

ГОДИШНИК

на

МИННО-ГЕОЛОЖКИЯ УНИВЕРСИТЕТ
“СВ. ИВАН РИЛСКИ” – София

свитък II: ДОБИВ И ПРЕРАБОТКА НА МИНЕРАЛНИ СУРОВИНИ

Том 47

2004

ANNUAL

OF

UNIVERSITY OF MINING AND GEOLOGY
“ST. IVAN RILSKI” - Sofia

part II: MINING AND MINERAL PROCESSING

Volume 47

2004



Издателска къща “Св. Иван Рилски”

Publishing House “St. Ivan Rilski”

София, 2004

Sofia, 2004

ISSN 1312-1820

РЕДАКЦИОННА КОЛЕГИЯ

доц. д-р Венцислав Иванов – гл. редактор

доц. д-р Страшимир Страшимиров – зам. гл. редактор

проф. д-р Георги Фетваджиев – председател на ред. съвет

доц. д-р Ради Радичев - председател на ред. съвет

доц. д-р Кръстьо Дерменджиев – председател на ред. съвет

доц. д-р Добрин Тодоров – председател на ред. съвет

инж. Мариана Свиларова

инж. Теодора Христова

РЕДАКЦИОНЕН СЪВЕТ

на свитък II: ДОБИВ И ПРЕРАБОТКА НА МИНЕРАЛНИ СУРОВИНИ

доц. д-р Кръстьо Дерменджиев – председател

проф. д-р Любомир Кузев

доц. д-р Любен Тотев

проф. д-р Михаил Михайлов

доц. д-р Койно Боев

доц. д-р Паулин Златанов

СЪДЪРЖАНИЕ

Иван Марков Атанас Смилянков Венцислав Баликов	Алгоритъм за намиране на аналитични функции за описване изменението на експлоатационните разходи за текущо поддържане на рудничните пътища	... 7
Росица Ангелова Драгомир Стефанов	Избор на оптимални параметри на камерно-целикова система на разработване	... 11
Радосвета Боснева	Някои аспекти на моделиране на източване на рудата при наличие на контакт с обрुшени скали	...17
Кръстю Дерменджиев	Върху някои ефекти от запълването на иззети пространства и начина за тяхното количествено отчитане	...23
Елена Демирева-Милушева	Приложение на пасивни микро-пилоти за поемане на земен натиск	...27
Валерий Дробаденко Николай Малухин	Промислени изпитвания на нова ерлифтна технология за добив на елмазосъдържащи дънни отложения в шелфа на океана	...33
Николай Жечев Любен Тотев	Нова възможност за укрепване на висок и подсечен скат при устието на наклонени шахти	...37
Ивайло Копрев Атанас Смилянков Георги Роялски	Анализ на динамично променящите се ресурси при прилаганите у нас технологии за добив на скално-облицовъчни материали	...43
Гергана Камбурова	Изследване на основните свойства на емулсионните взривни вещества с марка "Елацити"	...49
Гергана Камбурова	Нови междинни детонатори тип лят бустер	...53
Георги Високов	Плазмени технологии при преработване на руди и минерали	...57
Антоанета Ботева Мариела Парашкевова	Технологични възможности за използването на меркаптобензолтиазола при флотационна преработката на сулфидни руди	...63
Ирена Григорова	Брикетиране на кафяви въглища със свързващо вещество талов пек	...67
Антоанета Ботева Мариела Парашкевова	Комбинирани схеми при преработката на металургични отпадъци	...71
Ирена Григорова Любомир Кузев	Брикетиране на кафяви въглища със свързващо вещество нишесте — EMCOL-K	...75
Атанас Атанасов Стефан Станков	Лабораторни изследвания за получаване на оловни концентрати от оловни окисни руди	...79
Валерия Ковачева-Нинова, Борис Машев Галина Колева	Селективно извличане на медни йони с йонообменни смоли от реални разтвори получени от насищено излужване	...83
Пенчо Лесидренски Иван Груев Антоанета Симеонова Николай Денев	Анализ на нови технологични направления за преработка на цинкови концентрати	...89
Валда Левчева	Изследване диелектричните свойства на $(1-x)\text{Ba}_{0.7}\text{Sr}_{0.3}\text{TiO}_{3-x}\text{MgZrO}_3$ керамика получена по пероксометод	...95
Мато Надолйски Валда Левчева	Свойства на $\text{Ba}_{0.7}\text{Sr}_{0.3}\text{Ti}_{1-x}\text{SnO}_3$ керамика получена по пероксометод	...99
Николай Христов Любомир Кузев	Вибрационно смилане на ковки и пластични метали и сплави	...103
Койно Боев Станислав Топалов	Вероятностни и евристични методи при моделиране на изменчивостта на геоложките показатели	...109
Георги Константинов	Рискът и решенията при открит добив на полезни изкопаеми	...113
Георги Трапов Георги Михайлов	Числено моделиране и оценка на устойчивото състояние на открити добивни пространства, създадени в резултат на подземни минни работи	...119
Георги Михайлов	Един подход за съставяне на класификация на масива по устойчивост	...125
Венцислав Иванов	Якостни и деформационни характеристики на скалите по проектното трасе на наклонена шахта за рудник "Челопеч"	...129

Венцислав Иванов	Физико-механически характеристики на скалите, изграждащи покриващия масив на находище "Челопеч"	...135
Михаил Вълков	Стохастичен модел за определяне на преместванията в скалния масив при изземване на наклонени пластове с отчитане на приплъзванията между тях	...141
Стоян Христов Виолета Иванова	Управление на свлачищния процес при насипване на откривката в западното насипище на рудник "Асарел"	...145
Михаил Вълков	Определяне на минната мулда при изземване на лещовидни рудни тела	...149
Христо Стоев	Анализ на възможните критерии при оценка на здравно-екологичен риск при извършване на взривни работи с различно въздействие и мощност при ликвидацията на обекти от уранодобивната промишленост	...153
Димитър Христанов	Насоки за подобряване на здравословните и безопасни условия на труд при извършване на взривни работи	...155
Димитър Христанов	Основни предимства и недостатъци на неелектрическите системи за взривяване	...159
Росица Ангелова Драгомир Стефанов	Моделни изследвания за влиянието на дълбочината на разработване върху състояние на масива	...161
Виолета Иванова	Зависимости между якостните свойства на надвъглищните отолжения и специфичните им съпротивления при копаене с роторни багери Srs 2000 в рудниците на "Мини Марица Изток" ЕАД	...167
Венетка Георгиева Пешка Стоева Георги Трапов	Производителност на багер RS2000 в зависимост от спецификата на надвъглищен комплекс	...171
Сергей Боянов Валентин Пожидаев	Относно някои аспекти на геотехническите проучвания на терени, разположени над ликвидиране рудници	...175
Марин Гаврила	Описание на симулатор за минна вентилационна мрежа	...179
Георги Трапов Румяна Кашикова Паулин Златанов Пешка Стоева	Алгоритъм за определяне на потенциалната повърхнина на свличане в многослойна среда чрез динамично програмиране	...185
Дарина Цацова Юлиан Стоянов	Методи за стабилизация на свлачища в непродуктивни депа	...189
Петър Стойнов Юлиан Стоянов	Проблеми при изграждане на инженерни съоръжения в населени места	...193
Слободан Вуич Светозар Ковачевич	Сравнителен много-критериален анализ на възможните технологични решения при селективен добив, транспорт и депониране на хумусния слой от откритите въглищни мини на енергийната промишленост на Сърбия	...197
Михаил Зборщик Владимир Осокин	Биохимическа теория, методи за профилактика срещу самозапалването и гасене на горящи въглищни находища	...201
Евтим Кърцелин Михаил Зборщик Владимир Дворников Владимир Пилюгин	Аспекти на прогнозирането на взривоопасни зони във въглищни пластове на основата на геометрията на тяхното залягане	...205
Маргарита Стойчева	Биосензорен екологичен мониторинг на тежки метали	...209
Ромул Сарбу Николае Кристеа Тот Лоранд Елин Христов	Очистване на отпадъчни води чрез флотация	...215
Светлана Браткова Стоян Грудев	Биологично пречистване на кисели руднични води посредством аноксичени алкални дренажи	...219
Стоян Грудев Пламен Георгиев Марина Николова Ирена Спасова	Третиране на кисели дренажи посредством пропусклива реактивна мултибарьера	...225
Славейко Цветков	Редукция на серен диоксид до сяра върху природен клиноптилолит	...229
Пиотр Сжава	Полският опит при обработване на изоставени минни изработки	...233

CONTENTS

Ivan Markov Atanas Smilyanov Venzislav Balikov	Algorithm for defining the analytical functions to describe the exploitation expenses for current repair of mine roads	... 7
Rositza Angelova Dragomir Stefanov	Choice of optimum parameters of the open stope and pillars mining method	... 11
Radosveta Bosneva	Some aspects of ore gravity flow modeling	...17
Krastu Dermendjiev	On some effects of the gob packing and approaches for their quantitative estimation	...23
Elena Demireva-Milusheva	Application of passive micro-piles to receipt the earth pressure	...27
Valerii Dobradenko Nikolay Maluhin	Large-scale tests on a new airlift technology for production of diamond-containing depositions from the Ocean shelf	...33
Nikolai Jechev Luben Totev	A new possibility for strengthening of a high and cut slope at the entrance of inclined shafts	...37
Ivaylo Koprev Atanas Smilyanov Georgi Royalski	Analysis of dynamically changing resources of the technologies for winning of lining materials and dimension stones	...43
Gergana Kamburova	Study of the main properties of emulsion explosives type "Elaziti"	...49
Gergana Kamburova	New primer charges type cast booster	...53
Georgi Visokov	Plasma Technologies in processing of ores and minerals	...57
Antoaneta Boteva Mariela Parashkevova	Technological possibilities for mercaptobenzothiazole using at flotation of the sulfide ores	...63
Irena Grigorova	Briquetting of brown coal with binding agent talov pek	...67
Antoaneta Boteva Mariela Parashkevova	Combine flowsheets for metallurgical tailings treating	...71
Irena Grigorova Lubomir Kuzev	Briquetting of brown coals with binding agent Emkol-K	...75
Atanas Atanasov Stefan Stankov	Laboratory research for producing Pb concentrates from lead oxide ore	...79
Valeria Kovacheva-Ninova Boris Mashev Galina Koleva	Selective extraction of copper ions with ion exchange resins from real solutions obtained by heap leaching	...83
Pencho Lesidrenski Ivan Gruev Antoaneta Simeonova Nikolai Denev	An analysis of new technological directions for zinc concentrate processing	...89
Valda Levcheva	Investigation of dielectric properties of $(1-x)\text{Ba}_{0.7}\text{Sr}_{0.3}\text{TiO}_{3-x}\text{MgZrO}_3$ ceramic obtained by peroxomethod	...95
Mato Nadoliiski Valda Levcheva	Properties of $\text{Ba}_{0.7}\text{Sr}_{0.3}\text{Ti}_x\text{SnO}_3$ ceramic obtained by peroxomethod	...99
Nikolay Hristov Lubomir Kuzev	Vibration grinding of forgeable and plastic metals and alloys	...103
Koyno Boev Stanislav Topalov	Variability modeling of geological parameters by stochastic and heuristic methods	...109
Georgi Konstantinov	The risk and solutions at minerals opencast mining	...113
Georgi Trapov Georgi Mihaylov	Numerical modelling and stability assessment of open stopes resulting from underground mining operations	...119
Georgi Mihaylov	An approach to designing a rock mass stability classification	...125
Venzislav Ivanov	Strength and strain properties of the rocks surrounding the design route of an inclined shaft at Chelopech deposit	...129
Venzislav Ivanov	Physical – mechanical properties of the rocks of the overburden at the "Chelopech" deposit	...135

Mihail Valkov	Stochastic model for rock mass displacements determination by mining out of inclined seams by taking account of the slippage	...141
Stoyan Hristov Violeta Ivanova	Management of the landslide process during piling of the overburden on the west dump of Assarel pit	...145
Mihail Valkov	Mining trough determination by mining out of lenticular orebody	...149
Hristo Stoev	Analysis of criteria for assessment of health - ecological risk of blasting operations of different impact and power for the closure of sites of uranium mining industry	...153
Dimitar Hristanov	Guidelines for improving the health and safety labour conditions for blasting operations	...155
Dimitar Hristanov	Major advantages and disadvantages of non-electrical ignition systems	...159
Rositza Angelova Dragomir Stefanov	A study of influence of mining depth on a rock mass condition	...161
Violeta Ivanova	Relations between strength properties and specific resistance of digging of coal cover rocks when using bucket wheel excavators SRs at "Maritsa East" Opencast mines	...167
Venetka Georgieva Peshka Stoeva Georgi Trapov	Productivity of excavator RS2000 in relation to the specific properties of the overburden	...171
Sergey Boyanov Valentin Pojidaev	About some aspects of geotechnical researches of terrain above liquidated mines	...175
Marin Gavrilă	Description of mine ventilation network simulator	...179
Georgi Trapov Rumiana Kashikova Paulin Zlatanov Peshka Stoeva	Algorithm for determining the potential surface of sliding in a bedded medium by dynamic programming	...185
Darina Tzatzova Yulian Stoyanov	Methods for stabilization of the landslides in non – productive deposits	...189
Petar Stoynov Ulian Stoyanov	Problems related to the building of engineering technical facilities in large settlements	...193
Slobodan Vujic Svetozar Kovacevic	A comparative multi-criterion analysis of possible technologies used for selective mining, conveyance and dumping of solum at coal open pit mines of the electric power industry of Serbia	...197
Michail Zborstnik Vladimir Osokin	Biochemical theory, methods for prophylactic of spontaneous combustion against spontaneous combustion and extinguishing of fired coal	...201
Evtim Kartzelin Michail Zborstnik Vladimir Dvornikov Vladimir Pilyogin	Aspects of the prediction of hazardous zones in coal seams based on geometry of occurrence	...205
Margarita Stoycheva	Biosensors application in the heavy metals ecological monitoring	...209
Romulus Sarbu Nicolae Cristea Toth Lorand Elin Hristov	Wastewater treatment by flotation	...215
Svetlana Bratkova Stoyan Grudev	Bioremediation of acid mine waters by means of anoxic alkalizing drains	...219
Stoyan Grudev Plamen Georgiev Marina Nikolova Irena Spasova	Treatment of acid drainage by means of a permeable reactive multibarrier	...225
Slaveyko Tzvetkov	Study of natural clinoptilolite in sulfurous dioxide reduction to elementary sulfur	...229
Piotr Czaja	Polish experience in designing of the treatment of disused mine shafts	...233

Алгоритъм за намиране на аналитични функции за описване изменението на експлоатационните разходи за текущо поддържане на рудничните пътища

Иван Марков, Атанас Смилянков, Венцислав Баликов

Минно-геоложки университет "Св. Иван Рилски", 1700 София

РЕЗЮМЕ. Разкрива се опитът, натрупан в някои открити рудници с технологичен автотранспорт за намиране на аналитични функции, описващи изменението на експлоатационните разходи за текущо поддържане на рудничните автомобилни пътища

ALGORITHM FOR DEFINING THE ANALYTICAL FUNCTIONS TO DESCRIBE THE EXPLOITATION EXPENSES FOR CURRENT REPAIR OF MINE ROADS

ABSTRACT. The experience, accumulated at some of the open pits is presented for describing the variations in exploitation expenses for current repair of mine truck roads

Въведение

Ръководствата на редица открити рудници ("ОРО" и "Република" към "Открит въгледобив" ЕАД – Перник, "Катрище" към мина "Витрен" ЕАД, "Христо Ботев" към мини "Бобов дол" ЕАД, "Асарел" към "Асарел Медет" АД и др.) проявиха интерес към възможността да се намалят част от разходите, участващи в себестойността на крайната им продукция в частта руднични пътища. Идеите са почерпени от [1], където ясно са описани инженерните и икономическите задачи, които биха могли да се решат успешно, ако е налице познание за изменението на експлоатационните разходи за текущо поддържане на рудничните автопътища. Набавянето на такава информация обаче се оказва трудно решим проблем. Защото в практиката на открития добив у нас никъде не се водят счетоводно разходите, които мините ежегодно правят за строителство и поддържане на рудничните автопътища. Нещо повече, дори пътищата с дългосрочна служба, съизмерима със срока на експлоатация на находищата, които са изградени с трайна пътна настилка и служат освен за технологични, но и за стопански цели, не се водят като дълготрайни материални активи, не им се начисляват амортизации, от които да се набират средства за ремонт и т.н. В резултат икономическата картина по поддържането на рудничните автомобилни пътища се появява като "бяло петно" в икономиката на мините, като всички разходи по пътищата се отнасят в себестойността на крайната продукция и никой не може да каже колко следва да са те през текущата година или за последващ период. Никой не е в състояние да се произнесе достатъчни ли са направените разходи или са в повече, има ли начин тези средства да се изяснят като реална потребност и съществуват ли начини за тяхното разумно и обосновано оптимизиране.

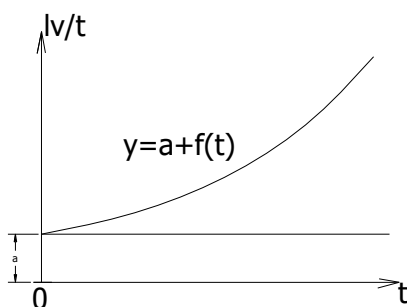
Същност на проблема

Рудничните автопътища могат да се систематизират по много признаци: срок на служба, вид на настилка, участие в основните технологични процеси и пр. Но при всички случаи, и пътищата от технологичните трасета, и обслужващите пътища за да се направят са нужни капитални вложения, а за да изпълняват предназначението си са нужни средства за текущо поддържане и ремонт. Но ако средствата за изграждане и ремонт подлежат на остойностяване (обикновено се реализират по утвърдени проекти с сметна документация), то средствата, необходими за текущото им поддържане почти не се знаят. А в тях има условно постоянни разходи (поливане през сухите сезони, изгребване на снега през зимата и др.), има и разходи по непосредственото им поддържане във вид на почистване на канавки, ремонт на водопропускателни съоръжения или разходи за материали, които следва да се вкарват в местата, където има големи остатъчни деформации, машини и работна ръка за транспортирането на тези материали от точката на добива им до конкретното място на влагане в пътя, машини за непосредственото влагане на материалите в пътя и т.н. Освен това, ако пътят е постоянен и е изграден по проект, отговарящ на експлоатационните характеристики (интензивност на движението, големина на използваните автосамосвали и пр.) и е с носещи слоеве и слоеве на основата, то логично е в поведението му да се очаква, че заедно със стареенето му, ще се увеличава количеството на остатъчните деформации и от там ще се увеличават разходите за текущото му поддържане. Ако това е така, знанието за изменението на тези експлоатационни разходи ще позволи действително да се решават много инженерни и икономически задачи: планиране на ресурсите (финансови, кадрови, материални, организационни и др.) за поддържане на тези пътища съобразно техническото им състояние, поддържане на техническото

им състояние в съответствие с техническите характеристики на самосвалите по скорост и натоварване и пр.

Същност на идеята

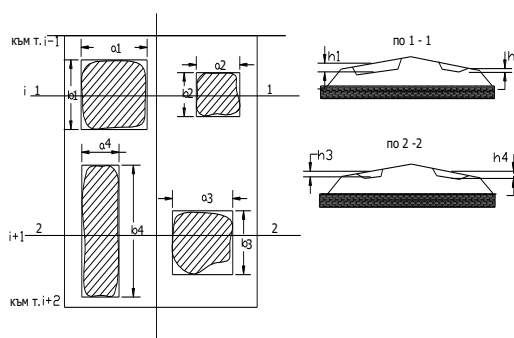
Предполага се, че изменението на експлоатационните разходи за текущо поддържане на някакъв рудничен път е по логиката на фиг.1. Това означава, че условно постоянните разходи, независимо от техническото състояние на пътя могат да се обозначат с a и те съществуват винаги и винаги могат да се определят с достатъчна точност.



Фиг.1 . Хипотетично изменение на разходите за текущо поддържане на руднични пътища

Логиката на фиг. 1 позволява процесът на намирането на тези зависимости да се раздели на две стъпки. Първата – самото изменение се търси чрез апроксимация към крива, преминаваща през началото на координатната система. Втората – след като се намери големината на условно постоянните разходи, кривата се транслира успоредно на абсисата със стойността a .

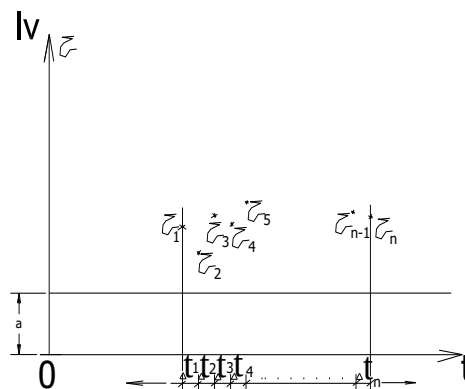
Предполага се, че за един и същи рудничен автопът се правят измервания на остатъчните деформации през еднакви времеви интервали. По логиката на фиг. 2 от измерените остатъчни деформации се получава информация за липсващите обеми пътна настилка. Същата се остойностява и като материал с цена за добиване или закупуване, и като стойност на товарна и транспортна техника от мястото на добива до мястото на влагане в пътя и като стойност на специализираната техника, с която материалите се влагат в настилка, както и стойността на потребните за това човекодни с отчитане на тяхната квалификация. Когато се натрупа достатъчно информация от измерванията на липсващите обеми и остойностяването им, намирането на разходите за поддържане на дадения рудничен път се процедира така:



Фиг. 2 Измерване на липсващите обеми

1. По методиката, развита в [3] се определя минималния брой замервания на липсващите обеми пътна настилка.

2. По методиката, представена в [2] чрез статистическо моделиране се търсят стойности на експлоатационните разходи в ляво и в дясно на времеви интервал, през който са направени измерванията по определения минимален брой – фиг. 3.



Фиг. 3. Моментни стойности на липсващите остойности обемипътна настилка

Общата схема на пресмятанията по метода на статистическото моделиране обикновено е свързана с реализацията на определен вероятностен процес. Случайната величина ζ , която фигурира в основната идея на метода, тук всъщност е случайна функция $\zeta(\omega, t)$, дефинирана върху траекториите ω на този случаен процес. Или практически процесът се определя от краен брой траектории на случайната величина, съответстващи на моментите $t_0, t_1, t_2, \dots, t_n$, съответстващи на моментите на измерванията и остойностяванията на липсващите обеми пътна настилка от конкретен рудничен път. Моделирайки промяната на техническото състояние на пътя, а чрез тях и необходимите разходи за поддържане, по логиката на фиг. 3 търсената закономерност се разпростира назад и напред във времето. Така става възможно за намиране на търсеното решение да се използват два подхода.

Първият подход опира до корелационният анализ. При него се търси определена функционална зависимост $f(t)$, която в определен смисъл (например по метода на най-малките квадрати) най-добре апроксимира данните по табл. 1.

Таблица 1

t	t_1	t_2	t_3	$\dots$	t_n
ζ	ζ_1	ζ_2	ζ_3	$\dots$	ζ_n

В табл. 1 $\zeta_i, i = 1, 2, \dots, n$ е усреднения обем (оценка на математическото очакване на случайната величина $\zeta_i = \zeta(\omega, t_i)$ липсваща пътна настилка в момента t_i

Поради характера на изследвания процес е подходящо функцията $f(t)$ да се подбере така, че да е растяща и вдлъбната, гледано отгоре. В определени интервали такива свойства имат функциите по (1)

$$y = a + bt$$

$$y = a + bt + ct^2$$

$$y = \frac{a}{t + b}$$

$$y = \frac{1}{a + bt} \quad (1)$$

$$y = \frac{t}{at + b}$$

$$y = a + b.e^{ct}$$

$$y = a + bt^c$$

Вторият от подходите за решаване на задачата се основава на използване на вероятностните разпределения, вече намерени за всеки от моментите по фиг. 3, а не само математическите очаквания (както е при корелационния анализ) При този подход отново може да се използва статистическото моделиране.

Заклучение

Разкрит е алгоритъма за намиране на експлоатационните разходи за поддържане на рудничните пътища чрез прилагане на статистическо моделиране. Показани са функциите, към които следва да се търси апроксимация на закономерностите.

Литература

- Смилянков А. *Наръчник по проектиране, строителство, поддържане и ремонт на руднични пътища в открити рудници*. Изд. Къща на МГУ.София, 2000.
- Смилянков А. и колектив. *Изследване за създаване на методика за оптимизиране на ресурсите за ремонти поддържане на руднични пътища в условията на мина "Витрен" ЕАД*. Договор И-12.1 на МГУИнженеринг ЕООД, Архив на МГУ, София, 2002.
- Смилянков А. и колектив. *Методика за оптимизиране на ресурсите за поддържане и ремонт на рудничните автомобилни пътища в условията на "Открит възледобив" ЕАД – Перник*. Договор И-12.2 на МГУИнженеринг ЕООД. Архив на МГУ, София, 2002.
- Трапов Г., Ив. Марков, А. Смилянков, Д. Христанов, В.Баликов. *Основи за изследване изменението на експлоатационните разходи за поддържане на рудничните пътища чрез методите на статистическото моделиране*. 4-та международна конференция, Албена, 2004.
- Трапов Г., А. Смилянков, И. Марков, Д. Христанов, В. Баликов. *За точността та зависимостите за изменение на разходите за поддържане на рудничните пътища, получени по метода на статистическото моделиране*. Научна Конференция на МГУ, София, 2004.

Избор на оптимални параметри на камерно-целикова система на разработване

Росица Ангелова, Драгомир Стефанов

Минно-геоложки университет "Св.Иван Рилски", 1700 София

РЕЗЮМЕ. Изследването разглежда въпроса за избор на оптимални параметри на камерно-целикова система на разработване за конкретни минно-геоложки условия. Разработена е комплексна методика за избор на параметрите на камерно-целиковата система за условията на находище "Кошава". За целта чрез анализ на получените резултати, използвайки метода на поддържаната зона и метода на граничните елементи се прави избор на вариант на камерно-целикова система за нов проектен участък.

CHOICE OF OPTIMUM PARAMETERS OF THE OPEN STOPE AND PRILLARS MINING METHOD

ABSTRACT. The research examines a question on a choice of optimum parameters of the open stope and prillars mining method under specified mining and geological conditions. The complex technique of a choice of parameters of the open-stope-and-prillars mining method for conditions of a deposit "Koshava" is developed. For this purpose, the analysis of the received results, using a tributary area method and boundary elements method, a choice of variant of mining method on a new design section is made.

Въведение

В настояще време голяма част от запасите в рудничното поле на гипсовото находище "Кошава" са иззети. Затова актуален е въпросът за включване в експлоатация на фланговите части на находището, на запад от техническата граница на рудничното поле. Тази част на гипсовото находище се характеризира с променливи и сложни минно-геоложки условия. Отличителни особености са:

- Ъгълът на западане на гипсовия пласт - от 16° в най-северната част до 2° ÷ 4° в най-южната част;
- Дълбочината на разработване – от 230 m до 300 m;
- Якостта на гипса – от 14 МПа до 8 МПа.

Във връзка с тези променливи условия на залягане на гипсовия пласт, въпросът за определяне на рационални параметри на камерите и целиците от гледна точка на устойчивостта и безопасността на минните работи е от особена важност.

При разработване на находища с камерно-целикова система на разработване, важен фактор, обуславящ устойчивостта на системата са правилно избраните параметри на камерите и целиците, за конкретните условия.

Основен фактор, определящ конструктивните параметри на камерно-целиковата система на разработване; устойчивостта на изработките; безопасния и ефективен добив на гипс е напрегнатото състояние на масива. Анализът от теоретическите изследвания за напрегнатото състояние на целиците при камерно-целикова система на разработване показва, че все още няма единен подход при избора на най-приемливи параметри – форма, геометрични размери, разположение на междукamerните целици, за обезпечаване на тяхната максимална носеща способност. Прегледът на наличната информация за характера на естественото напрегнато състояние за рудник "Кошава", показва че извършените изследвания са крайно недостатъчни.

Метод на изследването

Разработена е методика за комплексно изследване на параметрите на камерите и целиците при прилагането на камерно-целикова система на разработване за проектен участък в новата част на рудничното поле на находище "Кошава". Методиката включва:

- първо - оценка на устойчивото състояние на гипсовия масива чрез прилагането на метода на поддържаната зона;
- второ – определяне на характера на разпределение на напреженията с помощта на метода на граничните елементи;
- трето - използване на подходящ критерий за оценка на устойчивост на гипсовия масив.

Изборът на проектния участък **R₁** е съобразен така, че да има максимално използване на съществуващите възможности, а именно:

- Панелна галерия 3 и галерия 34 в новия участък **R₁** са продължение на съществуващите панелна галерия 3 и галерия 34 в старото руднично поле;
- Галерия 190^a е техническата граница на рудник "Кошава 1";
- Галерия 186, прокарана по западане на пласта е свързваща между галерия 34 и панелна галерия 3.

Всички галерии се прокарават по гипс със сечение 20 m² (широчина 5 m и височина 4 m).

Проектните дължини на изработките са както следва:

Галерия 34 -	150 m
Панелна галерия 3 -	150 m
Галерия 190 ^a -	118 m
Галерия 186 -	118 m

Участък **R₁** се характеризира с максимален наклон на гипсовия пласт 16° и най-добри якостни показатели на гипса.

Предложен е вариант на камерно-целикотва система с равномерно разположени, изолирани правоъгълни целици, табл.1.

