokračovala strukturně tektonická měření v části zatížená vlivem vněkarpatských příkrovů v jižní části Dolu ČSM. Tato analýza byla doplněna měřeními horizontálních složek napětí metodou hydrofrac aplikovanou v lokalitách východní části OKR, kde bylo možné, na základě předchozích strukturně tektonických interpretací předpokládat různé tvary napěťových polí a různé distribuce napětí. Navíc byla získána data o seismicitě v zájmové oblasti. Na základě vlnových obrazů monitorovaných seismických jevů byly interpretovány jejich ohniskové mechanismy. Kompilací všech těchto měření, interpretací a analýz byla vytvořena napěťová mapa zpřesněného stavu napětí v nejvýchodnější části karvinské dílčí pánve v blízkosti akrečního klínu v apikální části variské orogenní fronty v oblasti křížení dvou kompresních struktur tzv. centrálního přesmyku a nově interpretovaného východního přesmyku. V našem příspěvku se zabýváme interpretací vlnových obrazů významných seismických jevů, jejichž analýza přispěla k novým poznatkům o napěťových polích v oblastech exploatace, ale i v oblastech relativně vzdálených od současného dobývání.

1. Interpretace seismických záznamů

Naše interpretace ohniskových mechanismů významných seismických jevů je založena na principu řešení seismického momentového tenzoru inverzní metodou. Analyzovány jsou pouze energeticky významné jevy, za něž považujeme jevy s vyzářenou energií řádu vyšších než 10^4 J. Obě nodální roviny jsou konstruovány na základě objemových změn v ohniskové oblasti a následně je identifikována strukturně významná zlomová (smyková) rovina. Konečně pro každý model jsou strukturní roviny zobrazeny běžně používanými beach ball diagramy.

V roce 2008 bylo ve východní části karvinské dílčí pánve monitorováno 250 významných seismických jevů a v roce 2009 bylo zaznamenáno dalších více než 200 takovýchto jevů. Analýza ohniskových mechanismů významných seismických jevů rozšiřuje informační bázi o lokálních napěťových polích v okolí dobývaných slojí. Ohniskové mechanismy několika vybraných jevů jsou presentovány v obr. 1. První srovnání s výsledky jiných interpretací napěťodeformačních polí v nejvýchodnější oblasti karvinské dílčí pánve naznačují, že v některých případech se směry horizontálních složek napěťového tenzoru σ_H (maximální) a σ_h (minimální) s jinými měřeními shodují. Existují však případy, kdy ke shodě nedochází. S největší pravděpodobností je to způsobeno nepřesností odečítání vstupních údajů. Přesto je nutno vzít v úvahu také možnost, že napěťová pole v blízkosti dobývaných porubů jsou touto činností ovlivňována a deformována.

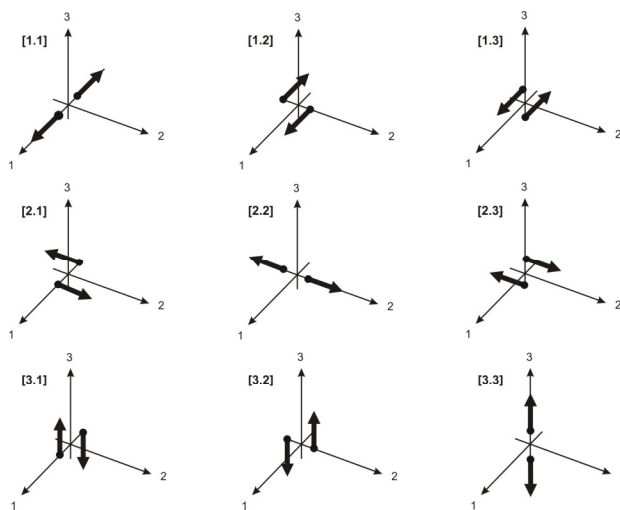
1.1 Interpretace využívající výsledků monitoringu seismických jevů v OKR

Součástí sledování seismicity v OKR jsou také grafické výstupy řešící pohyby v ohniskové oblasti vypočtené a konstruované na základě objemových změn. Využívají stejných teoretických principů jako řešení ohniskových mechanismů zemětřesení, tedy řešení seismického momentového tenzoru inverzní metodou. Seismický momentový tenzor je definován rovnicí:

$$M = \mu \cdot u \cdot A$$

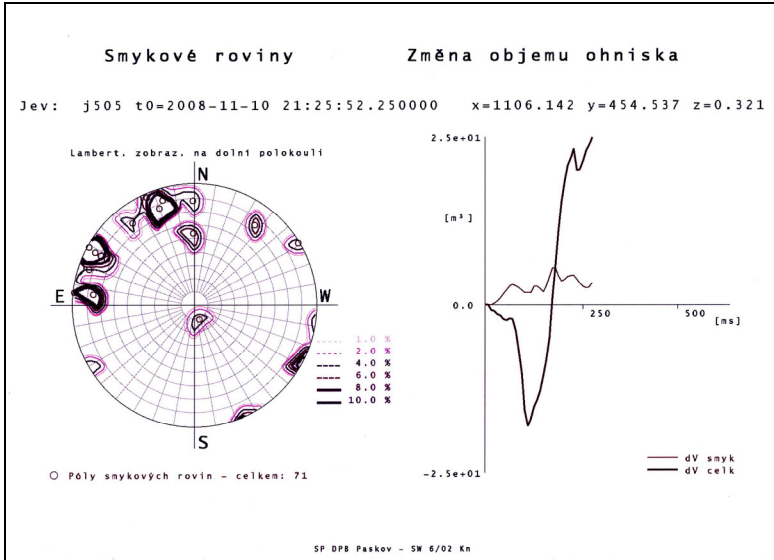
kde: μ smykový modul
 u přemístění na zlomové ploše
 A aktivní plocha posunutí

Lze jej znázornit v prostoru devíti dvojicemi sil jak je uvedeno na obr. 1.

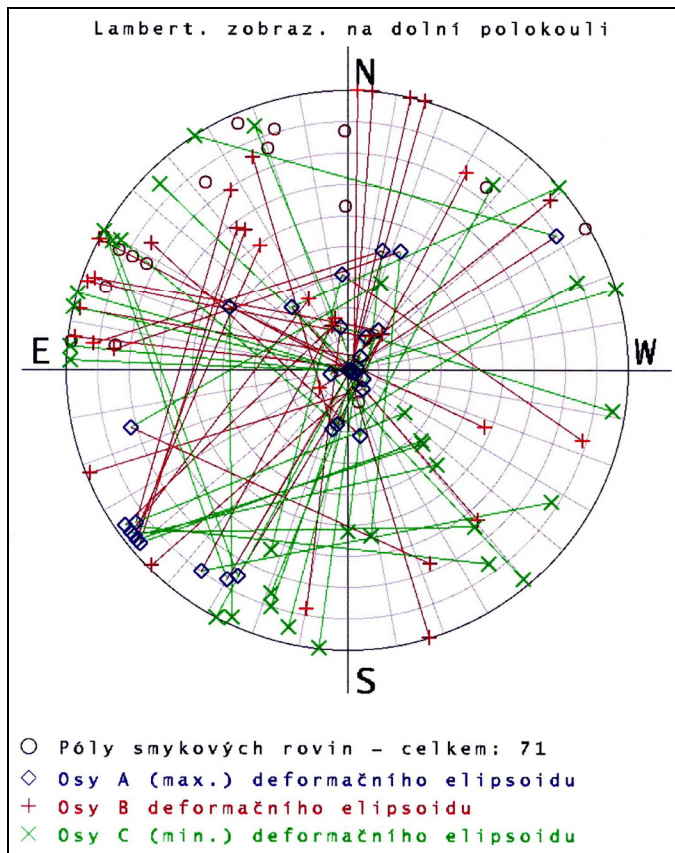


Obr. 1. Devět dvojic sil seismického momentu (upraveno podle Aki and Richards 1980)
Fig. 1. The nine forces couples of seismic moment (modified after Aki and Richards 1980)

Protože výpočtové programové vybavení DPB již postrádá zdrojové programy, je nutno pro znázornění „beach ball“ diagramu využívat jejich grafických výstupů. Grafický výstup je zobrazením časového průběhu změn objemu ohniskové oblasti a známých statistických diagramů smykových ploch (obr. 2) a následně grafické znázornění statisticky vyjádřených os minimálních, středních a maximálních složek elipsoidu deformace (obr. 3).



Obr. 2. Změny objemu ohniska a smykové roviny seismického jevu (j505)
 Fig. 2. The volumetric changes in focal zone and the diagram of slip planes of seismic event (j505)



Obr. 3. Statistický diagram os deformačního elipsoidu promítnutý stereoprojekcí
 Fig. 3. Statistical diagram (Stereonet) of deformation ellipsoid axis

Z poslední jmenovaného obrázku, lze graficky sestavit „beach ball“ diagramy. Konstrukce je značně náročná a mnohdy v nepřehledném obrázku neproveditelná. Navíc je nutno počítat, že mnoho průsečíků je s ohledem na přesnost grafického odečtu smykových ploch vícenásobná. Proto jsme hledali jinou možnost interpretace ohniskových mechanismů.

1.2 Jednoduchá grafická interpretace

V geologické praxi je řešení ohniskových mechanismů založeno na odvození momentového tenzoru z analýzy souboru vlnových obrazů. Pro nalezení jednotlivých složek seismického momentového tenzoru existuje více metod. Výsledné, hojně používané „beach ball“ diagramy lze získat grafickou metodou

ručně. Na základě hrubého stanovení pozice epicentra známe lokalizaci a čas vzniku seismického jevu. Na jednotlivých seismických stanicích zaznamenáme vlnové obrazy jevu. Dále vypočteme vzdálenosti stanic a epicentra a z těchto vzdáleností a hloubky epicentra pod povrchem lze stanovit úhel mezi svislicí v epicentru a spojnicí epicentra a příslušné seismické stanice. Tento úhel označujeme jako emergenční úhel. Pro konstrukci výsledných diagramů je dále nutné znát hodnoty azimutů spojnic epicentra a seismických stanic a smysl prvního nasazení P vln na jednotlivých stanicích. Pro znázornění je nevhodnější použít zobrazení stereografickou projekcí a konstrukcí ve spodní hemisféře Lambertovy sítě. Po vynesení průsečíků se spodní hemisférou a jejich rozlišení podle smyslu nasazení lze konstruovat ve stereoprojekci dvě nodální roviny, navzájem kolmé, oddělující vzájemně průsečíkové body znázorňující první nasazení „dolů“ a první nasazení „nahoru“. Skupiny bodů, průsečíků s prvním nasazením vlny „nahoru“ vymezují kompresní část diagramů, opačně s prvním nasazením „dolů“ pak tahové části diagramů. Z takových diagramů lze již bez dalších úprav konstruovat „beach ball“ diagramy.

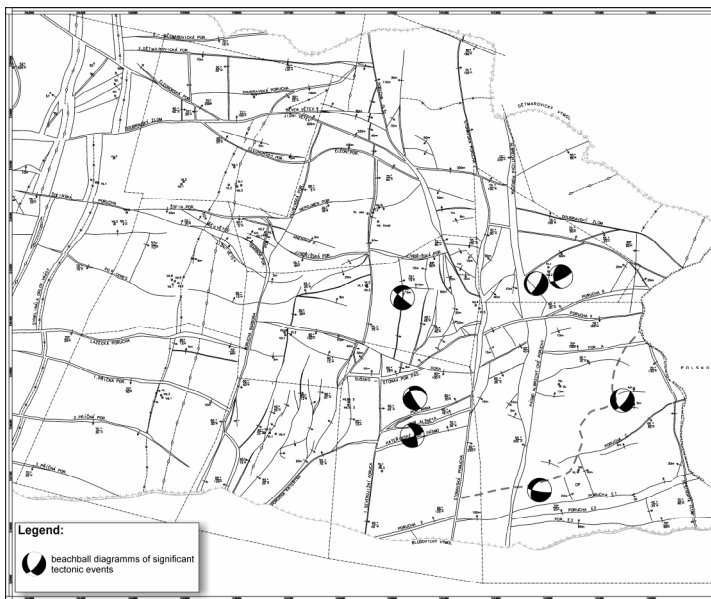
2. Výsledky a závěry

Variská tektonická struktura hornoslezské pánve je v jihovýchodní části významně ovlivněna tektonickým zatížením západokarpatských příkrovů a sedimentárním zatížením vněkarpatské předhlubně. Pro potvrzení této hypotézy byla v oblasti nejvýchodnější části karvinské dílčí pánve realizována měření strukturních prvků a paleonapětová analýza. Tato měření byla ověřována měřeními recentních napětí hydrofrac a interpretací napětí z řešení objemových změn v ohniskové oblasti.

Ukazuje se, že řešení mechanismů ohnisek vhodně doplňuje údaje o recentních napětíových polích. Přestože metodou hydrofrac jsou zjišťovány pouze horizontální složky napětí, na rozdíl od „beach ball“ diagramů, které znázorňují kompresní a tahové složky prostorově, lze konstatovat velmi dobrou shodu se směry zjištěnými měřeními strukturních prvků v dole i s výsledky měření hydrofrac. Ukázky „beach ball“ diagramů jsou na obr. 4. Zatímco v severní části karvinské dílčí pánve převládá u beach ball diagramů S-J směr odpovídající směru kompresních tektonických struktur, je zřejmé že v jižní části rotuje do směru SZ-JV.

Navíc je zřejmé, že i jednoduchou interpretací některých seismických jevů by bylo možno přispět k lepšímu poznání lokálních napětíových polí, zejména v oblasti dobývání a jejich využití při prognóze nepříznivých napětíových stavů. To by konsekventně mohlo přispět ke zvýšení bezpečnosti hornické práce, pro níž představitelí otřesy stále hlavní objektivní nebezpečí.

Tento výzkum je financně podporován Grantovou agenturou České republiky (projekt No. 105/08/1625).



Obr. 4. "Beach ball" diagramy seismických jevů v nejvýchodnější části karvinské dílčí pánve
 Fig. 4. „Beach ball“ diagrams of seismic events in easternmost part of Karviná subbasin

Literatura

- GRYGAR R., ADAMUSOVÁ M., DOLEŽALOVÁ J., KALEDOVÁ J. (1989): *Strukturní pozice a paleodynamický vývoj hornoslezské pánve, zvláště její karvinské části, vzhledem ke genezi důlních otřesů*. Sborník vědeckých prací Vysoké školy báňské v Ostravě, č. 1, roč. XXXV., řada hornicko-geologická, čl. 1001, 39 - 84, Ostrava.
- GRYGAR R., PTÁČEK J., WELSER P. (1998): *Fault - propagation Fold and Thrust Tectonics of the Upper Silesian Coal Basin*. Geolines Nr 6, Geological Institute, AS CR, p. 18 - 19, Praha.
- HEIDBACH, O., TINGAY, M., BARTH, A., REINECKER, J., KURFES, D., AND MÜLLER, B. (2008): *The 2008 release of the World Stress Map* (available online at www.world-stress-map.org).
- HOK, J., BIELIK, M., KOVAC, P. & ŠUJAN, M. 2000 : *Neotectonic charakter of Slovakia*. Mineralia Slovaca, 32, 459 -470.
- KNOTEK S., MOŘKOVSKÁ E. (1998): *The interpretation of the seismograms registered by the seismic network in Ostrava - Karviná Coal Basin*. Polsko - Czesko - Slowackie Sympozjum Geofizyki Gorniczej, Wisla , Polska.
- KONIČEK P., PTÁČEK J. (1999): *Evidence of Variscan Accretionary Wedge in the Eastern Part of Upper Silesian Basin in OKR*. Geolines Vol. 8, Institute of Geology, AS CR, 38, Praha.
- AKI K., RICHARDS P.G. (1980): *Quantitative seismology, theory and methods*. In Lund B., 2000: Crustal stress studies using micrearthquakes and boreholes, Acta Universitatis Uppsalsensis, 75 pp, Uppsala.

Development of mining induced stress over coal pillars during depillaring in Indian coalfields

A. K. SINGH & R. KUMAR

Central Institute of Mining and Fuel Research, Dhanbad, Jharkhand, India

Abstract

Considerably large number of coal seams in India is developed on pillars. To meet the growing demand of coal in the country, the mining industry is looking for final extraction i.e., depillaring of coal seams standing on pillars. The amount and pattern of vertical stress induced over natural supports (pillars) due to mining is of vital importance for the success of a depillaring operation. Both, magnitude and range of the mining induced stresses play significant role in support planning, manner of depillaring, efficacy of rock mass reinforcement and virtually controls production, productivity and safety of the underground workings. Earlier, an empirical relationship was developed to estimate the range of influence and value of ultimate mining induced vertical stress on the coal pillars facing goaf line. However, this study was done by the analysis of *in situ* stress observations at only five depillaring faces with varying geo-mining conditions. For development of a better empirical relationship, further field monitoring is done at sixteen more depillaring faces at different depth of covers varied from 44 to 244 m. The geo-mechanical properties of overlying roof strata were also determined at all these sites to assess their caving characteristics in terms of CMRI (presently, CIMFR) caveability index, which varied from 1000 to 10000 for the studied sites. This paper presents the outcomes of the *in situ* studies of development of mining induced stress during depillaring under varying geo-mining conditions in detail. Based on the results of this study, earlier developed empirical relationship is modified for estimation of the range of influence and the value of ultimate mining induced stress (vertical) over the coal pillars for Indian coalfields.

Keywords

Bord and pillar; Field monitoring; Depillaring, Mining induced stress; Depth of cover; Roof caveability.

Introduction

In underground coal mining, bord and pillar of different shapes and sizes are the two basic structures. Stability of these structures is being, generally, threatened by two types of stresses: mining induced stress (SINGH ET AL. 1996) and *in situ* stress (SHEOREY 1994). However, *in situ* stress is more or less static in nature for a

particular site but the mining induced stress is highly correlated with strata equilibrium dynamics around the goaf edge. A conceptual model of the mining induced stress (vertical) development around the working face at different stages of an underground excavation is shown in fig. 1.

Underground coal mining in India often experiences strata control problems due to presence of massive and strong overlying strata (GUPTA ET AL. 1992) (SHEOREY ET AL. 1995) (SINGH 2004). In fact, caving of roof strata is, generally, delayed and takes place after a large overhang during final extraction (de-pillaring). The large overhang results in development of high value of mining induced stresses and dynamic loading on supports (both, natural and applied) during their breaking for fall. Here, an assessment of nature and amount of mining induced stress development is an important factor for proper arrangement and design of the support to arrest the adverse affects of the caving. Absence of an estimation of nature and amount of mining induced stress may cause a substantial mismatch of the support during the final extraction, which is a potential source of threat for safety of underground coal mining.

Due to complex rock mass behavior under changing stress conditions of underground coal mining, an empirical formulation on the basis of field observations is developed for assessment of nature and amount of mining induced stress development during de-pillaring. Accordingly, CMRI (Now CIMFR) earlier attempted to develop an empirical formulation (SINGH ET AL. 1996) and, therefore, undertook a field investigation to visualise the nature of development of mining induced stress under varying geo-mining conditions of Indian coalfields. But the study remained limited to only five sites due to challenging nature of the associated field observations. Recently, another Science and Technology (S&T)

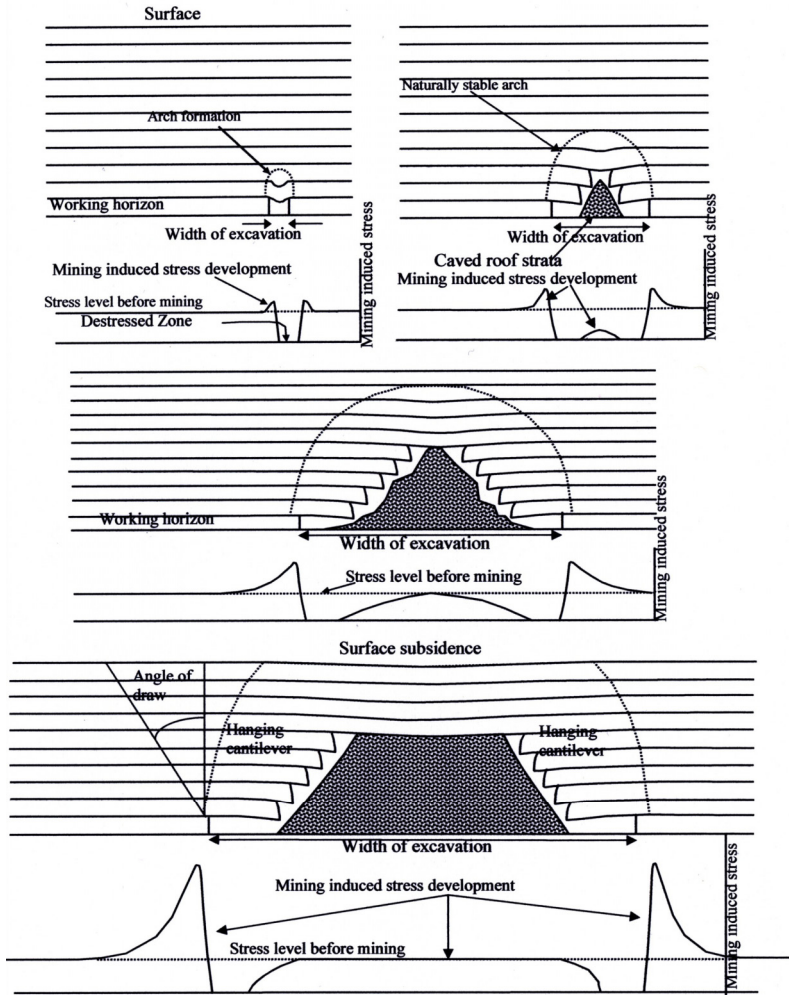


Fig. 1. A conceptual model of mining induced stress (vertical) development at different stages of a coal mining face

Project is successfully completed (CMRI REPORT 2004), where sixteen more depillaring faces were instrumented and monitored for assessment of the mining induced stress development. The quality of the overlying roof strata is assessed through geo-technical logging and laboratory testing of physico-mechanical properties of the freshly procured core samples. In this paper, results of the above mentioned field studies are compiled and an attempt is made to modify earlier

formulations (SINGH ET AL. 1996) to assess ultimate value and range of influence of the mining induced stress under varying geo-mining conditions of the Indian coalfields. The word mining induced stress in this paper refers to only vertical mining induced stress, which is measured and discussed in this paper.