Таблица 1

Параметри на камерно-целикотва система за участък R₁

ПАРАМЕТАР	СТОЙНОСТ	МЕРНА ЕДИНИЦА
Дължина на блок	150	m
Широчина на блок	118	m
Дължина на целик	30	m
Широчина на целик	20	m
Височина на целик	10	m
Дължина на камера	30	m
Височина на камера	10	m
Целик в горнището на пласта	3	m
Целик в долнището на пласта	1	m

Общ план на предлаганата камерно-целикотва система е представен на фиг.1.

При така заложените параметри на камерно-целикотва система е направена оценка на устойчивото състояние на гипсовия масив в участъка, чрез използване на метода на поддържаната зона, (Brady, B.H.G., E.T. Brown.,1993). Изчислените основни емпирични зависимости в съответствие с метода на поддържаната зона са представени в табл.2.

Таблица 2

Изчислени емпирични зависимости в съответствие с метода на поддържаната зона

ПАРАМЕТАР	СТОЙНОСТ	МЕРНА ЕДИНИЦА
W_p	20	m
α	-0,6	-
β	0,5	-
P_{zz}	5,175	MPa
σ_p	9,431	MPa
S	15,715	MPa
F	1,7	-

където:

W_p - широчина на целика;

α, β - константи;

P_{zz} - естествено напрежение;

σ_p - аксиално напрежение в целика;

S - якост на целика;

F - коефициент на безопасност.

Коефициентът на безопасност на целика F е функция от геометричните размери на целика, широчината и височината на камерата (или изземваната мощност). Т.е. чрез едно правилно определяне на минно-геометричните параметри на камерно-целикотва система е възможно постигане на максимален коефициент на обемно извличане и обезпечаване на механичната цялост на поддържащия целик във всички фази от минния процес (Р.Ангелова, 2004).

При предложените параметри на камерно-целикотва система е постигната една приемлива стойност на коефициента на безопасност, т.е. определените проектни стойности на параметрите на системата са предпоставка за поддържане на целостта на междукамерните целиците. Също така не се отчита излишен резерв в носещата способност на целиците, при изчисленията за камерно-целикотва система съгласно метода на поддържаната зона.

За потвърждаване на резултатите е проведено моделиране на напрегнато-деформираното състояние на междукамерните целици с помощта на метода на граничните елементи. За целта е използван програмния продукт BEAP3D (Canmet, Canada), който е предназначен за решаване на сложни задачи в областта на подземния добив. Моделирането с BEAP3D ни позволява получаване на:

- Количествени и качествени резултати относно разпределението на напреженията в масива;
- Стойностите на напреженията и коефициентите на устойчивост Hoek-Brown и Drucker-Prager;
- Големината на преместванията и деформациите;
- Определяне на зоните, в които се очаква едно бъдещо разрушаване.

За решаването на задачата е съставен модел на проектния участък със предложените параметри на камерно-целикотва система – вариант с изолирани правоъгълни целици, табл. 3, фиг.1.

Получени са резултати за максималното главно напрежение σ_1 , минималното главно напрежение σ_3 , вертикалните напрежения σ_{zz} , хоризонталните напрежения σ_{xx} , напреженията σ_{yy} , тангенциалните напрежения τ_{xz} , както и стойности на коефициента на устойчивост Hoek-Brown и коефициента на устойчивост Drucker-Prager.

Таблица 3

Основни параметри на модела

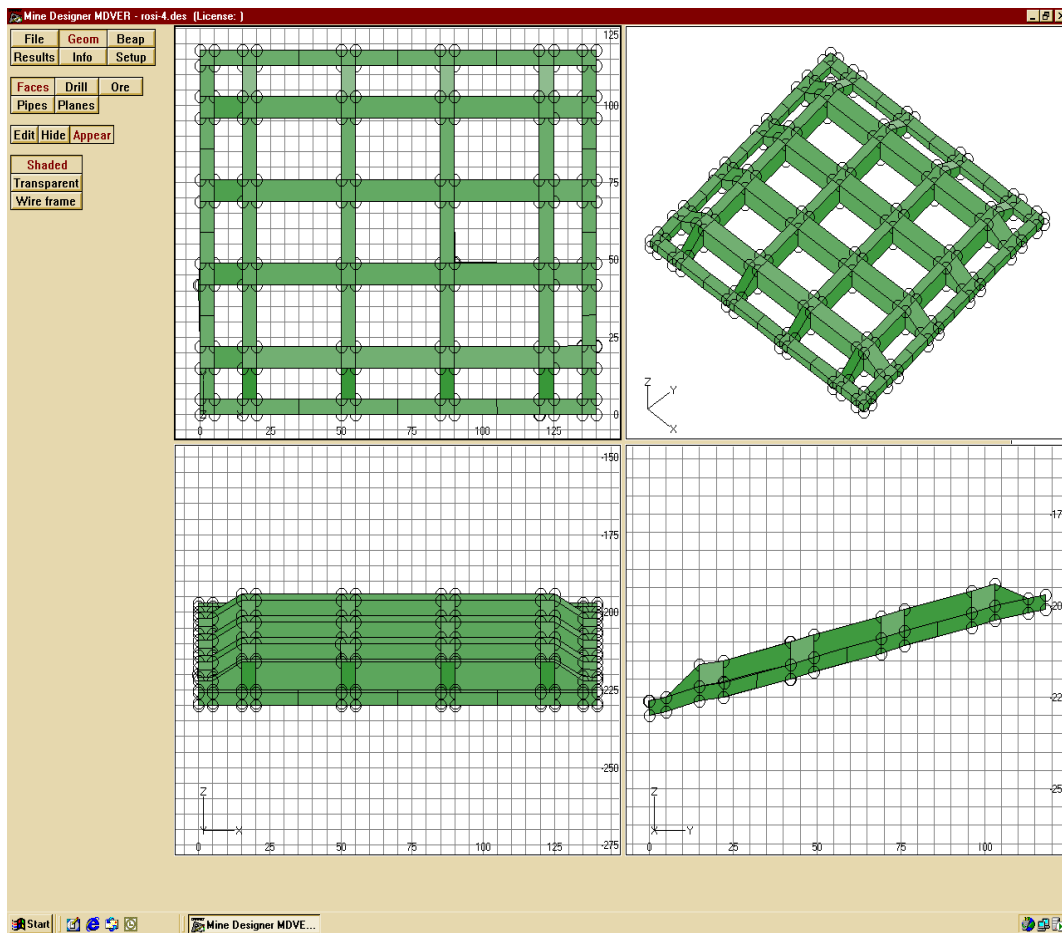
ПАРАМЕТАР	СТОЙНОСТ	МЕРНА ЕДИНИЦА
Мощност на гипсовия пласт	19,60	m
Дълбочина на разработване	230	m
Ъгъл на западане	16	°
Обемно тегло на гипса	0,0225	MN/m ³
Якост на гипса	14	MPa
Модул на Юнг	11000	MPa
Коефициент на Поасон	0,23	-
Сцепление	3,2	-
Ъгъл на вътрешно триене	33	°

Анализът на резултатите от разпределението на напреженията и отчетените коефициенти на устойчивост, са предпоставка да се направи извод, че е постигната устойчивост на системата камери-целици, при така заложените параметри на системата.

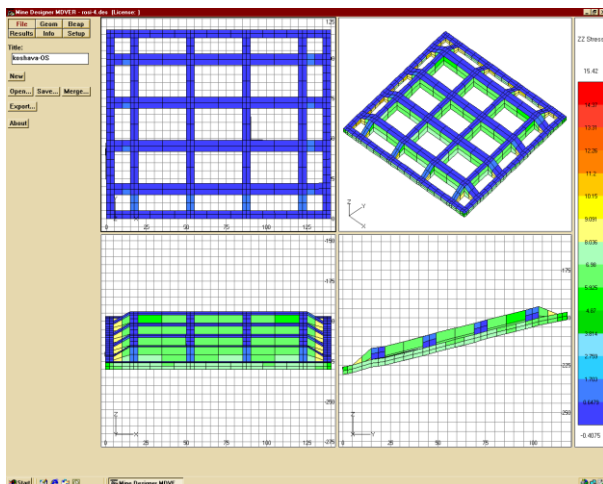
Резултатите от диаграмите, (фиг.2, фиг.3а, фиг.3б, фиг.4а, фиг.4б, фиг.5а, фиг.5б, фиг.6а, фиг.6б, фиг.7а, фиг.7б, фиг.8а, фиг.8б) потвърждават устойчивостта на

целиците и приложимостта на системата за условията в зона R₁. Очаква се целиците в по-голямата си част да

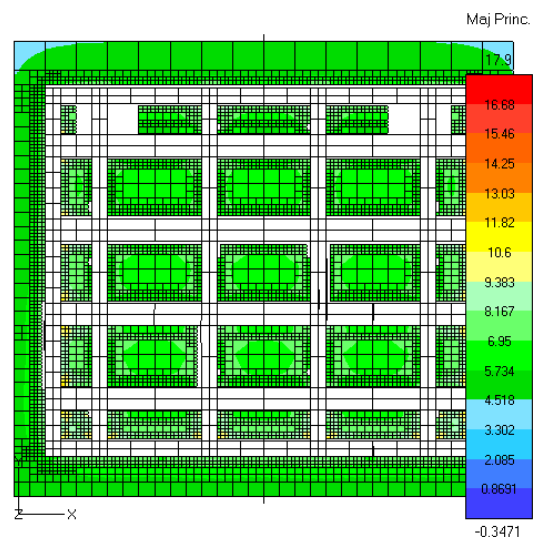
работят в еластичен стадий (с изключение на локални зони в близост до стените на панелните галерии).



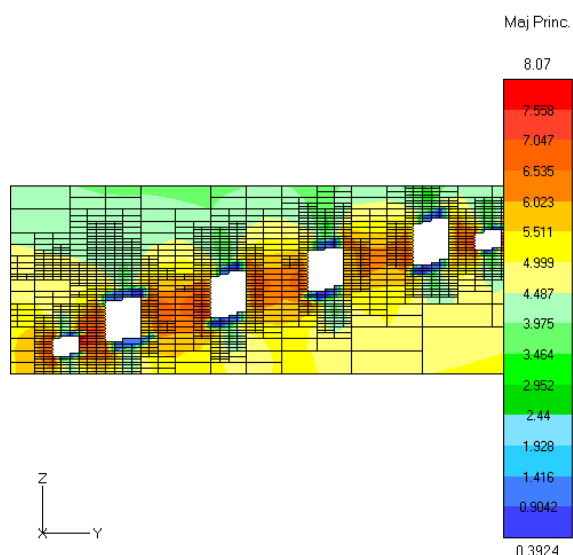
Фиг. 1. Камерно-целикова система - участък R₁



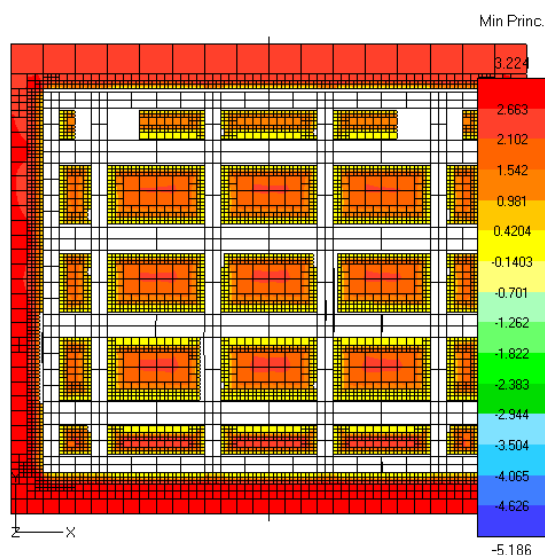
Фиг. 2. Разпределение на вертикалните напрежения



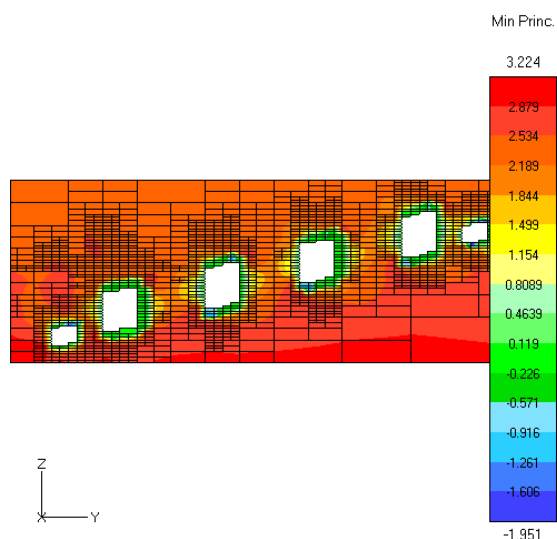
Фиг. 3а. Максимално главно напрежение



Фиг. 36. Максимално главно напрежение (вертикална равнина)



Фиг. 4а. Минимално главно напрежение



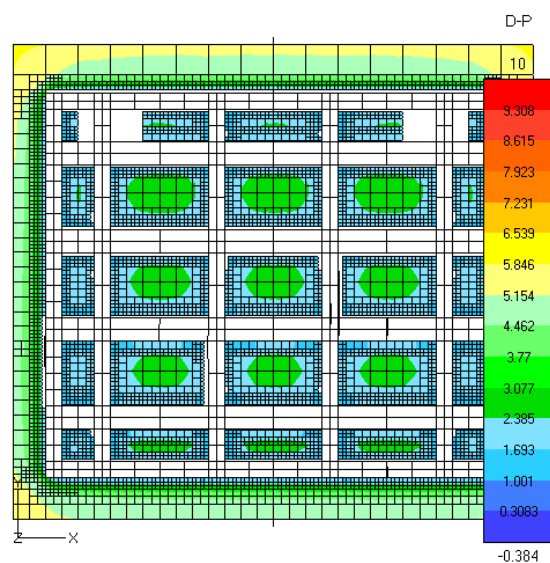
Фиг. 4б. Минимално главно напрежение (вертикална равнина)

Аналитично изчислената стойност на естественото напрежение, съгласно метода на поддържаната зона за дадения модел е 5,2 МПа. От *fig.2* се вижда, че преобладаващите стойности на напреженията за модела са в границите 0,648 МПа ÷ 5,92 МПа. Над целиците стойността на напреженията трайно се задържа около 4,8 МПа, т.е. не се очаква последващо разрушаване на същите. В същото време трябва да се отбележи, че във флангово разположените целици, вследствие на намаляване на опорното сечение на контура имаме очаквано повишаване на напреженията. Стойността от 9,09 МПа ясно показва, че е налице пренатоварване на тези малки целици и може да се очаква последващо напукване и разрушаване на стените им във времето.

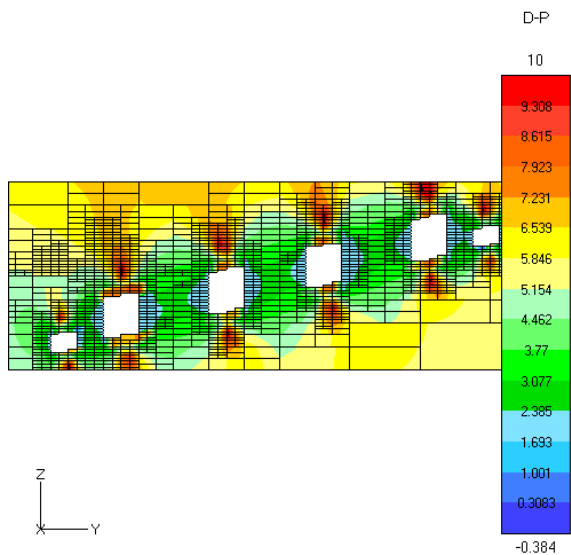
Максималното главно напрежение в гипсовия масив е натисково за всички целици, като стойности от 4,52 МПа до 5,73 МПа се локализируют в централната част на целиците. Установяваме концентрация на максималните и минималните нормални главни напрежения в центъра на целиците.

Коефициентът на устойчивост *Hoek – Brown* за разглеждания вариант на камерно-целиковата система е в границите 1,001 МПа ÷ 2,385 МПа. Стойности над 1 са получени и за коефициента на устойчивост *Drucker–Prager* (3,1 МПа ÷ 3,8 МПа).

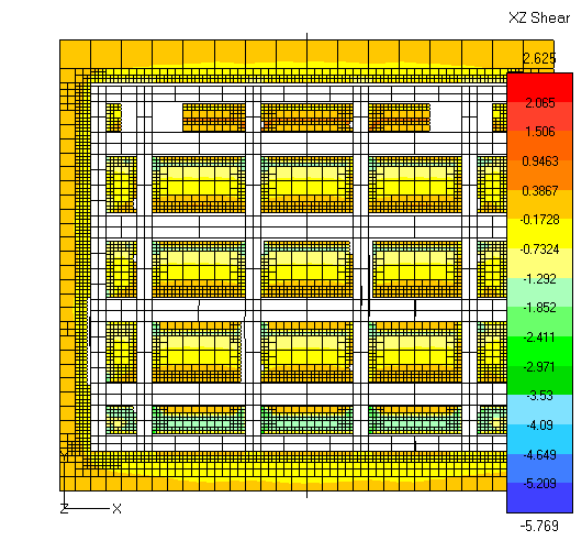
Като цяло, отчитайки резултатите от разпределението на напреженията и стойностите на коефициентите на устойчивост, може да се направи извод, че е постигната устойчивост на системата камери-целици, при така заложените параметри на системата.



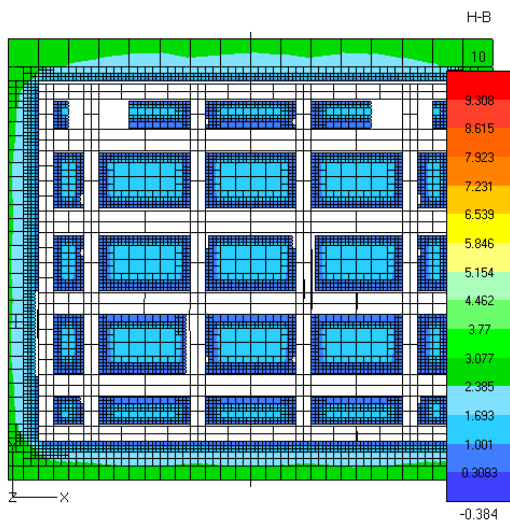
Фиг. 5а. Стойности на коефициента на устойчивост *Drucker–Prager*



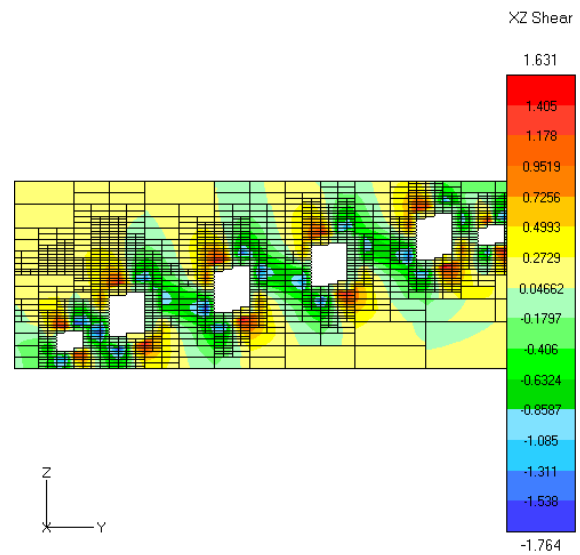
Фиг. 5б. Стойности на коефициента на устойчивост *Drucker-Prager* (вертикална равнина)



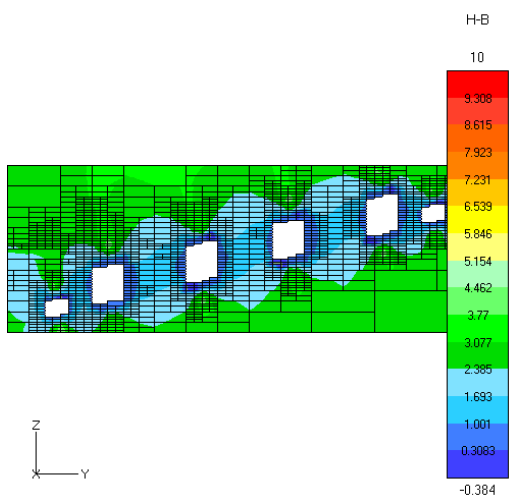
Фиг. 7а. Тангенциални напрежения



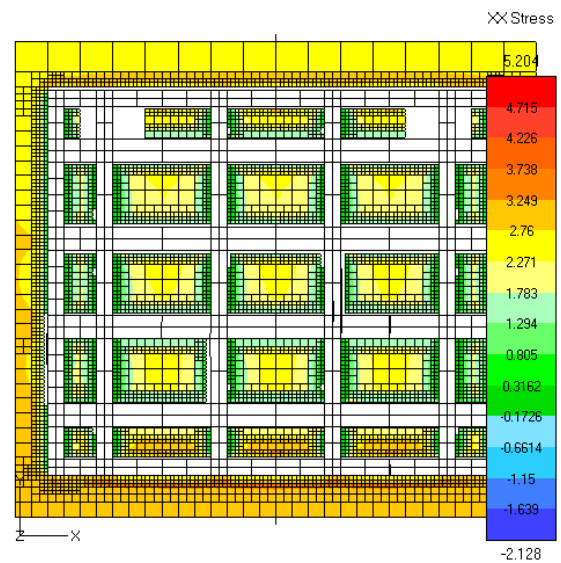
Фиг. 6а. Коефициент на устойчивост *Hoek-Brown*



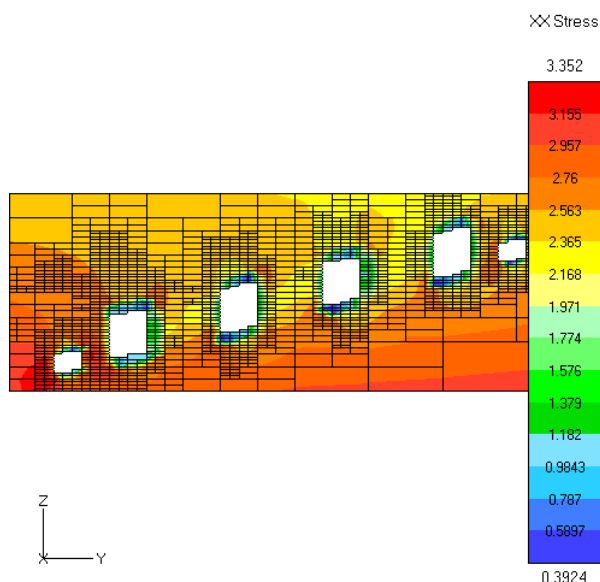
Фиг. 7б. Тангенциални напрежения (вертикална равнина)



Фиг. 6б. Коефициент на устойчивост *Hoek-Brown* (вертикална равнина)



Фиг. 8а. Хоризонтални напрежения σ_{xx}



Фиг. 86. Горизонтални напрежения σ_{xx} (вертикална равнина)

Заклучение

Направеното изследване на напреженията в междукamerните целици позволява да се премине към обосновано определяне на якостта им.

Съпоставянето на емпирично изчислените параметри по метода на поддържаната зона и резултатите от изследването на модела чрез метода на граничните елементи, показва достатъчно близка сходимост. Това позволява да се направи извод, че подходът за избиране на параметри на камерно-целиковата система за конкретно определения участък в рудник "Кошава" е правилен и е стъпка към решаването на основния проблем в рудника – постигане на максимален коефициент на обемно извличане и безопасно развитие на минните работи чрез обезпечаване на механичната цялост на целиците, във всички фази от минния процес.

Литература

- Ангелова Р., *Изследване параметрите на камерно-целикова система на разработване*. II Младежка техническа конференция, София, 2004.
 Baolin Wang, *BEAP3D*, Canmet, Canada.
 Brady, B.H.G., E.T. Brown., *Rock Mechanics for Underground Mining*. Chapman & Hall. London, 1993.

Някои аспекти на моделирането на източване на рудата при наличие на контакт с обрушени скали

Радослава Боснева

Минно-геоложки университет "Св. Иван Рилски", 1700 София

РЕЗЮМЕ. Трудното управление на загубите и обедняването при източване на рудата оказва решаващо влияние върху ефективността на системите с подетажно обрушаване. Затова съществено етап в анализа и оценките заемат моделните изследвания. В доклада се разглеждат два от основните аспекти на моделирането: физическо и математическо моделиране. Представена е концепцията на автора и елементите на изследователските задачи, които трябва да се реализират.

Критериите се основават на два аспекта - минимизиране на щетите от обедняването и определяне на оптималните стойности на извличане в зависимост от конструкцията на дъното на блока и режима на източване.

SOME ASPECTS OF ORE GRAVITY FLOW MODELING

ABSTRACT. The difficult management of ore losses and dilution in gravity flow affects the efficiency of sublevel caving methods. Therefore model studies are considered an essential stage in the process of analysis and evaluation. This paper discusses two types of modeling: physical modeling and mathematical modeling. The author's conception is presented and research tasks are performed to exemplify the approach.

The criteria are based on two aspects, (a) minimizing the dilution and (b) defining the extraction values, which depend on the bottom stope construction and ore gravity flow regime.

Една от най-широко използваните технологии за подземен добив на руди на цветни и черни метали е системата с подетажно обрушаване. Бурното развитие на минната машиностроителна промишленост създаде предпоставки за рязко увеличаване на интензивността на добивните процеси, благодарение на което системата е конкурентно-способна въпреки нейните съществени недостатъци. Системата с подетажно обрушаване има множество варианти, основаващи се на различните начини на извършване на производствените процеси, но безспорно един от най-разпространените е т.н. "шведски вариант" – фиг. 1.

Същност на системата с подетажно обрушаване

Системата е приложима при средно устойчиви и неустойчиви странични скали и руда със средна якост при различна форма и големина на рудните тела. В рамките на един етаж добивният блок се разделя на подетажи. Използва се низходящ ред на развитие на добивните работи, като издетите пространства се запълват със само-обрушили се вместващи скали. Рудата се отбива със сондажи. Под действието на собственото си тегло и под натиска на обрушените скали тя постъпва в изработките за източване, където се натоварва и се доставя до рудоспусъците.

Основните предимства на системата са: адаптивност към конкретните минно-геоложки и минно-технически условия; голяма гъвкавост и висока интензивност на изземване; висока производителност и безопасност на труда. Като недостатъци могат да се отбележат значителните загуби и обедняване, нарушаването на земната повърхност, трудното проветряване на добивните забои.

Системата с подетажно обрушаване, спада към високо производителните системи на разработване в подземния рудодобив. Технико-икономическите ѝ показатели се изменят в широки граници и са в зависимост от физико-механичните свойства на рудата и вместващите скали, начина на източване и доставка.

Нивото на качеството на добиваната суровина при системата с подетажно обрушаване се определя не само от съдържанието на полезен компонент в масива, но и от степента на обедняване и от начина на управление на качеството на добитата маса при източването ѝ. Важно значение за това имат технологичните особености на системата: височина на подетажа; начин на разполагане на изработките за източване, форма и големина на напречното им сечение; сечение на ветрилото, зърнометричния състав на отбитата руда, количество на едновременно отбиваната руда (линия на най-малкото съпротивление, W и брой едновременно взривявани ветрила), форма на забойната линия на даден подетаж, степен на концентрация на добивните работи - т.е. едновременно извършване на добивните работи на един или повече подетажи., вид на машините за натоварване, начин на източване: дънно или челно.

Един от основните аспекти при изследване на ефективността на системите на разработване с подетажно обрушаване е управление на качеството на добитата руда.

За повишаване на количеството чисто източена руда важно значение има начина на протичане на процеса източване.

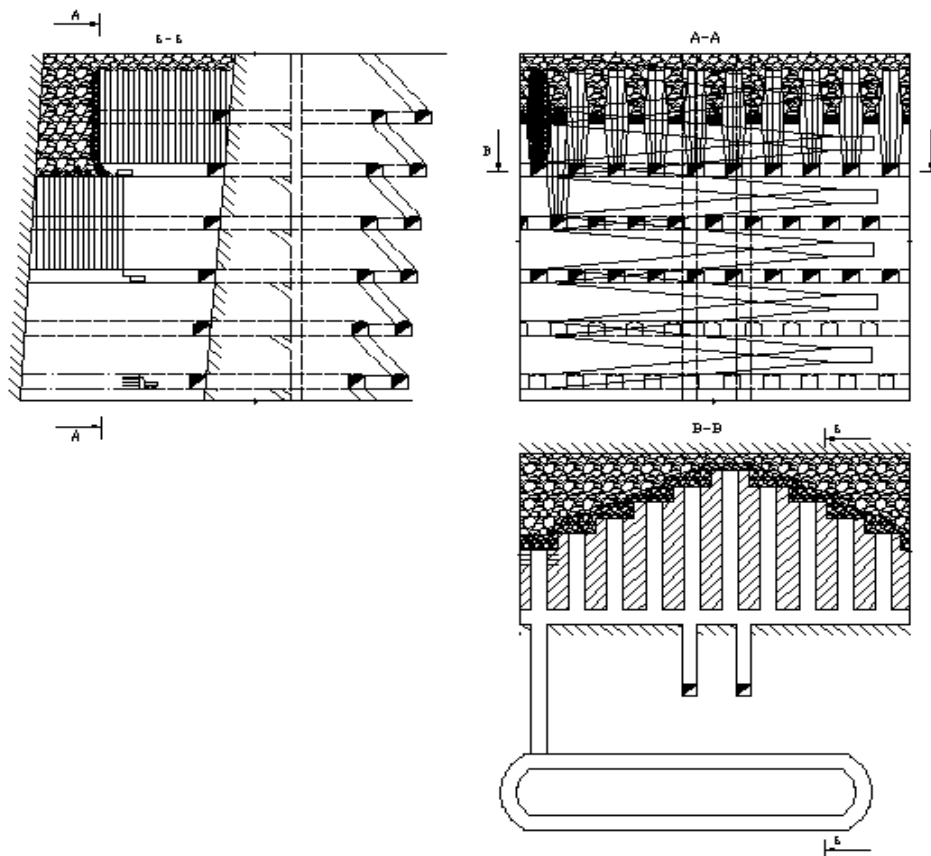
Основната задача при прилагането на системата с подетажно обрушаване е свързана с прогнозиране на показателите на извличане на рудата в конкретни условия и оценката на техническите решения. От правилното из-

пълнение на източването зависи пълнотата на извличане и степента на обедняване на добитата суровина.

Основната концепция при изучаване на процесите, свързани с източването се основава на движението на материална среда в гравитационно силово поле.

В световната практика широко се прилага подходът на моделиране на източването. Този процес най-съществено

влия на технико-икономическите показатели на добивната технология. Моделирането позволява не само да се изучи източването като физически процес, но осигурява възможност за неговото управление с цел постигане на оптимални технико-икономически показатели.



Фиг. 1. Система с подетажно обрушаване – “шведски вариант”

Същност на моделиране на източването на рудата при наличие на контакт с обрушени скали

Теоретична постановка на източването

Отбитата руда представлява съвкупност от твърди частици с много по-малък размер в сравнение с обема, подлежащ на взривяване. Източването се представя като процес на изтичане на насипно тяло през отвор. При движението в гравитационно силово поле се образуват: активна зона – зона на движение на материала и пасивна зона – зона на покой. Активната зона, наричана още и зона на потока се определя от елипсоидите на източване и разбухване. Обемът на елипсоида на източване е равен на обема на извлечената руда – той непрекъснато нараства с увеличаването на източната руда. Елипсоидът на разбухване определя зоната на вторично разбухване. Това в същност представляват две ротационни тела, които достатъчно ясно се разграничават при дъното източване (фиг.2.а.).

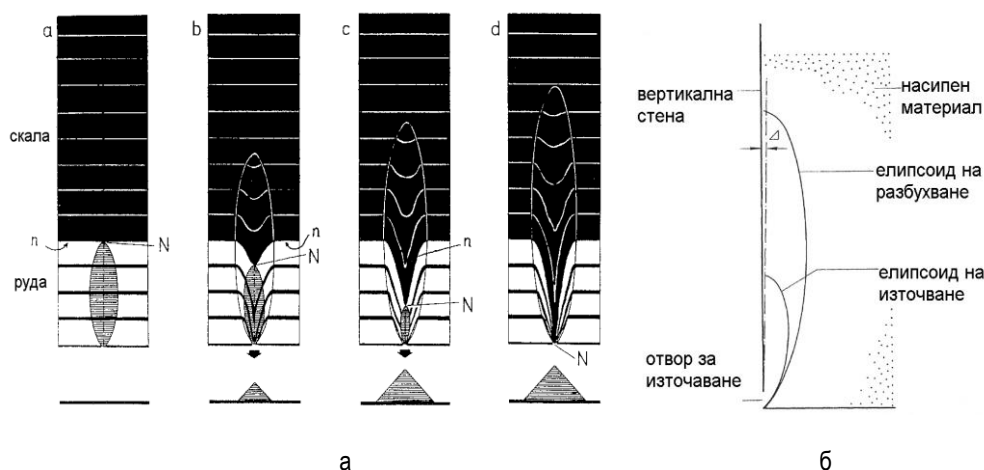
При челното източване има съществена разлика при образуването на зоната на изтичане (фиг.2.б.). В този

случай не може да се образуват пълни елипсоиди на източване и разбухване. Вертикалната стена, на която е разположен отвора за източване представлява ограничаваша плоскост, която не допуска образуването на пълните ротационни тела. Като причина за това може да се приеме различният коефициент на триене, когато раздробената руда и вместващи скали контактуват с масива. Голямата ос на елипсоида не е вертикална както следва да се очаква, а се отклонява в посока към насипния материал. Това отклонение Δ се дължи на споменатото вече триене на материала в стената. Зависимостта е право пропорционална: на по-големия коефициент на триене съответства по-голямо отклонение.

Извличането на максимално количество чиста руда се определя от условието за вписване на елипсоида на източване в контурите на отбитата руда. Изградената концепция на източването има значение за практическата работа и конструиране на системата на разработване.

Постигането на по-ефективни крайни показатели изисква контрол и управление на максимално възможния брой фактори, влияещи върху качеството на добиваната рудна маса (Фиг.3).

Формират се две алтернативи за извършване на моделиране на процеса източване – физическо и математическо.



Фиг. 2.а) Образуване на елипсоидите на източване и разбухване при дънно източване при наличие на контакт с обрушени скали; б.) Образуване на елипсоидите на източване и разбухване при челно източване

Основни аспекти на физическото моделиране

Чрез физическото моделиране на източването на рудата е възможно както изучаването на общите закономерности на гравитационното изтичане на насипен материал, така и решаването на конкретни задачи по отношение избора на разположение на отворите за източване, редът на източване, разстоянието между подготвителните изработки в хоризонталната и вертикална равнина, формата и сечението на изработките за доставка при челно източване на рудата.

Теорията за подобие се явява теоретическа база за планиране на експерименталната работа. Тя дава възможност да се установят условия, при които резултатите от изследванията в лабораторни условия могат да се пренесат върху реалния процес.

Моделирането на източването представлява моделиране на една механична система, за която трябва да се определят мащабите на подобие. Определящи параметри се явяват: линейните размери; средния размер на частиците, образуващи насипния материал, d ; ускорението под действие на силата на тежестта; плътността ρ на частиците, изграждащи материала; ъгъл на вътрешно триене, ϕ ; обема на източвания материал.

Определяне мащаба на геометрично подобие. Той се определя по конструктивни съображения. Всеки линейен размер трябва да отговаря на мащаба на геометрично подобие:

$$\frac{L_1}{L_2} = \lambda, \quad (1)$$

където: λ - мащаб на геометрично подобие; L_1 , L_2 - линейни размери в реалността и в модела.

Свойствата на насипните тела се характеризират с ъгъл на вътрешно триене, коефициент на сцепление, плътност, ъгъл на триене в стените, а така също форма и големина на частиците.

Както е известно под насипна среда се разбира материал много малко сцепление ($c \rightarrow 0$). Съгласно теорията за моделиране, мащабът на ъгъла на вътрешно триене е

равен на мащаба на ъгъла на триене в стените, т.е. мащабният коефициент ще бъде равен на единица.

Тъй като тази механична система променя своето разположение в пространството, тя представлява един кинематичен модел.

➤ Определяне мащаба на кинематично подобие. Процесът на изтичане на насипния материал се определя от времето за изтичане на обема Q на източения материал. Това налага и определянето на мащаба на кинематично подобие η .

$$\frac{t_1}{t_2} = \eta, \quad (2)$$

където: t_1 , t_2 – са интервалите от време, за които подобни точки ще извършат подобни движения.

Постановката на задачата се определя от: обема на стенда, чрез който ще се извърши физическото моделиране, геометрията на изследвания обект, зърнометрията на средите.

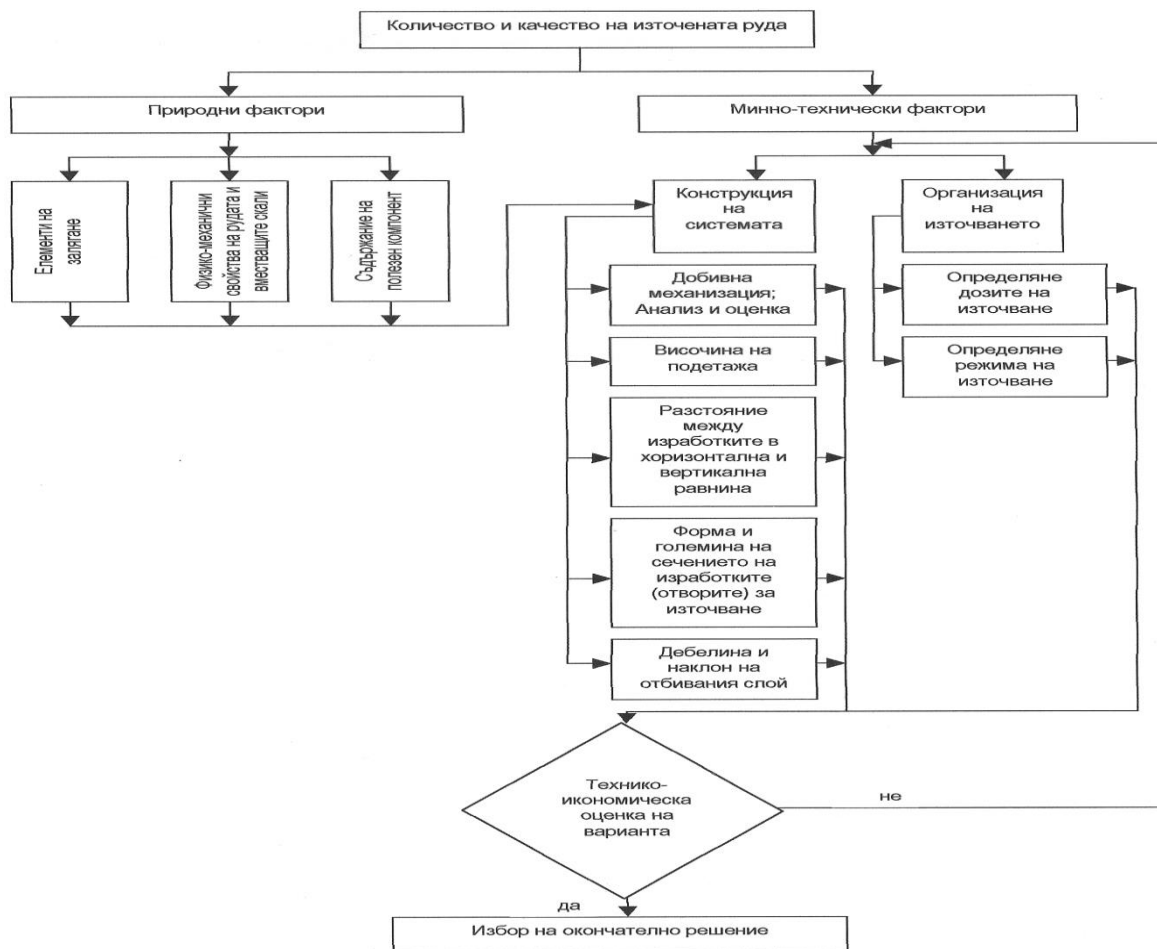
Основни аспекти на математическото моделиране

Математическото моделиране на източването на насипен материал се основава на вероятностния характер на смесването на частиците от двете моделирани среди – руда и вместващи скали. Обемът, който подлежи на източване се представя като съвкупност от частици. Един от множеството създадени модели представя средата, съставена от частици с форма на сфери. Разглеждат се хоризонтални слоеве, в които са разположени частиците. Те са с номера от 0 до k , а частиците във всеки слой – от 0 до m .

По метода на статистическите изпитания се определя коя от частиците ще заеме празното място в първия слой, след това във втория и т.н. При достигане на контакта това празно място се запълва с частица, представяща вместващите скали. Вероятността сферата, която се намира точно над отвора да премине през него се приема за единица. Вероятността за преместване на всяка сфера се определя от израза:

$$P_{m,k} = \frac{C_k^m}{2^k} = C_k^m 0,5^k \quad (3)$$

където: C_k^m показва възможните пътища на движение на частицата към отвора, $C_m^k = \frac{k!}{m!(k-m)!}$, където k , m – номер на слоя и номер на частицата; 2^k – общ брой на възможните изходи на частицата.



Фиг. 3. Фактори, влияещи върху количеството и качеството на източената руда при система с подетажно обрушаване

При създаването на математическия модел трябва да се намери оптималният (в икономическо отношение) вариант, който в случая е обвързан с параметрите на системата. За целта се въвежда критерий на ефективност. Той може да се изразява с максимална или минимална стойност.

В първия случай за критерий на ефективност може да се приеме: $\alpha_{cp} \rightarrow \max$ (α_{cp} – съдържание на полезен компонент в дозата на източване), а във втория $b \rightarrow \min$ (b – обедняване).

Изследване на ефективността на източването при системи с подетажно обрушаване

Необходимостта от изследване на ефективността на източването е продиктувано от условието наличие на контакт руда – обрушени скали.

Начинът на преместване на контакта може да се прогнозира при моделирането на процеса чрез определяне на количеството чисто източена руда (Q_c) до започване на обедняването. То зависи от параметрите на системата;

възприетия начин на източване: дънно или челно; реда на източване.

По-високи технико-икономически показатели естествено се постигат при по-голямо количество чисто източена руда, Q_c , което се определя от:

- при дънно източване – слоя отбита руда, диаметър на отвора за източване, разстояние между отворите, от т.нар. критична височина;

- при челно източване – височината на подетажа, ширина и височина на изработката за източване, разстоянието между тях и критичната височина.

След навлизането на обрушени скали в източвания материал се определят дозите на източване (Напр. Количеството минна маса за една смяна). Поради сравнително малкия обем 50-60 m^3 е възможно контролирането на качеството. За всяка доза се определя средното съдържание на полезен компонент α_{cp} и обедняването b . Увеличаването на общия обем източена минна маса Q води до намаляване на α_{cp} . (Фиг.5.а). Следвайки резултатите от

моделните изследвания и тези от практиката се определя зависимостта $\alpha_{cp} = f(Q)$.

Източването се прекратява тогава, когато обедняването достигне най-голямата икономически допустима стойност.

Източването на рудата в този случай е тясно свързано със загубите и обедняването, които както бе вече споменато, са във функционална зависимост. Оформят се две алтернативи: оставяне на големи загуби и ниско обедняване или допускане на по-високо обедняване за сметка на понижаване на загубите. Какъв да бъде възприетият начин на работа е въпрос на технико икономическа оценка, съобразена с конкретните условия и изисквания. Именно това определя и адаптивността на подетажното обрушаване, т.е. да се определи при какво обедняване, респ. загуби трябва да спре източването.

При системите с подетажно обрушаване извличането на чиста руда обикновено е 65-75 %, а загубите и обедняването 20-40 %.

Следователно трябва да се намери оптимално решение за определяне на коефициент на количеството ($K_{кол}$). Както е известно :

$$K_{кол} = \frac{\eta}{\rho} = \frac{1 - a_e}{1 - b} \quad (4)$$

$$K_{кол} > 1; K_{кол} < 1$$

където: η - коефициент на извличане, $\eta = 1 - \frac{a_e}{100}$; ρ -

коефициент на изменение на качеството, $\rho = 1 - \frac{b}{100}$

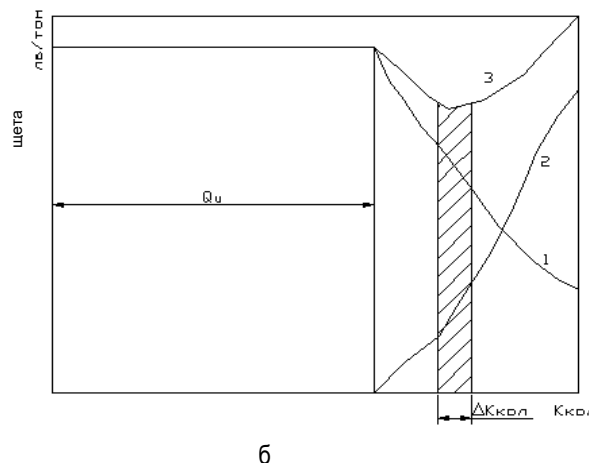
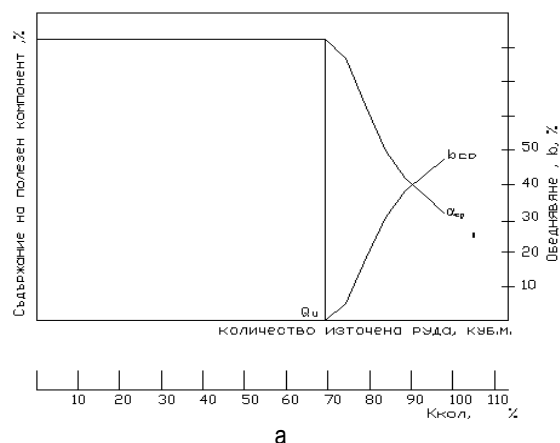
$K_{кол}$ се счита за оптимален, ако сумата от щетите от загубите и обедняването е минимална. Областта на минимума на кривата, която представлява сумарните щети от загубите и обедняването (Фиг. 5.б) се явява търсената стойност. Кривата 1 представя щетата от загубите, 2 – щетата от обедняването, 3 – крива, представяща сумарната щета.

Управлението на качеството се явява важен етап при подземния добив на руди. На повърхността цялата добита минна маса се слива в единен поток. При това се получава смесване на различен по състав, наличие на полезен компонент, влажност и други качествени показатели тип руди.

Формирането на рудопотоците, които обезпечават изискванията за обемни и качествени показатели се явяват краен резултат от взаимодействието на технологичните процеси при добива на руди.

При системите с подетажно обрушаване колебанието на качеството се обуславя не само от нееднородността на съдържанието на полезен компонент в масива, но и от по-високите стойности на обедняването, което е резултат от източването на рудата при наличие на контакт с обрушени скали. При планирането на добива в режим на усредняване на качеството се поставят ограничения, т.е. да няма големи амплитудни колебания на съдържанието на полезен компонент и да се удовлетворяват зададените изисквания на режима на обогатителния процес.

На Фиг. 5 е представена обща схема на движението на рудата от забоите до повърхността. Открояват се няколко етапа, в които се извършва управлението на качеството.



Фиг. 5. Диаграма на източването

а) зависимост между количеството източена руда и фактическото обедняване;

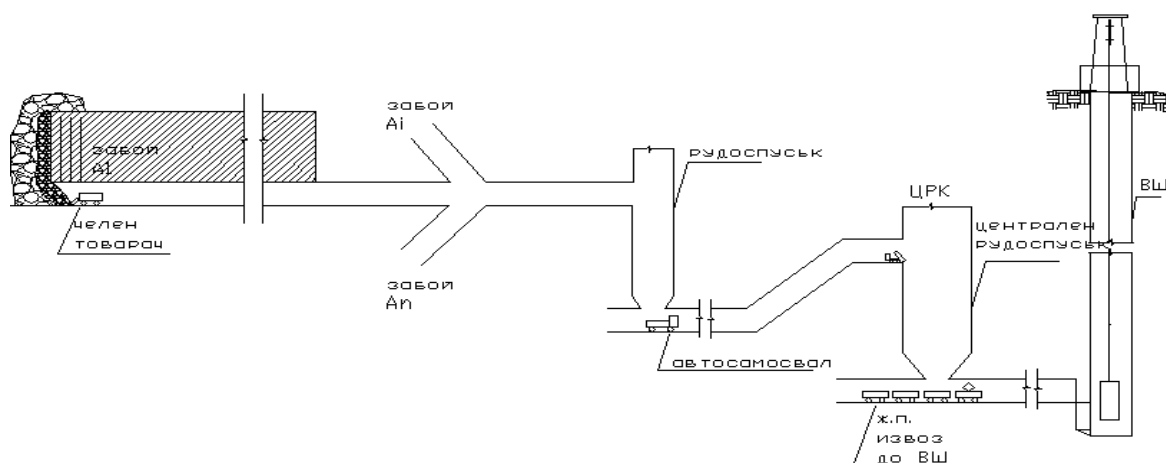
б) определяне оптималната стойност на коефициента на количеството $K_{кол}$ в зависимост от щетата на обедняване и щетата на загуби

Аспекти на управление на качеството на добитата руда при система с подетажно обрушаване

В добивните блокове, забоите A_i (A_i – пореден номер на добивния забой; $i=1, n$) се намират в различен етап на източване. Затова е необходимо да се състави и спазва определен режим на източване и усредняването да започва още от тук. По-големият брой на забоите оказва положително влияние върху колебанието на качеството.

Доставката на рудата (с членов товарач) до рудоспусъците и транспортирането (с автосамосвали) до ЦРК (централен разтоварен комплекс) са следващите два основни етапа.

Допълнително усредняване се извършва в рудоспусъците и ЦРК. От ЦРК с помощта на ж.п. извоз добитата руда достига до ВШ (вертикална шахта) и от там се осъществява подем до повърхността.



Фиг.5. Схема на движението на рудата от добивния забой до повърхността

Заклучение

Ефективното прилагане на системата с подетажно обрушаване зависи от множество природни и минно-технически фактори. Това налага тяхното систематично изучаване и изграждане на подходяща методологична основа за оценка на влиянието им. Източването при наличие на контакт на рудата с обрушените скали е процесът с най-голяма тежест при оптимизиране на показателите на извличане (загуби, обедняване, коефициент на количество и др.). Изучаването на неговата същност изисква изграждане на подходяща материална база за физическо и математическо моделиране.

Крайните технико-икономически показатели на системата с подетажно обрушаване зависят от степента на усредняване на рудата по пътя от добивния блок до приемните бункери на обогатителната фабрика. Затова управлението на качеството на рудата в аспектите: изграждане на подхо-

дящ модел, технически средства за опробване и контрол, информационни потоци между обекта и субекта са базата, която може да осигури по-нататъшното увеличение на относителния дял на системата с подетажно обрушаване.

Литература

- Именитов В.Р. *Процессы подземных горных работ при разработке рудных месторождений*. Москва, "Недра", 1984, 504 с.
- Куликов В.В. *Выпуск руды*. Москва, "Недра", 1980, 303 с.
- Мартынов, В.К. *Проектирование и расчет систем разработки рудных месторождений*. Киев-Донецк, "Вища школа", 1987, 216 с.
- Насонов И.Д. *Моделирование горных процессов*, Москва, "Недра", 1978, 256 с.
- SME Mining Engineering Handbook* – Littleton, Colorado, 1992.

Върху някои ефекти от запълването на иззети пространства и начина за тяхното количествено отчитане

Кръстю Дерменджиев

Минно-геоложки университет "Св. Иван Рилски", 1700 София

РЕЗЮМЕ. В минната теория и практика, запълването е свързано главно с управлението на скалния натиск. Добивните технологични схеми и системи със запълване (ТСЗ), притежават определени предимства и осигуряват допълнителни ефекти при подземния добив, които много често не са обект на изследване и не се отчитат в общата схема на оценка и избор на участъкова и руднична технологична схема. По-долу е направен опит за оценка на някои привидно качествени положителните ефекти от запълване и са предложени начини за отчитането им при сравнителния анализ и избор на добивна технология и руднична технологична схема.

ON SOME EFFECTS OF THE GOB PACKING AND APPROACHES FOR THEIR QUANTITATIVE ESTIMATION

ABSTRACT. In mining theory and practice, gob filling is mainly discussed in relation to strata control. Mining technological methods and systems with gob filling reveal certain advantages and provide supplementary effect for underground mining, which very often is not a subject of investigation and are not estimated in general for the selection of a technological method of mining for the section and the whole mine. Below, an attempt is made for estimation of some apparently qualitative positive effects of the gob filling and approaches are suggested for a comparative analysis and selection of mining technology and method of mining.

В минната теория и практика, запълването е свързано главно с управлението на скалния натиск. Във връзка с това, а също така и с ефективността на миннодобивната дейност са извършвани много изследвания и са натрупани знания, относно начините, техниката и технологията на запълване, запълвачните материали и техните свойства [1, 2].

Запълването като елемент от добивната технология е допълнителен процес, свързан с време и ресурси. Запълнението като материал е свързан с добив и подготовка, транспортиране и разполагане. Следователно използването на технология и системи със запълване на иззети пространства е свързано със сериозни разходи и изграждане на специална организационна и технологична структура.

Реализацията на ТСЗ, обаче създава редица положителни ефекти, по отношение на развитието на минните работи, управлението на скалния натиск, крепенето, транспорта, вентилацията, пожарната безопасност, условията на труд и безопасността на труда, степента на извличане, управлението на земните недра и извличането на подземните природни богатства, включително и финансово-икономическата дейност на рудника във времето. При използване на някои отпадни продукти като запълвачен материал може да бъде реализиран значителен екологичен ефект.

При сравнителната оценка и избор на система и технология със запълване се отчитат производствените разходи за реализация на решението и съответните приходи. Изборът на конкретно решение най-често е по критерий (1).

$$P_p = \sum R = \Pi \Rightarrow \max, \text{ лв.}, \quad (1)$$

където:

Π_p - са приходите от реализация на съответната система и добивна технология, лв.;

$\sum R$ - разходите за реализация на съответната система и добивна технология, лв.;

Π - печалбата, лв.

При формирането на приходна-разходната част, основно внимание се отделя на запасите и пълнотата на тяхното извличане. Този комплексен показател се изразява най-общо чрез израза,

$$A = Z \frac{\eta}{1 - \rho}, \text{ t}, \quad (2)$$

където:

Z е количеството на доказаните запаси в недрата по вид и качество, t;

η - коефициентът на извличане на полезното изкопаемо от недрата;

ρ - коефициентът на обедняване, замърсяване на полезното изкопаемо при добив. Този коефициент се определя по изразите:

$$\rho = \frac{a_m - a_d}{a_m};$$

- за руди:

$$\rho = 1 - \frac{100 - A_d^c}{100 - A_m^c},$$

- за въглища:

a_m и a_d - съответно съдържанието на полезен компонент в масива и в добитата минна маса;

$A_o^c A_m^c$ - съответно съдържанието на пепел в добитите и въглищата в масива, %.

Най-общо приходите и разходите се формират, съответно по формулите,

$$P_p \cdot r_{пр} C_{cp}; \sum R = AC_{cp} \quad (3)$$

където:

$r_{пр}$ е коефициентът на извличане (рандеманът) при преработката на полезното изкопаемо в търговски продукт;

C_{cp} - средната цена на единица търговски продукт, лв./t;

C_{cp} - относителни производствени разходи за добив на полезно изкопаемо, основа на търговския продукт, лв./t.

В тази схема на анализ, оценка и избор на система и добивна технология, най-често не се отчитат количествено съществени ефекти, които се формират при използване на системи и добивни технологии със запълване (СТЗ).

По-нататък са разгледани три основни ефекта, присъщи на системите със запълване и начините за количественото им отчитане при сравнителния анализ, оценката и изборът на система и добивна технология за подземен добив на полезни изкопаеми.

Запълването на иззетите пространства оказва съществено влияние върху проявите на деформация, слягане и движение на повърхността. В зависимост от начина на запълване и вида на запълвачния материал, изземваната мощност и дълбочината на разработване, тези прояви може да съществуват или да бъдат незначителни на повърхността. Затова при необходимост от охрана на подземни или надземни обекти и съоръжения, запълването на иззетите пространства, или оставянето на целици са единствената алтернатива на работа.

Като цяло при запълване на иззетите пространства се запазват относително добре състоянието на земните недра, земната основа и свързаните с нея ландшафт, земите и земеползването, растителния и животински свят, оро-, хидрографското и хидрогеоложкото състояние на района.

При това многостранно положително въздействие на запълването върху околната среда, количествено, то може да се оцени чрез разходите за компенсиране на щетите от минни работи, които ще настъпят при работа без запълване.

Най-общо те ще включват следните разходи: за компенсиране на временна или трайна загуба на почвено плодородие; за наемане, отчуждаване или закупуване на земи; за промяна на земеползване; за техническа и биологична рекултивация.

При сравнителен анализ и оценка на технически решения за система и добивна технология по критерий "въздействие върху околната среда – земна основа", тези разходи може да бъдат определени по израза,

$$R_{zo} = A \frac{K_p}{\sum pT \cos \alpha} (C_k + C_p), \text{ лв.}, \quad (4)$$

където:

K_p е коефициентът на разширено въздействие по площ, $K_p \approx 1,05 \div 1,25$;

$\sum p$ - производителността на залежа, залежите, t/m²,

$$\sum P = \sum_{i=1}^n m_i \gamma_i,$$

m_i, γ_i - съответно мощността и плътността на i -тия залеж;

T - времето за изземване на запасите от площта, обект на разработване, год.;

α - ъгълът на наклона на залежа, град.;

C_k - среден относителен разход за компенсиране, наем или придобиване на земя, лв./m²год.;

C_p - среден относителен разход за техническа и биологична рекултивация, лв./m²год.

В случаите, когато щетите на повърхността се отстраняват при приключване на подземните минни работи, в рудничното поле или участъка, времето T отпада, а средните относителни разходи са с дименсия лв./m².

Запълването на иззетите пространства създава възможност за пряко и косвено управление на минните работи за постигане на определени технико-икономически и финансови резултати. Тези възможности се изразяват в избиращелното разработване на части и участъци от рудничното поле по площ и мощност, управлението на качеството и количеството на добиваното полезно изкопаемо, временното спиране на добивните работи, консервацията и ликвидацията на руднични участъци и мини.

При подземното разработване на рудни и нерудни полезни изкопаеми тези предимства на технологиите и системите със запълване се използват широко. Тези предимства, обаче във подземния въгледобив се използват рядко, главно поради малката ценност на въглищата и големите обеми на производство.

При оценка на системите на разработване със запълване се разглеждат главно разходите за реализацията им, пречупени през пълнотата на извличане и приходите от извлечената ценност. Сравнителната оценка на две и повече различни системи се осъществява на ниво финансов резултат (печалба, загуба). Най-често се пренебрегва възможността на системите със запълване да осигуряват "управляемост" на минните работи и дейност, тъй като ефектите от запълването освен горния, се третират главно качествено.