1. Mining induced stress

During underground extraction of part of a seam, the existing natural state of stress equilibrium around a coal seam is changed. The load of overburden directly above the opening, previously carried by the coal, is transferred from immediate roof to the surrounding pillars. An increase in the width of the opening, generally, increases the value of the mining induced stress and its range of influence over the surrounding pillars till the fall of the overlying strata. Before roof failure, the amount of transferred overburden load due to an opening is mainly dependent upon its width and depth of cover of the seam (HOCH ET AL. 1991). Generally, the surrounding pillars experience a maximum amount of abutment loading just before the main fall of the roof. At this juncture, the value of the induced stress over the pillars depends on the location of the self supporting strata in the roof.

Tributary area method (fig. 2) can safely be adopted for estimation of mining induced stress till the excavation is symmetrical and there is no roof fall. But, tributary area method is not applicable in case of cantilever formation after the roof strata failure. Once the strata breaks and acquires a new state of equilibrium, an assessment of mining induced stress over coal pillars around the excavation becomes a challenging task. Here, it is difficult to correctly assess the amount of overhang, horizons of bed separation and bulking of the caved strata. Failure of overlying roof strata is mainly governed by the geology and strength of the strata. Due to further dimensional increase of the opening, mining induced stress is created by the immediate roof strata cantilevering over the goaf area and their magnitudes depend, mainly, on the length and thickness of the roof strata that overhang inside the goaf area.

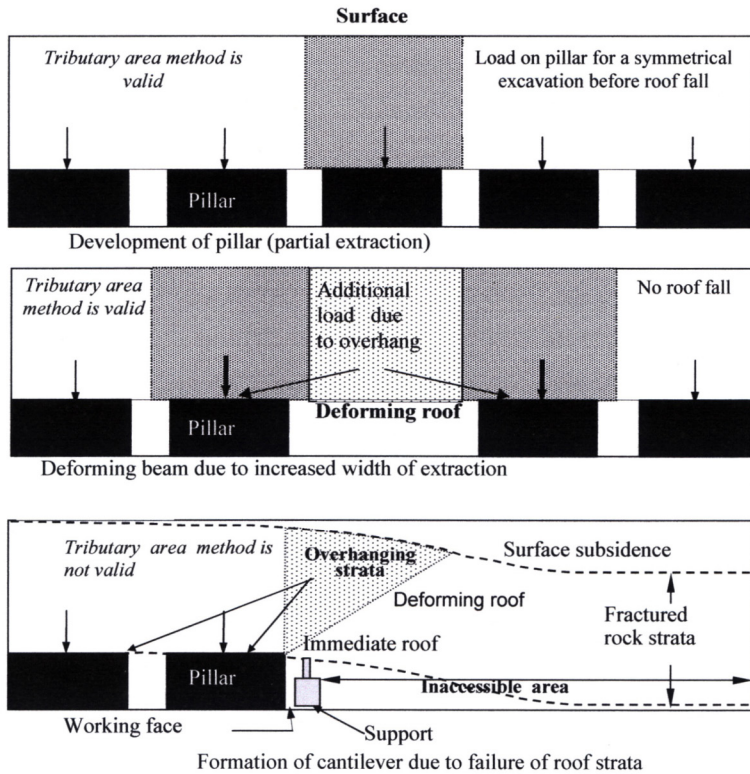


Fig. 2. Mechanism of mining induced stress development during depillaring and limitations of the conventional tributary area method

1.1 Influencing parameters

Field investigations (SINGH ET AL. 1996) showed that the nature of development of mining induced stress over pillar/stook at different stages of depillaring, for a nearly flat coal seam, is influenced by different parameters like a. Depth cover, b. Overlying strata, c. Distance from face line, d. Extraction height and e. Goaf treatment etc. Observed profiles of mining induced stress development over a pillar/stook at different stages of loading during depillaring under massive and weak overlying strata are shown in fig. 3 and fig. 4 respectively. It shows that the core of a too remains intact during caving of weak roof strata but caving of massive roof may lead to overriding. An increase in width to height ratio (w/h) directly increases stiffness and changes nature of post failure characteristic of a coal specimen. Similarly, a pillar of higher w/h ratio arrests the roof movement and its core remains intact even against a massive and strong roof strata. While, on the

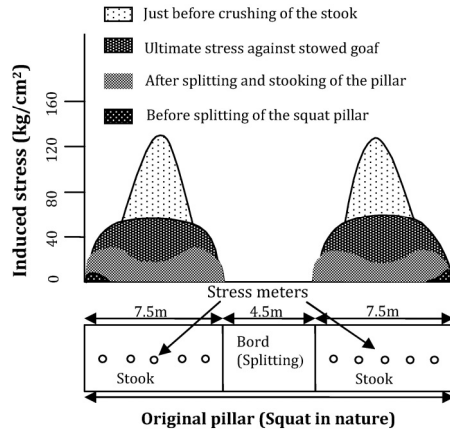


Fig. 3. Stress concentration over stooks for high cavability index roof of Lachhipur colliery

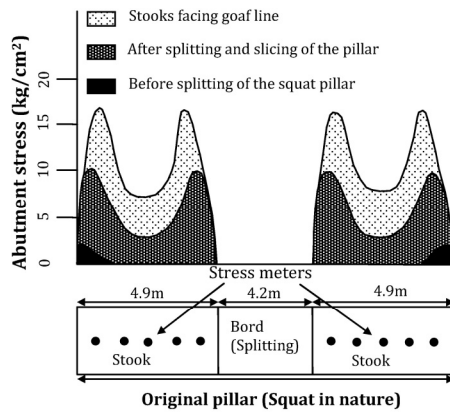


Fig. 4. Stress concentration over stooks for low cavability index roof of Girmit colliery

other hand, a pillar/stook of low value of w/h ratio around a depillaring face starts yielding/deforming, which allows, relatively, increased amount of overlying strata movement resulting higher value of induced stress. Fig. 5 shows field observations (SINGH ET AL. 2003) of ultimate mining induced stress developed over two pillars, with w/h ratio 3 and 9,5 respectively, facing goaf line at two different places in the same depillaring panel. These two pillars/stooks were located at the centre of the face line and encountered goaf edge against a void of sufficient dimension to cause maximum amount of mining induced stress. These two observations in the same

panel demonstrate the role of pillar strength and stiffness over the development of mining induced stress.

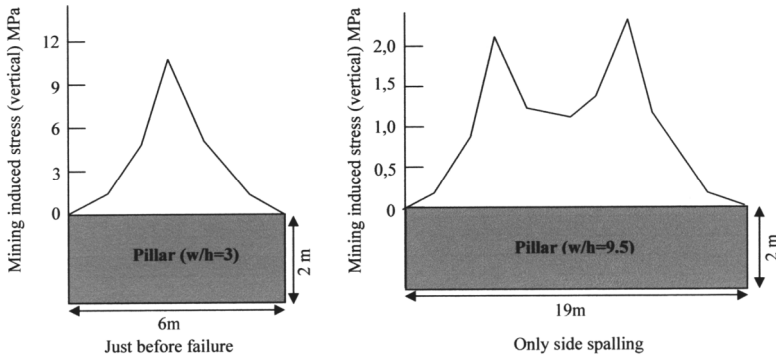


Fig. 5. Observed profile of mining induced stress over two pillars of same depillaring panel having different w/h ratios and facing goaf line under similar strata movement conditions

1.2 Significance of mining induced stress

In Indian underground coal mines, bord and pillar method is mostly used, mainly, due to the existing favourable (KUMAR ET AL. 2007) geo-technical conditions of the industry. In fact, competency of coal and rock masses supports this approach for the initial stage of mining i.e. development of a coal seam. However, the final stage of mining i.e. depillaring encounters strata control problems due to competent overlying strata. Here, an estimation of amount and range of influence of mining induced stress proves considerable help in designing, both, natural and applied support. In fact, safety of a pillar involves its strength and stress over the pillar. CIMFR has developed (SHEOREY 1992) empirical relationship among different geominning parameters to estimate pillar strength, which is given as:

$$S = 0.27 \sigma_c h^{-0.36} + \frac{H}{150} \left(0.6 + \frac{150}{H} \right) \left(\frac{W}{h} - 1 \right) \text{ MPa} \quad (1)$$

where, S is strength of pillar, σ_c is strength of one inch cube of coal (MPa), h is extraction height (m), H is depth of cover (m) and W is pillar width (m).

But lack of a reliable norm to estimate mining induced stresses, in and around the extraction face, proved to be a bottleneck in assessing safety factor of pillars. A study of nature of development and co-relation of horizontal value of mining induced stress with other parameters is done (SHEN ET AL. 2008) for prediction of major strata movement during underground coal extraction. Further, in India, applications of high capacity roof bolts and cable bolts for final extraction of coal was difficult because the permission granting authority was against this idea. Indian coal measure formations of Lower Gondwana age are known for delayed and violent caving. It was apprehended that further reinforcement of the massive

roof strata by roof/cable bolting is likely to form a more dangerous combination as the caving of roof strata will further be delayed. But the knowledge of pattern of stress redistribution and its favourable interaction with the reinforcement (SINGH ET AL. 2001) around a depillaring face provided a logical explanation in adoption of this modern and productive approach during final extraction.

The characteristics of gas (methane) flow and its emission are two important parameters which are largely dependent upon the hydraulic property (permeability) of the coal seam, which becomes dynamic under the influence of mining induced stress during the final extraction of coal. Therefore, it is significant to have an idea of nature and amount of mining induced stress development in and around an underground coal face to analyze the dynamic nature of coal permeability. Based on laboratory test data and the simplified field conditions, an empirical relationship between the horizontal coal permeability and the vertical stress (ZOU ET AL. 1999) has been established to understand the dynamic nature of coal permeability.

2. Field study

A field study, similar to SINGH ET AL. (1996), for development of mining induced stress over pillars in and around the depillaring (caving) operations with face advance was conducted at different mines of different coalfields of the country (CMRI REPORT 2004). All these depillaring panels adopted intermediate mechanization (drilling, blasting and loading by machine) and diagonal line of extraction (dip to rise), except Anjan Hill mine. A straight line of extraction by a fully mechanised mining system utilizing continuous miner and shuttle car combination is adopted at Anjan Hill mine. Even monitoring of development of mining induced stress at this mine was done almost continuous in time with the help of a microprocessor based data logger. In general, liquidation of a pillar adopted splitting and slicing, leaving 2 m thick rib against the goaf. However, for the study purpose, width to height (w/h) ratio of the first instrumented stook/rib in the panels were kept at least three to provide a strength equal to five times of overlying rock pressure i.e. $5\gamma H$ (γ is generic unit weight). Size of the second instrumented stook/rib in the panels, which were left inside the goaf, was varied in the same observation panels depending upon the performance of the first instrumented rib/stook.

Earlier attempt (SINGH ET AL. 1996) was based on the study at only five sites of depillaring faces with caving, while this study of nearly four years of time span covered sixteen (tab. 1) different depillaring panels of different mines. Average depth of cover of these sites varied from 44 and 244 m, where nearly 150 vibrating wire sensors were installed at different selected observation stations before commencement of depillaring in the panels. The selected sites for this study were practically free from major geotechnical disturbances and all the coal seams were nearly flat (except four SRP-1, SRP-3A, SRP-3 and RK-8 incline mines). Also the selected panels were wide enough (generally of super-critical nature) (SHEOREY ET

Al. 2000) to experience complete caving of overlying rock strata. To reduce the barrier effect, the observation sites were selected from the middle row of the pillars and their positions were chosen in such a way that they were expected to experience maximum abutment loading during depillaring in the panel. Stress meters (vibrating wire type) were installed in a horizontal hole drilled (fig. 9) across each selected observation pillars. The position of a stress meter inside the pillar was chosen in such a way that they remain in the center of the stooks/ribs even after splitting and slicing/stooking of the pillars. The depth of these stress meters inside the hole varied between 1 to 7 m depending upon the final size of the stooks/ribs left inside the goaf with the installed instrument. The instrumented stations remained stationary and the extraction face overtook all these stations with increase in dimension of the excavation.

Table 1. Details of mines where field investigations were conducted for the study

Name of colliery	Name of Area and Company	Average height of working (m)	Gradient of the seam	Name of seam	Nature of goaf treatment	Average depth cover (m)	Name of panel
Somna	Hasdeo Area, SECL	1.9	1 in 21.3	C	Caving	77	S7
Rajnagar	Hasdeo Area, SECL	2.6	1 in 13.4	4A	Caving	172.5	7
South Jhimar	Hasdeo Area, SECL	2.3	1 in 37	Jhagra khand 4A	Caving	48	S11
Nowrozabad	Johila Area, SECL	3.5	1 in 7	Johilla	Caving	80	TE - 14
Churcha West	Baikunthpur Area, SECL	3.0	1 in 13	V	Caving	244	65L
Chirimiri (Bartunga Hill)	Chirimiri Area, SECL	12.5	1 in 182	Zero	Caving	91	K1
Madhusudan pur	Kajora Area, ECL	7	1 in 18	Kajora top	Ca Caving	40	K-12(B)
Alkusa	Kustore Area, BCCL	6.7	1 in 10	IX	Caving	238	7
SRP-1 incline	Srirampur (P) Area, SCCL	2.0	1 in 2.5	3B	Caving	95	3BS4
SRP-3A incline	Srirampur (P) Area, SCCL	6.0	1 in 3	1	Caving	102.5	1S2
SRP-3 incline	Srirampur (P) Area, SCCL	1.8	1 in 3	3A	Caving	73.5	3AS1/A
RK-8 incline	Srirampur (P) Area, SCCL	1.8	1 in 4	4	Caving	65	4S2/A
GDK-8 incline	RG2 Area, SCCL	10.5	1 in 9	3	Caving	252.5	BG1/6
Anjan Hill	Chirimiri Area, SECL	3.9	1 in 30	Zero	Caving	93.5	C
GDK-5 incline	RG1 Area, SCCL	4.0	1 in 5.5	4	Caving	44.3	4S/8
GDK-2 incline	RG1 Area, SCCL	1.6	1 in 4.5	3A	Caving	235	33C



Fig. 9. Installation of a vibrating wire stress meter in a horizontally drilled hole

As discussed above, it is observed during the field monitoring that the stress distribution over a pillar/stook, in and around a depillaring face depends on a number of factors. In fact, the maximum amount of mining induced stress was, generally, noticed during the first main fall. Therefore, the stress meters were placed in the panel to pick up the stress change during the strata equilibrium dynamics of first major fall. Further, the depth of cover of the depillaring face also affected the performance of the natural support because the pillars at deeper mines encountered side spalling during depillaring. The depth of the stress meter inside the selected pillar was adjusted accordingly in advance during instrumentation. Also the stress distribution pattern over the pillar/stook was observed to be influenced by the nature of the overlying roof rock mass and competency/size of the natural support. To observe the nature and amount of mining induced stress across the pillar, a number of stress meters were placed at certain intervals inside the horizontally drilled hole across the pillar. However, after some experience this practice was terminated looking at the consumption of the instrument and the stress meters were installed in such a way to pick up the maximum amount of stress. All monitoring, except Anjan Hill mine, were done manually with the help of a read out unit and thus a number of times it could not be possible to pick the maximum value of the mining induced stress during the dynamic loading. However, up to some extent, application of a number of instruments for this purpose and analysis of the obtained data by Combined-Instruments-Approach (CIA) (CMRI REPORT 2004) is attempted to address this issue. The characteristics of roof rock mass of each of these sites were evaluated with the help of core samples procured through bore hole drilling. Core samples of, generally, ten times of thickness of the coal seam were obtained from the roof strata at each site. The procured core samples were brought to the laboratory for

their physico-mechanical properties determination and caveability index estimation (CMRI REPORT 2004).

For a massive formation of overlying strata, caveability index estimation of different stratum within the ten times thickness range was not difficult due to presence of limited number laminates. But, in the case of highly laminated roof strata, it became difficult and unreasonable to consider the index of each layer. In this situation, the weighted average of only five thicker-most layers was considered for the analysis purposes. On the basis of experience of caveability study of different coalfields, it was also made mandatory that the total thickness of these five layers must be more than five times of the height of extraction otherwise more layers were considered to fulfill this criterion. The caveability index for different strata of roof formations of Johila seam, Nowrozabad colliery, SECL is given in tab. 2. The final value of caveability index of the Johila seam, Nowrozabad colliery came to 2208.3 as per the above mentioned criterion. Similar exercise was conducted for each studied site for estimation representative value of caveability index.

Table 2. Caveability index of roof formations of Johila seam of Nowrozabad East colliery

Name of formations	Thickness of bed (m)	Avg. length of core (cm)	Comp. strength MPa)	Cav. Index (I)
MGSST	2.42	20.2	8.09	698.5
FGSST	0.96	15.0	31.66	1243.2
MGSST	0.95	47.5	18.85	2616.6
Intercalation	1.92	27.4	23.25	2507.8
Shaly Coal	0.5		--	
Intercalation	2.53	28.1	27.01	3436.0
Coal	0.06	5.0	--	
Intercalation	2.38	18.3	19	1462.7
MGSST	0.4	20.0	--	
Carb.Shale	2.39	26.6	31.46	3653.7
Coal	0.29	10.0	--	
Shale	0.18	17.0	--	
MGSST	3.59	25.6	15.01	2055.9
Intercalation	0.65	20.0	27.94	1238.9
FGSST	1.6	22.9	18.47	1488.2
Shale	0.27	13.0	--	
Intercalation	0.37	29.0	22.08	1111.6
Shaly Coal	0.55		28.28	
Intercalation	3	11.0	28.81	1421.8
Conglomerate	5		39.08	

MGSST: Medium grained sandstone and FGSST: Fine grained sandstone.

3. Results and discussions

After field study, it was observed that the value of mining induced stress increased with decrease in its distance from the face position and the variations observed at all the selected sites are presented in fig. 10. Generally, maximum value of the stress is observed during main roof fall. The estimated values of caveability index (I) and observed maximum values of induced stress (ultimate induced stress, S_u) at each observational site are mentioned in tab. 3. Results of the previous six studies (SINGH ET AL. 1996) of depillaring faces are presented in fig. 11. Values of caveability index (I) and ultimate induced stresses of these sites are given in tab. 4. Even after extension of connecting cables of the stress meters to a safe place, observations of some of the stress meters became difficult and remained incomplete after an encounter of the hazardous conditions in and around a caving face. Fall of strong and massive roof strata resulted a complex pillar-strata interaction near the goaf edge of a depillaring operation. This situation, more or less, is common for all the selected sites but the observations at GDK-8 incline became erratic and incomplete quite early due to installation of faulty sets of the stress meters. Therefore, the stress observations of GDK-8 incline are not considered for further analysis.

Most of the selected observation sites were at shallow depth cover because, in India, still majority of the pillar extraction practices are situated in this zone only. On the basis of field experiences, the demarcation line for shallow and deeper mine is considered to be 200m. Accordingly, the obtained results are divided into two parts. Normalised values of mining induced stress for all the mines with depth less than 200m are combined and presented together in fig. 12 while those for deeper mines (>200m) are shown in fig. 13. Although the nature of stress developments is broadly divided into two depth cover zones, it is important to note that the nature and amount of stress development (fig. 10 and 11) is site specific.