Ако се приеме, че е необходимо избиращелно разработване на части и участъци от руднично поле с цел управление на качеството или поддържане на определено ниво на икономическа ефективност на добива, то в този случай ще бъде необходимо да се направят определени разходи, свързани с "управлението на минните работи". Тези разходи следва да бъдат отчитани при сравнителната оценка и изборът на системата и добивната технология по израза,

$$R_y = t_y \left(\sum_{i=1}^n r_p + \sum_{i=1}^n r_m \right) - \sum_{i=1}^{t_y} \Delta F_i, \text{ лв.}, \quad (5)$$

където:

t_y е времето за осъществяване управляеми минни работи, мес., год. То може да бъде периодът за спиране работата на отделни участъци, консервация и др.;

r_p - относителни разходи за поддържане, възстановяване и ремонт на изработки и съоръжения от рудничната технологична схема, лв./год.;

r_m - относителни разходи за поддържане, ремонт и възстановяване на минни изработки в рудничен участък, лв./год.;

ΔF_i - финансовият резултат (печалба, загуба) за i -та година (месец) от периода $i = 1 \div t_y$.

В минната практика често за запълвачен материал се използват т.нар. отпадни продукти, хвост, скална маса от минни работи, отпадни продукти от преработка на природни богатства, сгур и пепелина от ТЕЦ и др. Тогава и за двете страни, произвеждащия отпадния продукт и използващия този продукт за запълване се формира осезателен екологичен ефект.

В този случай екологичния ефект е главно за формирания отпадъчни продукти, годни за запълвачен материал. Той се формира количествено за сметка на необходимостта от трайно блокиране на терени и площи за насипища, транспортът, съхранението и обезопасяването на насипището, както и от мероприятията за намаляване отрицателното влияние на насипището върху въздуха, водите и др.

Най-общо разходите за формирания отпадния продукт, продаден за запълвачен материал, например ТЕЦ, могат да се определят по израза,

$$R_T^e = Ak_3(r_3 + r_t + r_0 + r_{em}), \text{ лв.}, \quad (6)$$

където:

k_3 е коефициентът на запълване на иззети пространства;

r_3 - относителният разход за осигуряване на насипищен обем, лв./т;

r_t - относителният разход за транспорт на насипищни маси до насипището, лв./т;

r_0 - относителният разход за съхранение и обезопасяване на насипана маса, лв./т;

r_{em} - относителните разходи за екология и мониторинг, лв./т.

Мината, използваща отпадния продукт (пепелина от ТЕЦ) ще реализира разходи за придобиване и транспорт на запълвачния материал до комплекса на повърхността. Най-общо тези разходи се определят по израза,

$$R_m^e = Ak_3(r_n + r_{mp}), \text{ лв.}, \quad (7)$$

където:

r_n е относителният разход за придобиване на пепелина, лв./т;

r_{mp} - относителните транспортни разходи на пепелина от ТЕЦ до рудника, лв./т;

Без да се отчита прекия екологичен ефект от запълването в рудника, общите разходи за ТЕЦ и рудника при осъществяване на предаването и приемането на запълвачния материал ще бъдат,

$$R_0^e = R_m^e + R_T^e, \text{ лв.}, \quad (8)$$

а общият екологичен ефект,

$$\Pi_0^e = R_m^e - R_T^e, \text{ лв.}, \quad (9)$$

Споделеният екологичен ефект в парично изражение, съответно за производителя и ползвателя на отпадни продукти, например пепелина от ТЕЦ, за запълване в мина ще бъде съответно,

$$\Pi_m^e = \frac{R_m^e}{R_m^e + R_T^e} \Pi_0^e, \text{ лв.},$$

$$\Pi_T^e = \frac{R_T^e}{R_m^e + R_T^e} \Pi_0^e, \text{ лв.}, \quad (10)$$

При оценката на ТСЗ, споделеният екологичен ефект за рудника Π_m^e следва да бъде изваден от разходната част или включен в приходната част на израз (1).

Изводи

При сравнителната оценка на добивни технологии и системи на разработване без и със запълване (СТЗ) най-често се отчитат преките, явни приходи и разходи.

Системите и добивните технологии със запълване, обаче притежават и множество предимства от качествен характер, които не се отчитат количествено чрез приходите и разходите. Част от тези предимства, като възможност за опазване на околната среда чрез земната основа и недра, управление на минната дейност и споделен екологичен ефект имат количествен измерител и следва да бъдат отчитани при оценката и изборът на системите и добивните технологии за подземно разработване на полезни изкопаеми.

Литература

- Ариоглу, Э., Лю Кечжен, Сунь Кайкян и др. *Разработка месторождений с закладкой.*, Пер. с англ. Под ред. С. Гранхолма, М., Мир, 1987.
- Стефанов Др., *Подземен рудодобив-2* (Избрани глави от подземния рудодобив), С., МГУ, 2003, 185 с.

Приложение на пасивни микро пилоти за поемане на земен натиск

Елена Демирева-Милушева

Минно геоложки университет "Св.Иван Рилски", 1700 София

РЕЗЮМЕ. Строителството на подземни съоръжения в градската среда все по често налага изпълнение на дълбоки изкопи с цел оползотворяване на подземните нива за паркинги, гаражи, трезори и др.

Това налага изпълнение на дълбоки изкопи и коти на фундиране до -5,00 и -7,00 м от терена. Укрепването на подобни строителни изкопи, често поддържащи стабилитета и на околните съществуващи сгради, може да се изпълни като самостоятелен технологичен етап, а може да бъде и неразделна част на подземната част на сградата.

Статията разглежда възможността навлизащите нови строителни способи за изпълнение на пасивни "микро" анкери да поемат усилията от земен натиск. Под понятието "пасивен микро анкер" в случая се разглеждат анкери с диаметър 30-50 мм и дължини до 30-35 м. Сравняват се икономическите показатели (на база носимоспособност) на основните прилагани системи на укрепване на дълбоки изкопи.

Сравнението е дадено на база укрепване на конкретен изкоп в гъсто застроена градска среда с дълбочина 7 м и площ 3000 кв.м.

APPLICATION OF PASSIVE MICRO-ANCHORS TO RECEIPT THE EARTH PRESSURE

ABSTRACT. Underground construction in cities more and more often involves the construction of deep pits with the aim of utilizing the underground room for parking area, garages, treasure depositories.

That involves deep pits and levels of foundation -5,00 and 7,00 m below the surface. Reinforcement of similar construction pits, often supporting the stability of neighbor buildings, may be performed either as an individual technological stage or as an indivisible part of the underground portion of the building.

The paper discusses the new construction approaches for performing of passive "micro-anchors" to receipt the earth pressure. The concept "passive micro-anchor" is used for anchors of diameter 30 – 50 mm and length not more than 30 – 35 m. The economical characteristics (based on bearing capacity) of the major systems for reinforcement of deep pits are compared. Comparison is presented on the basis of reinforcement of a specific pit of depth 7m and area of 3000 m² within an intensively constructed urban area.

Въведение

Съвременните технологии доказват, че няма терен, върху който да не може да се построи сграда, въпросът е на каква цена. Целта ни е да се докажат предимствата и недостатъците на възможните варианти за дълбоко фундиране и специфичните им предимства при всеки конкретен случай.

Архитектурните проекти, през последните години по-често включват поне един напълно вкопан етаж, а нерядко и два. Предвид конструктивните височини на сградите това означава, че кота на фундиране е на дълбочина от 4 до 7 метра под терена. Едно не винаги оправдано конструктивно решение е и фундиране на обща фундаментна плоча, върху която се изпълнява обратна засипка от баласта с дебелина средно 40 см и върху нея 20 см двойно армирана "настилка". Презумцията е в обратния насип да преминат тръбите на ВиК. Така котата на фундиране спада още по-ниско, а моментите от земетръс нарастват, но нали фундаментната плоча и без това е преоразмерена и/или не винаги необходима.

Едно примерно решение на укрепени откоси на масов изкоп с дълбочина от терена 7 метра е показано на сн.1 и сн. 2. При сравнение с други подобни изпълнения, особено калкани и пломби в гъсто застроената градска част, разликата е, че в този случай съседното застрояване е ново, проектирано по съвременните норми за земетръс, начина на фундиране и котите са ясни. Отпада и проблема

за осигуряване на минимално необходимата фуга, чрез оставащ кофраж като стиропор, твърда вата и др.

Инженерно геоложки характеристики

Инженерно-геоложките проучвания при дълбоко фундиране (фундиране на сгради с продземни нива) трябва да е зададено на инженер-геолога предварително като дълбочини – а те не могат да бъдат по-малко от 5 метра под котата на фундиране. Това се налага от необходимостта да се определи активната зона под фундамента (когато е необходима проверка за слягане) от една страна и от друга – за да се изчислят пасивния и активен натиск на укрепването.

Тук, обаче, е необходимо да поставим едно условие – 5 м може да са достатъчни при подпрени с анкери, разпонки или контрафорсни укрепителни огради, но при конзолно стоящи укрепления емпиричната формула е 1,5 пъти откопаната височина на оградата, което за 7 м изкоп прави 10,5 м забита дълбочина. Или това изисква проучване на дълбочина 18 м. Въпрос на икономическа преценка е кое е по-удачното решение – изпълнение на опора или по-голяма дълбочина на оградата. От гледна точка на сигурността на съоръжението като цяло, ако оградата е част от фундамента на сградата, а не само технологичен етап на строителство, конзолния вариант е за предпочитане.



Сн.1. Технологично четиристранно укрепване на изкоп с дълбочина 7 м. 500 000 лв се прибавят само към перо изкопни работи, без да имат отношение към сигурността на бъдещата сграда.



Сн. 2. 170 броя пилоти с диаметър 30 см и дължина 10,5, подпрени през два метра с къси микро пилоти на обединителна греда

Защо се спираме толкова подробно на този въпрос? Подземни етажи, паркинги гаражи се строят в големите градове, където геологията е най-подробно проучвана и често има архивни данни от стари сондажи, но до каква дълбочина. "Икономия" от предварителни инженерно-геоложки проучвания може да се окаже с обратен знак в цената и сигурността на съоръжението. Могат да ни изненадат подпочвени или напорни води, равнотърности пясъци и др.

За конкретния пример в публикацията инженерно-геоложките данни са усреднени, като пластове до

Статическа схема и натоварване

Проследявайки етапите на строителство могат да се определят няколко изчислителни схеми;

1. Строителен изкоп с достатъчни отстояния от границите на парцела така че да се развият откоси, подпорни стени, берми или "английски" двор. Този случай не е предмет на разглеждане в статията.

2. Недостатъчни отстояния – при което укрепването се изпълнява при ненарушен терен. И тук могат да се разгледат два случая;

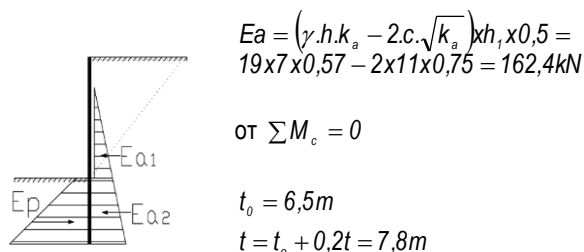
2.1. Укрепване на изкопа само в строителен стадий и

2.2. Укрепване на изкопа, върху което ще се "стъпят" оградящите стени на горното строене.

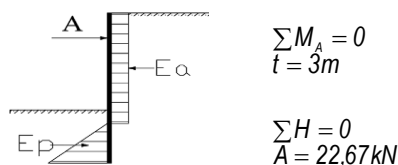
При първия случай укрепителните огради не се предвижда да поемат натоварване от земетръс – нито от земен натиск нито от полезни товари от сградата, защото се смята че това са временни съоръжения – т.е. приема се основно съчетание на натоварванията.(1). При втория случай се проверяват всички най-неблагоприятни комбинации от натоварвания, почвени характеристики, природни и строителни условия, при които може да настъпи гранично състояние от I или II група. Като проверките по I група - носеща способност и устойчивост - се извършват с изчислителни, а по II група - по деформации – с нормативни стойности на почвените характеристики.

При особено съчетание на товарите, даже и при IX степен на земетръс, натоварването от горно строене не утежнява работата на укрепителната ограда, а я облекчава.

Конкретния пример на укрепване е укрепване в строителен стадий, като ще бъдат сравнени два варианта на статическа схема – конзола фиг.1 и един път подпрана ограда. фиг.2.



Фиг. 1. Схема и статическо изчисление на конзолна ограда



Фиг. 2. Схема и статическо изчисление на подпрана ограда

Статическите изчисления се провеждат за натоварване на един линеен метър. При непрекъснати системи на укрепване оразмеряването се извършва на база на получените усилия. При дискретните системи, въпреки естественото засвояване между пилотите се приема, че всеки пилот е натоварен с припадащата му се част от земния натиск.

Технологични варианти за поемане на получените усилия

Технологиите в строителството са един от най-бързо развиващите се отрасли на стопанството. В подземното градско строителство също навлизат нови строителни способности. В настоящата работа ще бъдат разгледани някои от най-често прилаганите в последните години строителни методи.

Торкрет бетон и пасивни къси анкери

Методът се прилага основно при стръмни откоси като противоерозиционно мероприятие. В последните години могат да се наблюдават опити и за укрепване на изкопи чрез торкрет бетон и къси анкери. Като се има предвид, че торкрет бетона сам по себе си не може да носи земен натиск. Нека видим каква би била носимоспособността на 1 метър къс анкер с диаметър 30 мм и как нараства в дълбочина при примера на геологията посочена по-горе.

При околната повърхнина

$$p = \pi \cdot d \cdot 1 = 3,14 \cdot 0,03 \cdot 1 = 0,0942 \text{ m}^2, \quad (1)$$

носимоспособността за 1 м е около 2 kN и не се променя съществено в дълбочина. При неуравновесена сила от земен натиск 162 kN това прави 80 линейни метра къси анкери за всеки метър укрепване. Примерът е показателен, че метода може да се прилага при почви с висока кохезия, която държи стръмен откос и намалява земния натиск до минимални граници.

Сондажни пилоти с голям диаметър

Сондажни пилоти с диаметър ф60, 80, 100 см през разстояние b м, се изпълняват под обсадна тръба и на сухо. Проверки на срязване за пилотите в границите на допустимите напрежения се изчисляват от товари на земен натиск и полезни товари, но без воден натиск. При наличие на подземни води този начин на укрепване не се препоръчва, поради опасността от суфозия.

Практиката показва, че конзолно стоящи укрепления реализират хоризонтални премествания много бързо – до 45 дни. Проектите трябва да придвиждат наблюдение и

замерване на преместванията, както и бързи аварийни мерки.

При укрепването на изкопа с пилоти се разчита обикновено на приподпиране в зоната на общата фундаментна плоча. Такова подпиране, за да не компрометира хидро-изолацията изисква специален детайл на връзка.

Сондажни пилоти с малък диаметър

Изпълненото укрепване е със сондажни пилоти с диаметър 30 см. Изпълняват се без обсадна тръба, на сухо през 1,25 м.

Поради малката си коравина изпълнението им като конзолни е неудачно – хоризонталните премествания надвишават значително допустимите (1см), а схемата на изчисление по Blum е некоректна. Така че, анкерването им през обща обединителна греда ще увеличи относителната им коравина $\frac{\alpha I}{h_a} \leq 0.8$, където

$$\alpha = \sqrt[4]{\frac{k \cdot b}{4EJ}}, \quad (2)$$

k - коефициента на леглото, b - разстоянието между пилотите, EJ - коравината на пилота, h_a – междуподпорното разстояние, I – дължината на пилота.

Относителното преместване в мястото на опората е

$$\Delta x = \frac{h_a}{k_a} = x_o + \varphi_o \cdot I - \frac{h_a I^3}{3EJ} + \frac{E_f I^3}{15E_f J} \quad (3)$$

преместването x_o и завъртането φ_o се определят по формулите

$$\begin{aligned} x_o &= \delta_{oQ} \cdot Q_o + \delta_{oM} \cdot M_o \\ \varphi_o &= \delta_{MQ} \cdot Q_o + \delta_{MM} \cdot M_o \end{aligned} \quad (4)$$

където: δ_{oQ}, δ_{oM} са хоризонталните премествания на разглежданото сечение от сила $Q_o=1$.

δ_{MQ}, δ_{MM} - са ъглите на завъртане в същото сечение от $M_o=1$.

Тези виртуални премествания се определят по формулите

$$\delta_{oQ} = \frac{A_o}{\alpha^3 \cdot EJ} \quad (5)$$

$$\delta_{MQ} = \delta_{oM} = \frac{B_o}{\alpha^2 \cdot EJ} \quad (6)$$

$$\delta_{MM} = \frac{C_o}{\alpha \cdot EJ}, \quad (7)$$

където A_o, B_o и C_o са безразмерни коефициенти зависещи от относителната коравина. Формулите са изведени от добре познатия "силов" метод.

Предимство на подпирането върху обединителни греди е усредняването на натоварването върху един сравнително голям фронт на крепеж. Следствие на това, е удачно да се работи с усреднени якостни, физико-механични и деформационни характеристики (4).

Шлицови стени

Най-често шлицовите стени се проектират да бъдат неразделна част от подземната конструкция. Т.е. те ще представляват подземната част на сградата. Като предимство на метода могат да се посочат: автономност на строителството без ограничения в движението; възможност за създаване на водоплътност на стените и прекъсване на приток на вода в изкопа от подпочвени води; повишават устойчивостта на съоръжението на динамични товари и земетръс.

Кръглото напречно сечение на пилотите може да се приведе към квадратно сечение със страна

$$b_{np} = D \sqrt{\frac{\pi}{4}}, \quad (8)$$

но при еднаква ширина $b_{np} = D$, кръглото сечение поема по-малък хоризонтален товар (почвата по-лесно го оптича).

По отношение на анкерването

Положителните страни на анкерването са – намаляване на дълбочината на закотване в здравия пласт, намаляване на огъващите моменти в оградата и по-добро използване на конструктивно необходимата й армировка.

Мястото на анкера също е от значение. Най-голяма сила поема анкер разположен в горната една трета на подпорното разстояние. Понякога усилията в него са значителни, особено при корави шлицови стени с дължина на кампадата 3 - 3,6 м, които се използват за поемане на по-голям земен натиск. Всяко изместване на анкера към дъното на строителния изкоп или към върха намалява усилията в него.

Пасивните анкери не могат да поемат само с околното си триене големи опънни сили, затова приложението им е свързано и с избор на място или с въвеждане на няколко нива на опирание.

Предварително напрегнатите анкери са тежки и скъпи. Изискват опитна специализирана организация за направа на анкерите – сондиране, полагане, инжектиране, налягане, изпитване, контрол – в различни типове почви: глинести, алувиални и скални.

Строителния опит с предварително напрегнати анкери показва и у нас и в чужбина, че паразитното влагане на опънни сили при налягането води до промяна в напрегнатото и деформирано състояние на масива.

Наблюдават се явления, особено при укрепване с предварително напрегнати анкери на масирани свлачища с големи неуравновесени сили, когато свлачището "изтича" в съседния, устойчив до момента участък. Сн.3 и 4.

Не случайно на Шестата европейска конференция по земна механика бе препоръчано тежките предварително

напрегнати анкери да се натягат до 40% от проектната им носимоспособност.

В сравнение с предварително напрегнатите анкери, пасивните са по-технологични: сондеране, полагане,

инжектиране. Изпълнението им не е свързано непременно с опитен участък, при свързани почви, а и не води до промяна в напрегнатото състояние на масива.



Сн. 3. "Новоизтекло" свлачище в съседен, устойчив домоментата участък



Сн. 4. Укрепената част от свлачището с опорна стена анкеризирана с тежки (800kN), предварително напрегнати анкери

Заклучение

Съвременното строителство у нас налага използването на професионалисти на всеки отделен етап на проектиране и строителство. В малките екипи, укрепването на дълбоки строителни изкопи, често поддържащи стабилитета и на околните съществуващи сгради, се търси като самостоятелен технологичен етап, възложен и изпълнен от професионалисти.

Статията разглежда възможността навлизащите нови строителни способности за изпълнение на пасивни "микро" анкери да поемат усилията от земен натиск. Под понятието "пасивен микро анкер" в случая се разглеждат анкери с

диаметър 30-50 мм и дължини до 30-35 м. Сравняват се икономическите показатели (на база носимоспособност) на основните прилагани системи на укрепване на дълбоки изкопи.

Литература

Норми за проектиране на плоско фундиране, БСА, 1987.
С, Сборник стандарти за строителни почви, 1976.
Еврокод "Геотехника", ЕС-7, ред. 1995.
Демирева Ел. *Проектиране на укрепителни огради*,
Издателска къща "Св.Иван Рилски", 2000.

Промислени изпитания на нова ерлифтна технология за добив на елмазосъдържащи дънни отложения от шелфа на океана

Валери Дробаденко, Николай Малухин

Московски държавен геологопроучвателен университет, Русия

РЕЗЮМЕ. В периода от 2002 до 2004 г. в Московския държавен геологопроучвателен университет са проведени изследователски и конструкторски работи по разработването на ерлифтна система за добив на елмазосъдържащи дънни отложения на дълбочина до 100 – 150 м. Промислените работи са изпълнени от борда на елмазопеработваща платформа в шелфа на Атлантическия океан. Тези изпитания показват висока ефективност на предложената конструкция на товарно устройство помпен тип с механично и хидравлично разрушаване на материала за товарене.

За новите решения е издаден патент в Русия. Производителността по добив (в сравнение с действащи ерлифтни уредби) е увеличена повече от 2 пъти и достига до 180 – 200 м³/час скална маса, която представлява чакълено пясъчен конгломерат на елмазосъдържащ материал с включения до 5 % от заоблени камъни с размери 400 – 500 мм.

LARGE-SCALE TESTS ON A NEW AIRLIFT TECHNOLOGY FOR PRODUCTION OF DIAMOND-CONTAINING DEPOSITIONS FROM THE OCEAN SHELF

ABSTRACT. Research and construction activities were carried out during the period 2002 – 2004 for development of an airlift system for diamond-containing depositions from a depth of 100 – 150 m at the Moscow State Geological University. The large-scale tests were performed from the board of a diamond-processing platform in the shelf of the Atlantic Sea. Those tests show the high efficiency of the suggested construction of a loading device of a pump-like type for hydraulic demolition of material for loading.

There is a patent registered in Russia for the innovative decisions. Productivity, compared to other air-lifting units, is increased more than 2 times and approximates to 180 – 200 m³/hour for rock mass, which is a pebble-sandy conglomerate of diamond-containing material with inclusions less than 5 % of rounded pebbles of size 400 – 500 mm.

В Московския държавен геологопроучвателен университет е разработен опитен промишлен образец на ерлифтно товарно устройство, което е произведено, монтирано, настроено и изпитано през 2004 год. на борда на морската платформата "Namibia Gem".

На добивния кораб са монтирани два броя ерлифтни уредби с диаметър на пулпопроводния тръбопровод 500 мм. Уредбите са разположени от двете страни на кораба. Едната от тях е комплектована с "традиционно" товарно устройство, използвано на морския съд от няколко години. Втората уредба е комплектована с опитно товарно устройство от нов тип и предварително хидравлично измерване на добивания, предварително разрушен материал за товарене от морското дъно. Освен това, на кораба е монтиран и обогатителен комплекс за преработване на раздробения материал, доставен от двете ерлифтни уредби едновременно. Работата на ерлифтните уредби и обогатителната фабрика е осигурено с необходимото количество генератори, дизелови компресори и електропомпи за вода.

Товарното устройство е твърдо свързано с металната ерлифтна тръба, дълга 24 м с общо тегло 22 тона. Понатък хидросместта постъпва до морския съд по каучоков дебелостенен (около 60 мм) подемен тръбопровод на ерлифта с вътрешен диаметър 500 мм. Металната ерлифтна тръба е окачена на две въжета от бордовите кранове – манипулатори. Предното въже – носовото, е закрепено към товарното устройство, задното – кърмовото – към

фланеца, свързан с каучуковата подемна тръба. Разстоянието между крановете – манипулатори е около 20 м.

В работно положение ерлифтната метална секция е разположена към равнината на дънните елмазосъдържащи отложения под ъгъл, който се изменя в границите 20 – 70°. Технологията за товарене и засмукване се оценява от оператора по количеството на минна маса, постъпва в ситото за първоначално обогатяване. Посредством манипулиране на носовото и кърмовото въже от оператора, в зависимост от конструкцията на товарното устройство е възможно да бъде избрана различна схема и скорост за преместване на товарното устройство по дънните отложения:

- непрекъснато преместване в една посока и обратно;
- непрекъснато преместване на товарното устройство по дъното, при празен ход в обратна посока (едновременно повдигане на носовото и кърмовото въжета);
- преместване на товарното устройство по дъното с периодично спиране;
- преместване на товарното устройство по дънните отложения с периодичен кратковременен заден ход.

Различните допълнителни манипулации при движението по дъното на товарното устройство се определят от оператора при визуално наблюдение за количеството минна маса, която постъпва на трошачката. Времето от началото на манипулиране с товарното устройство до изменение ситуацията на ситото е от порядъка на 50÷140 сек. и се отчита от оператора.

Ефективността на технологията за ерлифтен добив на елмазосъдържащи скали като дънни отложения в значителна степен се определя от техническите и технологични възможности на товарното устройство, а именно от неговата характеристика зависи производителността на ерлифта.

Съществуващата на борда на морския съд конструкция на товарно устройство се състои от засмукващо устройство с ширина 2 м и осем засмукващи отвора с размери 210×270 мм, като общата площ 2,31 пъти превишава площта на напречното сечение на подемния тръбопровод на ерлифта с диаметър 500 мм.

Натоварването на материала се осъществява за сметка на контакта на устройството, имащо профил на полусфера, със забоя на дънните отложения, в резултата на което засмуквания поток осъществява смиване на минната маса в междуребреното пространство на устройството.

Такава технология с този тип товарно устройство се явява неефективна по следните причини:

1. Значителното количество вода, постъпваща в ерлифта не участва в процеса на пулпоприготвянето, тъй като всмукващите устройства се преместват по повърхността на дънните отложения.

2. Необходимите скорост на засмуквания поток за до размиване на негабаритни късове, формиращи се в зоната за засмукване превишават тяхната хидравлична едрина. Ето защо за преместването на твърд материал, лежащ в зоната на засмукване, е необходимо да се приложат значително по-големи усилия в сравнение с възходящия поток в подемната тръба на ерлифта.

3. Водата при разглежданата технология на засмукване, по правило, не може да повдига частици, а при известни условия дори допълнително натоварва тези части. Допълнително налягане на водата се явява основно съпротивление, което трябва да бъде преодоляно за привеждане на твърдите частици в движение в междуребреното пространство.

Новото засмукващо товарно устройство с активиране на процеса за пулпоприготвяне има ширина два метра и осем прозореца с размери 180×220 мм, като общата им площ е 1,47 пъти по-голяма в сравнение с напречното сечение на подемния тръбопровод на ерлифта с диаметър 500 мм. Все пак, принципното различие между двете товарни устройства се състои в това, че при второто конструкцията му е снабдена с контактуваща със забоя люлееща се

рама, имаща в долната си част един ред полуцилиндрични засмукващи канали, равномерно разпределени по целия периметър на рамата, предотвратяващи достъпа на излишна вода до ерлифта.

Освен това, в централната част са монтирани зъби за механическо раздробяване и разрушаване на дънните отложения. Тези зъби са разположени в хоризонтална равнина, разместени един спрямо друг.

За хидроразрушаване на сравнително едрозърнест материал се използват четири броя напорни накрайници с напор 60 м вод. ст.

Конструктивните особености на новото товарно устройство предопределят следните негови предимства:

1. Изключва се натоварващото действие на водата.
2. Създават се благоприятни условия за хидроподем и засмукване на предварително раздробена скална маса за сметка на хидродинамическото въздействие на напорните струи, които изтичат от накрайниците със скорост 33 м/сек.

3. Скоростта на засмукване в равнината на товарното устройство е от порядъка на 2,7 м/сек., което позволява да се преместват и засмукват сравнително едър материал, предотвратяващ в значителна степен задръстването на устройството.

4. Товарното устройство се експлоатира в режим на засмукване "изпод слоя материал". Ето защо засмуквания поток преди да попадне в засмукващите прозорци трябва да се филтрира в турбулентен режим при критични скорости.

5. За сметка на въздействие на хидроструята, настъпва изпреварващо хидроповдигане на елмазосъдържащия ситнозърнест материал около големите негабаритни обли камъни.

6. Предлагащото товарно устройство позволява частично да се извършва механично разрушаване на скалните основания и по този начин да се осигурява засмукване на най-обогатения елмазен материал.

В Таблица 1 са представени стойностите за хидравличната едрина U_b и скоростите за размиване при хидроподем на материала с хидравлични струи. Вижда се, че скоростите за размиване за дънни отложения, съдържащи обли камъни с различни размери са значително по-големи от хидравличната едрина в стеснените условия на засмуквания поток.