Table 3. Summary of results obtained through field observations

Colliery	Depth (m)	Ultimate induced stress (MPa)	Caveability Index	Range of influence (m)
Somna	77	11.8	4433	55
Rajnagar	172.5	12.4	3190	60
South Jhimar	48	0.688	1194	20
Nowrozabad	80	3.7	2208	60
Churcha	244	36.2	9168	200
Bartunga Hill	91	14.6	4386	70
Mahusudanpur	40	1.3.7	1845	40
Alkusa	238	21.3	4000	130
SRP-1	95	1.6	2432	40
SRP3A	102.5	4.1	2687	50
SRP3	73.5	3.9	3500	30
RK8	65	2.5	4223	55
GDK8	252.5	7.1	5102	65
Anjan	93.5	9.8	4181	60
GDK5	44.3	1.6	2766	50
GDK2	235	34.3	5847	70

Table 4. Geo-mining indices of the sites studied earlier [after (SINGH ET AL. 1996)]

Name of colliery	Name of seam	Average height of working (m)	Average depth cover (m)	Nature of goaf treatment	Caveability Index	Range of influence (m)	Ultimate induced stress (MPa)
Lachhipur	Sonachora	3.4	109	Caving	4817	50	13.3
Girmit	Rana	3.0	54	Caving	2531	20	1.66
Parascole	Upper Kajora	4.5	60	Caving	3135	30	4.71
East-Katras	X seam	2.5	146	Caving	3598	40	10.1
Govinda	Mid. Kotma	3.0	50	Caving	4512	45	7.08

3.1 Influencing parameters

As discussed above, a number of parameters influence development of mining induced stress during different stages of a depillaring face. However, considering the site conditions of all the selected mines, it is observed that depth of cover and characteristic of overlying roof strata have considerable impact over the nature and amount of the stress development. Height of extraction during depillaring influences the bulking characteristic of caved material and also affects the height of caved and fractured zones of overlying strata inside the goaf. But, in the field, it was difficult to study the influence of height of extraction over the development of mining induced stress.

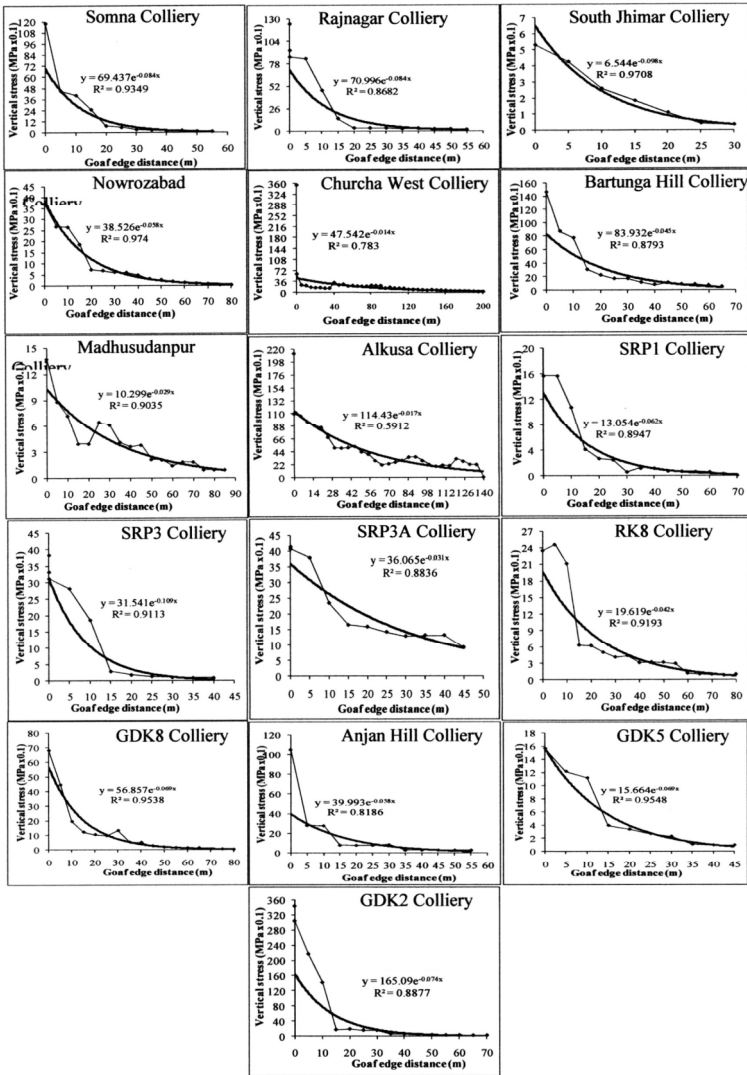


Fig. 10. Variation of mining induced stress (vertical) with respect to face position (after application of CIA over the observed data) at different mines of different coalfields along with an exponential fitting curve and equation to each plot

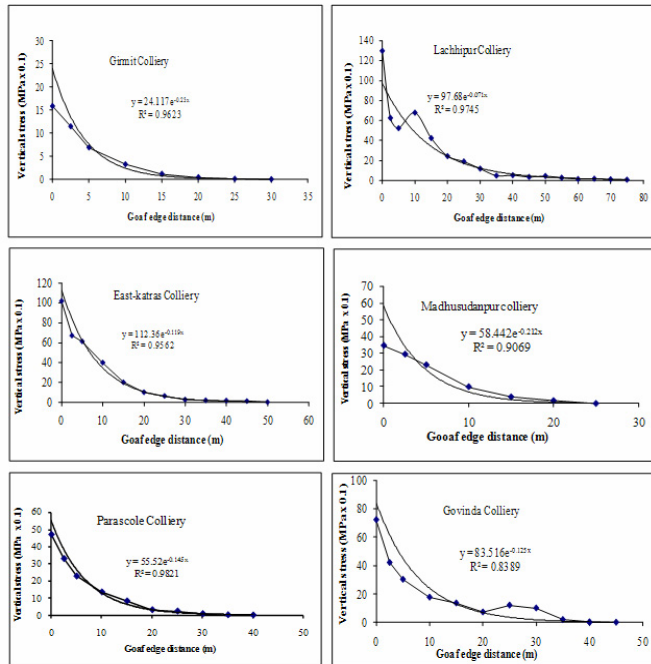


Fig. 11. Variation of mining induced stress (vertical) with respect to face position [after (SINGH ET AL. 1996)]

3.1.1 Impact of depth of cover

Depth of cover has already been identified (LI ET AL. 1992) as a significant parameter for the development of mining induced stresses. Depth of cover influences the in situ stress condition, depositional compactness of the strata and geo-physical properties of rock mass. According to a well-established norm of Indian Coal Mines Regulations (KAKU, 2000), the pillar size of Indian coal mines increases with the increase of depth of cover (tab. 5). It is observed that the roof strata of a relatively deeper mine, Alkusa, (caveability index 4000) exerted 21,2 MPa ultimate. induced stress, while that for the roof strata of Somna (having similar caveability index; 4433 but shallower) was only 11,8 MPa. Horizontal in situ stress increases with decrease of depth of cover which causes a greater degree of interaction of roof strata with the surrounding rock mass. The increased value of confinement at low depth of cover provides higher self supporting strength to the overlying strata, resulting in a low value of abutment loading.

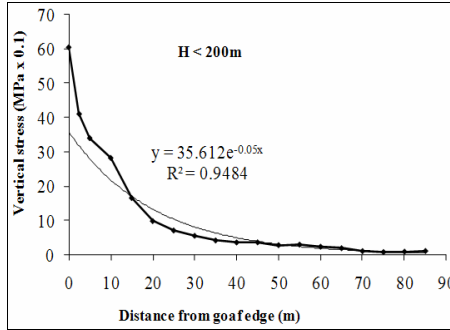


Fig. 12. Mining induced stress variation during depillaring at shallow cover (depth < 200m)

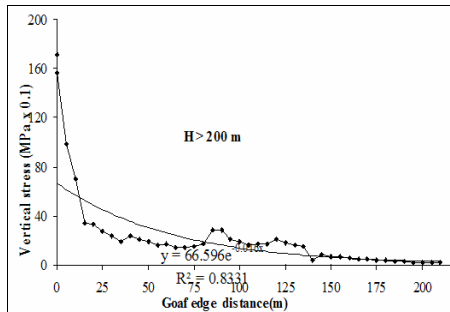


Fig. 13. Mining induced stress variation during depillaring at deeper cover (depth > 200m)

The variation of ultimate induced stress with depth of cover for above mentioned mines is shown in fig. 14 while fig. 15 represents variation of range of influence with depth of cover for these mines.

Table 5. Pillar size variation as per Indian Coal Mines Regulations

Depth cover, m	Pillar size (centre to centre) for different roadway widths (B), m			
	B=3.0	B=3.6	B=4.2	B=4.8
Below 60	12	15	18	19.5
60 to 90	13.5	16.5	19.5	21
90 to 150	16.5	19.5	22.5	24.5
150 to 240	22.5	25.5	30.5	34.5
240 to 360	28.5	34.5	39.5	45
Above 360	39.5	42	45	48

3.1.2 Impact of overlying strata

The quantitative and qualitative nature of the mining induced stress is highly dependent upon the properties of the overlying rock strata (SINGH ET AL. 1996) (YAVUZ 2004). As per our practical experiences and different correlation studies, the characteristic of overlying strata is represented by caveability index. Field investigations conducted at Govinda and South Jhimar colliery had nearly same depth of cover but their caveability indices were observed to be 4512 and 1194 respectively. The value of ultimate induced stress observed at Govinda mine is 7,08 MPa while that at South Jhimar colliery is 6,9 MPa. Even there is considerable difference in observed range of influences at these two sites. The variation of ultimate induced stress and range of influence with the caveability index for the observed mines are shown in fig. 16 and 17 respectively.

3.2 Data analysis

Fifteen sets of new data of ultimate induced stress and range of influence were obtained through the field investigations of the nature and amount of mining induced stress development in and around the depillaring faces. For the correlation purpose, the results of three mines; Churcha West, Alkusa and GDK-2 were not found suitable, mainly, due to depth of cover. However, inclusion of results of the five previously studied sites (SINGH ET AL. 1996) strengthened the amount of data. These data were subjected to least squares adjustment to establish a relationship for the estimation of the ultimate induced stress (S_u) over a coal pillar against caved goaf. The adopted fitting resulted an expression for S_u which can be written as:

$$S_u = 0.025H + 8.646 \times 10^{-4} H I^{0.5} \quad \text{MPa} \quad (\text{for } H < 200\text{m}) \quad (2)$$

Where, H is depth of cover and I is caveability index.

A comparison of the values of ultimate mining induced stresses derived from equation 2 and those observed in the field are given in fig. 18. This plot shows the largest disagreement between the two values for Chirimiri mine. In fact, depillaring at Chirimiri mine experienced an entirely different type of strata movement (SINGH ET AL. 2008) because the mining was done below a hill cap with rapid change in depth of cover and the coal seam was placed above the surrounding ground level. The observed values of ultimate induced stress at all the four mines; SRP-1, SRP-3A, SRP-3 and RK-8 (with relatively higher gradient) are quite less than those of the estimated values.

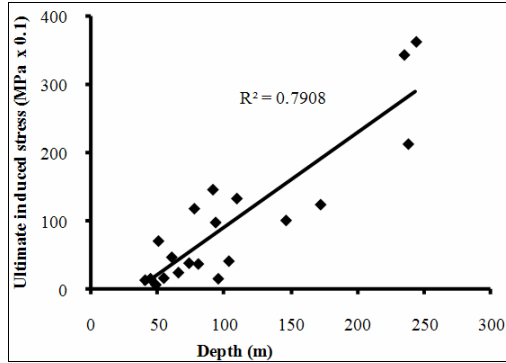


Fig. 14. Variation of ultimate induced stress with depth of cover

Earlier, estimation of range of influence for application of advance support ahead of a depillaring panel was being done as per Sheorey's model (SHEOREY 1997), which is based on the depth of cover only. The above mentioned study and discussions suggest that the consideration of nature of roof strata and depth of cover, both, may provide a better estimation. Accordingly, these two factors were considered for analysis and a best fit expression for the range of influence (R) is derived as:

$$R = 0.16 H + 9.63 \times 10^{-3} I \quad (\text{for } H < 200\text{m}) \quad (3)$$

Fig. 19 presents a comparison of the values of range of influence (R) derived from equation 3 and those observed in the field. The relationships shown in the equations 2 and 3 are valid for the mines which have geo-mining conditions similar to the observed sites of this study.

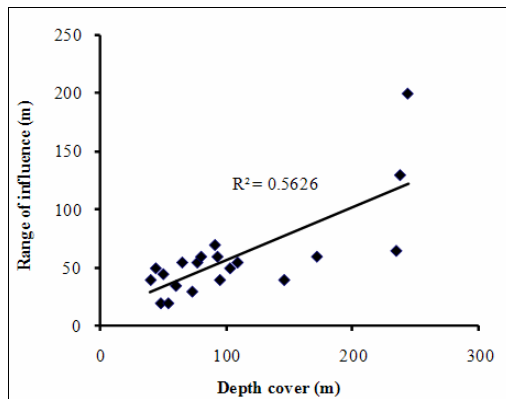


Fig. 15. Variation of range of influence with depth of cover

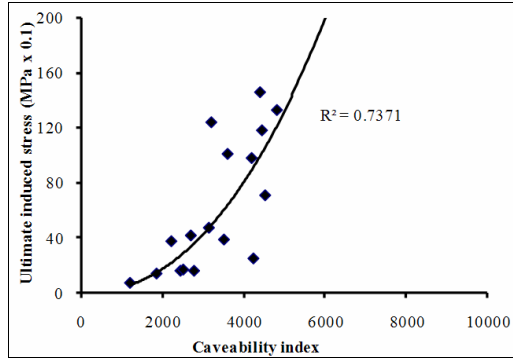


Fig. 16. Variation of ultimate induced stress with caveability index

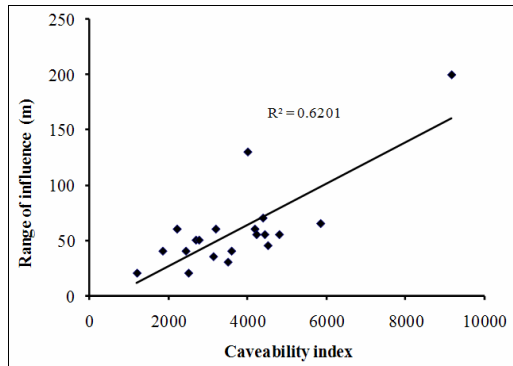


Fig. 17. Variation of range of influence with caveability index

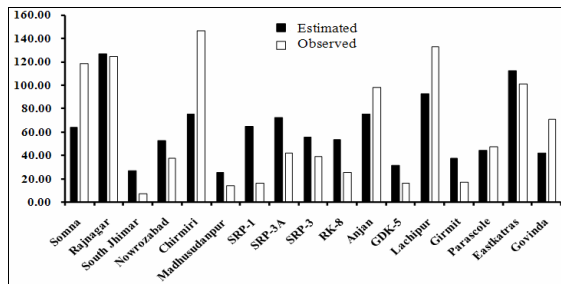


Fig. 18. Comparison between observed and estimated values of ultimate induced stress (depth < 200m)

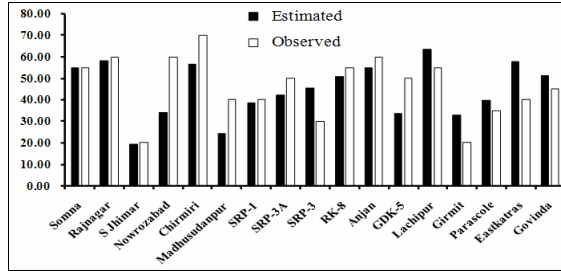


Fig. 19. Comparison between observed and estimated values of range of influence (depth<200m)

4. Conclusions

The development of mining induced stress over coal pillars during depillaring varies from site to site. It is being influenced by the depth of cover as well as nature of overlying strata. Selection of number, place, range and pattern of instrumentation for the monitoring is observed to be a challenging task due to complex interaction of roof strata with pillars/stooks in and around a depillaring face. Variation in geo-mining conditions of different sites increased the magnitude of this challenge. However, considering the practical mining conditions of Indian coalfields, an attempt is made for estimation of mining induced stress development ahead of a depillaring face of Indian coal mines at shallow depth of cover. In fact, Indian coal mining practices in last couple of decades have resulted locking of considerably large amount of coal in pillars. The planned quantum jump in coal production strategy by Indian coal mining industry is, mainly, dependent upon the success of a pillar extraction process. The reported investigation and correlation of the obtained results may be useful for improvement in design and safety of the pillar extraction process.

Acknowledgements

The authors are obliged to the Director, CIMFR, for his permission to publish this paper. The study reported in this paper is based on a Science and Technology (S&T) project funded by the Ministry of Coal (Government of India) and supported by Central Mine Planning and Design Institute Limited of Coal India Limited. The co-operation provided by the management of different coal companies during the field study is thankfully acknowledged.

References

- SINGH R, SINGH, T. N., DHAR, B. B. 1996. Coal pillar loading for shallow mining conditions. *Int J Rock Mech Min Sci Geomech Abstr*; 33(8), p. 757-768.
- SHEOREY, P. R. 1994. A theory for *in situ* stress in isotropic and transversely isotropic rock. *Int J Rock Mech Min Sci Geomech Abstr*; 31(1), p. 23-34.
- GUPTA, R. N., GHOSE, A. K. 1992. Strata support interaction on a powered support longwall face under a massive dolerite sill - A study. In *Proceedings of 11th International Conference on Ground Control in Mining*, Wollongong, Australia; p.140-149.
- SHEOREY, P. R., BARAT, D., MUKHERJEE, K. P., PRASAD, R. K., DAS, M. N., BANERJEE, G., DAS, K. K. 1995. Application of yield pillar technique for successful depillaring under stiff strata. *Int J Rock Mech Min. Sci Geomech Abstr*; 32(7), p. 699-708.
- SINGH R. 2004. Staggered development of a thick coal seam for full height working in single lift by blasting gallery method. *Int J Rock Mech Min Sci*; 41(5), p. 745-759.
- CMRI REPORT. 2004. Development of a model vis-à-vis study of parameters influencing abutment loading of pillars at a depillaring face of shallow depth cover and under massive roof strata. p. 1-120.
- HOCH, T., KARABIN, G., KRAMER, J. 1991. MSHA's simple technique for predicting the stress distribution in a mine panel. p. 1-64.
- SINGH, R., MANDAL, P. K., SINGH, A. K. 2003. Mining induced stress estimation for pillar extraction at shallow cover. In *Proceedings of ISRM Congress 2003: Technology roadmap for rock mechanics*, South African Institute of Mining and Metallurgy, South Africa, p.1087-1091.
- KUMAR, R., SINGH, A. K., MANDAL, P. K., SINGH, R. 2007. Stability of pillars during underground extraction of thick coal seam in single lift-case studies. *Minetech*, 28(1), p. 3-10.
- SHEOREY, P. R. 1992. Pillar strength considering *in situ* stresses. In *Proc. of the workshop on cola pillar mechanics and design*, Information Circular (IC), 9315, Bureau of Mines, p. 122-127.
- SHEN, B., KING, A., GUO, H. 2008. Displacement, stress and seismicity in roadway roofs during mining-induced failure. *Int. J. Rock Mech. Min. Sci.*; 45(5), p. 672-688.
- SINGH, R., MANDAL, P. K., SINGH, A. K., SINGH, T. N. 2001. Cable bolting based mechanised depillaring of a thick coal seam. *Int. J. Rock Mech. Min. Sci.*; 38(2), p. 245-257.
- ZOU, D. H. S., YU, C., XIAN, X. 1999. Dynamic nature of coal permeability ahead of a longwall face. *Int. J. Rock Mech. Min. Sci.* 1999; 36, p. 693-699.
- SHEOREY, P. R., LOUI, J. P., SINGH, K. B., SINHG, S. K. 2000. Ground subsidence observations and modified influence function method for complete subsidence prediction. *Int. J. Rock Mech. Min. Sci.*; 37, p. 801-818.
- LI, H. C., WANG, Q. P. QUAN Y. P. A. 1992. Study on stress distribution and reasonable size of coal pillar in a coal face. In *Proc. of 11th Int. Conf. on Ground Control in Mining*, Wollongong, Australia, p. 30-37.
- YAVUZ, H. 2004 An estimation method for cover pressure re-establishment distance and pressure distribution in the goaf of longwall mines. *Int. J. Rock Mech. Min. Sci.*; 41(2), p. 193 - 205
- SINGH, R., MANDAL, P. K., SINGH, A. K., KUMAR, R., MAITI, J., GHOSH, A. K. 2008. Upshot of strata movement during underground mining of a thick coal seam below hilly terrain. *Int. J. Rock Mech. Min. Sci.*, 45(1), p. 29-46.

SHEOREY, P. R. 1997. Empirical rock failure criteria, Balkema, Netherlands, 176 pages.
KAKU L. C. 2000. The Coal Mines Regulations 1957. Lovely Prakashan, Dhanbad.

Řešení projektu výzkumu a vývoje č. 57/07 „Ochrana zaměstnanců před důsledky průtrží hornin a plynů“

Conclusions of research project nr. 57/07 “Protection of employees against gas and rock outbursts“

R. SOJKA, M. STONIŠ

Green Gas DPB a.s., Paskov

Abstract

Article describes the contain and conclusions of solve of Project nr. 57/07. Conclusions support changes of present regulation of coal and rock outburst hazard.

Klíčová slova

Průtrže hornin a plynů, prognóza průtrží hornin a plynů, prevence průtrží hornin a plynů.

Úvod

Projekt č. 57/07 byl s ohledem na postup jeho řešení rozdělen do pěti dílčích etap:

1. Etapa - Zhodnocení dosavadního stavu poznání zákonitostí vzniku průtrží hornin a plynů, včetně literární rešerše a analýzy zahraničních poznatků a zkušeností.
2. Etapa - Analýza vzniklých průtrží hornin a plynů v OKR (na Dole Paskov, závod Staříč) a stanovení směru dalšího řešení této problematiky.
3. Etapa - Stanovení metod a postupů pro eliminaci vzniku průtrží hornin a plynů.
4. Etapa - Analýza možnosti využití netradičních metod dobývání uhlí v oblastech s nebezpečím průtrží hornin a plynů.
5. Etapa - Návrh úprav stávajících legislativních norem pro oblast průtrží hornin a plynů.

Cílem projektu, v jeho konečné fázi, byla příprava podkladů pro novelizaci legislativní normy a navazujících prováděcích předpisů, jimiž se řídí prognóza a prevence průtrží hornin a plynů. V tomto smyslu se jedná o řešení 2 odlišných problémů - průtrží uhlí a plynů a průtrží pískovců, resp. slepenců a plynů.

1. Postup a výsledky řešení etap

Postup a výsledky řešení jednotlivých etap lze stručně charakterizovat následovně:

1. Etapa - Zhodnocení dosavadního stavu poznání zákonitostí vzniku průtrží hornin a plynů, včetně literární rešerše a analýzy zahraničních poznatků a zkušeností.

Byla zpracována jak obecná, tak pro podmínky OKR upřesněná geologická charakteristika částí horského masivu ohrožených oběma typy průtrží hornin a plynů. Byly specifikovány přírodní podmínky vzniku průtrží a průtrže byly určitým způsobem typizovány. Součástí bylo i stanovení trendu plynonosnosti horského masivu v závislosti na hloubce uložení slojí v podmínkách OKR. Rovněž byla zpracována literární rešerše zahraničních materiálů publikovaných ve státech, kde je tato problematika v současnosti aktuální a byla porovnána dostupná legislativa z oblasti řešení bezpečnosti a ochrany zaměstnanců před důsledky průtrží hornin a plynů.

Velmi zjednodušeně lze definovat tyto závěry:

- Plynonosnost horského masivu OKR klesá s narůstající hloubkou.
 - Vazba průtrží hornin a plynů na strukturně tektonické anomálie se s hloubkou nemění.
 - S narůstajícím napětím v masivu, s postupem dobývání ložiska do větších hloubek, se zvyšuje riziko křehkého porušování jakožto iniciačního faktoru vzniku průtrží hornin a plynů.
 - S narůstající vzdáleností od pokryvných útvarů klesá v karbonském masivu riziko vzniku průtrží pískovců, slepenců a plynů.
 - Posuzování rizika vzniku průtrží hornin a plynů v jiných revírech je v zásadě postaveno na sledování obdobných parametrů jako v OKR, v detailech posuzovaných parametrů však jsou dílčí odlišnosti, stejně jako v systému prognózy a prevence.
 - Vývoj vědecké základny pro řešení této problematiky v ČR stagnuje od doby ukončení, respektive omezení dobývání ložisek nebo jejich částí, kde tato problematika existovala. Stejně tak i legislativa nedoznala zásadních změn od 60. let.
2. Etapa - Analýza vzniklých průtrží hornin a plynů v OKR (na Dole Paskov, závod Staříč) a stanovení směru dalšího řešení této problematiky.

V této dílčí etapě byla provedena analýza průtrží hornin a plynů v OKR, s cílem posoudit trend jejich vývoje v průběhu exploatace ložiska. Dále byla provedena analýza používaných prostředků protiprůtržové prognózy a prevence a definovány nové možnosti v přístupu k hodnocení prognózy. Dále byla posouzena ekonomická a personální náročnost řešení této problematiky, včetně řešení krizových stavů.

Z této etapy vyplynuly závěry:

- S postupující hloubkou dobývání (snižující se plynosnost masívu a migrace plynu do odlehčených částí masívu) klesá četnost průtrží hornin a plynů.
- Vyjma technologie zavlažování, jako preventivní metody používané především při dobývání porubů, nezaznamenaly ostatní metody technickou inovaci.
- Z analýzy vzniklých průtrží hornin a plynů vyplynulo, že prognózní parametry jen v zanedbatelném podílu prokázaly existenci zvýšeného nebezpečí před jejich vznikem.
- Byl definován návrh nového systému realizace prognózy v členění:
 - Regionální prognóza (zařazení slojí, vrstev pískovců, příp. slepenců do kategorie nebezpečí),
 - Lokální prognóza (verifikace správnosti zařazení slojí, vrstev pískovců, příp. slepenců a plynů a zařazení důlních děl vedených ve slojích s nebezpečím do příslušného stupně nebezpečí),
 - Průběžná prognóza (stanovení rizika vzniku nebezpečí průtrží při vedení důlních děl).
- Byl diskutován přístup k realizaci průběžné prognózy v porubech, kde výsledky prognózních měření reflektují napětodeformační procesy a neposuzují se tzv. plynové parametry slojí.
- Ve skutečnosti nejsou průběžnou prognózou průtrží uhlí a plynů v dlouhých důlních dílech sledovány a posuzovány plynové parametry slojí, ale pouze je ověřována existence ochranného pásma vytvořeného prevencí.

3. Etapa - Stanovení metod a postupů pro eliminaci vzniku průtrží hornin a plynů.

V této etapě byl, na základě závěrů etapy předchozí, zpracován návrh nového systému zařazování slojí a důlních děl. Dále byly řešeny způsoby projektování a vedení důlních děl, míra jejich ovlivnění vlivy dosavadního dobývání a definovány způsoby, jak tyto vlivy eliminovat. Součástí byla i definice požadavků na elektrická zařízení jakožto pasivního bezpečnostního prostředku.

Z etapy vyplynuly následující závěry:

- Nový systém zařazování slojí (resp. vrstev pískovců, slepenců) vychází z analytické části – regionální prognózy, která zohledňuje všechny přírodní aspekty, které mají vliv na vznik průtrží hornin a plynů. V současné době tuto funkci plní tzv. lokální prognóza, jejíž funkcí je jak zařazování slojí, tak i důlních děl do stupňů nebezpečí.
- Lokální prognóza je navržena k verifikaci zařazení slojí a zařazení důlních děl do stupňů nebezpečí.
- Způsob měření průběžné prognózy byl navržen tak, aby byly ověřovány plynové vlastnosti slojí a nikoliv ověřována účinnost prevence.

- Byly stanoveny zásady situování důlních děl tak, aby byly eliminovány negativní vlivy geologické stavby i nepříznivá hornická situace.
- Byly navrženy možnosti a způsoby využití informačních technologií pro zpracování, sledování a vyhodnocování prvotních údajů plynových parametrů zjišťovaných prognózními měřeními.

4. Etapa - Analýza možnosti využití netradičních metod dobývání v oblastech s nebezpečím průtrží hornin a plynů.

Hlavní náplní této etapy bylo posouzení možnosti využití jiných, dosud nepoužívaných metod dobývání s ohledem na zajištění bezpečnosti hornické práce v podmínkách nebezpečí vzniku průtrží hornin a plynů. Součástí řešení etapy bylo řešení prognózy a prevence, stanovení příslušných kritérií hodnocení a návrh pasivních opatření.

Z této etapy vyplynuly následující závěry:

- Posuzování bezpečnosti v oblasti průtrží uhlí a plynů bylo provedeno pro dobývání zbytkových pilířů metodou odvrtávání komor velkopřůměrovými vrty.
- Pro lokální prognózu průtrží uhlí a plynů byla úspěšně navržena a ověřena metoda speciálních dlouhých prognózních vrtů.
- Pro průběžnou prognózu byla navržena modifikovaná varianta speciálních dlouhých prognózních vrtů a ověřena možnost realizace měření ve větších hloubkách ve sloji.
- Jedinou možnou variantou preventivních opatření pro tento způsob dobývání je vysokotlaké skupinové zavlažování sloje v celé ploše určené k vydobytí.

5. Etapa - Návrh úprav stávajících norem pro oblast průtrží hornin a plynů.

Závěrečná etapa byla zaměřena na celkové hodnocení stávající legislativy z pohledu předchozích analýz a rozborů, definování primárních nedostatků a navržení oblastí, které připadají v úvahu pro jejich aktualizaci a definici změn odpovídajících stávajícím trendům a podmínkám v oblasti protiprůtržové prognózy a prevence.

Závěry z řešení projektu:

- Začlenění regionální prognózy jako komplexu posuzování částí masívu (slojí), jehož výstupem bude zařazení slojí (vrstev pískovců či slepenců) do kategorie nebezpečí ve vymezených strukturně tektonických blocích.
- Lokální prognózu realizovat jednak jako metodu verifikace zařazení slojí (vrstev pískovců a slepenců), ale v první řadě jako metodu pro zařazení důlního díla vedeného ve slojích (vrstvách pískovců a slepenců) v kategorii s nebezpečím do odpovídajícího stupně nebezpečí důlního díla.

- Pro realizaci průběžné prognózy zajistit taková opatření a úpravy měřicí techniky, která umožní ověřování plynových parametrů v hlubším předpolí vedeného díla, mimo zónu ovlivněnou realizovanou prevencí.
- V porubech bylo doporučeno realizovat měření průběžné prognózy pouze u strukturně tektonických anomálií. V ostatních částech jsou měřené parametry jednoznačně ovlivněny přetvárnými procesy probíhajícími v masívu vlivem dobývání.
- V oblasti prevence bylo navrženo upustit od zavlažování nezavlažených částí slojí ze strany porubní fronty (doporučuje se využít jiný druh prevence) a prosadit jednoznačně metodu skupinového vysokotlakého zavlažování. Nutné je zvážit zařazení metody degazace masívu do legislativy.
- Akceptovat takové strategické zásady, které v maximální možné míře eliminují vlivy přídatných napětí, která jsou jednou z příčin vzniku průtrží hornin a plynů.
- Doporučeno bylo zapracovat do legislativních úprav i zařazení systému sběru provozních dat, která by měla sloužit k potřebám analýz a postupného upřesňování kritických hodnot lokální i průběžné prognózy.

2. Závěr

Z výstupů průběžných kontrolních dnů, které projednaly dílčí etapy řešení a závěrečného kontrolního dne, který projednal a schválil závěrečnou zprávu, vyplynula oblast možné inovace stávající legislativy v oblasti průtrží hornin a plynů akceptovaná státní báňskou správou:

- Úprava metodiky měření prognózních ukazatelů tak, aby byly ověřovány reálné plynové vlastnosti slojí. To znamená prodloužení délek prognózních vrtů za zónu ochranného pásma vytvořeného v předpolí důlních děl některou z metod prevence.

Ostatní doporučení a závěry budou státní báňskou správou následně posouzena a bude zvážen celkový rozsah legislativních změn.

Stanovení zrnitostního složení kompaktních zrnitých geomateriálů analýzou obrazu z optické mikroskopie

Assessment of grain size distribution of compact granular geo-materials using optical microscopy image analysis

J. ŠČUČKA¹, P. KOUTNÍK², P. MARTINEC¹ & H. VIČAROVÁ³

1 Institute of Geonics AS CR, v. v. i., Ostrava

2 Research Institute of Inorganic Chemistry, Ltd, Ústí nad Labem

3 Faculty of Civil Engineering, VSB-Technical University, Ostrava

Abstract

Procedures of image analysis for determination of grain size distribution of compact psammitic rocks and geocomposite materials based on sands grouted with polyurethane resins are presented in the paper. It can be concluded from the experimental results that the image analysis represents an effective tool for assessment of grain size and morphology of compact granular geo-materials. This is a relatively cheap and not time-consuming way of granulometric analysis usable in engineering geology, geotechnics and construction or building-restoration practise.

Klíčová slova

Zrnitost, analýza obrazu, pískovec, písčítý geokompozit.

Úvod

Zrnitost klastů v pískovcích, arkózách a drobách patří k petrografickým údajům důležitým pro zařazení horniny z hlediska kategorie zrnitosti a vytřídění a je také geneticky významným parametrem indikujícím podmínky vzniku horniny. Pro technicky významné písčité horniny slouží tento parametr k hodnocení jejich fyzikálních a technologických vlastností, jako je abrazivnost, rozpovitelnost, vrtatelnost, apod. Význam nalézá zrnitostní analýza také při hodnocení strukturních parametrů geokompozitních materiálů vznikajících při stabilizačních nebo těsnících injektážích chemických injektážních hmot do nesoudržných zemin nebo také při výrobě umělých hornin na bázi geopolymerů. Kostrou geopolymerních kompozitů je písek nebo přírodní hornina drcená na pískové frakce a pojivem jsou alkalicky aktivované hlinítkřemičitany. Cílem je zde přiblížit se vzhledovým i fyzikálním vlastnostem původní horniny, zejména jedná-li se o přípravu náhradního správkového materiálu pro restaurování poškozeného přírodního stavebního kamene. V oblasti péče o stavební a kulturní památky bývá

řešena otázka původu a identity kamene ve stavbě nebo v uměleckém díle. I zde představuje zrnitostní složení jeden z hlavních hodnocených parametrů.

V příspěvku jsou prezentovány postupy zpracování a analýzy mikroskopického obrazu pro orientační stanovení zrnitostního složení pískovců a písčitých geokompozitů. Na třech typech pískovců byla provedena obrazová analýza zrnitostního složení a výsledky byly porovnány se síťovým rozбором stejných vzorků s klastickými částicemi rozdušenými mletím. Měření byla prováděna jak bez stereologické korekce náhodného řezu horninou, tak s použitím empirického korekčního koeficientu podle Krumbeina. Zrnitostní analýza písčitého geokompozitu byla provedena na vzorku materiálu odebraného in situ při stabilizační injektáži předpolí ražby kolektoru pro inženýrské sítě (ŠČUČKA 2008).

1. Stanovení zrnitostního složení pískovců

1.1 Analytický materiál

Zrnitostní rozbor byl prováděn na vzorcích pískovců z tří různých lokalit ČR. Vzorky zde budou označeny jako A, B a C:

Vzorek A - hrubozrnný, špatně vytrříděný arkózoovitý pískovec s illiticko-kaolinickou základní hmotou (lokalita Božanov);

Vzorek B - středozrnný, středně vytrříděný křemenný pískovec s kaolinickou základní hmotou s příměsí illitu (lokalita Mšené-lázně);

Vzorek C - jemnozrnný, dobře vytrříděný křemenný pískovec s kaolinickou základní hmotou s příměsí illitu a slídy (lokalita Hořice).

1.2 Analytický postup

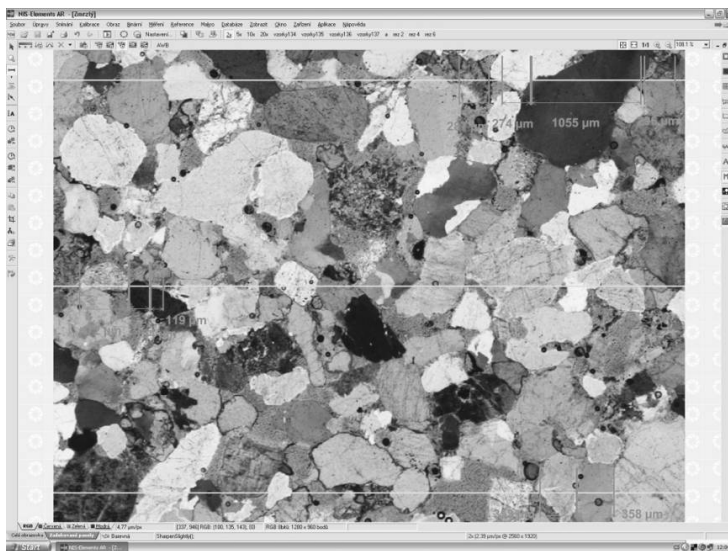
Horninové vzorky byly manuálně podrceny na úlomky o velikosti cca 1 cm a poté rozemlety v planetovém mlýnu Fritsch Pulverisette 5. Cílem mletí bylo rozdužit horninu na jednotlivé klasty bez jejich rozdrčení. Do korundové nádoby o objemu 500 ml bylo vloženo 150 g horniny a šest korundových mlecích koulí o průměru 30 mm. Mletí probíhalo po dobu 3 min při 250 otáčkách za minutu. Po rozemletí byl na sypkých vzorcích proveden síťový rozbor s použitím sady sít o velikostech oka 0,063; 0,1; 0,2; 0,5; 1; 2 a 4 mm.

Z části kusových vzorků byly připraveny standardní mikroskopické preparáty - výbrusy. Obraz výbrusů byl snímán v procházejícím polarizovaném světle optického mikroskopu NIKON ECLIPSE 80i (při zkřížených nikolech), vybaveného barevnou CCD kamerou NIKON DS-5M, připojenou přes videokartu k PC. Byly použity mikroskopické objektivy LU Plan 5x/0.15 a Plan Apo 2x/0.1. Celý systém byl ovládán softwarem pro zpracování a analýzu obrazu NIS-Elements, verze 2.3 (Laboratory Imaging, s.r.o.).

Měření velikosti horninových zrn bylo provedeno interaktivně liniovou metodou (ROSIWAL, 1898) na "živém" mikroskopickém obraze (tj. bez ukládání snímaného obrazu do paměti počítače). Měřená mikroskopická pole byla

rovnoměrně rozmístěna v ploše výbrusu. Přes každé z měřených polí byla v obraze položena trojice paralelních horizontálních linií (obr. 1) a interaktivně byly měřeny délky průsečíků linií se zobrazenými zrny. V průběhu měření bylo manuálně otáčeno polarizátorem mikroskopu pro zviditelnění hranic jednotlivých zrn.

Byla změřena všechna zrna protnutá liniemi kromě neúplně zobrazených objektů v okrajích obrazu. U morfologicky izotropních hornin (vzorky A a C) nebyl výbrus pro měření vkládán orientovaně. U horniny vykazující mírné morfologické usměrnění zrn (vzorek B) byl výbrus orientován tak, aby měřicí linie v obraze procházely kolmo na směr orientace zrn (kolmo na vrstevnatost horniny). Celkem bylo změřeno 1000 zrn v každé z analyzovaných hornin.



Obr. 1. Ilustrace způsobu interaktivního měření velikosti zrn liniovou metodou v systému NIS- Elements

Fig. 1. Illustration of interactive grain size measurement using line method in the NIS- Elements system

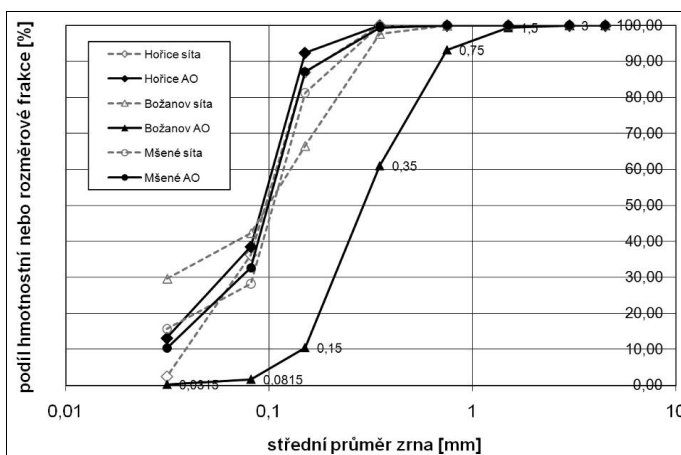
Naměřené hodnoty délek zrn byly seřazeny a roztříděny do kategorií (frakcí) odpovídajících velikosti sítí použitých pro síťový rozbor rozemletých hornin. Pro každou horninu byly sečteny délky všech změřených zrn a délky zrn v jednotlivých rozměrových frakcích. Analogicky k síťovému rozboru, kde zůstatky na sítích jsou vyjadřovány v procentech hmotnosti celkové navážky, byla celková délka zrn v každé frakci vyjádřena jako procentuální podíl z celkové délky všech měřených zrn.

Měření bylo provedeno také se stereologickou korekcí na velikost křemenných zrn ve výbrusu podle KRUMBEINA (1941), tj. všechny změřené délky zrn byly vynásobeny empirickým koeficientem 1, 2, 3.

1.3 Dílčí výsledky a diskuze

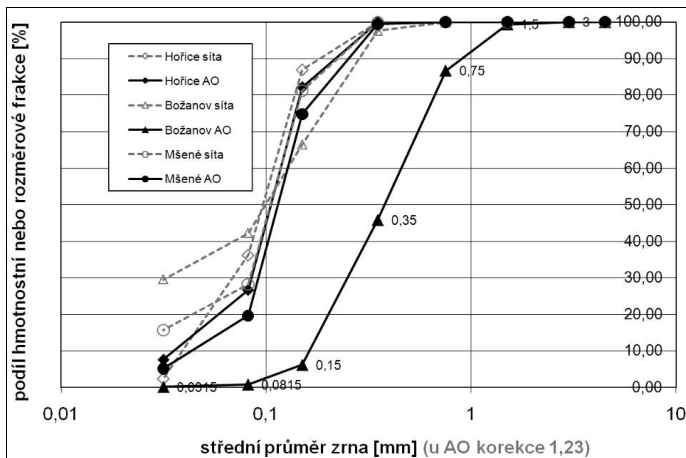
Zrnitostní křivky analyzovaných hornin získané dvěma analytickými metodami - analýzou obrazu a síťovým rozborem pomleté horniny - jsou graficky znázorněny na obr. 2 a 3.