Таблица 1
Геометрични и динамични параметри на струята при хидроподем

Диаметър на овалните камъни, d_T , мм	50	100	150	200	250	300
Скорост за свободно падане U_b , м/сек.	1,57	2,21	2,7	3,1	3,5	3,83
Скорост на стеснено падане $U_{ст}$, м/сек.	1,26	1,77	2,2	2,48	2,8	3,0
Размиваща скорост $U_{разм.}$, м/сек.	2,6	3,65	4,46	5,1	5,8	6,32
Разсояние до забоя $L = 0,4$ м						
Осева скорост $U_{ос}$, м/сек.	14,35	14,35	14,35	14,35	14,35	14,35
Средна скорост $U_{ср}$, м/сек.	5,9	5,9	5,9	5,9	5,9	5,9
Диаметър на струята при контакт със забоя, $D_{ср}$, мм	223	223	223	223	223	223
Разсояние до забоя $L = 0,25$ м						
Осева скорост $U_{ос}$, м/сек.	18,6	18,6	18,6	18,6	18,6	18,6
Средна скорост $U_{ср}$, м/сек.	7,6	7,6	7,6	7,6	7,6	7,6
Диаметър на струята при контакт със забоя, $D_{стр}$, мм	168	168	168	168	168	168

Хидродинамическите и качествени показатели за преместване на многофазни потоци по проточната част на товарното устройство (движи се двуфазна смес) и ерлифта (движи се трифазна смес) и на неговия изход са различни, както е различен и енергийния баланс, оценяван по тези характеристики.

Заедно с това, основните енергийни показатели на преместваната хидросмес (загуби на налягане от триене), от поддържане на твърдата част в повдигнато положение (загуби в товарното устройство), местни загуби, се оценяват по разходните параметри на потока на изхода, а не по действителните в проточната част на хидродобивния агрегат по цялата височина на подемната тръба на ерлифта.

Следователно, необходимостта от отработването на дълбокозалегащи дънни отложения (при което в значителна степен нарастват и загубите на триене), участващи с едър конгломерат (където определящата роля ще бъде представена от загубите за поддържане на твърдата част от материала в повдигнато състояние и в товарното устройство) изисква оценка за енергийния баланс на хидроподема на основата на действителната хидродинамична ситуация по дължината на подемната тръба на ерлифта, а не по разходните показатели на потока при изхода.

Изхождайки от това, проектирането на ерлифтни ситеми за хидроподем, както по производителност, така и по

оценка на необходимия разход на въздух се извършва в следната последователност:

1. Външно налягане в равнината на товарното устройство.
2. Загуби от триене в товарното устройство и на входа на потока от хидросмес в равнината на засмукване.
3. Хидростатично налягане от теглото на хидросместта в засмукващата линия на ерлифта.
4. Пълни загуби на налягане на 2-фазен поток на хидросмес в засмукващата линия на ерлифта.
5. Динамическо налягане, създавано от ерлифта в процеса на неговата работа.
6. Хидростатично налягане от теглото на 3-фазна смес (вода + твърд материал + газ) над смесителя на ерлифта.

Съставянето на баланса на налягането по дължината на линейната част на ерлифта и последвалите разчети показват, че минимално необходимия разход на въздух за ефективна работа на ерлифта трябва да бъде не по-малко от $V_0 = 96 \text{ м}^3/\text{мин}$.

Производителността на ерлифта по хидросмес при дълбочина на добив 100 м е от порядъка на $Q = 2800 \text{ м}^3/\text{сек.}$, а при дълбочина на добив 50 м – $Q = 2600 \text{ м}^3/\text{сек.}$

Основните технически данни на новото товарно устройство са представени в Таблица 2.

Таблица 2

Технически данни за новото товарно устройство

Производителност на ерлифта, $\text{м}^3/\text{час}$	2500 ± 300	
Диаметър на ерлифтната тръба, мм	500	
Максимална дълбочина на добив, м	100	
Хидроразрушаване на дънните отложения:		
- производителност, Q_p , $\text{м}^3/\text{час}$	450	
- напор в крайника, м.вод.ст.	60	
- брой крайници, бр.	4	
- средно разстояние от крайниците до забоя, мм	50	
- скорост на отворите при засмукващ разход $Q_n = Q_{\text{сум}} - Q_p = 2800 - 450 = 2350 \text{ м}^3/\text{час}$	6,5	13
- метод за работно преместване на материал – приемното устройство	люлко-образно за сметка на хоризонталната компонента в окачването, без покритие на по-рано отработен участък или с покритие, но без товарно устройство	вертикално, с периодично хоризонтално преместване след отделяне на приемното устройство от забоя, без покритие на по-рано отработения участък
Зона за контакт на материал – приемното устройство със забоя		
- дължина, м	2,1	
- ширина, м	0,5	
- повърхност, м^2	1,0	
Размери на решетката в гърловината на засмукващата глава в светло, мм	180×200	
Маса на материал – приемното устройство, кг	2070	2090

Основна цел при изпитанията се явява осигуряването на максимална часова производителност при добив на елмазосъдържащи конгломери от дъното на океана. Изпитанията са проведени в екваторията на Г.Людерц (Намибия), като избора на конкретните участъци с размери 250×200 м се извършваше по следните критерии: дълбочина на залегане, характер на геоложкия строеж и нали-

чието на фактически данни за опробване на дънни отложения, мощност и съдържанието на елмаз. За провеждане на изпитанията са избрани 6 участъка с различна дълбочина: 45-50 м; 65-70 м; 90-95 м, при мощност на отложенията от 1,5 до 5 м (по 3 участъка за всеки лиценз). Характерът на геоложките разрези на отложенията, дълбочината на залегане, съдържанието на елмаз и

параметрите на взетите проби са фиксирани на геоложки колонки, построени по данните от сондажните проби.

Необходимо е да се отбележи, че на кораба нямаше измерителна апаратура за определяне количеството на твърдия материал, постъпващ от ерлифтната уредба на приемните решетки на виброситото. Ето защо наблюденията за работата на ерлифтните уредби и количеството на твърдия материал, постъпващ от ерлифтните уредби се извършва с използването на визуални оценки и видеоснимки за постъпващата минна маса на ситото за определен интервал от време.

В хода на изпитанията е проведена експертна оценка за получената минна маса до вибрационното сито от независими експерти, като в това число се отчита и гранулометричния състав на предварително проучени геоложки разрези през 2002 – 2003 г.

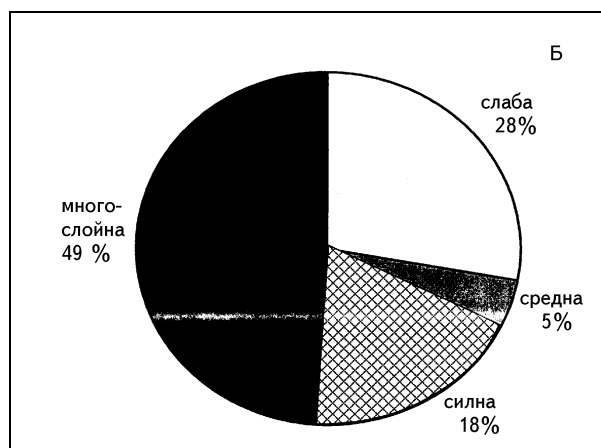
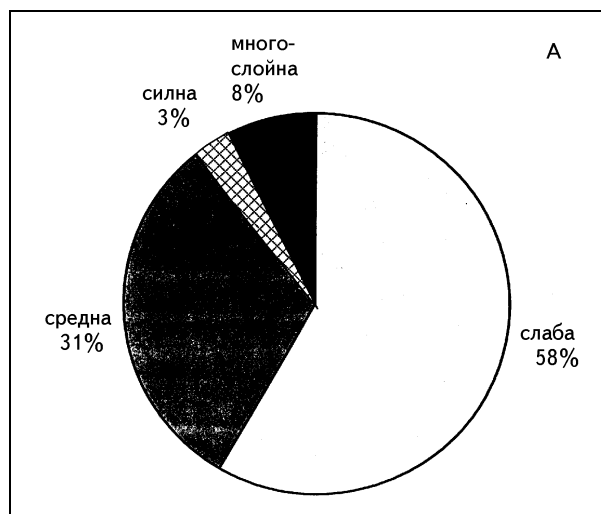
В Таблица 3 са представени определените часови производителности на новото товарно устройство, изчислени по данни на хронометражните наблюдения.

Таблица 3
Разчетна производителност на устройствата по скална маса

Разработ- вани площи	Производителност		Експерт
	тон/час	в сравнение със "старата" ерлифтна уредба	
Участък № 1	499,8	2,6 пъти повече	№ 1
	524,8	2,7 пъти повече	№ 2
Участък № 2	-	3,5 пъти повече	№ 1
	595,1	3,1 пъти повече	№ 2
	532,5	2,7 пъти повече	№ 3
Средна стойност	552,1	2,9 пъти повече	

Резултатите от хронометражните наблюдения показват, че степента на натоварване на виброситото е била нестабилна тъй като многослойното натоварване при работа на новото товарно устройство се наблюдава по-често (49 % от общото работно време срещу 8 % при съществуващото). На фиг. 1 са представени диаграми, характеризиращи продължителността и количеството на материала на ситото 12 мм. Слабото натоварване означава, че материалът закрива 15 % от решетките, средната – 50 %, силната – 100 %, многослойната – 200 % и повече.

По такъв начин, резултатите от проведените изпитания, основани на различни експертни оценки за производителността на ерлифтен добив с новото товарно устройство показва увеличаване на часовата производителност по твърди компоненти средно 2,9 пъти.



Фиг. 1 Степен и продължителност на натоварване на виброситото за стара (А) и нова (Б) конструкция на товарното устройство

Нова възможност за укрепване на висок и подсечен скат при устието на наклонени шахти

Николай Жечев, Любен Тотев

Минно-геоложки университет "Св. Иван Рилски", 1700 София

РЕЗЮМЕ. Конструкцията укрепва високи и стръмно подсечени скатове. Решението се характеризира с универсалност, къси срокове на изграждане, сигурност, редукция на материалите и цената в сравнение с класическите решения, икономия на помощни скелета и опростена технология на изпълнение. Дискутира се вариант на решението с укрепването на подсечен под 80 градуса глинест скат с височина 18 м при устието на наклонена шахта в рудник "Челопеч".

A NEW POSSIBILITY FOR STRENGTHENING OF A HIGH AND CUT SLOPE AT THE ENTRANCE OF INCLINED SHAFTS

ABSTRACT. The structure strengthens high and steep cut slopes. The solution may be characterised with universality, short terms of setting up, safety, reduction of materials and price as compared to the classical solutions, economy of supporting scaffolding and simplified technology of execution. An alternative is also considered – strengthening of a cut-under-80 deg.-clay slope, 18 m high, at the entrance of a inclined shaft at Chelopech mine.

1. Въведение

Основен проблем при изграждането на наклонени шахти в полегати склонове са укрепителните мероприятия в порталната част. Една от възможностите за подземно навлизане е теренът да бъде подсечен. С подобна интервенция при входа от една страна, се постига редукция на скалния натиск и повишаване на безопасността в подземните работи. От друга страна – възниква допълнителният проблем за гарантиране на сигурността на подсечения терен. Възможността за ефективно решаване на посочения допълнителен проблем е предмет на доклада.

2. Основни параметри на предлаганото решение

За момента в практиката съществуват три основни възможности за укрепване на високи подсечени скатове в глинести почви – портални части на наклонени шахти и транспортни тунели.

Първата възможност е изграждането на кофрирана стоманобетонна подпорна стена с усилващи контрафорси.

На второ място – изграждане на анкерирани шлицови стени.

На трето място – укрепване на ската с изливни стоманобетонни пилоти тип "Беното".

Предпочитаното технико-икономически ефективно решение е укрепването с изливни пилоти.

Предлаганото в доклада решение е укрепването на ската да се реализира с шприцбетон.

Целта на доклада е в контекста на приложната наука да се дискутират характеристиките на новата възможност за укрепване. С по-голяма ползност за практиката, тази цел се постига при анализа на реализираното от авторите,

укрепване на портал за наклонена шахта в рудник "Челопеч".

3. Обем и съдържание на проекта за укрепване на ската

Проектът за укрепване на портала за наклонени шахти и тунели се разделя на три основни подобекта (фиг. 1): /1/ изграждане на подходна траншея и укрепваща конструкция; /2/ Изграждане на отводнителни съоръжения; /3/ Проектиране и рекултивация на прилежащия терен.

В доклада се отделя внимание на укрепването на ската и връзката му с изграждането на подходна траншея.

Задачата за укрепването на ската се композира в три подзадачи.

Първо – геотехническа проверка на устойчивостта на ската;

Второ – конструктивно проектиране укрепването;

Трето – технология на укрепителните работи.

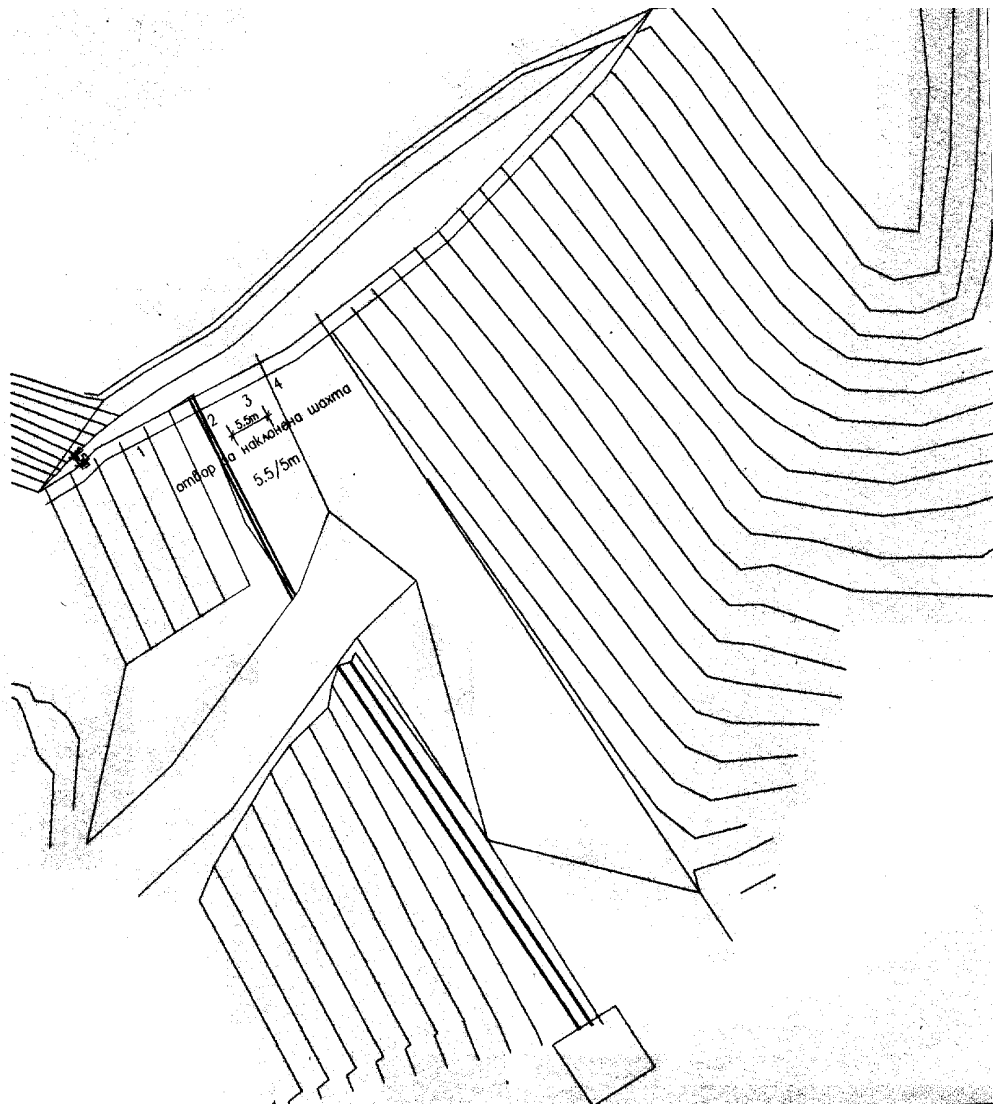
4. Геотехническа проверка на устойчивостта на ската

Проверката на устойчивостта на ската (фиг. 2) се изпълнява за опасните сечения на откоса.

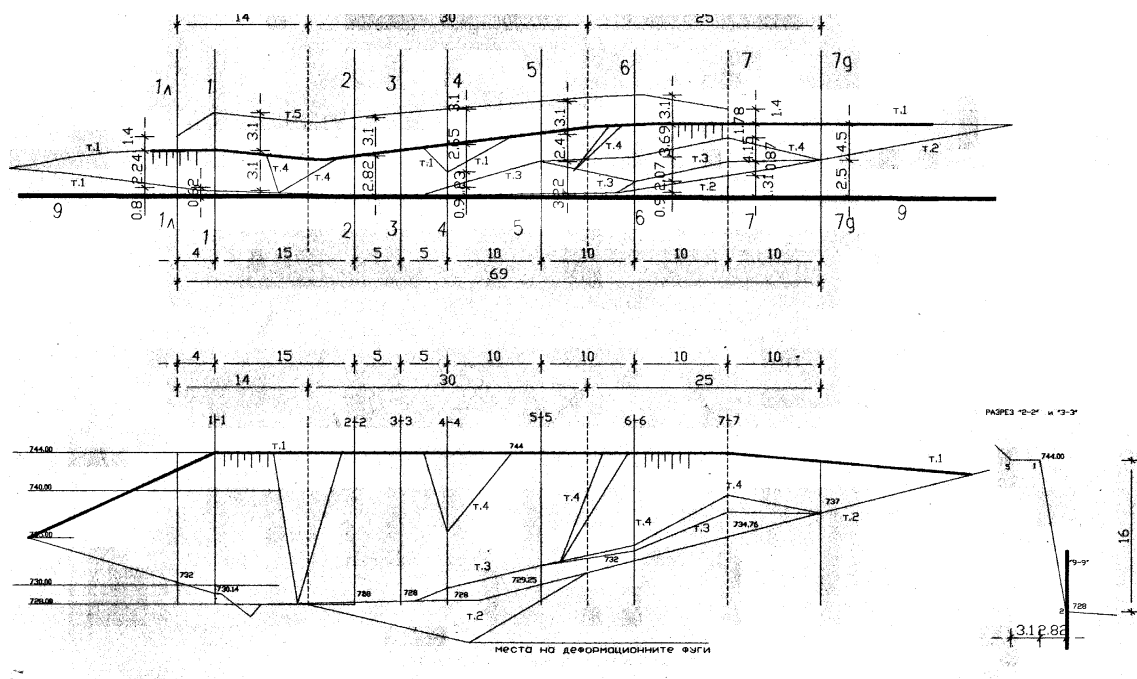
4.1. Необходими инженерно-геоложки данни

Изследователските отчети следва да съдържат данни за следните инженерно-геоложки параметри:

- върхова и остатъчна изчислителна стойност на кохезията "C";
- върхова и остатъчна изчислителна стойност на ъгъла на вътрешно триене "φ";
- обемна плътност на масива "γ";
- Атерберговите изчислителни граници.



Фиг. 1. Ситуация на укрепвания участък в рудник “Челопеч”



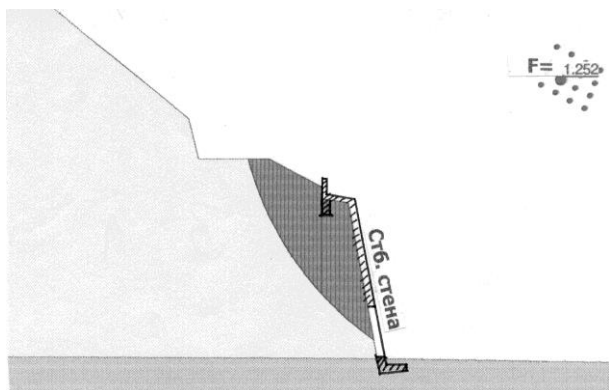
Фиг. 2. План и изглед на укрепвания земен скат

4.2. Изчислителен модел и товарни комбинации при проверка на устойчивостта

а) изчислителните модели следва да са по схемата на едностранно изтласкване. Подходящи са изследванията по кръгово-цилиндрични повърхнини, например по метода на Бишоп (фиг.3).

б) активни товари и въздействия:

- собствено тегло на скалния масив DL1
- натиск от подпочвени води - LL2
- товари от превозни средства по прилежащите пътища LL3
- сеизмично въздействие - EQ
- динамично въздействие от пробивно-взривни работи – ПВР.



Фиг. 3. Изчислителен модел и проверка на устойчивостта на ската при остатъчна кохезия.

в) три основни комбинации за проверка на устойчивостта:

$$\text{COMB1} = \text{DL1} + \text{LL2} + \text{LL3} + \text{EQ} \quad (1)$$

$$\text{COMB2} = \text{DL1} + \text{LL2} + \text{LL3} + \text{ПВР} \quad (2)$$

$$\text{COMB3} = \text{DL1} + \text{LL2} \quad (3)$$

Комбинация 1 и 2 са с върхови стойности на кохезията, а комбинация 3 – с остатъчна кохезия.

4.3. Резултати от проверката на устойчивостта

Резултатите се свеждат до определяне на коефициента на сигурност за трите основни комбинации.

$$F_i = H_{\text{aktiv}} / \sum H_{\text{pasiv}} \quad (4)$$

4.3.1. Случай на достатъчна сигурност:

$$F_i \geq F_{ns} \quad (5)$$

Коефициентът на сигурност е с по-големи стойности от коефициента, изискван в нормативните документи – F_{ns} .

Вариантът е характерен при глинени с висока кохезия. Скалният натиск не може да се прояви и укрепващата стена следва да се оразмери като облицовъчна.

4.3.2. Случай на недостатъчна сигурност

$$F_i < F_{ns} \quad (6)$$

Стената престава да бъде облицовъчна. Има необходимост на укрепваща конструкция във вид на анкери, които да поемат сила:

$$E_{\text{anc}} = F_{ns} \sum H_{\text{pasiv}} - \sum H_{\text{aktiv}} \quad (7)$$

5. Конструктивно проектиране на укрепването

5.1. Товари и оразмерителни проверки

Укрепващата конструкция се предвижда да бъде изградена като спускаща се завеса от шприцбетон. Това означава, че за всеки етап от строителството стената следва да бъде оразмерена за следните товарни комбинации:

$$\text{COMB1} = \text{DL1} + \text{LL2} + E_{\text{anc}} + T + \text{ПВР} \quad (8)$$

$$\text{COMB2} = \text{DL1} + E_{\text{anc}} + \text{EQ} \quad (9)$$

където DL1 – товар от собствено тегло на стената

LL2 – аварийен хидростатичен натиск при запушване в стената на отводнителните барабани;

E_{anc} – силата поемана с анкери;

T – температурно въздействие върху повърхността на укрепването;

EQ – земетръсно въздействие върху укрепващата стена;

ПВР – въздействие върху стената от пробивно-взривните работи.

От особена важност за сигурността на укрепването са две проверки:

а) за достатъчно анкериране на укрепващата завеса при спускане;

б) за достатъчно анкериране на завесата при стъпване върху земната основа.

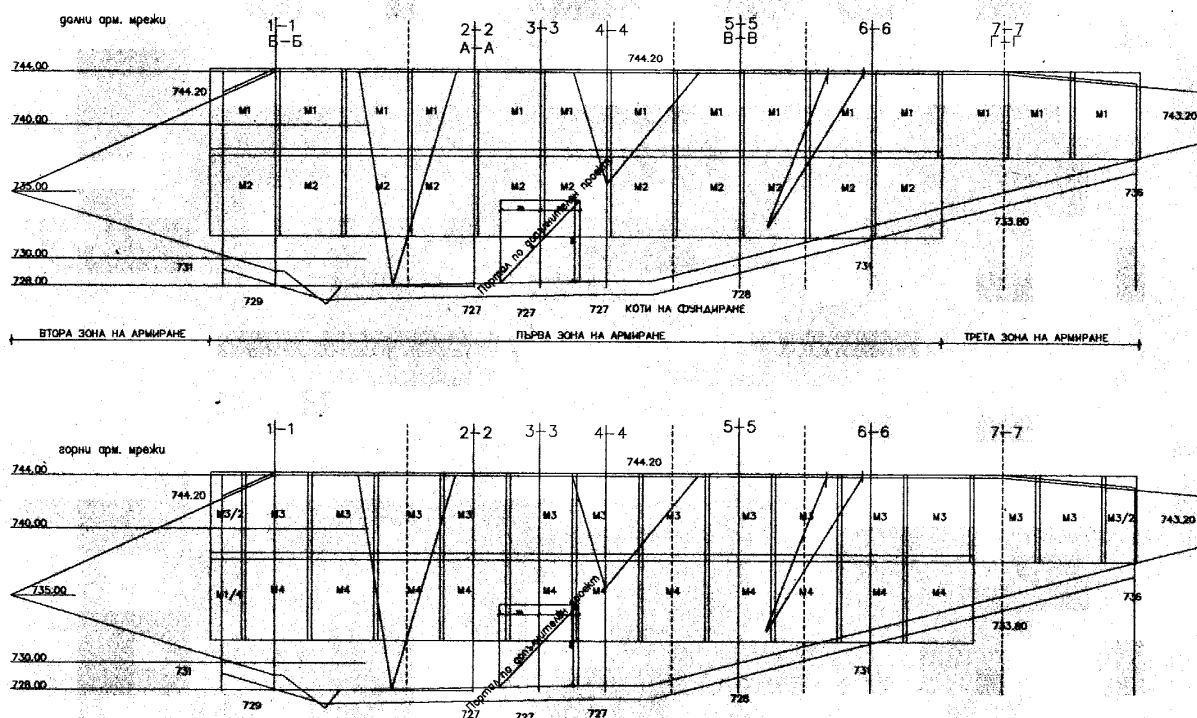
5.2. Конструктивна реализация

Укрепващата стена се изпълнява от армиран шприцбетон. Изпълнението е на стъпала отгоре надолу, с което се избягва високо монтажно скеле.

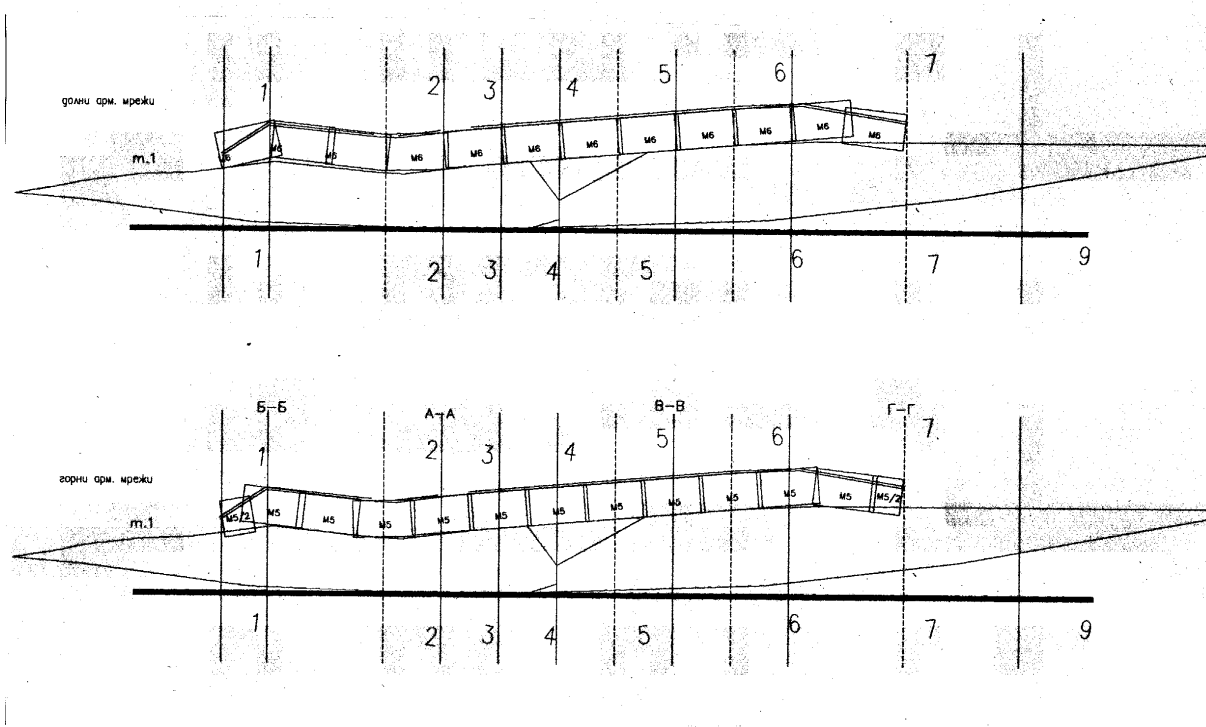
За окачване на конструкцията се предвижда основата на предпазната джоб-стена да изиграе роля на закотвяща завеса. Основата на джоб-стената е филтрационен праг за повърхностните води по ската.

Армирането на шприцбетона става чрез последователно окачване. Мрежите се окачват върху анкери, оразмерени за монтажното тегло на армировката. При необходимост монтажните анкери могат да се удължат и изпълнят като пасивни анкери.

Скосените участъци от стената и образуването на отвора за преминаване на порталното укрепване на входа на наклонената шахта се изпълняват с армировка по мярка от място.

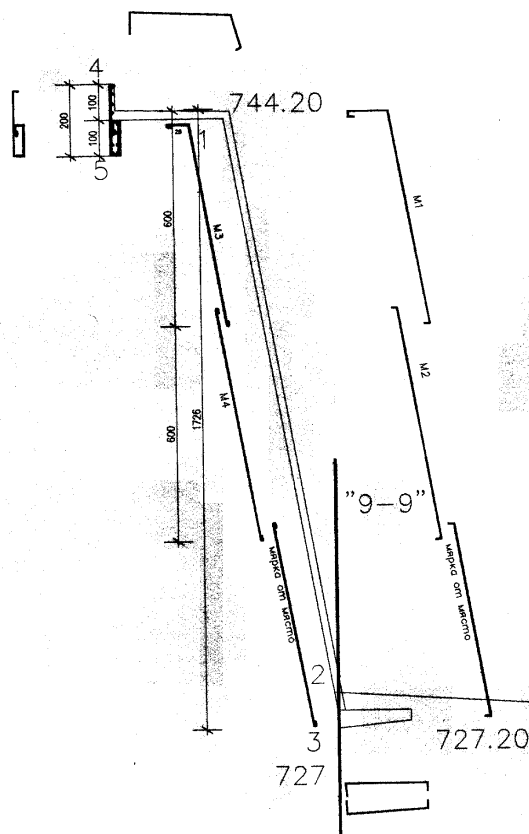


Фиг. 4. Армировъчни мрежи в изглед.