Z grafů je patrné, že zrnitostní křivky získané oběma metodami se poměrně dobře shodují u hornin B (pískovec Mšené-lázně) a C (pískovec Hořice) a to jak bez, tak s použitím stereologické korekce. Křivky horniny A (pískovec Božanov) jsou naopak výrazně odlišné. V tomto případě zjevně došlo při mletí horniny nejen k oddělení jednotlivých klastických zrn, ale také k jejich částečnému podrcení. Dokazuje to nejen charakter uvedených zrnitostních křivek (analýzou obrazu byla měřena podstatně větší zrna než síťovým rozborem), ale také výrazně vyšší podíl ostrohranných neopracovaných zrn s křehkým lasturnatým lomem v pomletém božanovském pískovci ve srovnání s dalšími dvěma analyzovanými horninami.



Obr. 2. Zrnitostní křivky analyzovaných hornin sestavené na základě analýzy obrazu (AO) spolu s odpovídajícími křivkami ze síťového rozboru (bez stereologické korekce)

Fig. 2. Granulometric curves of analysed rocks reconstructed from results of image analysis (AO) and analogous curves from sieve analysis test (without stereological correction)



Obr. 3. Zrnitostní křivky analyzovaných hornin sestavené na základě analýzy obrazu (AO) spolu s odpovídajícími křivkami ze sítového rozboru (stereologická korekce, viz text)

Fig. 3. Granulometric curves of analysed rocks reconstructed from results of image analysis (AO) and analogous curves from sieve analysis test (with stereological correction, see the text)

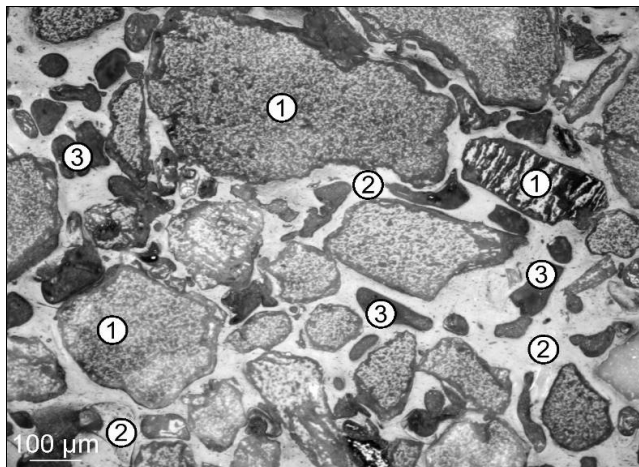
2. Stanovení zrnitostního složení písčitého geokompozitu

2.1 Analytický materiál

Zrnitostní rozbor byl prováděn na vzorku geokompozitního tělesa vzniklého in situ tlakovou injektáží polyuretanové pryskyřice do vlhkého jemnozrného písku (ŠČUČKA 2008).

2.2 Analytický postup

Ze studovaného vzorku byl připraven mikroskopický preparát - nábrus. Z nábrusu bylo postupně snímáno 5 obrazových sekvencí. Každá sekvence obsahovala 20 obrazů (24-bitové obrazy s 16,7 milionů barev v barevném systému RGB, s rozlišením 1280 × 960 pixelů; velikost 0,96 μm/pixel) rovnoměrně spojitě pokrývajících plochu cca 23 mm². Obrazové sekvence byly snímány automaticky v mikroskopu NIKON Eclipse 80i, vybaveném skenovacím stolem MÁRZHÄUSER SCAN-24-410 a CCD kamerou NIKON DS-5M. Příklad jednoho z dílčích obrazů sekvence je uveden na obr. 4.

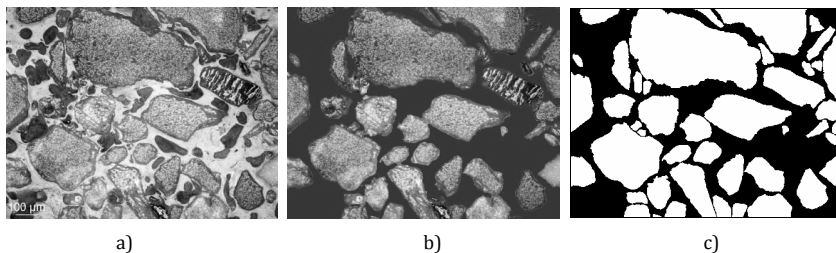


Obr. 4. Příklad jednoho z 20-ti snímků obrazové sekvence pro stanovení zrnitostního složení písčitého geokompozitu: 1) zrna písku, 2) základní hmota polyuretanového pojiva, 3) póry v pojivu (snímek nábrusu v odraženém světle mikroskopu)

Fig. 4. Example of image from sequence containing 20 images for measurement of grain size distribution in sandy geocomposite: 1) sand grains, 2) polyurethane binder, 3) pores in binder (microscopic image of polished section in reflected light)

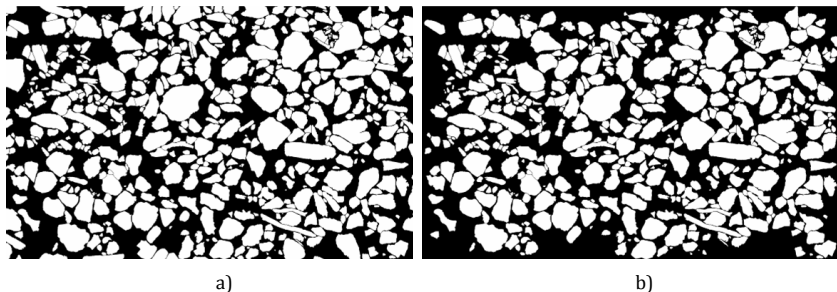
Na každém z dílčích obrazů sekvence byla provedena jeho binarizace (zjednodušení obrazu na "objekty a pozadí"; obr. 5). Binarizace byla prováděna manuálně v editoru binárních obrazů systému NIS-Elements, jako kombinace tzv. lokálního prahování (GONZALEZ & WOODS 2008) a interaktivního vykreslování objektů.

V jednotlivých binárních obrazech byla odseparována dotýkající se písková zrna (obr. 5c) a každá sekvence byla mozaikovitě složena ("sešita") do jednoho "velkého" přehledového obrazu (obr. 6a). Celkem bylo tedy získáno 5 velkých binárních obrazů pro následnou analýzu. Po odstranění neúplně zobrazených okrajových objektů (obr. 6b) bylo ve velkých obrazech provedeno měření rozměrových parametrů pískových zrn (definice měřených parametrů jsou uvedeny v tab. 1). Detailní popisy použitých postupů zpracování obrazu lze nalézt v (ŠČUČKA 2008).



Obr. 5. Binarizace mikroskopického obrazu pro stanovení zrnitostního složení písčitého geokompozitu: a) výchozí obraz, b) segmentace obrazu na objekty a pozadí, c) binární obraz bílých zrn na černém pozadí po morfologické separaci dotýkajících se objektů

Fig. 5. Binarization of microscopic image for determination of grain size distribution in sandy geocomposite: a) input image, b) image segmentation into objects and background, c) binary image of white grains on black background after morphological separation of touching grains



Obr. 6. Velký mozaikový obraz složený z 20-ti (5 × 4) dílčích binárních obrazů (a) a stejný obraz po odstranění neúplně zobrazených zrn v okrajích obrazu (b)




Fig. 6. Large mosaic image composed from 20 (5 × 4) particular binary images (a) and the same image after removing of incomplete boundary grains (b)

2.3 Dílčí výsledky a diskuze

Výsledky měření byly použity pro rekonstrukci zrnitostní křivky injektovaného písku (výsledky síťového rozboru původního písku nebyly v tomto případě k dispozici). Pro zařazení pískových zrn do jednotlivých zrnitostních frakcí byly použity zjištěné hodnoty minimálního Feretova průměru zrn (viz tab. 1). Zůstatek "na síť" (u síťového rozboru určený vážením) byl stanoven jako součet ploch (viz tab. 1) všech zrn v obraze, odpovídajících svým minimálním průměrem rozmezí dané frakce. Procentuálně byly zůstatky na sítěch a celkové propady vyjádřeny jako podíl z celkové plochy zrn v analyzovaných obrazech.

Rekonstruovaná zrnitostní křivka písku je znázorněna na obr. 7; kvantitativní morfologické parametry pískových zrn jsou uvedeny v tab. 2. Na základě získané zrnitostní křivky bylo provedeno inženýrsko-geologické zařazení zeminy v písčité části geokompozitu podle ČSN 73 1001 (viz tab. 3).

Tabulka 1. Rozměrové a tvarové parametry měřené na zrnech kostry písčitého geokompozitu
 Table 1. Size and shape parameters measured on skeleton grains of sandy geocomposite

<i>Plocha</i> (Area)		Velikost plochy rovinného řezu objektem, příp. průmětu objektu do roviny. V nekalibrovaném obraze udává počet obrazových pixelů, v kalibrovaném obraze udává reálnou plochu.
<i>Maximální Feret</i> (MaxFeret)		Feretův průměr se obecně rovná délce projekce objektu (částice) do osy x (horizontální Feret) nebo do osy y (vertikální Feret). Maximální Feret je maximum z Feretových průměrů získaných při otáčení objektu ve zvoleném souřadnicovém systému. Systém NIS-Elements např. počítá Feretovy průměry pro úhly $\alpha = 0, 10, 20, 30, 180^\circ$.
<i>Minimální Feret</i> (MinFeret)		Feretův průměr se obecně rovná délce projekce objektu (částice) do osy x (horizontální Feret) nebo do osy y (vertikální Feret). Minimální Feret je minimum z Feretových průměrů získaných při otáčení objektu ve zvoleném souřadnicovém systému. Systém NIS-Elements např. počítá Feretovy průměry pro úhly $\alpha = 0, 10, 20, 30, 180^\circ$.
<i>Kruhovitost</i> (Circularity)		$\text{Kruhovitost} = \frac{4\pi \cdot \text{Plocha}}{\text{Obvod} \cdot \text{Obvod}} \quad (1)$
<i>Protažení</i> (Elongation)		$\text{Protažení} = \frac{\text{MaxFeret}}{\text{MinFeret}} \quad (2)$

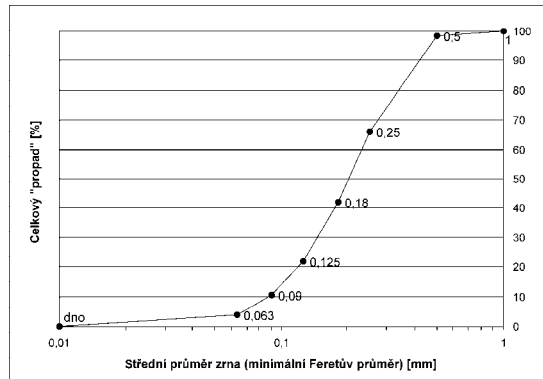
Tabulka 2. Morfologické parametry pískových zrn (definice parametrů viz tab. 1)
 Table 2. Morphological parameters of sand grains (see table 1 for definitions)

	Min. Feret [μm]	Max. Feret [μm]	Plocha [μm^2]	Kruhovitost [-]	Protažení [-]
Aritm. průměr	111	187	39927	0,67	1,80
SD	77	129	929420	0,13	0,80
Medián	88	151	8992	0,68	1,60
Max	606	1672	43281048	1,00	18,00
Min	4,5	6	27	0,11	1,08
počet	2167	2167	2167	2167	2167

SD. směrodatná odchylka

Tabulka 3. Inženýrsko-geologické zařídění písčité zeminy tvořící kostru geokompozitu (podle ČSN 73 1001) na základě kvantitativní analýzy mikroskopického obrazu (měření plochy průřezů zrn)
 Table 3. Engineering geological classification of sand skeleton in geocomposite on the basis of quantitative microscopic image analysis (measurement of cross section area of grains)

Číslo křivosti C_c ($(d_{30})^2/(d_{10} \cdot d_{60})$)	0,95
Číslo nestejnozrnnosti C_u d_{60}/d_{10}	2,55
Obsah jemných částic f	< 5 %
Třída	S2
Symbol a název	SP - jemnozrnný písek, špatně zrněný



$d_{10} = 0,09$
 $d_{30} = 0,14$
 $d_{60} = 0,23$

Obr. 7. Rekonstruovaná zrnitostní křivka zeminy v geokompozitu
 Fig. 7. Reconstructed granulometric curve of sand in geocomposite

3. Závěr

Provedené analýzy ukázaly zpracování a analýzu obrazu jako efektivní nástroj pro orientační hodnocení zrnitosti a morfologie zrn kompaktních psamitických geomateriálů. Výsledky získané analýzou obrazu nejsou zcela shodné s výsledky síťového rozboru. Pro lepší srovnatelnost a vzájemnou nahraditelnost obou metod lze však při známých hodnotách objemové hmotnosti zrn provádět přibližné přepočty rozměrových parametrů zrn na parametry hmotnostní. Tento problém bude autory dále řešen. Analýza obrazu představuje poměrně levný a časově nenáročný způsob zrnitostní analýzy, využitelný v inženýrsko-geologické, geotechnické a stavební nebo stavebně-restaurátorské praxi.

Poděkování

Prezentované výsledky vznikly v rámci řešení výzkumného záměru AV ČR č. AV0Z30860518 a také s podporou Ministerstva průmyslu a obchodu ČR (projekt č. FT-TA4/070). Autoři děkují za podporu.

Literatura

- ČSN 73 1001: 1988. *Zakládání staveb. Základová půda pod plošnými základy*. Praha: Vydavatelství norem, 1988. 80 s.
- GONZALEZ R. C., WOODS, R. E. *Digital Image Processing*. 3rd ed., New Jersey: Pearson Education, Inc., 2008. 954 p. ISBN 0-13-1687728-X.
- KRUMBEIN, W.C. 1941. Measurement of geological significance of shape and roundness of sedimentary particles. *Journal of Sedimentary Petrology*, 1941, vol. 11, p. 64 -72.
- ROSSIWAL, A. 1898. Über geometrische Gesteinsanalysen. *Verhandlungen der K. K. Geologischen Reichsanstalt Wien*, 1898, no. 5-6, p. 145-175.
- ŠČUČKA, J. 2008. *Studium stavby geokompozitů a kompozitních stavebních materiálů typu kamenivo + pojivo metodami zpracování a analýzy obrazu: docentská habilitační práce*. Ostrava: Fakulta stavební VŠB-TU, 2008. 199 s.

Možnosti využití důlních vod jako zdroje obnovitelné energie - geologické, technické a legislativní podmínky realizace

Possibilities of mine drainage water as a source of geothermal energy geological, technical and legislative aspects

M. ŠINDELÁŘ¹, M. BROŽ²

1 ARCADIS Geotechnika a.s., Geologická 4, Praha 5

2 The Institute of Rock Structure and Mechanics, Academy of Sciences, V Holešovičkách 41, Praha 8

Abstract

This paper deals with a research of mine drainage waters as a source of geothermal energy. The research is partially aimed at an exploitation of mineral compounds. The data of chemical and physical properties of mine drainage waters were collected, present state of abandoned mines in Czech Republic was assessed and hydrogeological conditions as well. Thermodynamic and hydrogeological models were computed for several mines. Technical designs of heating by heat pumps were done. Technical solution takes into account mineralization and acidity of mine drainage waters.

Keywords

Geothermal, mine drainage, heat pump

Úvod

Důlní vody představují pro společnost ekologickou a ekonomickou zátěž. Důlní vody bývají zdrojem chemického, mechanického a tepelného znečištění povrchových i podzemních vod. V důlních dílech v ČR se podle odhadů nachází několik milionů metrů krychlových důlních vod. Vzhledem k teplotnímu gradientu zemské kůry lze tepelnou energii důlních vod zařadit mezi obnovitelné energetické zdroje s poměrně efektivním ekologickým a ekonomickým přínosem.

Od roku 2007 probíhá výzkum možného využití tepelného potenciálu důlních vod, částečně jejich mineralizace a produktů po čištění. Hlavním koordinátorem výzkumného úkolu je firma ARCADIS Geotechnika a.s. Na řešení úkolu spolupracují firmy PROGEO, s.r.o., ISATech, s.r.o., a Ústav struktury a mechaniky hornin AV ČR. Výzkum bude ukončen v roce 2010.

Tento projekt je realizován za finanční podpory z prostředků státního rozpočtu prostřednictvím Ministerstva průmyslu a obchodu. Výzkum je evidovaný pod číslem 2A-2TP01/055 „Výzkum využití energetického potenciálu důlních vod v oblastech bývalé těžební činnosti ČR“.

1. Pasportizace důlních děl

Na počátku výzkumu jsme shromáždili archívní údaje o důlních dílech, způsobu jejich zajištění, technických parametrech děl (výztuž, profily jam, rozsah a hloubka důlních děl atd.), hydrogeologických poměrech, důlních vodách, jejich fyzikálně-chemických parametrech. U vybraných důlních děl jsme ověřili jejich současný stav, fyzikálně-chemické vlastnosti důlních vod, hloubky hladiny důlní vody atd.

1.1 Výběr důlních děl

Důlní díla potenciálně vhodná pro získávání tepelné energie byla vybrána na základě předpokládané dostatečné životnosti, dostatečného plošného a hloubkového rozsahu, objemu a přítoku důlních vod. Omezujícím kritériem výběru byla značná hloubka hladiny důlní vody a faktory ohrožující zdraví nebo bezpečnost zařízení a provozu (přítomnost plynů aj.).

Do výběru vhodných zdrojů tepla jsme zařadili díla s hloubkou nad 70 m. Tato hloubka zajišťuje dostatečnou teplotu, teplotní a chemickou stabilitu důlní vody, popř. dostatečný přítok. Mělká díla jsou vhodná v případě, že jsou součástí rozsáhlejšího podzemního systému.

Za díla s nedostatečnou životností jsme považovali ta s dřevěnou výztuží, díla stará (ne ve smyslu § 35 horního zákona) a díla s narušenou stabilitou.

Krajní hloubku hladiny důlní vody, která je z ekonomického hlediska pro instalaci a provoz tepelných čerpadel únosná, nelze obecně stanovit. Nejvyšší možná hloubka důlních vod závisí na řadě faktorů (teplota vody, množství odebrané energie, náklady na její čištění, cena energií atd.). Kritérium hloubky hladiny důlní vody bylo v rámci celé ČR použito pouze ve dvou případech, kdy se hladina důlní vody pohybovala v hloubce okolo 340 m.

1.2 Terénní práce

Z vybraných důlních děl jsme odebrali vzorky důlní vody na stanovení koncentrace Na, K, Ca, Mg, Fe, Mn, HCO_3^- , SO_4^{2-} a Cl⁻, popř. dalších složek. U vzorků byla změřena hodnota pH, oxidačně-redukční potenciál a teplota. Na výtocích důlních vod byly odebrány vzorky sraženin. Převážně se jedná o amorfni až subkrystalické oxyhydroxidy Fe.

U důlních děl byla ověřena přístupnost a současný stav areálů, přítomnost potenciálních odběratelů tepla, dále byla změřena hloubka hladiny důlní vody.

2. Projekty tepelných čerpadel

Podle pasportizace se v ČR nachází několik desítek důlních děl vhodných pro získávání tepla z důlních vod. Vhodná důlní díla se nachází v příbramských revírech, v Krušných horách, v plzeňské pánvi a jinde. Jedná se jak o díla a systémy děl ve větších revírech i jednotlivé jámy mimo větší revíry.

Kromě přímého použití důlních vod je možné využít teplo vyčištěných důlních vod. Teplota důlních vod na výstupu z čistíren je srovnatelná s teplotou vody před jejím čištěním.

Pro 10 vybraných důlních děl a čistíren důlních vod byly vypracovány projekty tepelných čerpadel.

2.1. Problematika mineralizace

Mineralizace důlních vod a s tím spojené srážení pevných fází v tepelných výměnících, popř. dalších částech zařízení tepelných čerpadel, je spolu s agresivitou vody hlavní překážkou ve využívání důlních vod jako zdroje tepla.

Z hlediska vzniku sraženin je nejproblematičtější složkou železo. To je v důlních vodách přítomno ve formě Fe^{2+} . V příhladinové zóně důlní vody a při jakékoli manipulaci s důlní vodou se Fe snadno oxiduje. Rychlost oxidace se při hodnotách pH okolo 7 pohybuje v řádu prvních desítek minut. Oxidací se železo z důlní vody uvolňuje ve formě amorfních až subkrystalických oxidů, hydroxidů a oxyhydroxidů. Sraženiny Fe v tepelných výměnících mohou vznikat již při koncentracích v řádu $0, X \text{ mg.l}^{-1}$.