Фиг. 5. Анкери, армировъчни мрежи в план

РАЗРЕЗ А



Фиг. 6. Типов напречен разрез и армиране

6. Технология на укрепителните работи

Технологията включва две основни фази:

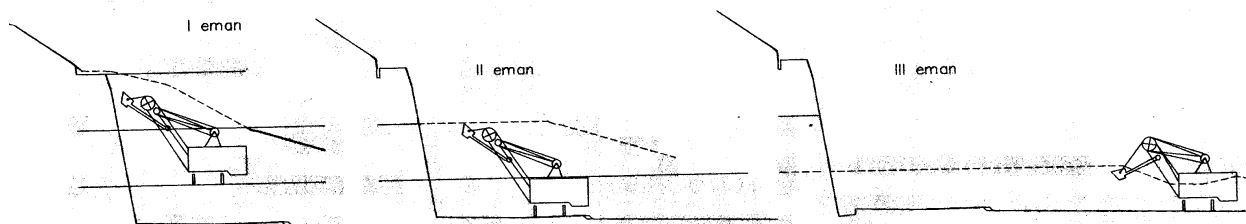
Първо – изкопи на стъпалата по ската и укрепването им на три етапа (фиг.7,8);

Второ – технологичен проект за изпълнение на укрепващата стена от фибробетон по метода на торкретирането.

7. Характеристики на новата възможност за укрепване

Дискутираното укрепване може да бъде категоризирано като надземна модификация на Новия австрийски метод в тунелното строителство (НАМТС) – със и без анкерното усиление. Укрепването може да бъде характеризирано със следните параметри.

- 1). Универсалност на решението за всички категории почви;
- 2). При поетапно полагане на армиран шприцбетон сроковете на изграждане се лимитират основно от времето за изкопни работи на отделните стъпала от терена. За цитираните в т.2 класически методи в актуалната практика към това време на изкопа се прибавя и основния разход на време за изграждане на укрепващата конструкция. По тази причина предлагания метод е без конкуренция при скъсяване на срока за строителство;
- 3). Намалени разходи за материали, труд и енергия в сравнение с класическите подходи;
- 4). Намалена цена ;
- 5). Икономия на помощни скелета;
- 6). Опростена технология на изграждане;
- 7). Постепенното изземване на ската създава условия за повишена сигурност при изграждането и експлоатацията на съоръжението.



Фиг. 7. Схеми на етапите при изграждане на укрепващата конструкция



Фиг. 8. Трети етап от изграждането на ската

8. Заключение

Посочените характеристики на новата възможност са проверени при изграждане на укрепване за срок около два месеца на скат с дължина 69 м и височина 16 м, с наклон 80° ; в червено-кафяви глини, с $C = 0,3\text{MPa}$, $\varphi = 26^\circ$ и $\gamma =$

$0,02\text{ kN/m}^3$, при 40 000 m^3 изкопни работи и 10 000 m^3 насипни работи.

Конструкцията на укрепването има изцяло облицовъчен характер. Потвърдените в проекта предимства на новата възможност за укрепване на високи и подсечени от изкопи скатове при устието на наклонените шахти и тунели са достатъчно основание за по-широко приложение в практиката.

Литература

- Bishop, A.W. 1955. *The use of the slip circle in the stability analysis of slopes*, geotechnique, London, 5 (1).
- Duncan, W. 1992. *State of the art Static stability and Deformation analysis stability and performance of slopes and Embankment* - In Proc. Of Spec. Conf. Sponsored by the geot. Eng. Div. Of the ASCE, Berkly, California, June 29 – July 1, 1992.
- Hoek, E. and Torres, C.C. 2002. Hoek – Brown failure criterion Geol. Env. 62(2) 151-160.

Анализ на динамично променящите се ресурси при прилаганите у нас технологии за добив на скално-облицовъчни материали

Ивайло Копрев¹, Атанас Смилян², Георги Роялски³

^{1, 2} Минно-геоложки университет "Св. Иван Рилски", 1700 София, България

³ "Хемус – М" АД, гр. Мездра 3100, България

РЕЗЮМЕ. На примера на кариера за добив на мраморни блокове е направен анализ на основните ресурси, които търпят динамична промяна при прилагане на различните технологии за добив на мраморни блокове и е обосновано прилагането им като критерии при избора на най-подходяща технология.

ANALYSIS OF DYNAMICALLY CHANGING RESOURCES OF THE TECHNOLOGIES FOR WINNING OF LINING MATERIALS AND DIMENSION STONES

ABSTRACT. An analysis of main resources, which may change dynamically, according to the application of different technologies for marble tiles production is presented based on an example of a quarry for marble tiles and their application as a criterion for selection of the best technology is reasoned.

Въведение

В годините на прехода кариерите за добив на скално – облицовъчни материали и продукция от тях показват тенденция за относително устойчиво развитие. Причината за това е основно международният пазар, който възприема тази стока като екологично и ценово по-атрактивна в сравнение с множеството промишлено произведени изкуствени заместители. На практика всички кариери за добив скално- облицовъчни материали са приватизирани и частният капитал, който понастоящем ги управлява се нуждае от допълнителни критерии, върху които да строи инвестиционната си политика в бъдеще. "Хемус – М" АД гр. Мездра е една от първите приватизирани фирми за добив и преработка на скално-облицовъчни материали и дейно участва в разработването на разглеждания проблем.

В този смисъл задачата за дълбочинно разкриване на допълнителни критерии за оценка на ефективността на една или друга технология става много актуална. Видими резултати биха могли да се постигнат при един задълбочен анализ на ресурсите, потребни за производството на единица крайна продукция (един метър кубически мраморен блок) при прилагането на най-разпространените у нас технологии.

Предложените по-долу разсъждения са основани на условна кариера за добив на мрамор с годишна производителност 10 000 м³ оформени мраморни блокове при един и същ коефициент на извличане – 30 % и едносменен режим на работа с продължителност 8 часа.

Константните материално-технически и човешки ресурси при всички анализирани технологии са:

- булдозер – 1 бр. (1 човек)
- челен товарач – 1 бр. (1 човек)
- компресор – 1 бр. (1 човек)

- автокран – 1 бр. (1 човек)

Динамично променливи са материално-техническите (специфична минна техника), технологичните (забои, траншеи и др.) и човешките ресурси, необходими за цялостно окомплектоване на кариерата с оглед достигане на зададената годишна производителност.

Основните технологични параметри, присъстващи при всички анализирани технологии са височината на стъпалото (h), ъгъла на откоса на борда и размерите на блока (ламелата).

Анализ на технологиите

1. Добив на блокове по пробивно-клинова технологична схема

При нея височината на стъпалото се определя в зависимост от:

- разположението на пукнатините и разстоянието между тях;
- размерите на добиваните блокове;
- техническите възможности на пробивната техника;
- ефективната работа на клиновете.

В практиката височината на стъпалото се приема от 3 до 4 m. Обикновено то се разделя на две подстъпала с височина 1,5 – 2 m. Разделението на подстъпала се предопределя от ограничените възможности на товаро-транспортната техника (в примерите е приета товароподемност на автокрана 15 t. Ъгълът на откоса на стъпалото се определя в зависимост от елементите на залягане, напукаността на скалите и изискването за добив на блокове с правилна геометрична форма. Най-често се приема стойност 90°.

Размерите на изрязваната ламела са: височина 1,5 m, ширина 1 m и дължина 2 m.

1.1. Технологични параметри на схемата

1. Обща дължина на дупките, прокарани по дължина на блока:

$$L_{\text{дд}} = \frac{L_{\text{бп}} \cdot h}{l_{\text{д}}} = \frac{2.1.5}{0.1} = 30\text{м} \quad (1)$$

2. Обща дължина на дупките, прокарани по широчина на блока:

$$L_{\text{дш}} = \frac{2.B.h}{l_{\text{о}}} = \frac{2.1.1.5}{0.1} = 30\text{м} \quad (2)$$

3. Обща дължина на дупките:

$$L_{\text{общ}} = L_{\text{дд}} + L_{\text{дш}} = 60\text{ м} \quad (3)$$

4. Относителен разход на дупки при добив на 1 м³ блок:

$$L_{\text{обл}} = \frac{L_{\text{общ}}}{V_{\text{бл}}} = \frac{60}{3} = 20\text{м} / \text{м}^3 \quad (4)$$

5. Необходим обем пробивни работи в смяна:

$$I_{\text{пр.см}} = \frac{L_{\text{общ}} \cdot Q_{\text{обл}}}{K_{\text{и}}} = \frac{20.40}{0.3} = 2670\text{м} / \text{см} \quad (5)$$

6. Сменна производителност на лафет:

$$Q_{\text{см}} = n_{\text{лч}} \cdot Q_{\text{см.лч}} = 2 \cdot 60 = 120\text{ м/см} \quad (6)$$

7. Необходим брой лафети:

$$N_{\text{л}} = \frac{Q_{\text{обл}} \cdot L_{\text{общ}} \cdot K_{\text{раз}}}{K_{\text{раз}} \cdot Q_{\text{см.л}}} = \frac{40.20.1.25}{0.3.120} = 27.7 \approx 30\text{бр} \quad (7)$$

8. Необходим брой забои:

$$N_{\text{заб}} = \frac{Q_{\text{к}} \cdot I_{\text{о}}}{K_{\text{и}} \cdot Q_{\text{см}}} = \frac{40.20}{0.3.120} = 23\text{забоя} \quad (8)$$

1.2. Динамично-променливи ресурси

За осигуряване на зададената годишна производителност на кариерата динамично променливите ресурси са:

- 28 броя лафети;
- 23 подготвени забоя за добив;
- необходим брой работници – 27.

1.3. Други качествени характеристики

Технологичната схема е:

- относително най-ниска производителност и висока поглъщаемост на трудови ресурси;
- много ековредности: шум, вибрации, запрашеност;
- ниска степен на гладкост на страните на блока;
- нисък рандеман.

2. Добив на блокове с фрезно-дискови каменорезни машини

При тази технология височината на стъпалото е функция на техническите параметри на добивната машина. За сравнителен анализ е приета често срещаната в практиката стойност 1 м. Ъгълът на откоса на стъпалото зависи от основните параметри, разгледани в предишния случай и най-често има същата стойност - 90°. Съответно размерите на ламелата са: височина 1 м, широчина 1 м и дължина 100 м.

Технологията на добива включва видовете работи както следва:

- прокаране на пионерна разрезна траншея (полутраншея);
- прокаране на разрезни траншеи за създаване на работна и предпазна площадки и осигуряване на необходимия работен фронт на кариерата;
- прокаране на флангови траншеи, създаващи възможност за започване изземване с нова заходка;
- монтиране на релсов път за придвижване на добивната машина;
- прокаране по цялата дължина на работния фронт на стъпалото на напречни вертикални разрези;
- прокаране на хоризонтални и вертикални надлъжни разрези;
- отделяне на блоковете от стъпалото;
- натоварване на транспортните средства;
- преместване на добивната машина.

2.1. Технологични параметри на схемата

1. Годишна производителност (на примера на дискова каменорезна машина СМ – 177 А):

$$a) K_{\text{вр.г}}' = 1 - \frac{T_{\text{ам}} + T_{\text{р}}}{T} = 1 - \frac{32 + 108}{250} = 0.44 \quad (9)$$

$$б) K''_{\text{вр.г}} = \frac{T_{\text{пр}}}{T} = \frac{53}{250} = 0.212 \quad (10)$$

$$в) N_{\text{пр}} = \frac{T_{\text{пр}}}{\frac{A_{\text{к}} \cdot L \cdot h}{t_{\text{см}} \cdot Q_{\text{ч}}} + t'} = \frac{250}{\frac{60.100.1}{8 + 3.5} + 5} = 1.14 \quad (11)$$

$$г) Q_{\text{год}} = Q_{\text{ч}} \cdot T \cdot t_{\text{см}} \cdot (K_{\text{вр.г}}' - K_{\text{вр.г}}'') \quad (12)$$

$$Q_{\text{год}} = 3.5 \cdot 250 \cdot 8(0.44 - 0.212) = 1596\text{ м}^3/\text{год}$$

2. Брой на каменорезните машини, необходими за гарантиране на производителността на кариерата по оформени блокове:

$$N_{\text{м}} = \frac{Q_{\text{обл}} \cdot K_{\text{раз}}}{K_{\text{раз}} \cdot Q_{\text{зод}}} = \frac{10000.1.25}{0.3.1596} = 26.1 \approx 27\text{бр} \quad (13)$$

3. Необходим брой забои:

$$N_{\text{заб}} = \frac{Q_{\text{к}} \cdot I_{\text{о}}}{K_{\text{и}} \cdot Q_{\text{см}}} = \frac{40.2.01}{0.3.7} = 38\text{забоя} \quad (14)$$

4. Необходим брой добивни машини :

$$N_m = \frac{Q_{обл} \cdot K_{раз}}{Q_{год}} = \frac{10000,11}{1596} = 6,89 \approx 7 \text{бр} \quad (15)$$

5.Необходим брой забои в смяна:

$$N_{заб} = \frac{Q_k \cdot I_o}{Q_{см}} = \frac{40,2,01}{7} = 11,5 \approx 12 \text{забоя} \quad (16)$$

2.2. Динамично променливи ресурси

За гарантиране на годишната производителност са потребни следните динамично променливи ресурси:

- 7 броя добивни машини;
- 12 забоя, подготвени за добив;
- необходим брой работници – 11.

2.3. Други качествени характеристики

На тази технологична схема недостатъците са в:

- относително ниска производителност;
- голям обем подготвителни работи (голям брой разкрити хоризонти с малка височина, което влияе негативно на качеството);
- относително нисък рандеман.

3. Добив на блокове с верижни каменорезни машини

При тази технологична схема височината на стъпалото е също функция на техническите параметри на добивните машини. За нашата практика е 2,5 m. Ъгълът на откоса на стъпалото се определя като при първите две схеми и също най-често е 90°. Размерите на ламелата са: височина 2,5 m, ширина 1,5 m и дължина 50 m.

Технологията на добива включва следните видове работи:

- прокарване на вертикални напречни разрези по дължината на работния фронт на стъпалото ;
- прокарване на вертикални надлъжни разрези по дължината на работния фронт на стъпалото;
- прокарване на хоризонтални разрези по дължината на работния фронт;
- отрязаните от всички страни ламели се отделят от стъпалото с хидротласкачи;
- натоварване на транспортните средства;
- преместване на каменорезната машина.

3.1. Технологични параметри на схемата

1. Обем на работния блок:

$$V_{бл} = l \cdot b \cdot h = 50 \cdot 2,5 \cdot 1,5 = 187,5 \text{ m}^3 \quad (17)$$

2. Относителен разход на надлъжните вертикални разрези:

$$l_{во} = \frac{1}{b} = \frac{1}{1,5} = 0,667 \text{ m}^2 / \text{m}^3 \quad (18)$$

3. Относителен разход на напречните вертикални разрези:

$$l_{вои} = \frac{2 \cdot h \cdot b}{V_{бл}} = \frac{2 \cdot 2,5 \cdot 1,5}{187,5} = 0,04 \text{ m}^2 / \text{m}^3 \quad (19)$$

4. Обща площ на вертикалните разрези, които трябва да се прокарат за една смяна:

$$S_{\epsilon} = \frac{Q_k \cdot (l_{во} + l_{вои})}{K_u} = \frac{40 \cdot (0,04 + 0,667)}{0,3} = 95 \text{ m}^2 / \text{смяна} \quad (20)$$

5. Необходим брой каменорезни машини за направа на вертикални разрези:

$$a) N_{\epsilon} = \frac{S_{\epsilon}}{Q_{см.б}} = \frac{95}{7,5} = 12,67 \approx 13 \text{броя} \quad (21)$$

$$б) Q_{чв} = h \cdot l_{вв} = 2,2 \cdot 0,5 = 1,25 \text{ m}^2/\text{h} \quad (22)$$

$$в) Q_{см.в} = Q_{чв} \cdot T_{см} \cdot K_{вр.см} \quad (23)$$

$$Q_{см.в} = 1,25 \cdot 8 \cdot 0,754 = 7,5 \text{ m}^2/\text{см}$$

6. Относителен разход на хоризонтални разрези:

$$l_{хо} = \frac{1}{h} = 0,4 \text{ m}^2 / \text{m}^3 \quad (24)$$

7.Обща площ на хоризонталните разрези:

$$S_x = \frac{Q_k \cdot l_{хо}}{K_u} = \frac{40 \cdot 0,4}{0,3} = 54 \text{ m}^2 / \text{см} \quad (25)$$

8.Необходим брой каменорезни машини за хоризонтални разрези:

$$a) N_x = \frac{S_x}{Q_{смх}} = \frac{54}{5} = 10,8 = 11 \text{броя} \quad (26)$$

$$б) Q_{смх} = Q_{чх} \cdot T_{см} \cdot K_{вр.см} = 0,825 \cdot 8 \cdot 0,754 = 4,97 = 5 \text{ m}^2/\text{см} \quad (27)$$

$$в) Q_{чх} = B \cdot l_{пх} = 1,5 \cdot 0,55 = 0,825 \quad (28)$$

9.Годишна производителност:

$$a) Q_{гв} = Q_{см.в} \cdot T \cdot K_{вр.г} = 7,5 \cdot 250 \cdot 0,618 = 1158,75 \text{ m}^2/\text{год} \quad (29)$$

$$б) Q_{гх} = 5 \cdot 250 \cdot 0,618 = 772,5 \text{ m}^2/\text{год} \quad (30)$$

3.2. Динамично променливи ресурси

При тази схема за гарантиране на годишната производителност са потребни:

- 12 броя добивни машини;
- 12 броя подготвени за добив забои;
- необходими човешки ресурси – 16 броя работници.

3.3. Други качествени характеристики

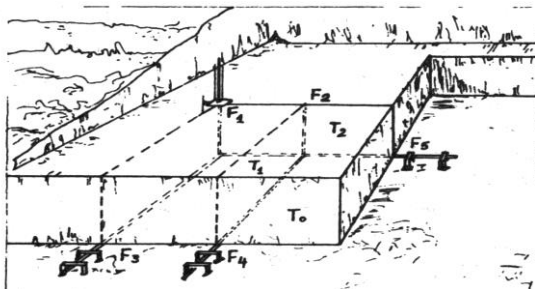
Тази технологична схема се характеризира с относително висока производителност но е свързана с:

- голям обем подготвителни работи (голям брой разкрити хоризонти);
- разкритите хоризонти са с относително малка височина (влияе негативно на качеството);
- относително нисък рандеман.

4. Добив на скални блокове с “диамантени” въжени резачки (ДВР)

При тази схема височината на стъпалото също е функция на техническите параметри на добивната машина и за българската практика е прието 7 m. Ъгълът на откоса на стъпалото се определя като при предишните случаи и най-често е 90°. Размерите на ламелата са: височина 7 m, ширина 1,7 m и дължина 5m. Технологията на добива включва следните операции:

- прокарване на вертикален сондаж **F1** с диаметър 105 mm - (фиг. 1)



Фиг. 1. Илюстрация на операциите при добива на скален блок с “диамантена” въжена резачка

- прокарване на хоризонталните сондажи **F3, F4, F5** с диаметър 35 mm (фиг.1);
- извършване на хоризонтален разрез **T0** с “диамантен” каменорезна машина, разположена на долната площадка на стъпалото (фиг. 1) след като въжето се прекара през двата хоризонтални сондажа **F4** и **F5**;
- извършване на вертикален напречен разрез **T1** от същата позиция на машината (фиг. 1);
- прекарване на въжето през вертикалния и хоризонталния сондажи **F2** и **F4**;
- извършване на вертикален надлъжен разрез **T2** с машината, но разположена на долната площадка на стъпалото, като въжето преминава през хоризонталния **F5** и вертикалния **F2** сондажи;
- отделяне на блока с челен товарач (например тип КАТЕРПИЛАР – 988В). Предварително във вертикалния разрез към масива се пробива дупка с височина между 30 и 40 cm, в която се поставя метален клин. На мястото, където ще се обърне блокът се насипва предварително земна маса за предпазване от нараняването му;
- блокът се разделя на стандартни блокове пак чрез такива резачки, което води до получаване на 6 гладки повърхности на блока.

4.1. Технологични параметри на схемата

1. Площ на вертикалните надлъжни разрези:

$$S_{\text{вн}} = L \cdot h = 5 \cdot 7 = 35 \text{ m}^2 \quad (31)$$

2. Обем на работния блок:

$$V_{\text{бл}} = h \cdot L \cdot B = 7 \cdot 5 \cdot 1,7 = 59,5 \text{ m}^3 \quad (32)$$

3. Относителен разход на напречни вертикални разрези:

$$l_{\text{со}} = \frac{1}{L} = \frac{1}{5} = 0,2 \quad (33)$$

4. Относителен разход на надлъжни вертикални разрези:

$$l_{\text{соп}} = \frac{1}{B} = \frac{1}{1,7} = 0,59 \quad (34)$$

5. Обща площ на вертикалните разрези:

$$S_{\text{с}} = \frac{Q_k (l_{\text{со}} + l_{\text{соп}})}{K_{\text{сп}}} = \frac{40(0,2 + 0,59)}{0,3} = 105 \text{ m}^2 / \text{cm} \quad (35)$$

6. Необходим брой ДВР за вертикални разрези

$$N = \frac{S_{\text{с}}}{Q_{\text{смв}}} = \frac{105}{25} = 4,2 = 5 \text{ броя} \quad (36)$$

7. Относителен разход на хоризонтални разрези:

$$l_x = \frac{1}{h} = \frac{1}{7} = 0,142 \quad (37)$$

8. Обща площ на хоризонталните разрези

$$S_x = \frac{Q_k \cdot l_x}{K} = \frac{40 \cdot 0,142}{0,3} = 18,9 \text{ m}^2 / \text{cm} \quad (38)$$

9. Необходим брой ДВР

$$N = \frac{S_x}{Q_{\text{смх}}} = 1,05 = 1 \text{ брой} \quad (39)$$

10. Необходим брой едновременно разработвани забои

$$N_z = \frac{Q_k \cdot l_o}{K_u \cdot Q_{\text{СМ}}} = \frac{40 \cdot 0,933}{0,3 \cdot 25} = 4,97 = 5 \text{ забоя} \quad (40)$$

4.2. Динамично променливи ресурси

За осигуряване на зададения годишен добив мраморни блокове са необходими:

- количество добивни ДВР – 6 броя;
- количество подготвени добивни забои – 5 броя;
- необходими човешки ресурси – 10 броя работници.

4.3. Други качествени характеристики

Технологичната схема с ДВР се отличава с:

- висока производителност;
- малък обем подготвителни работи;
- високо качество на добиваните блокове по отношение гладкостта на страните на блоковете;
- относително най-висок рандеман;
- позволява увеличаване и на височината, и на дължината на стъпалото, с което още повече се увеличава производителността на едно лице.

Основни резултати

По отношение на динамично променящите се ресурси резултатите могат да се представят в обобщен табличен вид чрез табл. 1.

Таблица 1.

Обобщение на динамично променливите ресурси

Технолог. схема Ресурси	Пробивно-клинова	Фрезно-дискови машини	Верижни каменорезни машини	Диамантен и въжени резачки
Минни машини, бр	28 лафета	7	12	6
Забои, бр	23	12	12	5
Брой работници	27	11	16	10

Таблицата убедително доказва, че динамично променливите ресурси при добива на мраморни блокове е надежден количествен критерий за оценка достойнствата и недостатъците на основните технологии, прилагани в българската практика. Докато на константните технологични показатели следва да се гледа като на част от условно постоянните

преки производствени разходи (и четирите технологии са с еднакви условия), то върху крайните резултати влияят именно динамично променливите ресурси, чрез които се осигурява зададената производителност. С най-добри показатели по изведените динамични ресурси е технологията с "диамантени" въжени резачки. За крайна оценка обаче на инвестиционната политика на собствениците на конкретната кариера следва да се препоръча задължително и оценка по други критерии – например по илюстрираните в [3].

Литература

- Атанасов А. *Открит добив на нерудни полезни изкопаеми.*, София 1992.
- Атанасов А. *Ръководство за упражнения по открит добив и преработка на строителни материали.*, Техника, София, 1981.
- Смилянков А., И. Марков, В. Митев. *Инвестиционен процес и оценка на инвестиционни проекти в добивния отрасъл.*, Изд. Къща на МГУ, София, 2001.

Изследване на основните свойства на емулсионните взривни вещества с марка "Елацити"

Гергана Камбурова

Минно-геоложки университет "Св. Иван Рилски", 1700 София

РЕЗЮМЕ. В статията са разгледани извършените изследвания на емулсионните взривни вещества за граждански цели с марка "Елацити". Изследвани са основните свойства на експлозивите с марка "Елацит 1100" и "Елацит 3400". Елацит 1100 е 100% емулсия, а "Елацит 3400" е смес от 70% емулсия и 30% анфо. Експлозивите се произвеждат в цех на площадката на рудник Елаците по технология на американската фирма AUSTIN POWDER –САЩ.

В резултат на изследванията се установи отличната водоустойчивост на двете марки елацити, както и високите им взривни параметри –скорост на детонация при диаметър 105mm на заряда от над 5000m/s.

Определени са основните параметри на двата експлозива за граждански цели в т.ч. водоустойчивост, разслояване, чувствителност на удар, триене, пламна точка, необходимия междинен детонатор, критичен и стабилен диаметър и скорост на детонация.

STUDY OF THE MAIN PROPERTIES OF EMULSION EXPLOSIVES TYPE "ELAZITI"

ABSTRACT. The article presents a study of the key properties of two emulsion explosives for civil use type *Elazit* – *Elazit 1100* and *Elazit 3400*. Produced at the Elazite Mine by technology of the American company Austin Powder-USA, *Elazit 1100* is 100% emulsion, while *Elazit 3400* is a composite of 70% emulsion and 30% ANFO.

The results of the conducted study suggest that both *Elaziti* have excellent water resistance and admirable blasting properties – the velocity of detonation at 105mm diameter of the charge is over 5000m/s.

Established were the key properties for the two explosives for civil use: water resistance, lamination, impact and friction sensitiveness, fire point, the needed primer charge, critical and stable diameter, and velocity of detonation.

Емулсионните експлозиви се явяват като съчетание и развитие на водонапълнените взривни вещества, тип слари и нафтоселитрените експлозиви. В света те са познати като тежък анфо. По същество емулсионните експлозиви представляват водно маслена емулсия на амониевата селитра, сенсibiliзирана с порести микробалони или с аератори.

Емулсионните експлозиви с марка "Елацити" се произвеждат в цех на площадката на рудник "Елаците" по технология на американската фирма Austin Powder със седалище щата Охайо, гр. Кливланд.

Настоящата работа разглежда извършените изследвания за установяване на основните свойства и параметри на произвежданите в изградения цех експлозиви с марка "Елацити 3400 и 1100" предназначени за извършване на взривни работи в открити рудници и кариери в обводнени и сухи сондажи.

Принципна технология за приготвяне на емулсионни експлозиви

Съгласно разработената и осъществена технология на площадката на рудник "Елаците", емулсията се получава на базата на около 81% наситен разтвор на амониева селитра с поддържана температура в реактора 80-85°C. Наситеният разтвор на амониевата селитра се смесва и хомогенизира с около 8 % дизелово гориво. По нататък се поставя около 1 % емулгатор, като сместа преминава през специално съоръжение за осъществяване на пълна хомогенност. Така приготвената смес по същество представ-

лява т.н. матрица, която все още не е взривно вещество. След сенсibiliзирането на така получената хомогенизирана матрица с около 1% микробалони се получава емулсионно взривно вещество. Готовата смес в случая се складира в бункер с вместимост 50 тона пригоден за натоварване в зареждаща машина.

По принцип емулсионните взривни вещества могат да се употребяват в чист вид, т.е. 100% сенсibiliзирана емулсия или в различни комбинации на смес от 100 % емулсия и анфо. В конкретния случаи съгласно разработената технология за производство и употреба в рудник "Елаците" се предвижда да се работи или с 100 % сенсibiliзирана емулсия или със смес от 100% сенсibiliзирана емулсия в количество 70% и 30 % анфо (смес от гранулирана амониева селитра и дизелово гориво).

Съгласно разработената технология, сместа от 100% сенсibiliзирана емулсия и анфо, се осъществява на практика при зареждането в сондажите със специално доставени зареждащи машини, чрез които се осъществява, както смесването на емулсията с амфо, така и зареждането с готовата смес.

Предмет на настоящата работа са изследванията на основните свойства на двата вида произвеждани в инсталцията експлозиви "Елацит 1100" представляващ 100% сенсibiliзирана емулсия и "Елацит 3400" представляващ смес от 70% "Елацит 1100" и 30% анфо.

Методи за изследване

За определяне на основните свойства на емулсионните експлозиви с марки "Елацити" се използват стандартизираните в нашата страна методи за определяне на основните параметри.