Srážení pevných fází v zařízení je možné zamezit pouze užitím uzavřeného systému tepelného čerpadla. Při použití surové důlní vody je potíže se srážením možné do jisté míry eliminovat systémem dvou oddělených okruhů. Samozřejmostí je použití výměníku vyrobené z inertního materiálu a vhodné konstrukce.

Volba jednoho či druhého způsobu zapojení mimo jiné vychází z hydrochemických výpočtů.

V současné době se výzkum věnuje možnostem kontinuálního čištění bez nutnosti tepelný výměník vyřadit z provozu.

3. Hydrogeologické a termodynamické modely

Matematické modelování proudění podzemních vod a tepla umožňuje dlouhodobě kvantifikovat dostupné množství důlní vody a její teploty pro využití tepelnými čerpadly.

Modely přinesly informace o stávajících poměrech proudění podzemní vody v regionech se zatopenými důlními díly, poměrech proudění podzemní vody nastolených v důsledku zahájení jímání podzemní vody pro tepelná čerpadla, bilanci tepelného toku v modelových územích, vzestupu teploty zvodněného horninového masivu směrem do podloží a předpokládaném vývoji teploty horninového masivu v důsledku čerpání podzemní vody aj.

Modely proudění podzemní vody a transportu tepla byly vypracovány pro jámu Harrachov, oblast důlních děl polymetalického a uranového revíru na Příbramsku a Plzeňskou pánev.

4. Závěr

Důlní voda je vhodným lokálním zdrojem tepla. Negativní účinky agresivity a mineralizace důlních vod je možné do velké míry eliminovat. V ČR je několik desítek důlních děl a podzemních systémů, které mohou být zdrojem tepla.

Poděkování

Tento projekt je realizován za finanční podpory z prostředků státního rozpočtu prostřednictvím Ministerstva průmyslu a obchodu. Velký dík patří firmě DIAMO, s.p., za vstřícnost a spolupráci při řešení výzkumného úkolu.

Aparaturní vybavení pro měření lomové houževnatosti hornin

Test equipment for measurement of the rock fracture toughness

L. VAVRO

Institute of Geonics AS CR, v. v. i., Ostrava

Abstract

Presented contribution provides basic knowledge of development in the methodology of rock fracture toughness measurement in the laboratories of the Institute of Geonics AS CR in Ostrava. Fracture toughness is a relatively new parameter in geomechanics; the laboratory preparation of rock specimen is very time consuming. The fracture toughness of rocks may be practically used in a wide range of application; e.g. prediction of the anomalies in the geomechanics processes like the rock bumps.

Klíčová slova

Lomová mechanika, lomová houževnatost, hornina, křehké porušení, iniciační trhlinka.

Úvod

Při zkoumání chování hornin během jejich porušování pomocí geomechanických metod lze pozorovat vznik a šíření trhlin. Popisem trhlin jakožto nespojitostí se zabývá lomová mechanika. Příspěvek je věnován vývoji metodiky měření lomové houževnatosti hornin v podmínkách laboratoří Ústavu geoniky v Ostravě s důrazem na přípravu zkušebních těles a testovacího zařízení.

1. Lomová mechanika

Lomová mechanika se zabývá vznikem porušení (trhliny), hodnocením podmínek šíření trhlin a zákonitostmi chování trhlin. Lineární elastická lomová mechanika (obor tvořící základ pro všechny pozdější teorie) mimo jiné zavedla materiálové charakteristiky K_{IC} (lomová houževnatost) a G_{IC} (hnací síla trhliny), které kvantifikují houževnatost materiálu a současně je zde předpoklad lineární

závislosti mezi napětím a deformací materiálu (BACKERS, T., FARDIN, N., DRESEN, G., STEPHANSON, O. 2003).

Studium lomové mechaniky hornin má význam pro predikci anomálních jevů v horském masivu, např. důlních otrěsů a průtrží, řešení stabilitních problémů apod. Teorie, kritéria a testovací metody v lomové mechanice byly původně rozvinuty na materiálech vyrobených člověkem (sklo, keramika, kovy, beton, plasty) a pro zkoumání hornin je třeba je přizpůsobit s ohledem na jejich často proměnlivé vlastnosti. U plastů a kovů jsou parametry lomových vlastností zjišťovány již během technologie výroby a počítá se s nimi již při navrhování a posuzování výrobku. Na rozdíl od hornin jsou při jejich zkoušení k dispozici také normy.

Při aplikaci lomové mechaniky na horninách předpokládáme, že v hornině již existují zárodečné trhliny, které jsou koncentrátorem napětí. Za určitých okolností dochází v důsledku působících sil k nestabilnímu šíření trhlín. Tehdy se v tělese uvolňuje velké množství energie elastické deformace, která je potřebná pro tvorbu povrchu rozšiřující se trhliny, nebo propojení více trhlín. Vznikají plochy porušení a těleso se rozpadá (WHITAKER, B. N., SINGH, R. N., SUN, G. 1992).

Lomová mechanika na rozdíl od klasické mechaniky nepracuje s napětím, ale faktorem intenzity napětí. Neuvažuje pevnost, ale lomovou houževnatost. Protože lomová mechanika specificky popisuje chování a vliv trhlín v namáhaném tělese, liší se zkoušky lomové houževnatosti od běžných pevnostních zkoušek tím, že vyžadují zkušební tělesa s přesně definovanými trhlinami.

2. Lomová houževnatosti hornin

Lomová houževnatost K_{IC} se definuje jako kritická hodnota faktoru intenzity napětí v okamžiku iniciace nestabilního šíření stacionární trhliny. Její měření předpokládá existenci ostré trhliny, která má velmi přesné parametry. V našem případě (měření lomové houževnatosti hornin) byl zvolen V-chevron (tzv. šípový vrub). Takto zvolená geometrie umožní, aby po určité době šíření křehké trhliny byla rychlost dodávání energie do kořene trhliny (hnačí síla trhliny) nižší než rychlost její spotřeby (odpor materiálu proti šíření trhliny) a docházelo tak ke zvyšování zátěžné síly. Od určitého okamžiku, kterým je dosažení maximální síly F_{max} , je tomu naopak a šíření trhliny se stává nestabilním.

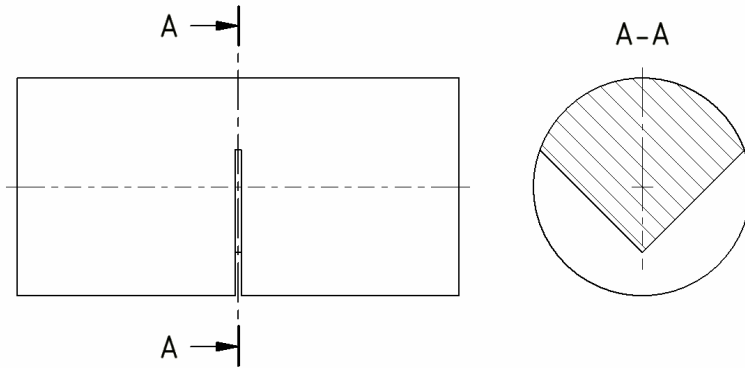
a. Metody měření

Navrhované metody vycházejí z módu I (prostorové namáhání trhliny). Dále jsou metody označeny jako metoda 1 a 2. Každá z nich vyžaduje jiný typ zkušební tělesa a je třeba přesně dodržet jejich rozměry.

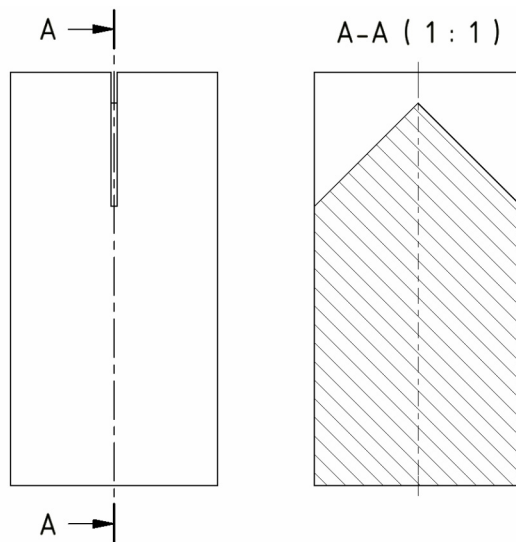
Metoda 1 – zde je použito zkušební těleso CB (chevron bend specimen), které má iniciační trhlínu umístěnou kolmo k ose jádra vzorku.

Metoda 2 – je použito zkušební těleso ve formě krátké tyče SR (short rod specimen), se zářezem, který je umístěn paralelně s osou jádra vzorku.

Použití dvou zkušebních těles s rozdílnými orientacemi trhlin je zdůvodněno častým výskytem anizotropie v horninovém materiálu. Každá z těchto navrhovaných metod nabízí dvě testovací úrovně:



Obr. 1. Schéma zkušebního tělesa CB s iniciační trhlinou (metoda 1)
 Fig. 1. Scheme of the test body CB with the crack initiation (Method 1)



Obr. 2. Schéma zkušebního tělesa SR s iniciační trhlinou (metoda 2)
 Fig. 2. Scheme of the test body SR with the crack initiation (Method 2)

Testovací úroveň I – je zde třeba pouze záznam maximálního zatížení během testu. Je nutné, aby zatížení trvalo tak dlouho až dojde k destrukci zkušební tělesa. Měření se provádí na zařízení, na němž lze regulovat rychlost zatěžování. Hodnotu lomové houževnatosti lze pak stanovit jednoduchým výpočtem (ISRM 1988).

Testovací úroveň II – vyžaduje nepřetržité zatížení a současně měření deformace. Je třeba během testu realizovat minimálně čtyři cykly zatížení/odlehčení. Tato testovací úroveň je podstatně náročnější nejen co do provedení zkoušky, ale také interpretace výsledků (ISRM 1988).

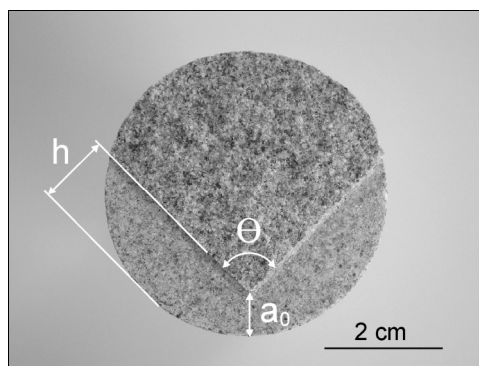
b. Příprava zkušebních těles

Pro vlastní měření (metoda 1) jsou použita zkušební tělesa ve formě vrtného jádra s přesně definovaným zářezem. Průměr jádra (D) je nutno vztáhnout k rozměru největšího zrna v hornině v poměru minimálně 10:1. Na základě této skutečnosti byly pro experimenty vybrány jemnozrnné až středně zrnité horniny. Bylo zvoleno vrtné jádro, pro svou dostupnost a poměrně přesnou přípravu zkušební tělesa. Naříznutý profil má tvar „V“ s velikostí vnitřního úhlu 90° . Zářez je umístěn ve středu tělesa a jeho parametry je nutno přesně dodržet. Proto bylo třeba zhotovit přípravek, který umožňuje vyřezat pravoúhlý profil s poměrně vysokou přesností. Parametry iniciační trhliny pro těleso CB jsou patrné z obr. 3.

Parametry zkušební tělesa:

průměr $D = 50$ mm

délka $L = 4D$



Obr. 3. Parametry výřezu zkušební tělesa
Fig. 3. The notch parameters of the test body

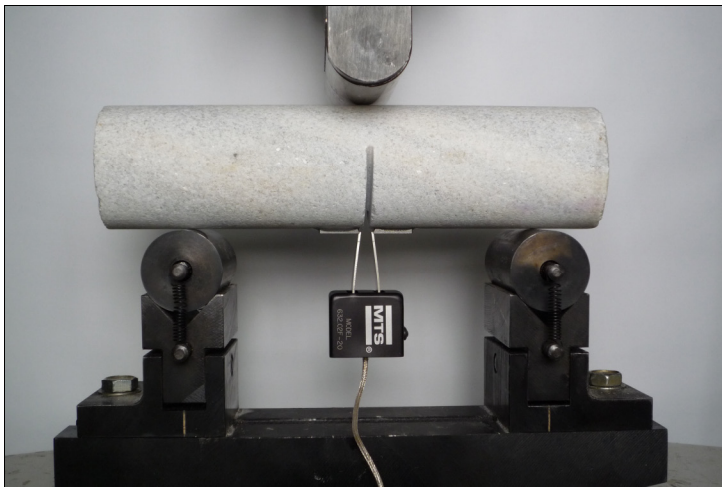
c. Testovací zařízení

Na připravených zkušebních tělesech byla provedena parametrická měření (metoda 1) pro získání základních informací o poměrech při reálných zkouškách hornin. Měření jsou realizována na lisu FPZ 100, který prošel úpravami. Byla snížena rychlost posuvu čelistí lisu, a také byl modernizován software. K vlastnímu měření je použita konstrukce pro trojbodový ohyb vzorku. Podpěrným válečkům přidržovaným měkkými pružinami je zde umožněno, aby rotovaly směrem ven a udržovaly tak valivý kontakt se vzorkem během testu. V první fázi výzkumu měření lomové houževnatosti hornin byly tedy zaznamenávány pouze hodnoty síly. Z těchto pak vypočteny první reálné hodnoty lomové houževnatosti hornin.

V druhé fázi výzkumu měření lomové houževnatosti hornin bylo přistoupeno k testovací úrovni II, tj. k měření s extenzometrem. Je to extenzometr typu clip on cage COD 632.02F (tzv. sponkový extenzometr).

Extenzometr je uchycen při ústí nařezaného chevronového vrubu. Byly připraveny speciální kovové břity, na kterých je extenzometr připevněn. Nožové břity musí překlenout ústí vrubu a být vystředěné jak vzhledem k rovině vrubu, tak vzhledem k špičce V-chevronu. Vždy před měřeními musí být takto břity pečlivě přilepeny na vzorek a příprava vzorků pro měření se tak stává časově náročnou záležitostí. Dále bylo nutno propojit extenzometr se softwarem zkušebního lisu.

Zkoušky se provádějí za pokojové teploty na stroji FPZ 100 při konstantní rychlosti pohybu příčnicku $0,05 \text{ mm} \cdot \text{min}^{-1}$. Těleso je opět namáháno třibodovým ohybem. Záznamové křivky nám dávají silový zázpis v podobě grafu. Díky extenzometru (snímač deformace) je možno měřit relativní otevření líce trhliny (CMOD – crack mouth opening displacement).



Obr. 4. Testovací zařízení s extenzometrem
Fig. 4. Test equipment with the extensometer



Obr. 5. Detail přichycení extenzometru ke vzorku
Fig. 5. Detail of the attachment of the extensometer to the specimen

3. Závěr

S pomocí zařízení pro měření lomové houževnatosti, připojeném na zkušební lis FPZ 100, se podařilo na vybraných vzorcích jemnozrnných hornin, použitím metody 1 a testovací úrovně I a II, naměřit použitelné výsledky pro další studium lomových parametrů vybraných hornin. V případě zkušebních těles s iniciační trhlinou je třeba využít možnosti nového testovacího zařízení pro měření lomové houževnatosti a chování horninového materiálu během režimu zatěžování podrobně studovat. Je třeba postupovat metodicky, protože cílem výzkumu je stanovení typických hodnot parametru lomové houževnatosti na vybraných horninách.

Literatura

- BACKERS, T., FARDIN, N., DRESEN, G., STEPHANSON, O. 2003. Effect of Loading Rate on Mode I Fracture toughness, Roughness and Micromechanics of Sandstone. *Int. J. Rock Mech. Min. Sci. & Geomech. Abstr.* 2003, vol. 40, iss. 2, s. 425-433.
- WHITAKER, B. N., SINGH, R. N., SUN, G. 1992. Rock Fracture mechanics. *Amsterdam: Elsevier Science Publisher B. V.*, 1992. 569 s. ISBN 0-444-896848.
- INTERNATIONAL SOCIETY FOR ROCK MECHANICS COMMISSION ON TESTING METHODS. 1988. Suggested Methods for Determining The Fracture toughness of Rock. *Int. J. Rock Mech. Min. Sci. & Geomech. Abstr. Publisher B. V.*, 1988. vol.25. 569 s. ISBN 0-444-896848.

Napětí - jeden z nejdůležitějších faktorů ovlivňující hornickou činnost

Stress - one of the most important factors influenced the mining

P. WACLAWIK¹, J. PTÁČEK²

1 OKD, a.s., Důl ČSM Stonava

2 Ústav geoniky AV ČR, v. v. i., Ostrava

Abstract

Stress is one of the basic factors affecting rock massif behaviour by decisive way. Knowledge of stress fields facilitates projection and successful realization of workings (e.g. stability check of workings, behaviour of proposed supports, spatio-temporal situation of workings). Within the scope of sedimentary deposit of Karvina subbasin were used data from structure-tectonic analysis and from measures in situ by overcoring and hydrofrac methods for determination of natural stress state and its orientation. This report deals with contemporary recognition of stress fields in the eastern part of Karvina subbasin. There are also discussed problems of long working line depending on orientation and size of horizontal stress in this report. Last but not least there is described new knowledge about geological-tectonic structure of Karvina subbasin.

Klíčová slova

napětí, důlní dílo, karvinská dílčí pánev

Úvod

Napětíová pole výrazně ovlivňují chování horského masívu a působí tak významně na důlní díla v něm realizovaná. Důlní díla jsou ovlivňována jednak napětími přirozenými, která jsou dána zejména strukturální a geologickou stavbou horninového masívu, distribucí trhlin, puklin a dalších diskontinuit a napětími indukovanými hornickou činností. Zatímco indukovaná napětí můžeme ovlivňovat (např. vhodným časoprostorovým vedením důlních děl), primární napětíová pole jsou antropogenní činností neovlivnitelná. Vzhledem k výrazné anizotropii napětíových polí v horninovém prostředí sedimentárního ložiska hornoslezské pánve však můžeme, např. vhodnou orientací důlních děl, významně ovlivnit působení horizontální složky napětí na důlní dílo, potažmo na jeho výztuž.

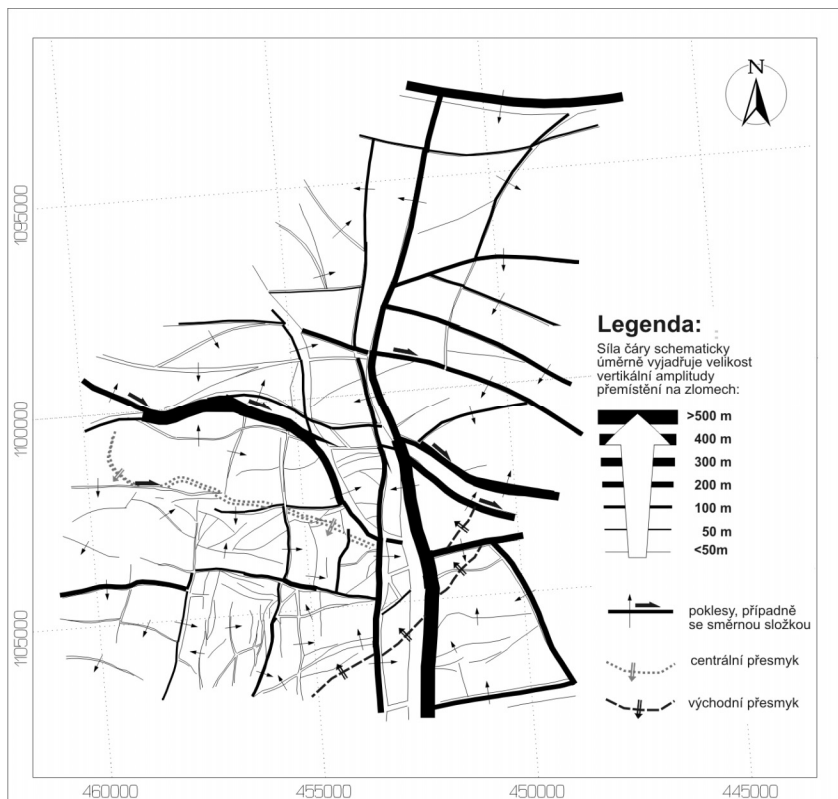
Vzhledem k vzájemné souvislosti recentních napětí v horském masívu a jeho strukturálně geologické stavby je úvodní část příspěvku věnována nejnovějším

poznatkům o strukturně tektonické stavbě karvinské dílčí pánve. Z dosavadních analýz a srovnání paleonapětových modelů s výsledky měření recentních napětí vyplývá, že směry recentních napětí v mnoha případech kopírují paleonapětí daná variskou strukturní stavbou. Zvláštní pozornost je v našem příspěvku věnována současnému poznání recentních napětových polí a vlivu napětí na vedení a stabilitu důlních děl.

1. Nové poznatky o geologicko-tektonické stavbě karvinské dílčí pánve

Karvinská dílčí pánev (KDP) představuje dílčí strukturu české části hornoslezské pánve, omezenou na západě orlovskou násunovo-vrásovou strukturou. Odpovídá tektonicky nejnižší zakleslé oblasti české části hornoslezské pánve, a proto v ní vystupují nejmladší uhlonosné sedimenty karvinského souvrství. Karvinská dílčí pánev má objektivně nejjednodušší tektonickou stavbu v rámci známé české části hornoslezské pánve. I z tohoto důvodu ji řada autorů považovala, a stále považuje, za postdeformační tzv. vnější uhlonosnou terigenní molasu vyvíjecí se až po „variském vrásnění“ (např. DVOŘÁK 1994). Ve svých pracích jí např. KUMPERA (1980, et al. 1990) a KUMPERA a MARTINEC (1995) přisuzují tektonický styl „kratonní tafrogenní pánve“ atp. Nejen na základě strukturně-tektonického výzkumu (např. GRYGAR et al. 1998) vyplývá, že strukturní charakteristika této pánve předpolí je podstatně komplexnější a strukturně složitější, než by vyplývalo z výše uvedených interpretací. V oblasti KDP jsou významně rozšířeny také násunové struktury s relativním horizontálním přemístěním dosahující až řádu prvních stovek metrů. Tyto násunové struktury tvoří složitý kompresní systém, tradičně označovaný jako *centrální karvinský přesmyk*. Vzhledem k jeho charakteru a rozsahu jej řadíme k významným anomálním strukturním fenoménům karvinské dílčí pánve (GRYGAR a WACLAWIK 2006). Z tektonického hlediska lze tak karvinskou dílčí pánev charakterizovat jako apikální zónu variského akrečního klínu - pánve předpolí (např. DECELLES a GILES 1996 in GRYGAR a WACLAWIK 2006), kde, zvláště v závěrečných fázích variské tektogeneze, dominoval transtenzní paleonapětový režim. Výsledkem je tektonický styl, v němž nad kompresními vrásovými a násunovými strukturami výrazně dominují dislokace poklesového charakteru, případně se směrnou komponentou přemístění (kombinované směrné posuny - transtenzní zlomy atp., GRYGAR et al. 1989).

V minulosti dospěl výzkum věnovaný rozsahu a genezi zóny centrálního přesmyku k představě o jediné rozsáhlé násunové struktuře (PTÁČEK 1999), která víceméně kontinuálně propojuje větev nejlépe známou a interpretovanou, tj. výskyty v dobývacích prostorech Dolu Karviná-lokality Doubrava a ČSA, s později postupně nafáránými násunými ve východní exploatované části pánve, tj. na Dolech Darkov a ČSM.



Obr. 1. Synoptická strukturální mapa hlavních zlomů karvinské pánve se schematickým znázorněním vertikální amplitudy přemístění na zlomech poklesového charakteru a vymezením pozice zóny centrálního přesmyku a zóny východního přesmyku (podle GRYGAR 1997 IN GRYGAR A WACLAWIK 2006)

Fig. 1. Synoptic structural map of main faults in Karviná subbasin with presented dip slip amplitude and delimitation of the zones of Central overthrust and Eastern overthrust (after GRYGAR 1997 IN GRYGAR A WACLAWIK 2006)

Na základě komplexní analýzy strukturálních dat, mapových podkladů a primární dokumentace byla GRYGAREM a WACLAWIKEM (2006) tato relativně zjednodušená představa jediné regionální násunové struktury modifikována. Původně definovaná zóna západních resp. severních násunů v karvinské pánvi (lokality Doubrava a ČSA), tj. původně vymezené pásmo centrálního přesmyku (GRYGAR et al. 1989) netvoří spojitou zónu s východními výskyty násunů v dobývacích prostorech Dolů ČSM a Darkov. Nově proto byly vymezeny dvě, prostorovou pozicí nezávislé, avšak geneticky i časově sblížené a vzájemně podmíněné struktury. Jedná se o nově definovanou zónu *východního přesmyku*

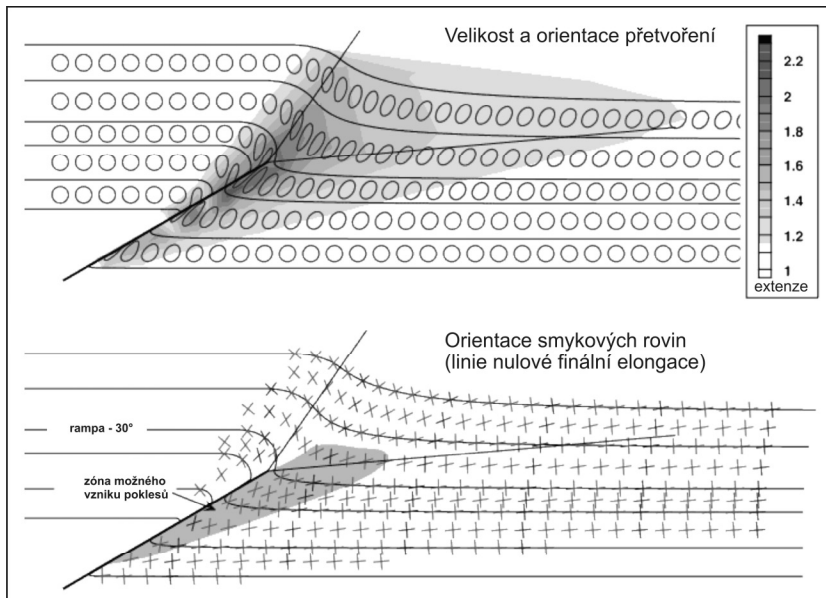
a vlastní *centrální přesmyk* (viz obr. 1, obr. 4) v původním pojetí (GRYGAR a WACLAWIK 2006).

1.1 Zóna východního přesmyku

Zóna východního přesmyku má v generelu SV-JZ průběh. V rámci násunové zóny východního přesmyku se stopy dílčích slojových násunů směrem k JZ stáčí až do směru ZJZ-VSV. Naopak směrem k SV se stopy slojových násunů stáčí až do směru SSV-JJZ. Jsou tedy paralelní se směry hlavních regionálních násunovo-vrásových struktur hornoslezské pánve (orlovsko-buguszovická struktura, michalkovická struktura atd.).

Východní přesmyk není jednoduchá násunová plocha s konstantní prostorovou geometrií. Zejména úklonný průběh této struktury je velice proměnlivý. Typické jsou rozsáhlé mezivrstevní dislokace – ploché násuny a dále výrazné tektonické rampy (systémy násunů typu „ramp“ and „flat“, viz např. PLUIJM a MARSHAK 1997). Na těchto rampách dochází při akumulaci smykových napětí k „ustřížení“ většinou ve stropě sloje podél strmější přesmykové plochy. Následně násuny pokračují v mezivrstevních prokluzech. Mezivrstevní prokluzy ve sloji samotné, nebo v bezprostřední blízkosti sloje, způsobují anomální deformace sloje podobné budináži a dalším doprovodným jevům. V některých úsecích tak dochází k nasunutí uhelné sloje a lokálnímu zvětšení celkové mocnosti, v jiných k jejímu „rozvlečení“ s následnou redukcí mocnosti. Tyto deformace mají typické rysy rané, synlitifikační deformace plastického stádia (GRYGAR a WACLAWIK 2006). Celková ověřená směrná délka zóny činí téměř 7 km a šířka zóny v horizontálním průmětu dosahuje až 3 km (WACLAWIK 2009). Ze strukturálních map a ze shromážděné prvotní důlní dokumentace je zřejmé postupné zmenšování (vyznívání) velikosti transportu na násunech z nižších stratigrafických úrovní do nadloží. Všechny dílčí násuny východní násunové zóny vykazují výrazný pokles výšky zdvihu z hodnot prvních metrů až desítek metrů (maximální výška zdvihu 20 m byla ověřena dílem 239 562 raženém ve sloji č. 39 v dobývacím prostoru Dolu Darkov-lokalita Darkov) postupně na amplitudy řádu decimetrů a nad stratigrafickou úrovní 23. sloje (báze svrchních sušských vrstev) již nebyly zjištěny vůbec. Tento fenomén lze vysvětlit mezivrstevním skluzem a v generelu pak celkovým odlepením v blízkosti báze variského akrečního klínu při jeho násunech na předpolí brunovistulika (GRYGAR a WACLAWIK 2006).

Zřetelný je také nárůst velikosti amplitudy vertikálního přemístění na násunech směrem k SV. Tento trend je výsledkem podstatně větší komprese karvinské dílčí pánve v pásnu dětmarovické střížné zóny a severně od ní (GRYGAR a WACLAWIK 2006). Projevuje se mj. i celkovým větším zkrácením v Z-V směru, čemuž odpovídají podstatně výraznější vrásové struktury ve srovnání s oblastí jižně od dětmarovické střížné zóny. Směrová shoda zóny východního přesmyku s hlavními násunovými strukturami a shodný trend nárůstu intenzity deformací k SSV dokládají genetický vztah vzniku východních násunů s vývojem hlavních násunových struktur hornoslezské pánve, především s kinematikou a mechanismem vzniku orlovské struktury (viz obr. 2).



Obr. 2. Numerický model vývoje základních charakteristik přetvoření v oblasti násunovo-vrásové deformace s uplatněním vrstevní anizotropie (upraveno podle ALLMENDINGERA 1998 in GRYGAR a WACLAWIK 2006)

Fig. 2. Numeric model of basal deformation characteristics in the region of fault propagation fold where the strata anisotropy puts into effect (arr. after ALLMENDINGER 1998 in GRYGAR & WACLAWIK 2006)

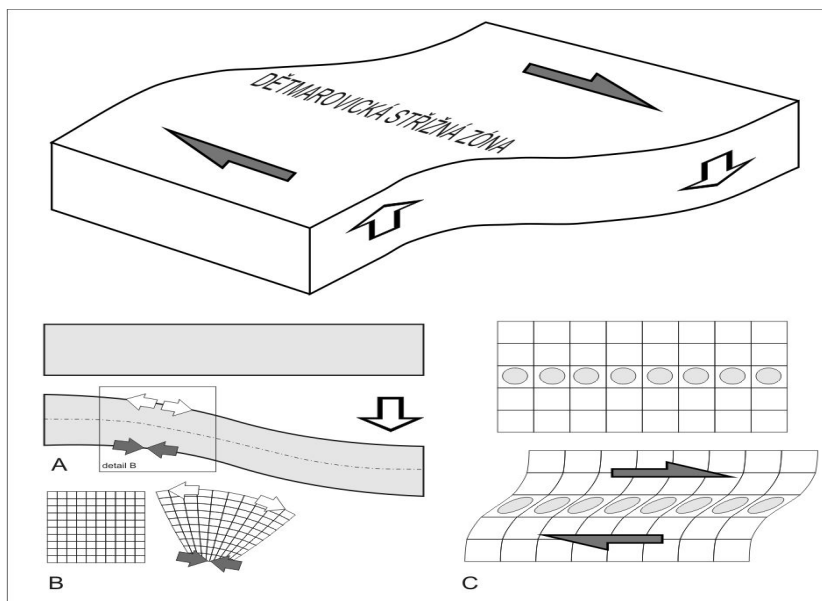
1.2 Zóna centrálního přesmyku

Pozičně má zóna centrálního přesmyku v generelu ZSZ-VJV směr. V dobývacím prostoru Doubrava se však prudce stáčí do směru SSV-JJZ, tedy směru orlovské struktury.

Průběh a charakter násunové zóny centrálního přesmyku má rysy násunových struktur v zóně východního přesmyku. Především je to uplatnění mezivrstevních a intraslojových prokluzů a násunů. V rámci násunových deformací tak dochází v maximální míře k využití vyšší vrstevní anizotropie vrstevního sledu karvinského souvrství.

V horizontálním průmětu dosahuje pásmo centrálního přesmyku šíře až 2,5 km. Celková směrná délka pásma v rámci karvinské dílčí pánve je téměř 10 km (WACLAWIK 2009). I v případě centrálního přesmyku přísluší z hlediska mechanismu kompresní deformace zásadní úloha mezivrstevním a intraslojovým prokluzům (GRYGAR a WACLAWIK 2006). Tak jako v zóně východního přesmyku i zde pozorujeme výrazný pokles výšky zdvihu z hodnot prvních metrů až desítek metrů postupně na amplitudy řádu decimetrů směrem do stratigraficky mladších vrstevních sledů. Maximální výšky zdvihů na násunech a maximální násunové

deformace byly ověřeny v dobývacím prostoru Doubrava na díle 40407/1 v těsném podloží sloje Prokop. Amplituda vertikálního přemístění na násunech zde dosahuje více jak 50 m.



Obr. 3. Synoptický diagram vysvětlující interferenci dvou deformačních faktorů dětmarovické střížné zóny, tj. její dextrální směrnou komponentou a současně poklesový charakter s ní geneticky svázané flexury (podle GRYGAR A WACLAWIK 2006)

Fig. 3. Synoptic diagram explained the interference of the dextral strike splip and dip slip components od Dětmarovice transcurent zone (after GRYGAR A WACLAWIK 2006)

V porovnání se zónou východního přesmyku, v zóně centrálního přesmyku velikost amplitudy horizontálního přemístění naopak vjv. směrem vyznívá. Z hlediska poznání vzájemného vztahu zón centrálního a východního přesmyku je klíčová oblast Dolu Darkov - lokalita Darkov. Zóna centrálního přesmyku zde vyznívá, naopak v zóně východního přesmyků zde amplitudy vertikálního přemístění na jednotlivých násunech dosahují nejvyšších hodnot.

Na rozdíl od geneze východního přesmyku, který je geneticky spojován s vývojem hlavních násunových struktur hornoslezské pánve, především s kinematikou a mechanismem vzniku orlovské struktury, je objasnění vzniku centrálního přesmyku podstatně komplexnější a komplikovanější. Atypická je zejména příčná pozice centrálního přesmyku vzhledem ke směru orlovské struktury, a to nejen v rámci hornoslezské pánve, ale i celé moravsko-slezské zóny (GRYGAR a WACLAWIK 2006).

Anomální pozice centrálního přesmyku má vazbu na dextrální dětmarovickou střížnou zónu. Tato střížná zóna odděluje oblast strukturně vyšších ker karvinské dílčí pánve (oblast lokalit Dukla, Lazy, Darkov-závod 3 a Dolu ČSM) od strukturně zakleslé karvinské příčné deprese. Vedle směrné dextrální komponenty má tedy dětmarovická zóna současně charakter poklesové flexury (viz obr. 3), porušené systémem transkurentních poklesových zlomů (dětmarovický zlom, eleonorská porucha, žofinská a jindřišská porucha. Tím dochází k vektorovému součtu transpresní složky napětí (viz např. SCHREURS a COLLETA 2002 in GRYGAR a WACLAWIK 2006) odvozené od dextrálního směrného posunu a k anomálnímu nárůstu napjatosti ve vnitřní (stratigraficky nižší) zóně flexury. Dětmarovická střížná zóna mohla během raného stádia pozdně variských násunových deformací fungovat jako tzv. akomodační zóna nad strukturní rampou podloží (viz např. CALASSOU et al. 1993, WILKERSON et al. 2002 in GRYGAR a WACLAWIK 2006), která kompenzovala výrazné kinematické a deformační rozdíly mezi severním mobilnějším a jižním stabilnějším segmentem karvinské dílčí pánve. Její akomodační funkce souvisela s podstatně větší kompresí a východovergentním násunem severního úseku české části hornoslezské pánve západně od orlovské struktury, tj. strukturní elevace vrbické kry do poklesávající karvinské příčné deprese (GRYGAR a WACLAWIK 2006). Projevuje se zde tedy v jistém smyslu deformační fenomén tektonické extruze (viz např. RATSCHBACHER et al. 1991) do prostoru s větší subsidencí (poklesávající úsek karvinské pánve) a tím i uvolněním celkové napjatosti.

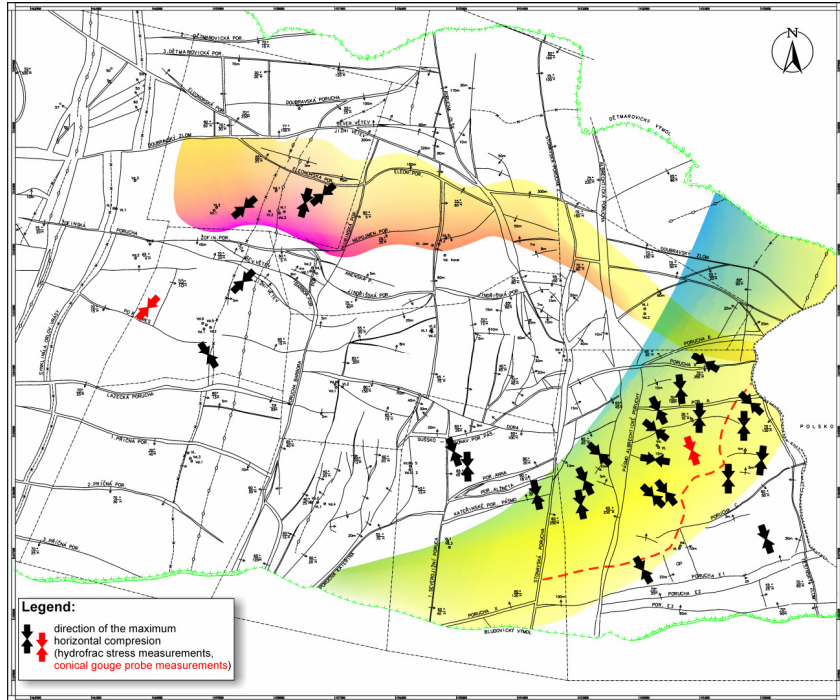
2. Současná znalost recentních napětových polí

V podmínkách sedimentárního ložiska karvinské dílčí pánve jsou známy výsledky měření napětí v horninovém masívu prováděné pracovníky Ústavu geoniky AV ČR, v.v.i. v Ostravě (viz např. STAŠ et al. 1997, STAŠ a SOUČEK 2002). Měření byly provedeny zejména metodou hydraulického štěpení – hydrofrac a ojedinele také upravenou metodou odlehčeného vrtného jádra (overcoring).

V rámci karvinské dílčí pánve bylo od roku 1994 provedeno několik desítek měření v hloubkách 600m až 800m pod povrchem, přičemž pro interpretaci velikosti a zejména orientace horizontálního napětí bylo možno použít 25 měření (PTÁČEK et al. 2009). Nejvíce měření bylo provedeno v dobývacím prostoru Dolu ČSM. Kromě měření metodou hydrofrac zde také bylo provedeno jedno měření metodou odlehčeného jádra, které spolu vzájemně korespondují (obr. 4).

Jak uvádí PTÁČEK et al. (2009) maximální naměřená hodnota maximálního horizontálního napětí (σ_H) dosahovala 51 MPa. Průměrná hodnota se však pohybuje kolem 20 MPa. Některé naměřené hodnoty velikosti horizontálního napětí tak přesahují teoretické vertikální napětí (16-20 MPa) pro danou hloubkovou úroveň. Orientace σ_H se ve východní části KDP, tedy v oblasti zóny východního přesmyku, pohybuje v rozmezí SZ-JV až S-J směrů. Tyto směry korespondují se směry recentních napětí v rámci celé moravsko-slezské oblasti a také v rámci evropských variscid (HEIDBACH et al. 2008 in GRYGAR a WACLAWIK 2006). Uvedené směry σ_H jsou také v souladu s variskými směry paleonapětí.

Nutno však podotknout, že paleodeformační režim v předmětné oblasti byl následně ovlivněn a stále je ovlivňován, nasunutím alpínských příkrovů na variský fundament. Z tohoto důvodu nelze jednoznačně potvrdit genetickou vazbu měřených recentních napětí k variským či alpínským deformacím.