Специално внимание беше обърнато на един от най-важните параметри – водоустойчивостта на емулсионните експлозиви. По принцип те трябва да са водоустойчиви.

За определяне на този много съществен параметър беше разработен следния метод на изследване.

В еднолитрова бехерова чаша се поставят 500ml. вода. Във водата се изсипва определено количество от изследваното взривно вещество – 300-500g., като същото следва да потъне на дъното на съда с вода. Съдът с поставеното в него взривно вещество и вода се оставят да престоят при стайна температура определено време – от 24 до 96 часа.

На определени интервали водата над взривното вещество внимателно се разбърква със стъклена пръчка без да се допира пробата от взривно вещество. След това с мерителен съд се взимат около 20 ml. от водата, която се поставя в изпарително стъкло и се претегля. Пробата се поставя в сушилня до изпаряване на водата, като със съответния математически инструментариум се определя процента на разтворената амониева селитра в определения час престояване на взривното вещество във водата.

"Елацитите" бяха изследвани и по стандартизирания метод съгласно БДС 15270-81, който се състои в следното: Около 300g от изследвания експлозив се загъва в един слой тензук краищата на които се превързват с конец. Така приготвената проба се поставя във висящо положение в съд с вода (500ml) при стайна температура. Пробата е поставена така, че да имитира проточна вода, т.е по всяко време на изследването същата е изцяло обвита във вода. По нататък се повтарят описаните по горе операции на първия метод.

При определяне на параметрите критичен и стабилен диаметър, и скорост на детонация съществуват определени различия между действащите български стандарти и методите, по които тези параметри се определят от "Austin Powder".

Според "Austin Powder" скоростта на детонация се определя като експлозива се поставя в стоманена тръба или се извършва изпитване с оптични датчици поставени в заредения сондаж.

Според нашите действащи стандарти скоростта на детонация и съответно критичния и стабилен диаметър се определят в пластмасов шлаух или ПВЦ тръба. С цел да се извършат по прецизни изследвания за определяне на скоростта в пластмасов шлаух се използва апарат и с оптически (светлинни) датчици.

Резултати от изследвания

Основните резултати от извършените изследвания са както следва:

1. Водоустойчивост

Водоустойчивостта като основен параметър на емулсионните експлозиви с марка "Елацити" беше определена по двете разгледани методики.

На таблица 1 са дадени получените резултати.

Таблица 1.

Водоустойчивост на експлозиви с марки "Елацит 1100" и "Елацит 3400"

Време в часове	Разтворимост на амон. селитра в % към цялото взривно вещество			
	Първа методика потопено ВВ в съд с вода		Втора методика висящо ВВ в съд с вода	
	Е 1100	Е 3400	Е1100	Е 3400
След 6 часа	0,25	1,32	0,40	1,40
След 24 часа	0,39	1,70	0,90	1,74
След 48 часа	0,47	2,21	1,25	2,50
След 72 часа	0,59	2,73	1,47	3,77
След 96 часа	0,64	3,00	2,38	4,96

Анализът на получените резултати показва, че емулсионните експлозиви с марки "Елацит 1100" представляваща 100% сенсibiliзирана емулсия и "Елацит 3400" представляваща смес от 70% "Елацит 1100" и 30% анфо имат много добра водоустойчивост.

Поставени в условия, в които работят тези експлозиви в практиката (първа методика), "Елацит 1100" губи от състава си до 1% от амониевата селитра, а "Елацит 3400" до 3% отнесената към цялото взривно вещество след 96 часа (4 денонощия).

По втората методика, при която изпитваната проба от ВВ стои изцяло потопено във вода, като не му се позволява да се установи на дъното на съда, разтворимостта на селитрата след 96 часа се увеличава до 2-5% и за двата експлозива и съответно до 1-2 % след 24 часа.

По време на тези изпитвания не се установи двата експлозива да се разслояват.

2. Плътност

Определената по стандартните методики плътност на "Елацит 1100" е 1,25g/cm³ а на "Елацит 3400" е 1,27 до 1,29 g/cm³

Тези резултати са многократно повтарящи се на проби от различни опаковки експлозиви. Установи се освен това че плътността и на двата експлозива не се изменя в двумесечния срок на изследването.

3. Въздействие на температура

И двата експлозива бяха изпитани на стабилност под въздействие на различни температури. Експлозивите бяха поставени да престоят по 24 часа в термокамера при температура 50°C и в хладилна камера при минус 35°C.

След престояване в термо и хладилна камери не се установи разслояване и каквито и да е промени в експлозивите.

4. Чувствителност на удар, триене и пламна точка

Експлозивите "Елацит 1100" и "Елацит 3400" бяха изпитани по стандартните методи на чувствителност на удар, и триене. Не се получи взривяване в нито един от опитите, което говори за тяхната слаба чувствителност към механични въздействия, удар и триене.

Експлозивите не се възпламеняват и при загряване до 400 °C, съгласно действащите в страната методи.

5. Определяне на началния импулс

Експлозивите с марка "Елацит 1100" и "Елацит 3400" бяха изпитани за възприемане на детонация от КД № 8, електродетонатор и детониращ шнур.

От извършените по 10 изпитвания се установи, че експлозивите са нечувствителни към въздействието на тези средства за взривяване, т.е. не възприемат детонация от тях.

За определяне на необходимия начален импулс бяха извършени изследвания с 400g тротилови пресовки като междинен детонатор.

От над 25 броя взривявания се получи пълна детонация на зарядите. Детонация на зарядите се получи и при инициране с 72 g тротилова пресовка.

От извършените изследвания за началния импулс, необходим за инициране на зарядите от "Елацит 1100" и "Елацит 3400" се установи че:

- Оптималния междинен детонатор е 400g тротилова пресовка(стандартна);
- Минимален междинен детонатор е 72g тротилова пресовка (стандартна);
- Чувствителност към КД, ЕД и ДШ- не детонира

6. Критичен диаметър

За определяне на критичния диаметър бяха извършени взривявания с различни диаметри на зарядите. Търсеше се устойчива детонация на зарядите със скорост над 1500-2000m/s. Иницирането на зарядите се извършваше с оптимален междинен детонатор.

От извършените изследвания се установи, че критичният диаметър, на "Елацит 1100" е 45 mm на заряд, поставен в тръба от ПВЦ и 70mm на заряд, поставен в пластмасов шлаух, а стабилния диаметър е 105mm. За "Елацит 3400" критичния диаметър в полиетиленов шлаух е 80mm, а стабилния 140mm.

7. Скорост на детонация

За определяне скоростта на детонация бяха извършени достатъчен брой изследвания. Използуваха се съвременни апаратури с жични и светлинни датчици, което гарантираше достоверност на резултатите.

Зарядите се иницираха с междинни детонатори от 400g тротилова пресовка, която от своя страна беше иницирана с електродетонатор.

На таблица 2 и 3 са дадени получените резултати.

От извършените изследвания се установи, че стабилния (оптимален) диаметър при работа с "Елацит 1100" е над 105mm. При диаметър на заряда от 105mm, поставен в тръба ПВЦ с дебелина на стената 2-2,5 mm се получава сравнително висока скорост на детонация около и над 5000m/s.

Таблица 2.

Скорост на детонация при различни диаметри на заряда на "Елацит 1100" с междинен детонатор 400g тротилова пресовка

№ по ред	Диаметър на заряда, mm	Дължина на заряда, mm	Тип на датчиците	Скорост на Детонация, m/s
1. В тръби от ПВС с дебелина на стената 2,5 mm				
1.	45	1200	Светлинен	3708
2.	45	1250	Светлинен	4122
3.	45	1180	Жичен	3095
4.	45	1220	Жичен	3121
5.	105	1100	Светлинен	5110
6.	105	1160	Светлинен	5050
7.	105	1200	Жичен	4920
8.	105	1140	Жичен	4750
2. В пластмасов шлаух				
1.	70	1240	Светлинен	2940
2.	70	1200	Жичен	2520
3.	70	1160	Светлинен	2890
4.	70	1200	Жичен	2600
5.	80	1220	Светлинен	3318
6.	80	1180	Жичен	3000
7.	105	1140	Светлинен	4200
8.	105	1200	Жичен	3700

Таблица 3.

Скорост на детонация при различни диаметри на заряда на "Елацит 3400" с междинен детонатор 400g тротилова пресовка

№ по ред	Диаметър на заряда, mm	Дължина на заряда, mm	Тип на датчиците	Скорост на Детонация, m/s
1. В тръби от ПВС с дебелина на стената 2,5 mm				
1.	45	1220	Светлинен	отказ
2.	45	1210	Жичен	отказ
3.	105	1200	Светлинен	5444
4.	105	1210	Жичен	4913
2. В пластмасов шлаух				
1.	63	1200	Светлинен	отказ
2.	63	1200	Жичен	отказ
3.	80	1210	Светлинен	2111
4.	80	1210	Жичен	2010
5.	110	1200	Светлинен	4813
6.	110	1190	Жичен	4500
7.	140	1200	Светлинен	5462
8.	140	1280	Жичен	5300

От дълготрайни изследвания у нас е установен коефициент за изчисление скоростта на детонация, получена в тръба от ПВЦ към скоростта в сондажни отвори. Този коефициент е 1,17. В случая $5000 \times 1,17 = 5850 \text{ m/s}$. Оптималната скорост на детонация на "Елацит 1100" може да се приеме за 5500-5800m/s.

На таблица 3 са дадени получените резултати от изследваната скорост на детонация на "Елацит 3400". От извършените изследвания се установи, че стабилният (оптимален) диаметър при работа с "Елацит 3400" е 120-140mm, при което се получава устойчива детонация със скорост около и над 5000m/s.

Интересно е да се отбележи, че зарядите от "Елацит 3400" поставени в тръба от ПВЦ дават отказ при 45mm диаметър на заряда. Устойчива детонация от порядъка от

около 5000m/s се получава при заряд в тръба от ПВЦ с диаметър 105mm.

Устойчива детонация от около 2000m/s се получават при заряди на "Елацит 3400" с диаметър 80mm в пластмасов шлаух. При заряди в пластмасов шлаух от 110 до 140mm се получава устойчива детонация от 4500 до 5500m/s.

8. Кислороден баланс

Кислородният баланс на "Елацит 1100" е минус 12,68, а на "Елацит 3400" е минус 7,50%

Основни изводи

От извършените лабораторно-полигонни изследвания на емулсионните експлозиви с марка "Елацит" могат да се направят следните основни изводи:

1. Емулсионните експлозиви с марка "Елацити" произвеждани в цех на площадката на рудник "Елаците" по технология на американската фирма "Austin Powder" са съвременни промишлени взривни смеси и са предназначени за открити взривни работи в обводнени и сухи сондажи.

2. Емулсионните експлозиви с марка "Елацити" притежават много добра водоустойчивост. След 96 часа (4 денонощия) престой във вода те губят от 1- 5% от амониевата си селитра. "Елацит 1100" представляващ 100% сенсibiliзирана емулсия след четири денонощия престой във вода губи само от 1 до 2 % от амониевата си селитра. Това определя експлозива "Елацит 1100" като незаменимо взривно вещество за работа в силно обводнени сондажи.

3. Експлозивите с марка "Елацити" могат да се зареждат механизирано с висока производителност с подходящи за целта машини. Експлозивите могат да се употребяват и в пакетирано състояние, в пластмасов шлаух с диаметър от 140 до 200mm, което качество ги прави по мобилни при тяхната употреба.

4. Емулсионните експлозиви с марка "Елацити" имат критичен диаметър от 70-80mm и стабилен диаметър от

105mm за марка "Елацит 1100" и 120-140mm за марка "Елацит 3400", което ги прави удобни за работа в открити рудници и кариери.

5. Скоростта на детонация на експлозивите с марка "Елацити" е сравнително висока от 4500 до 5500m/s за "Елацит 3400" и от 5500-5800m/s за "Елацит 1100". Този показател гарантира добри практически резултати при тяхното използване.

6. Експлозивите с марка "Елацити" са слабо чувствителни вещества, които не възприемат детонация от КД № 8, електродетонатор и детониращ шнур. Техният оптимален междинен детонатор е 400g тротилова пресовка или 450g лят оранжев бустер.

7. Експлозивите с марка "Елацити" са топло и студоустойчиви и не се разслояват при температурни колебания от плюс 50° С до минус 50° С. Техният гаранционен срок е над три месеца. Техният кислороден баланс за "Елацит 1100" е минус 12,68%, а за "Елацит 3400" е минус 7,50%

Заключение

Емулсионните експлозиви с марка "Елацити" са съвременни взривни смеси за граждански цели и тяхното производство и внедряване в минната практика е значително развитие в областта на взривната техника и технология в Република България.

Литература

Лазаров Сл., 1988. *Взривни работи*, изд. Техника.
Техническа Спецификация № 00 2-94 *Взривни вещества промишлени. Емулсионни взривни вещества "Елацити"*.
Лазаров Сл., Камбурова Г. *Технически отчет за изследване на емулсионни взривни вещества*.
Архив на "Миненрго" ЕООД БДС за изпитване на експлозиви за граждански цели.

Нови междинни детонатори тип лят бустер

Гергана Камбурова

Минно-геоложки университет "Св. Иван Рилски", 1700 София

РЕЗЮМЕ. В статията се разглежда въпросът за създаването, изпитването и внедряването на нови междинни детонатори за инициране на слабо чувствителни експлозиви тип лят бустер. Междинните детонатори тип лят бустер имат значително по добри качества от до сега използваните масово в Република България междинни детонатори от пресован люспест тротил със стандартизирано тегло 400g. Междинния детонатор тип лят бустер се произвежда като смес от лят тротил и прахообразен тен или хексоген и е с маса от 150 до 900g. Най-употребяваната модификация е 450g лят бустер. Лятят бустер има скорост на детонация от 7100 до 7500 m/s, плътност 1,6 g/cm³, водоустойчив е и не се оронва. Инициращата му способност върху слабо чувствителните експлозиви е значително по добра от тротилите пресовки. Междинния детонатор тип лят бустер е преминал промишлени изпитвания в рудник "Елаците" при "Елаците мед" АД и, рудник "Христо Ботев" при Мини "Бобов дол", и понастоящем се прилага по масово.

NEW PRIMER CHARGES TYPE CAST BOOSTER

ABSTRACT. This article deals with the issue of the design, testing and implementation of new primer charges type cast booster for initiation of low sensitive explosives. The cast booster primer charges are superior to the currently used in the Republic of Bulgaria primers composed of 400g pressed TNT. The new booster is produced of cast TNT compound and powdered PETN or Hexogen. Its mass varies between 150 and 900 grams, as the most used modification is that of 450 grams. The cast booster has velocity of detonation of 7100 to 7500 m/s, density of 1,6 g/cm³, is water-resistant and does not crumble. The cast booster has substantially better initiating capabilities in regards to low sensitive explosives when compared to the 400g pressed TNT booster.

The cast booster primer charge has undergone industrial testing at the Elazite Mine, owned by Elazite Med, AD and at Hristo Botev Mine, Bobov Dol Mines, Inc. and is currently widely used.

Една от важните съставни части на технологията на работа с грубодисперсни взривни смеси е вида и качествата на инициращия междинен детонатор. Грубодисперсните взривни смеси по принцип са слабо чувствителни експлозиви и не възприемат детонация от класическите средства за взривяване, капсул детонатор № 8, електродетонатор, детониращ шнур, неелектрически детонатори. За предизвикване на пълна детонация на зарядите от такива експлозиви, както е известно е необходим т.н. междинен детонатор.

Междинните детонатори трябва безотказно да възприемат детонация от класическите средства за взривяване от една страна, а от друга да осигурят мощен първоначален импулс на слабо чувствителните грубодисперсни експлозиви като грубодисперсния амонит, Анфо, водонапълнени и емулсионни взривни смеси и др.

В нашата и световна практика като междинни детонатори се използват различни видове заряди по тегло, форма, размери и вид. Това са заряди с различно тегло от прахообразни взривни смеси, заряди от пресован люспест тротил (тротилова пресовка), заряди от тротил с вградена малка пресовка и напоследък т.н. бустери представляващи лят тротил с добавка на тен или хексоген.

Досега най-голямо приложение в нашата страна като междинни детонатори намират пресовките с тегло от 400g от люспест тротил. Същите могат да се комбинират в заряди по два или три броя или да се използват самостоятелно. В по-дълбоките сондажи се поставят по 3-4 пресовки в дъното на заряда за долно инициране и също три – четири пресовки в горния край на заряда, като втори детонатор. Тротилите пресовки имат скорост на детонация

от 6100 до 6200m/s и досега изпълняваха сравнително добре предназначението си.

Напоследък в нашата практика се внедряват нови взривни смеси, като емулсионните експлозиви, водонапълнени експлозиви, анфо и др., които са по-слабо чувствителни. За да се използва напълно потенциала на тези нови експлозиви са необходими междинни детонатори с по-голям първоначален импулс.

Тези взривни смеси успешно детонират и със познатите до сега междинни детонатори, като 400g тротилова пресовка, но с тези междинни детонатори те не могат да разгънат потенциала си.

Освен това най-използувания до сега междинен детонатор 400g тротилова пресовка има някои недостатъци. Пресовките имат свойството да се оронват по ръбовете, с което силно токсичния тротилов прах се разпръсква в околното пространство и вреди на работещите с тях. Освен това има редица случаи на лоша детонация на тези пресовки вследствие на не-добро уплътняване и пресоване. Има редица случаи и на пробив в изолацията от парафин, което след овлажняване влияе на плътността на пресовките, а от там и на скоростта на детонационните им свойства.

Изхождайки от световната практика у нас беше извършена съответната научно-изследователска работа по създаването, изпитването и внедряването на нов междинен детонатор тип лят бустер.

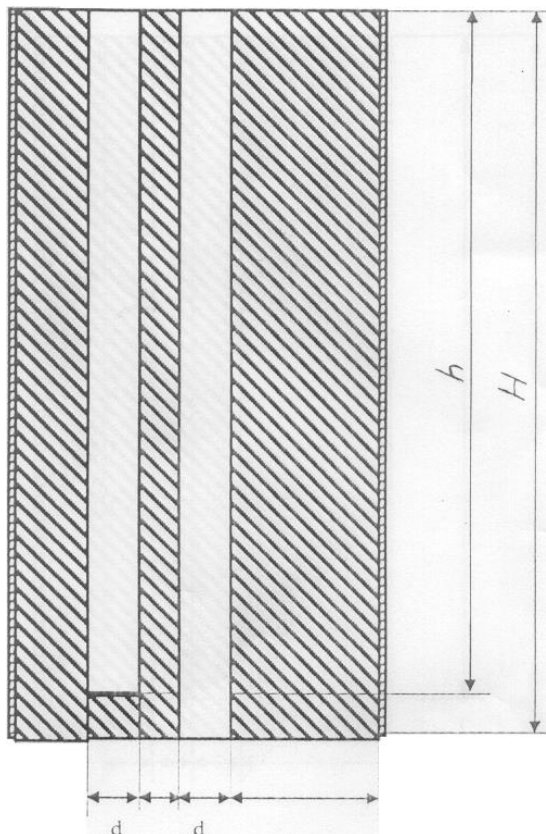
В резултат на тази работа беше създаден, изпитан и внедрен в практиката нов вид междинен детонатор с марка лят бустер ЛБ.

Принципната технология на производство на лятите бустери е следната: В определен съд се поставя тротил, който се разтопява вследствие на нагряване до температура 82-85 °С. Към него в същия съд се прибавя прахообразен тен или прахообразен хексоген. След хомогенизация на сместа тя се сипва на порции в специално приготвени калъпи. След иззиване, същите се отварят, почистват и подреждат в опаковките.

Понастоящем междинните детонатори тип лят бустер се произвеждат в завод "Миджур" към "Видекс" АД и се употребяват масово в "Елаците мед", кариерите на Автомагистрала "Черно море" АД, "А и Б" АД, р-к "Челопеч" и др.

Лятят бустер е пригоден за работа както за неелектрическата система, така и за електрическата технология. С него може да се работи и с детониращ шнур.

На фиг. 1 е дадена схема на новия междинен детонатор тип лят бустер. Той е с различна маса от 151g до 900g и има два отвора.



Фиг. 1. Схема на междинен детонатор тип лят бустер

На таблица 1 са дадени размерите на лятия бустер и отворите за различните тегла. Понастоящем най използувания тип размер е лят бустер от 450g изготвен от тен и тротил.

При разработването на междинния детонатор тип лят бустер бяха извършени пълни лабораторно полигонни изпитвания. Изпитванията се извършиха с трите основни средства на взривяване неелектрическите детонатори, електродетонатори и детониращ шнур.

След извършените корекции от лабораторно полигонните изпитвания беше произведена опитна партида от 3000 броя, с които се извършиха промишлени изпитвания

в рудник "Елаците" към "Елаците мед" АД и в трите участъка на рудник "Хр. Ботев" АД. Въз основа на получените резултати от промишлените изпитвания бяха изготвени протоколи и от двете предприятия с предложение новите междинни детонатори тип лят бустер да се допуснат до употреба в Република България.

Таблица 1.

Размери на междинните детонатори тип лят бустер и отворите за различните маси

Маса, g	Размери, mm				
	H	h	D	d ₁	d ₂
151±1,5	114±0,5	101±0,5	36±0,5	8,0±0,5	9,0±0,5
227±3,0	114±0,5	101±0,5	46±0,5	8,0±0,5	9,0±0,5
340±5,0	117±1,0	1,01±0,5	52±0,8	8,0±0,5	9,0±0,5
450±10,0	118±1,0	101±0,5	57±1,0	8,0±0,5	9,0±0,5
900±15,0	130±1,5	101±0,5	78±1,5	8,0±0,5	9,0±0,5

На таблица 2 са дадени основните технически параметри на междинните детонатори тип лят бустер като за основа е приет лятия бустер с маса 450g. На този тип лят бустер има издаден сертификат за съответствие въз основа на Наредбата за съществени изисквания и оценка на съответствието на взривни вещества за граждански цели.

Таблица 2.

Основни технически параметри на междинни детонатори тип лят бустер

№	Показатели	Изисквания
1.	Външен вид	Компактен заряд с констр съгл.фиг.1
2.	Маса на бустера,g	450±10,0
3.	Размери на бустера,mm -височина на бустера -диаметър на бустера -дълбочина на стр. отвор -диам. на центр.отвор -диаметър на стр.отвор	112±1,0 57±1,0 102±4,0 9,0±0,5 8,0±0,5
1.	Плътност на бустера,kg/m ³ не по малко от	1600
2.	Чувствителност към ЕД, ДШ, КД № 8 или неелектрически системи за инициране	Пълна детонация
3.	Чувствителност към удар при енергия на удара 1,5kg.m с прибор 1, %	0
4.	Скорост на детонация, m/s, не по малко от	7000
5.	Водоустойчивост под 10m воден стълб, не по малко от 72h	Пълна детонация
6.	Кислороден баланс	-39,00
7.	Гаранционен срок	10 години

В резултат на извършените промишлени изпитвания, както и от лабораторно полигонните изпитвания се установи, че междинните детонатори тип лят бустер иницират безотказно и напълно надеждно всички типове слабочувств-

вители грубодисперсни експлозиви като получавания първоначален импулс в тях е с 15 до 30% по голям отколкото при инициране с междинен детонатор 400g тротилова пресовка. От извършените промишлени изпитавания се установи, че един междинен детонатор тип лят бустер от 450g напълно заменя най малко 2 броя тротилови пресовки от по 400g.

Съгласно БДС 14363-90 междинните детонатори тип лят бустер се отнасят към промишлените взривни вещества от първи клас. Съгласно Правилника по безопасността на труда при взривните работи междинните детонатори тип лят бустер по степен на опасност се отнасят към втора група. Съгласно Европейската спогодба за Международен превоз на опасни товари междинните детонатори тип лят бустер се отнасят към подклас 1.1 група на съвместимост.

Въз основа на извършените лабораторно полигонни и промишлени изпитвания и внедряването на междинните детонатори тип лят бустер могат да се направят следните основни изводи:

1. Междинните детонатори тип лят бустер са съвременно и надеждно средство за инициране на всички видове слабо чувствителни грубодисперсни, водонапълнени и емулсионни експлозиви.
2. Междинните детонатори тип лят бустер възприемат безотказно детонация и са пригодени за работа с всички основни средства за взривяване като неелектрически детонатори, електродетонатори и детониращ шнур.
3. Междинните детонатори тип лят бустер имат устойчива висока скорост на детонация от 7200 до 7500m/s вследствие на което дават с 15 до 30% по голям импулс върху

детонацията на слабо чувствителните грубо дисперсни експлозиви. Промислените изпитвания показват, че един брой лят бустер с маса 450g напълно заменя като междинен детонатор най малко два броя тротилови пресовки от по 400g .

4. Междинните детонатори тип лят бустер имат отлична водоустойчивост, не се оронват и не замърсяват околната среда при транспортиране и употреба. Те са освен това с дълъг гаранционен срок, над 10 г. Имат издаден сертификат за съответствие въз основа на Наредбата за съществени изисквания и оценка на съответствието на взривни вещества за граждански цели.

Всички тези качества на новите междинни детонатори тип лят бустер предопределят все по масовото им прилагане в минната практика, в откритите рудници и кариерите като са започнати опитите за прилагането им в подземни условия по примера на рудник "Челопеч". Те са едно съвременно средство за взривяване с все по големи перспективи за масово използване.

Литература

- Техническа Спецификация № 01-1031-2000 *Междинни детонатори Лят бустер ЛБ*.
 Лазаров Сл., Камбурова Г. "Разработване и внедряване на междинен детонатор тип лят бустер".
 БДС 14758-97 *Пресовки от тротил. Общи изисквания*.
 Лазаров Сл., 1988. *Взривни работи*, изд. Техника.

Плазмени технологии при преработване на руди и минерали

Георги Високов

Минно-геоложки университет "Св. Иван Рилски", 1700 София

РЕЗЮМЕ. В обзора са разгледани теоретичните основи на плазмените и плазмохимичните технологии при преработването на руди и минерали до съответни елементи или концентрати. Формулират се основни определения и дефиниции на най-важните понятия на това ново направление в областта на високотемпературната термодинамика и равновесната и неравновесната химична кинетика.

Представени са някои теоретични пресмятания, априорни представи и собствени изследвания на автора (в неутрална, редукиционна, окислителна, азотна и редокси среди) относно плазмохимичното третиране и преработване на различни руди и минерали. Разгледано е моделирането на процесите на движение, нагряване, стапяне и изпарение на частички с микронни размери в условията на високоенталпийни плазмени струи. Анализирани са особеностите на квазиравновесните и неравновесни плазмохимични процеси за получаване на метали и техни съединения от руди и/или минерали в термодинамичен, кинетичен и технологичен аспект. Отделено е внимание и на структурните, фазовите и морфологичните особености на продуктите след плазмохимичното преработване.

PLASMA TECHNOLOGIES IN PROCESSING OF ORES AND MINERALS

ABSTRACT. This review presents the theoretical basis of plasma and plasmachemical technologies for processing of ores and minerals of elements and concentrates. Basic definitions for important concepts of this new direction in field of hightemperature thermodynamic and equilibrium or nonequilibrium chemical kinetic are formulated.

Some theoretical calculations, appriory considerations and author's investigations (in neutral, reduction, oxidation, nitrogen and redox media) concerning plasmachemical treatment and processing of different ores and minerals are presented. Modeling of processes of moving, heating, melting and vaporization of particles with micron sizes in a condition of high enthalpy plasma jets are considered. Peculiarities of quasiequilibrium and nonequilibrium plasmachemical processes for obtaining of metals and their compositions from ores and/or minerals in thermodynamic, kinetic and technological aspect are analyzed. Structural, phase and morphological peculiarities of products after plasmachemical treatment are discussed.

Въведение

Плазмените процеси (ПП) освен в химическата промишленост (неорганична и органична) са достатъчно разпространени и в металургията (Високов, Г.П. 1984, Високов, Г.П. 1987, Високов, Г.П. и П.С. Пиргов 1998, Дембовский, В. 1981, Моссэ, А.Л., И.С. Буров 1980, Оулет и др. 1983, Пархоменко, В.Д. и др. 1991, Цветков, Ю.В. и С.А. Панфилов. 1980, Polak, L.S. and Yu. A. Lebedev. 1998, Vissokov, G., M. Panayotova. 2003) – за получаване на метали от руди, минерали или оксиди чрез редуциране или термично разлагане; получаване на интерметални съединения и композиционни материали; синтезиране на финодисперси (вискодисперсни) и ултрадисперсни (нано-) прахове със специфични свойства; сфероидизиране на труднотопими вещества, нанасяне на топло- и корозионноустойчиви покрития, заваряване, рязане, разпрашаване, стапяне и претопяване; получаване на монокристали; модифициране на повърхности: азотиране, циментация, алитиране, бориране, титаниране и мн. др.

Плазмохимичните процеси (ПХП) са особено перспективни за промишлена реализация, когато (Високов, Г.П. 1984, Високов, Г.П. и П.С. Пиргов 1998): 1) равновесието е изтеглено в посока на високите температури; 2) скоростта рязко нараства с повишаване на температурата; 3) високи добиви се постигат при неравновесни условия; 4) използват се широкодостъпни, евтини, с непостоянен състав суровини, чието преработване по традиционните методи често пъти е икономически нецелесъобразно или дори невъзможно.

Термичната плазма (ТП) може да бъде използвана за провеждане на химични реакции като източник на топлинна енергия и като извънредно реактивоспособен агент.