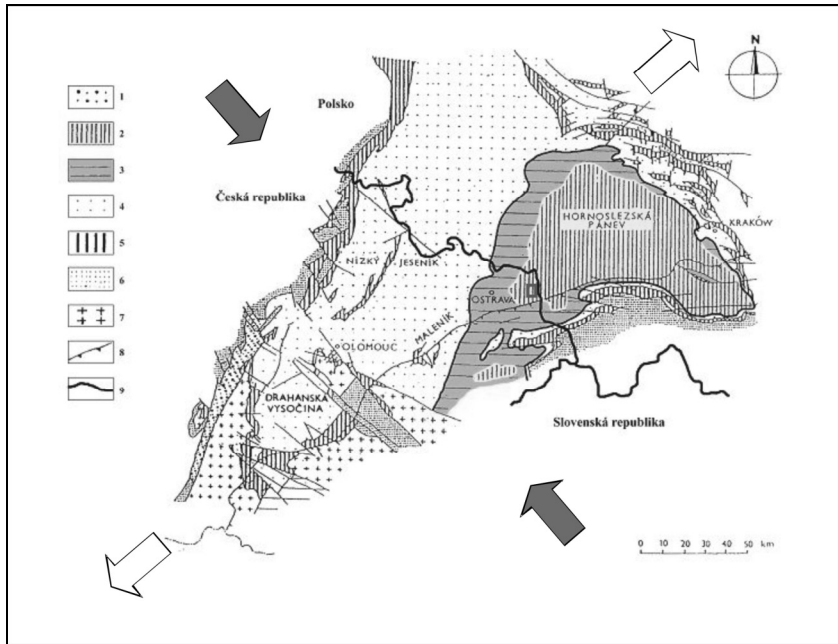
Obr. 4. Synoptické schéma zóny centrálního a východního přesmyku a směrů maximálních horizontálních napětí (upraveno podle GRYGAR a WACLAWIK 2006 in PTÁČEK et al. 2009)

Fig. 4. Synoptic map of Central thrust and Eastern thrust zones and the directions of maximum horizontal stress components (arr. after GRYGAR a WACLAWIK 2006 in PTÁČEK et al. 2009)

3. Vliv napětíových polí na vedení důlních děl

Zkušenosti při vedení důlních děl prokazují v mnoha případech vzájemnou vazbu mezi směrem ražení důlních děl a orientaci maximálního horizontálního napětí (σ_H). Nevhodná orientace vedení důlního díla vůči σ_H tak může negativně ovlivnit stabilitu a konvergenci výztuže raženého důlního díla, stabilitu počvy díla, charakter porušení průvodních hornin s následkem vytváření vícevýlomů a v neposlední řadě neočekávané uvolňování napětí v nadloží díla – seismické jevy. Zkušenosti s dobývacího prostoru Dolu ČSM, ale také z jiných uhelných pánví

(např. doly Kellingley, Thoresby, Daw Mill společnosti UK Coal ve Velké Británii) potvrzují teoretické předpoklady, že nejvhodnější směrování důlního díla je rovnoběžné s maximálním horizontálním napětím (σ_H), zatímco při vedení díla kolmo na maximální horizontální napětí tj. rovnoběžně s minimálním horizontálním napětím (σ_h) jsou napětové poměry obecně méně příznivé. Generelní směry těchto složek napětí v hornoslezské pánvi jsou znázorněny na obr. 5. Problémem ovšem zůstává nedostatek podkladů o lokálním vývoji recentního napětí. Proto považujeme veškeré nově získané údaje o napětí/odeformačních polích horského masivu za velmi prospěšné pro efektivní a bezpečnou exploataci ložiska.

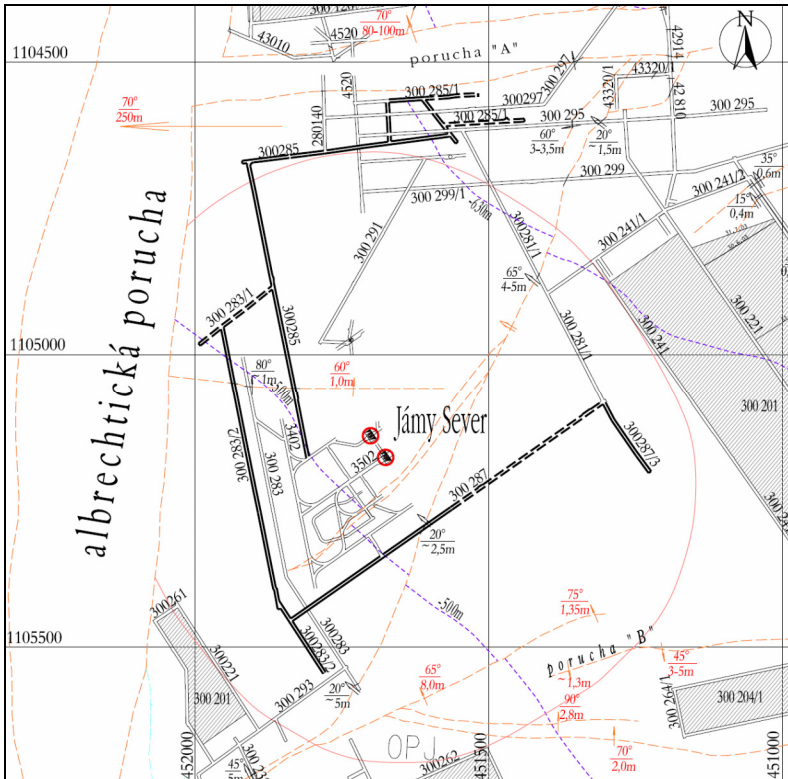


Obr. 5. Schematické znázornění generelních směrů maximálních (tmavé dvojité šipky) a minimálních (světlé dvojité šipky) složek horizontálních napětí v hornoslezské pánvi
 Fig. 5. The chart of general directions of maximal (dark double arrows) and minimal (white double arrows) principal stresses in Upper Silesian Coal Basin

V následujících podkapitolách jsou uvedeny praktické příklady z dobývacího prostoru Dolu ČSM, kde zjištěné hodnoty horizontálních napětí umožňují posoudit projevy napětí vznikající při ražení důlních děl různě orientovaných vůči směrům maximálních a minimálních napětíových složek.

3.1 Díla vyražená v samostatné svorníkové výztuži technologií „bolter miner“ ve sloji č. 30 v OPJ závodu Sever

Zkušební projekt dobývání metodou chodbicováním byl zahájen na Dole ČSM v roce 1994. Cílem bylo vydobýt v oblasti ochranného pilíře jam závodu Sever uhelné zásoby ve sloji č. 30 (634) tak, aby nedošlo k ovlivnění jámových stvolů a povrchu. Nejdříve bylo započato ražbami důlních děl, které měly sloužit jako budoucí větrní a dopravní základny pro dobývání v jednotlivých dílcích chodbicích. Důlní díla byla vyražena v samostatné svorníkové výztuži pomocí razícího kombajnu (bolter miner) ABM 20.



Obr. 6. Důlní mapa se znázorněním chodbic vyztužených samostatnou svorníkovou výztuží (zvýrazněno). Přerušovanými zvýrazněnými liniemi jsou označena místa se zhoršenými stropními podmínkami, kde bylo nutné svorníkovou výztuž kombinovat s ocelovou výztuží. Napříč ochranným pilířem jam probíhá jeden z dílců násunů zóny východního přesmyku

Fig. 6. The map of mine workings in the safety pillar of ČSM mine. The mine workings (pick out dark) are reinforced by rockbolts. The deformed parts of workings are depicted by dashed lines. In the central part of the safety pillar plane is a component of the Eastern thrust visible

Projekt byl ukončen předčasně z báňsko-technických a ekonomických důvodů v roce 1997. Jako jeden z možných důvodů neúspěchu tohoto projektu lze spatřovat v tehdejší nedostatečné znalosti napěťových polí v prostoru ochranného pilíře jam. Z porovnání s nynějším poznáním orientace horizontálního napětí lze usuzovat, že pokud se směr ražených důlních děl blížil k směru maximálního horizontálního napětí byly stropní podmínky velmi dobré a denní postupy dosahovaly až 20m. Naopak, v případě, že se směr raženého díla blížil směru minimálního horizontálního napětí byly stropní podmínky zhoršené, docházelo k tvorbě vícevýlomů, samostatná svorníková výztuž byla nedostatečně únosná a musela být zesilována výztuži podpěrnou v SBR profilu (viz obr. 6). V tomto případě klesla denní metráž pod 5m.

Vzhledem k nutnosti vyhledávat nové zdroje uhelných zásob je v současné době v projektové fázi nový pilotní projekt dobývání v OPJ závodu Sever metodou chodbicování. Předpokládá se vydobytí cca 4 mil. tun uhelných zásob ve slojích 30, 33a, 39a a 40. Nynější stav poznání primárního napěťového pole dovoluje situovat a vyztužovat projektované chodbice i se zohledněním pravděpodobných směrů horizontálních napětí, jak byl uvedený v předchozí kapitole. V případě úspěchu tohoto způsobu dobývání bude možné v budoucnu dobývat i v místech, kde nelze v současné době použít klasickou metodu dobývání stěnování z báňsko-technických, ekonomických či sociálních důvodů. Bude tak možné vydobýt zásoby v celcích vázaných na otvirková důlní díla, v blízkosti kerných tektonických poruch, v místech kde je nutno minimalizovat vlivy na povrch atp. Máme zato, že k úspěšné aplikaci tohoto způsobu může významně přispět i zohlednění výše popsáných napěťových poměrů.

3.2 Ražba svázná č. 401 290/1 ve sloji č. 39a+40(512+504) ve 2.b kře

Důlní dílo 401 290/1 bylo raženo za účelem zřízení prvního větrního propojení mezi úrovněmi -630 m (4. patro) a -800 m (5. patro) v úrovni sloje 39a a 40 (512 a 504). Ražba byla zahájena ve sloji 40 s mocností kolem 4m. Po vyrazení cca 150m se z nadloží připojila sloj 39a a vytvořila společně se slojí 40 mohutný slojový komplex s mocností od 8 m do 11 m. Dílo bylo vedeno pod stropem sloje s ponecháním uhlí v počvě. Ihned od zahájení ražby narůstala seizmická aktivita v celé oblasti, když byla zaznamenána řada seizmických jevů s energiemi až 10^2 J, ale také až 10^3 J. Podrobně je situace popsána v příspěvku KUBICA a KLIMŠA (2007). Řada uvedených seizmických jevů se projevila dynamicky i v raženém díle. Docházelo k zvedání počvy, vyjíždění uhelné sloje na čelbě, tvorbě vícevýlomů a v neposlední řadě energie uvolněná při seizmickém jevu několikrát ztelně posunula masívní razící technologii.

KUBICA a KLIMŠA (2007) spatřují příčiny vzniku ořesových jevů v geologických faktorech, jako je mocnost pokryvných útvarů, přítomnost zvodnělého detritu, přítomnost mocných lavic pískovců v nadloží sloje, ponechané lávky uhlí v počvě raženého díla, blízkosti zlomů, ale zejména ve vlivu předřádných napětí od hran nevrubů ve sloji 25 ve vzdálenosti větší než 200 m. Pravděpodobně i v tomto případě lze považovat orientaci směrů ražeb vůči maximálnímu horizontálnímu napětí za jednu z příčin zvýšené seizmicity, s následnou devastací profilu raženého díla. Chodba 401 290/1 s nepříznivými projevy byla ražena přibližně v kolmém

směru na maximální horizontální napětí. Ve stejné oblasti byla následně, v podobných, případně v nepříznivějších podmínkách (přechody tektonik, výrubu v nadložních slojích atp.), vyražena řada důlních děl (např. 401 323, 401 343, 401 325) bez zvýšené seizmicity. Tyto chodby však již byly orientovány přibližně kolmo k dílu 401 290/1. Jak je uvedeno níže, potvrzují tuto domněnku i jiné zkušenosti z vedení důlních děl ve stejném směrníku jako dílo 401 290/1 v obdobných báňsko-technických a geologických podmínkách.

3.3 Ražba prorážek 401 363 a 401 365 ve sloji č. 39a+40 (512+504) ve 3. kře

Prorážky 401 363 a 401 365 byly vyraženy v podobných geologických a báňsko-technických podmínkách jako výše komentované chodby. Díla byla opět vedena pod stropem slojového komplexu 39a+40 s ponecháním uhelné lávky v počvě díla. V průběhu ražení obou uvedených důlních děl se opět zvyšovala seizmická aktivita s projevy zvedání počvy, nadměrnými deformacemi nadloží, konvergence výztuže atp. Dokladem toho, že nárůst seizmické aktivity souvisí se vzájemnou orientací důlního díla a maximálního horizontálního napětí může být fakt, že v době ražení přístupových chodeb 401 323 resp. 401 325 orientovaných kolmo k prorážkám nebyla zaznamenána zvýšená seizmická aktivita.

4. Závěr

Napětový stav a distribuce napětových polí jsou jedním z nejdůležitějších faktorů ovlivňujícím hornické práce spojené s vedením důlních děl. Zde uvedené zkušenosti při ražení důlních děl ve východní části karvinské dříčí pánve, ukazují na vzájemnou vazbu mezi směrem vedení důlního díla a orientací maximálních a minimálních složek horizontálního napětí. Analýzu bylo možno realizovat především proto, že v oblasti Dolu ČSM byl proveden větší počet měření napětí. Objektivně je nutno uvést, že ani tento počet není zcela dostatečný pro určení lokálních anomálií napětových polí, jejichž znalost je pro přesné stanovení napětových směrů nezbytná. Pro jednoznačné potvrzení uvedené vazby je navíc nutno doplnit tyto analýzy i o analýzy napětových směrů a směrů ražených chodeb v ostatních dobývacích prostorech v OKR. Máme za to, že díky znalosti napětových polí lze vhodněji plánovat a vést přípravu a dobývání slojí a optimalizovat tak výsledky v produktivitě a bezpečnosti hornické činnosti.

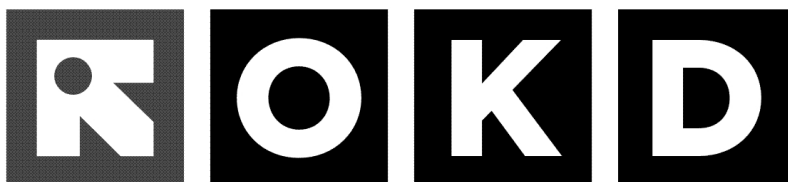
Literatura

- CALASSOU S., LARROQUE C., MALAVIEILLE J. (1993): Transfer zones of deformation in thrust wedges: an experimental study, *Tectonophysics*, 221, 325-344.
- DECELLES P.G. & GILES K.A. (1996): Foreland basin systems, *Basin research*, 8, 105-123.
- DVOŘÁK J. (1994): Variský flyšový vývoj Nízkém Jeseníku na Moravě a ve Slezsku, *Czech geol. Surv. spec. Papers No. 3*, 1-77.

- GRYGAR R., ADAMUSOVÁ M., DOLEŽALOVÁ J., KALENOVÁ J. (1989): *Strukturní pozice a paleodynamický vývoj hornoslezské pánve, zvláště její karvinské části vzhledem ke genezi důlních otřesů*, Sbor. věd. prací Vysoké školy báňské v Ostravě, ř. hor. geol., 1, 39-84.
- GRYGAR R., PTÁČEK J., WELSER P. (1998): *Fault-propagation Fold and Thrust Tectonics of the Upper Silesian Coal Basin*, Geolines, 6, 18-19.
- GRYGAR R. A WACLAWIK P. (2006): Analýza strukturně-tektonických poměrů karvinské dílčí pánve (hornoslezská pánev) ve vztahu k vytěžitelnosti slojí s postupem těžby do větších hloubek. *Závěrečná zpráva grantu GAČR 105/04/0884, VŠB-Technická univerzita Ostrava, Hornicko-geologická fakulta, Institut geologického inženýrství, Ostrava.*
- KUBICA P. A KLIMŠA P. (2007): Zkušenosti s vedením ražby č. 401 290/1 resp. 401 282 za účelem vytvoření větrního propojení ze 4. patra, hloubkové úrovně -630m (908m) na 5. Patro, hloubkovou úroveň -800m (1078m) ve 2. b. dobývací kře na Dole ČSM – závodě Jih. *Tradiční geomechanické a geofyzikální kolokvium, Ústav Geoniky Ostrava, v.v.i, Ostrava.*
- KUMPERA O. (1980): *Structural and Geotectonic Zonality of the Moravo-Silesian Carboniferous (Bohemian Massif). – VII. Congr. Int. Strat., Geol. Carb., C. R. 6, 191-198, Moskva (1975).*
- KUMPERA O., ADAMUSOVÁ M., KALENOVÁ J. (1990): Zlomová stavba centrální části karvinské oblasti hornoslezské pánve, *Sbor. věd. Prací Vys. Šk. báň. v Ostravě*, 36, 1, 3-29.
- KUMPERA O., MARTINEC P. (1995): *The development of the Carboniferous accretionary edge in the Moravian-Sielsian Paleozoic Basin*, J. Czech Geol. Soc., 40, 1-2, 47-64.
- PLUIJM A. A MARSHAK S. (1997): *Earth Structure an Introduction to Structural Geology and Tectonics. The McGraw-Hill Companies, Inc., United States of America.*
- PTÁČEK J. (1999): *Význam strukturně-tektonických faktorů pro nebezpečí vzniku otřesů v ostravsko-karvinské uhelné pánvi*, PhD thesis, MS VŠB-TU Ostrava, p. 121.
- PTÁČEK J., GRYGAR R., KONÍČEK P., SOUČEK K., STAŠ L., WACLAWIK P. (2009): Verification of Recent Stress-Strain Model in Czech Part of the Upper Silesian Coal Basin. *Documenta Geonica 2009/2, 7. česko-polská konference „Geologie uhelných pánví“*, Akademie věd České republiky, Ústav Geoniky Ostrava, v.v.i., Ostrava, 181-189.
- STAŠ L., RAKOWSKI Z., HORTVIK K., SOUČEK K. (1997): *Measurement of primary horizontal stress in the Czech part of Upper Silesian Coal Basing using hydrofrac method*. In Kaláb Z. (ed), 1997: Results of new seismological and geophysican studies, Ústav Geoniky AV ČR, Ostrava, p. 248-256.
- STAŠ L., SOUČEK K. (2002): *Horizontal Stress field of carboniferous massif in Eastern Czech part of the Upper Silesian Basin*. In ISRM Regional Symposium - Advancing Rock Mechanics Frontiers to meet the Challenges of 21st Century. Proceedings. New Delhi: Central Board of Irrigation and Power, 2002. s. 1-10.
- WACLAWIK P. (2009): *Geneze násunových deformací násunových deformací variského akrečního klínu ve východní části karvinské dílčí pánve*, PhD thesis, MS VŠB-TU Ostrava, p. 116.
- RATSHBAYCHER, L., W. FRISCH, H.-G. LINZER, AND O. MERLE (1991), Lateral Extrusion in the Eastern Alps, Part 2: Structural Analysis, Tectonics, 10(2), 257–271

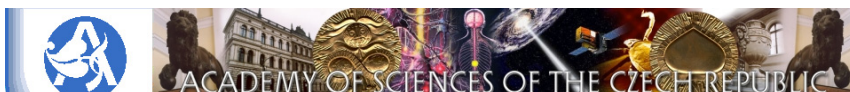
GENERÁLNÍ PARTNER KOLOKVIA

GENERAL PARTNER OF COLLOQUIUM



PARTNEŘI KOLOKVIA

PARTNERS OF COLLOQUIUM



ÚSTAV STRUKTURY A MECHANIKY HORNIN AV ČR, v. v. i.
Oddělení seismologie

URL: <http://www.irsm.cas.cz/>
E-mail: irsm@irsm.cas.cz

V Holešovičkách 41 FAX: +420 284 686 645, +420 266 009 308
182 09 Prague 8 Phone: +420 266 009 319

Prezentace výsledků výzkumu projektů:

„Komplexní řešení stabilizace zemního resp. horninového prostředí pro výstavbu podzemních objektů a základů podzemních staveb – MPO FT TA5/ 128“

a

„Výzkum využití energetického potenciálu důlních vod v oblastech bývalé těžební činnosti ČR – 2A – 2 TP1“.



Hornická činnost a činnost prováděná hornickým způsobem
Zajišťování a likvidace důlních děl a lomů, specializované inženýrství, kontrola a supervize

After mining



After mining, s. r. o., Škrobálkova 158/21
718 00 Ostrava - Kunčičky

Činnost společnosti **After mining, s. r. o.** je zaměřena na přípravu, realizaci (mimo těžbu), kontrolu, supervizi a specializované inženýrství v rámci hornické činnosti a činnosti prováděné hornickým způsobem, přičemž většina zakázek byla prozatím realizována v oblasti zajišťování starých důlních děl v Moravskoslezském kraji, méně pak v kraji Olomouckém a kraji Vysočina. Celkem tak bylo zajištěno 125 starých důlních děl, kde u části z nich byla řešena problematika výskytu metanu. Dále o přípravu,



realizaci, kontrolu a supervizi činností spojených se zajišťováním bezpečnosti v souvislosti s výskytem nebezpečných par a plynů, např. „*Monitoring zajištěných starých důlních děl a odplyňovacích vrtů*“ v ostravsko-karvinském revíru. Společnost byla rovněž vybrána pro supervizi významného projektu v rámci revitalizace Moravskoslezského kraje „*Komplexní řešení problematiky metanu ve vazbě na stará důlní díla*“. K významným činnostem společnosti patří také projektování,

provádění, vyhodnocování a supervize geologických prací.

V rámci uvedených činností splňuje firma **After mining, s. r. o.** požadavky na systém managementu kvality ČSN EN ISO 9001:2009, na systém environmentálního managementu dle ČSN EN ISO 14001:2005 a na systém managementu bezpečnosti a ochrany zdraví při práci dle ČSN OHSAS 18001:2008.

K hlavním cílům společnosti **After mining, s. r. o.** patří dodávka kvalitně provedených prací, při jejichž realizaci je kladen mimořádný důraz na ochranu životního prostředí a bezpečnost a ochranu zdraví při práci.



telefon: +420 595 172 460
GSM: +420 739 500 997
fax: +420 596 237 179
e-mail: aftermining@aftermining.cz

Bankovní spojení: KB, Havířov
č. ú. : 35-8867620217/0100
www.aftermining.cz

IČ: 646 18 650
DIČ: CZ64618650

KS v Ostravě, oddíl C, vložka 14223



www.ugn.cas.cz