ПХП имат следните предимства (Високов, Г.П. 1984, Високов, Г.П. и П.С. Пиргов 1998): 1) Те протичат в условията на големи специфични енталпии и високи температури с високи скорости (време на контактуване $\approx 10^{-3}-10^{-5}$ s). С това е свързана високата степен на миниатюризация на ПХ техника. 2) Повечето ПХП, представляващи интерес за практиката, протичат едностайно. 3) ПХП са практически нечувствителни към примесите в изходните суровини (например при ПХ пиролиз на природен газ се допускат примеси към метана 20 - 25%, при получаване на чисти метали от минерали съставът на минералите не е от съществено значение и т. н.). 4) При ПХП се създава възможност за използване на труднопреработваема, но достатъчно широкодостъпна суровина (въздух - за получаване на азотен оксид, а от него - азотна киселина; природен газ - за получаване на ацетилен; труднотопими металсъдържащи минерали - за получаване на метали, соли и оксиди и т. н.). Отпадъците от редица химични и металургични производства могат да бъдат използвани като изходна суровина за някои ПХП. 5) ПХП добре се моделират, оптимизират и управляват. 6) За управляването на ПХП могат да се прилагат газо- и електродинамични методи, при което се намаляват изискванията за топлоустойчивост на конструкционните материали на ПХ агрегат. 7) ПХП имат големи перспективи при получаването на чисти и свръхчисти вещества, тъй като в безелектродна ВЧИ - и

СВЧ-плазма чистотата на продуктите се определя само от чистотата на изходната суровина и дори може да бъде повишена през време на процеса. 8) Важно предимство на ПХП е еднотипността на тяхното технологично организиране. Принципната схема на един ПХ агрегат за каквото и да е ПХП, е: генератор на плазмата (плазмотрон), смесител, плазмохимичен реактор (ПХР), закаляващо устройство и устройство за разделяне и събиране на крайните продукти.

Ако обаче броят на изучените реакции се съпостави с процесите, реализирани в промишлеността, не може да не се забележи съществена диспропорция между тези две групи. Плазмената техника недостатъчно бързо се внедрява в практиката независимо от големите ѝ потенциални възможности и предимства пред съществуващите технологии, които бяха изброени. От предимствата още веднъж ще изтъкнем замената на „процеса във вана“ с „процес в поток“, термичното обработване без големи капитални разходи, равномерността на обработването, бързото нагряване до високи температури и бързото закаляване на продуктите на реакцията, възможността да се извършват високотемпературни процеси в реактор със студени стени, прилагането на газодинамично и електромагнитно смесване на реагиращите вещества, намаляването на габаритите и корозията на ПХР и т. н.

Причините за недостатъчно високите темпове на реализиране на ПП в промишлеността са следните (Високов, Г.П. 1984, Високов, Г.П. и П.С. Пиргов 1998): 1) Възможността за прилагане на алтернативни, традиционни методи за получаване на желаната продукция. Много често предлаганият за реализиране ПП се основава на същите химични реакции, както и съществуващият метод, но се отличава от него само по начина на нагряване (зона на електричен разряд или плазмен топлоносител). При това броят на технологичните операции при получаване на нужното вещество често не се съкращават, не се намалява понякога и разходът на електроенергия за единица продукт, а миниатюризацията на ПХР се съпровожда с появата на обемисти, понякога не много сигурни електрически съоръжения, сложна система за пречистване на газовете от аерозоли, която лошо се съгласува със спецификата на плазмоструйния процес. В крайна сметка много често се създава положение, при което плазменният вариант на процеса се намира на едно и също икономическо ниво с традиционния вариант, когато понастоящем се води борба за всеки киловатчас електроенергия и всеки процент повишен добив. Необходимо е да се разработват такива ПП, при които се получават вещества с качествено нови, полезни за стопанството свойства, вещества, които по традиционните методи не са получавани и не могат да се получат, като например нанодисперсни прахове (НДП) на метали, оксиди, нитриди, карбиди, борида, катализатори, пигменти, композиционни материали и др. Необходимо е да се разработват такива ПП, които не се припокриват с вече съществуващите технологични схеми за получаване на различни вещества, а да изменят технологичните принципи и да доведат до рязко намаляване на броя на технологичните операции, да доближават енергийните разходи на процеса до теоретичните стойности, да се миниатюризира не само реакторът, но и източникът на електрическо захранване при пълна автоматизация и компютризация на процеса. 2) Недостатъчно високо развитата техника за генериране на плазма, макар да има частични успехи в

разработването и създаването на електрически източници за захранване на плазмотрони - електродъгови и височестотни индукционни (ВЧИ). 3) Незадоволителните технически решения на процесите за смесване на веществата с плазмата, дозирането на кондензираната фаза, закаляването на продуктите на реакцията, пречистването на газовете от прах, утилизацията на топлината. 4) Недостатъчните данни за топлофизичните, електрофизичните и термодинамичните параметри на веществата в областта на плазмените температури, липсата или несигурността на кинетичните константи на елементарните реакции. Тези обстоятелства влияят върху резултатите от проектирането и изчисляването на плазмената апаратура и понякога стават причина процесът да се реализира в условия, далечни от оптималните. 5) Липсата на сигурни методи за диагностика на химически реагиращата високотемпературна среда, особено в случаите, когато в резултат на реакцията се отделя кондензирана фаза. 6) Незадоволителната връзка на изследователите в областта на химията и физиката на плазмата с технолозите и специалистите, работещи върху електротермичните съоръжения, липсата на координация при провеждането на фундаментални и приложни изследвания.

Термично разлагане на руди, минерали, оксиди и други съединения

Високите енергийни параметри на ТП са решаваща предпоставка за осъществяване на редица процеси на термично разлагане на някои природни суровини – руди и минерали. Продукти на термичната деструкция са най-вече оксиди или метали, чиято по-нататъшна преработка се осъществява по класическите традиционни методи.

Първите съобщения в патентната и периодичната литература за използване на плазменото нагряване за разделяне на руди, които съдържат илменит, берил, евксенит и циркон са от периода 1956 – 1963 г. (Високов 1987). Изходните материали се обработват на плазмена инсталация, съоръжена с електродъгов плазмотрон, чийто катод е изработен от графит, а анодът – от пресована шихта, състояща се от смес на преработвания материал и такова количество графит, което да осигури достатъчна електропроводност. При запалване на дъга с висока интензивност между графитовия катод и изразходвания се анод материалът на последния се изпарява. При охлаждане във въздушна атмосфера (свободно охлаждане без закаляване или при закаляване с въздух) се получават титанови, берилиеви, алуминиеви, силициеви, уранови и циркониеви оксиди като смес от нанодисперсни оксиди с размери на частиците 35 – 50 nm. Разделянето на крайните продукти се осъществява посредством фракционна кондензация или при вторично обработване на оксидите по хидрометалургичния метод. Интересно е да се отбележи, че обработените в плазмени условия оксиди притежават висока химична активност, поради което сравнително лесно се разтварят в студена солна киселина.

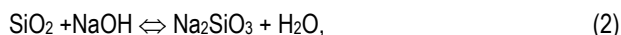
Аналогичен процес се реализира и във ВЧИ плазма. При разлагане на гореспоменатите руди във ВЧИ ПХР, при сравнително малък разход на обработвания материал и достатъчна мощност на плазмотрона се получават добри резултати за разделяне на смесени оксиди.

Получаване на циркониев диоксид чрез разлагане на циркон

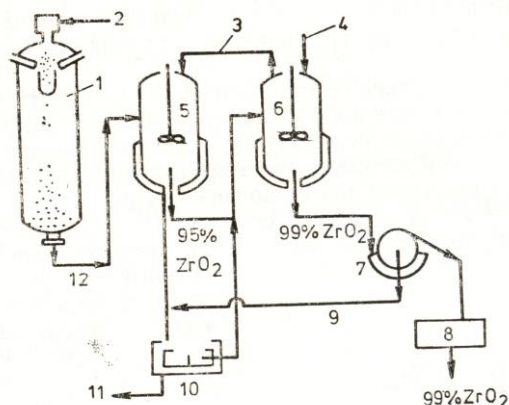
Американската фирма ТАФА (филиал на фирмата Йонарк Сметлърс) разработи промишлен процес за получаване на ZrO_2 , в основата на който стои плазменото обработване на минерала циркон (Високов 1987). При температури над 2050 K кристалната решетка на циркона се разрушава, като се образува механична смес от самостоятелни оксиди по уравнението:



По-нататък тази смес се обработва с NaOH, при което се получава разтворима сол:



а циркониевият диоксид остава в утайката. Принципната схема на процеса е показана на фиг. 1, а на фиг. 2 – схемата на ПХР.

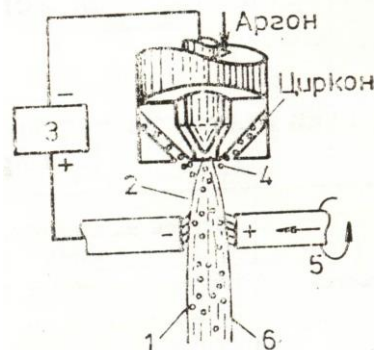


Фиг. 1. Принципна схема на процеса на получаване на ZrO_2 от минерала циркон

1 – ПХР; 2 – подаване на цирконовия пясък; 3 – използвана NaOH; 4 – свежа NaOH; 5 – първи стадий на излугване; 6 – втори стадий на излугване; 7 – промиване; 8 – сушене; 9 – филтрувални води; 10 – центрофуга; 11 – бистър разтвор на натриев силикат; 12 – термично разложен циркон

Същността на ПХП се състои в едностепенно дисоцииране на циркона по реакция (1), след което следва излугване и центрофугиране (фиг. 1). Плазмената струя се създава от електрическа дъга между въглеродни електроди. Цирконът, наситнен до размери на частичките 20 – 200 μm , се вкарва в плазмената струя, дисоциира се, охлажда се, в резултат на което се получават ZrO_2 и SiO_2 . Основните технологични задачи са да се предотврати отлагането на силиций в района на подаването на суровината в ПХР, отлагането на ZrO_2 върху студените стени на ПХР и да се осигури разделяне на силициевия от циркониевия диоксид. Изходният материал се подава в смесителната камера през отвори, разположени около вертикално поставен катод. След това суровината преминава край хоризонтални аноди, изработени като три симетрични двойки електроди (фиг. 2). По време на работа непрекъснато автоматично се подават навътре, за да се компенсира скъсяването им. Тази конструкция позволява около 30 – 50 % от изразходваната енергия да се използва за нагряване на частичките. Равномерното подаване на циркона позволява да се

поддържа постоянно налягане в плазмата и постоянна скорост на получаване на крайните продукти. Флуктуациите на налягането предизвикват периодично издухване на суровината от плазмата, като по такъв начин намаляват ефективността на процеса. За равномерно подаване на прахообразната суровина е монтирана специална винтова система, която транспортира праха на суровината върху въртящ се диск.



Фиг. 2. Схема на ПХР

1 – продукти на дисоциация на циркона, CO_2 , N_2 , O_2 ; 2 – катодна струя; 3 – източник на захранване; 4 – подаване на суровината; 5 – въртящи се графитови аноди; 6 – плазмена струя

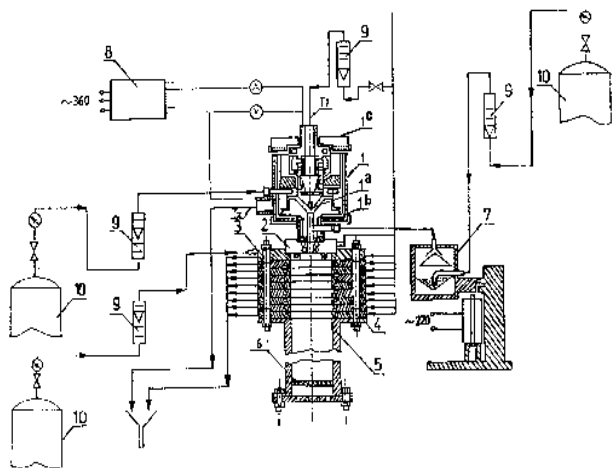
Силициевият диоксид се отделя посредством разтваряне на продукта в NaOH по реакция (2) и след това се центрофугира.

Получаване на молибден от молибденови съединения и концентрати

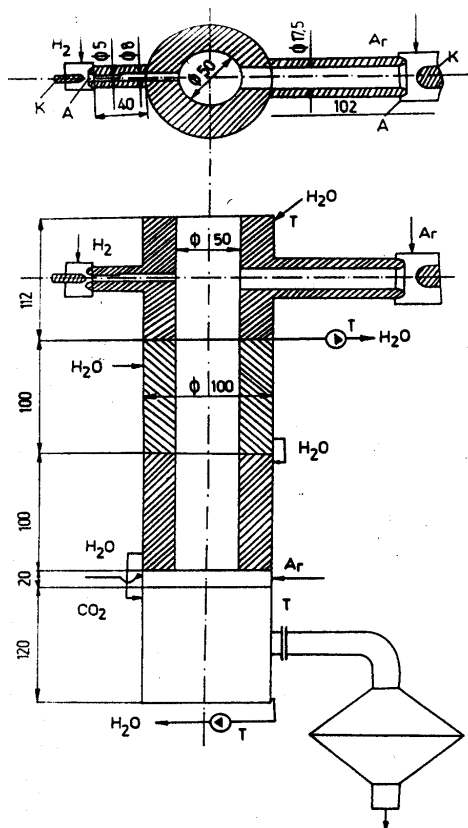
Разработен е 3D модел за аксиално-симетричен ПХР за движение, нагряване, стапяне и изпарение на частички (Mo , MoO_2 , MoO_3 , MoS_2) с микронни размери в ПХР със "студени" ($T_{ст} \approx 500$ K) или "горещи" ($T_{ст} \approx 1500$ K) стени (Високов, Г.П. и П.С. Пиргов 1998). Определени са температурния профил на плазматрона и ПХР. Показано и че частички със среден диаметър под 20 μm от използвания молибденитов концентрат се изпаряват напълно в ПХР с дължина 10 cm на лабораторна (Фиг. 3) и полупромишлена (Фиг. 4) плазмохимична инсталация (Vissokov, G., M. Pananayotova. 2003).

Електронномикроскопските снимки показват, че нанодисперсните молибденови частички са сфероидизирани, като диаметърът им не надвишава 50 nm (Фиг. 5).

Разработеният от нас метод за получаване на нанодисперсен молибден (Vissokov, G., M. Pananayotova. 2003) представлява интерес за праховата металургия при изработването на различни видове контактори на база Mo , ако се използва като изходна суровина концентрат с подходящ химичен състав, осигурява се максимално висока степен на редукция и се вземат мерки за предотвратяване на изключително високата пирофорност на продукта. Редуцирането на молибденитови концентрати с C_4H_{10} , NH_3 или H_2 в плазмени условия дава възможност да се достигне степен на редукция до 93 % и получаване на НДП със специфична повърхност от 18 до 380 m^2/g (надвишаваща многократно тази на подобните продукти, получавани по класическите методи), при размери на нанодисперсните частички под 50 nm, регулируеми в зависимост от параметрите на плазмохимичния процес.

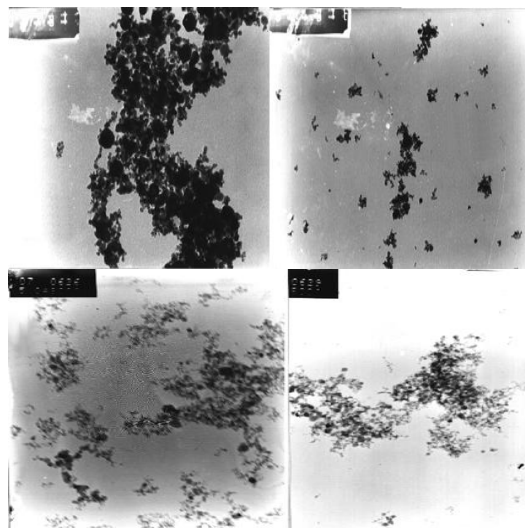


Фиг. 3. Схема на лабораторна плазмохимична инсталация 1 – електродъгов постояннотоков плазмотрон; 1^а – катод от ториран волфрам; 1^б – меден водоохлаждаем анод; 1^с – пластмасова регулираща шайба; 2 – ПХР; 3 – закаляващо устройство; 4 – водоохлаждани медни секции на закаляващото устройство; 5 – прахоуловителна камера; 6 – филтър; 7 – вибрационно прахоподаващо устройство (при нужда се използва и прахоподаващо устройство вибрационен бутален тип; 8 – токоизправител; 9 – разходомери за плазмобразуващ, прахоносещ и закаляващ газ и вода; 10 – бутилки с газ – плазмобразуващ, прахоносещ и за закаляване; Т₁ – температура на входящата вода; Т₂ – температура на изходящата вода

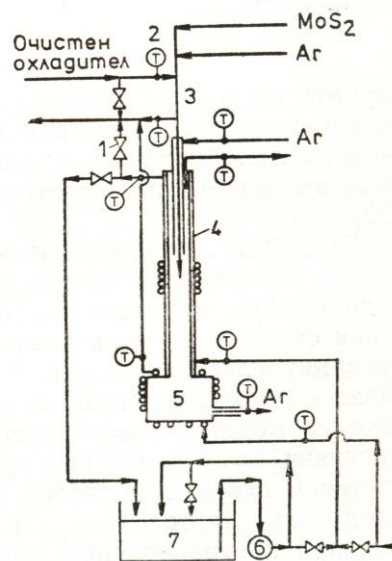


Фиг. 4. Схема на полупромишления плазмохимичен агрегат за редуциране на молибденов концентрат

Освен чрез редуциране са провеждани и изследвания за термично разлагане на MoS_2 в условията на ВЧИ термична плазма (Фиг. 6) (Високов, Г.П. 1987).



Фиг. 5. Електронномикроскопски снимки на редуциран с амониак (а – увеличение 98 000 пъти, 1 mm = 10.5 nm; б – увеличение 38 000 пъти, 1 mm = 28 nm) и с водород (в – увеличение 98 000 пъти, 1 mm = 10.5 nm; г – увеличение 38 000 пъти, 1 mm = 28 nm) молибденитов



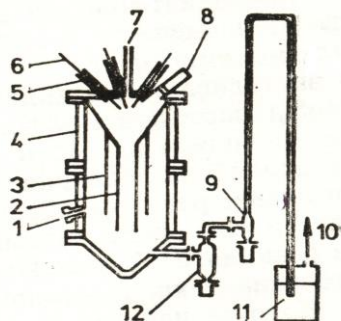
Фиг. 6. Схема на ВЧИ инсталация за термично разлагане на MoS_2

Технологичните параметри на плазмохимичната инсталация са следните: разход на плазмобразуващ газ аргон – $1.06 \text{ m}^3/\text{h}$ напрежение – 6.8 kV , ток – 1.25 A , мощност – 8.5 kW , честота – 4 MHz . Степента на превръщане на MoS_2 се намира в правопрпорционална зависимост от енергията, внесена в плазмата и достига до 70 % при разход на молибденит 0.5 g/h и мощност на плазмената струя 5.15 kW . Що се отнася до икономическата целесъобразност на този процес, необходимо е да се работи още за повишаване на мощността на инсталацията.

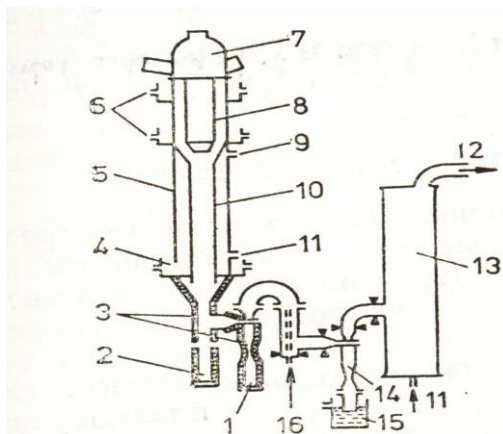
Използуване са и по-мощни електродъгови инсталации за термично деструктуриране на молибденит (фиг. 7 и 8). Електродъговият плазмотрон с мощност 100 kW се състои от 3 подвижни електрода, разположени около централната ос (фиг. 7). По такъв начин се генерира плазма с по-голям обем, а к.п.д. достига до 95 %. Инсталация с преминаваща постояннотокова дъга е разработена в Националната физическа лаборатория на Великобритания (фиг. 8). Консумираната мощност е около 65 kW , а 70 % от нея се

поема от електрическата дъга. Степента на превръщане обаче е сравнително ниска – 48 – 58 % при специфични енергийни разходи 36 – 43.2. MJ/kg Mo.

Канадската фирма Норанда, която произвежда около 30 % от световното производство на молибдена, също разработи плазмохимичен процес за пряко дисоцииране на молибденит.



Фиг. 7. Схема на трифазна триелектродна електродъгова инсталация 1 – наблюдателно прозорче; 2, 3 – топлинни екрани с диаметър 100 и 200 mm; 4 – ПХР с диаметър 400 mm; 5 – щуцер за електрода; 6 – електрод; 7 – щуцер за подаване на суровината; 8 – малък постояннотоков плазмотрон за запалване на разряда; 9 – втори циклон с диаметър 35 mm; 10 – изсмукване на газовете; 11 – вода; 12 – първи циклон с диаметър 70 mm



Фиг. 8. Плазмохимичен агрегат с постояннотокова дъга, която гори между неутрален катод и три анодни плазмени струи 1 – сборник на циклона; 2 – сборник преди циклона; 3 – топлинна изолация; 4 – азбест; 5 – външна тръба от неръждаема стомана; 6 – изход на охлаждащия въздух; 7 – електродъгов нагревател на частичките; 8 – цилиндричен молибденов екран с вътрешен диаметър 230 mm и дължина 530 mm; 11 – изход на аргона; 12 – отработени газове; 13 – резервоар за аргон; 14 – мокър циклон; 15 – изпускане на вода; 16 – охлаждане (оросяване с вода)

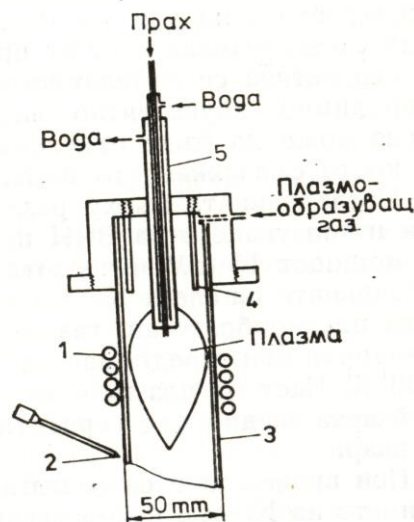
Плазмохимично разлагане на руди и минерали

Голям брой от процесите за термично разлагане на минерали и руди в плазмени условия се основават на използването на дъги с висока интензивност (Високов, Г.П. 1987). При плазмохимичното разлагане рудата се смесва с определено количество въглерод за осигуряване на електропроводност. От тази смес се изработва изразходващ се анод на плазмотрона или като анод се използва графитов тигел със свободно насипана шихта. В плазмената струя се съдържат пари на елементите, които изграждат суровината и въглерод. При кондензиране във въздушна атмос-

фера се образува смес от оксиди. Разделянето на оксидите се осъществява чрез фракционна кондензация или при вторично обработване на смес от оксидите. Процесът е разработен върху минерали като берил, каолин, родонит, циркон и др (Високов, Г.П. 198).

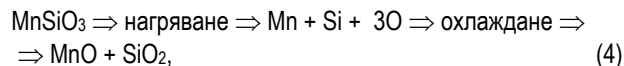
Получаване на манганов оксид от родонит

Манганов оксид се получава чрез разлагане на манганов силикат (родонит) – MnSiO_3 , по реакцията, която е подобна на реакция (1). Родонидът е стабилно труднотопимо съединение със съдържание на Mn около 42 mass%. На фиг. 9 е показана принципна схема на опитна плазмохимична инсталация за разлагане на родонит (фиг. 9).



Фиг. 9. Принципна схема на ВЧИ инсталация за разлагане на родонит 1 – индуктор на високочестотния генератор; 2 – бобина на Тесла; 3 – кварцов кожух; 4 – месингова тръба; 5 – водоохлаждана тръба

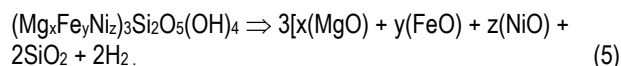
Мощността на плазмотрона е 30 kW, а честотата 4.4 – 5 MHz при к.п.д. 55 %. Родонидът се дисоциира при 1564 K на SiO_2 и обогатена на MnO маса, която при 1973 K напълно се стапя. Може да се предложи следният механизъм на термично разлагане на родонидата:



според който в зоната на разряда се осъществява атомизиране на изходния материал, а в охлажданата зона на изход от ПХР – рекомбинация и кондензация.

Получаване на никел от серпентин и други суровини

Серпентинът е сравнително беден на никел минерал ($\approx 0.25\%$ Ni), чиято обща формула е $(\text{Mg}_x\text{Fe}_y\text{Ni}_z)_3\text{Si}_2\text{O}_5(\text{OH})_4$. Световните запаси от серпентин са големи. Например само в Североизточен Квебек (Канада) е открито местонахождение с капацитет няколко билиона тона. Според нас вероятният механизъм на термичното разлагане на този минерал се описва от уравнението:



Ако това е така, то Ni може да се отдели от продуктите на разлагането с получаване на никелов карбонил $\text{Ni}(\text{CO})_4$. Обаче в действителност значителна част от продуктите на термичното разлагане на серпентина се отделят като шпинел $[\text{MO}(\text{Fe}_2\text{O}_3)]$, където М е предимно двувалентно желязо. Тази фаза е феромагнитна и лесно може да бъде отделена от другите продукти, в резултат на което съдържанието на Ni може да се повиши десетина пъти. Изследванията са проведени на ВЧИ плазмохимична инсталация, подобна на тази показана на фиг. 9.

Като изходна суровина се използват и кекове, получени при процеса на излугване под налягане на никел-кобалтови концентрати.

Фирмата "Бука Минералс" (Австралия) съвместно с американската фирма "Тафа Дивижън" преработва сулфидни никелови руди, получени от местонаходища в Австралия. Според разработената технология сулфидната желязо-никелова руда се обработва в плазмени условия с цел пряко разделяне на фероникела и елементната сяра. Използват се плазмени инсталации и оборудване на фирмата "Йонарк Сметлърс" (САЩ).

Получаване на труднотопими цветни и редки метали

Английската фирма "Тетроникс рисъч енд дивелопмънт корпорейшън" разработи процеси в плазмени условия за разлагане на редица минерали като илменит, кианит, азбест, оливин, сподумен еувксенит, мулит, доломит, берил, фелдшпат, молибденит, циркон, никелови латерити и някои видове медни руди. Процесите са изпробвани в промишлени условия и фирмата продава лиценз.

Американската фирма "Йонарк Сметлърс" разработи метод и инсталация за плазмохимично преработване на материали, съдържащи злато и платина.

Разработен е метод за получаване на труднотопими метали (W, Mo, Nb, Ti, Zr, Ta) чрез разлагане на хлориди в условията на тлеещ разряд, който се възбужда непосредствено в парите на хлорида, или в смес на парите на хлорида с водород.

Провеждат се и изследвания за термично деструктиране на такива стабилни оксиди като Al_2O_3 , SiO_2 , TiO_2 и MgO в плазмени условия с оглед получаване на съответните химични елементи.

Заклучение

Плазмохимичният метод при преработване на руди и минерали до оксиди или до съответните химични елементи намира все по широко приложение в промишлената практика. Отчитайки неоспоримите предимства на термичната плазма за високоенергийно преработване на различни руди или минерали, особено на бедни руди на труднотопими минерали, може да се очаква все по-широкото ѝ приложение в преработвателната промишленост.

Литература

- Високов, Г.П. 1984. *Приложна плазмохимия, ч. I. Приложение на нискотемпературната плазма в неорганичната химична технология*. С., Техника, 295 стр.
- Високов, Г.П. 1987. *Приложна плазмохимия, ч. II. Приложение на нискотемпературната плазма в органичната химична технология и металургията*. С., Техника, 295 стр.
- Високов, Г.П., П.С. Пиргов, 1998. *Ултрадисперсни прахове (плазмохимично получаване и свойства)*. С., Полипринт, 396 стр.
- Дембовский, В. 1981. *Плазменная металлургия*. М., Металлургия, 280 стр.
- Моссэ, А.Л., И.С. Буров 1980 *Обработка дисперсных материалов в плазменных реакторах*. Минск, Наука и техника, 208 стр.
- Оулет, Р., М. Баръбе, П. Черемисинофф. 1983.. *Технологическое применение низкотемпературной плазмы*. М. Энергоатомиздат, 205 стр.
- Пархоменко, В.Д., П.Н. Цыбулев, Ю.И. Краснокутский. 1991. *Технология плазмохимических производств*. Киев, Вища школа, 225 стр.
- Цветков, Ю.В., С.А. Панфилов. 1980. *Низкотемпературная плазма в процессах восстановления*. М., Наука, 360 стр.
- Polak, L.S., Yu. A. Lebedev. 1998. *Plasma Chemistry*, Cambridge, Cambridge Int. Sci. Publishing, 359 p.
- Vissokov, G., M. Pananayotova. 2003. *Plasma-chemical processing of minerals and industrial waste*, Annual of Univ. of Mining and Geology "St. Iv. Rilski", Part II, Mining and Mineral Processing, Vol. 46, p. 131-135.

Технологични възможности за използването на меркаптобензолтиазола при флотационна преработка на сулфидни руди

Антоанета Ботева, Мариела Парашкевова

Минно-геоложки университет "Св. Иван Рилски", 1700 София

РЕЗЮМЕ. Меркаптобензолтиазолът е йоногенен събирател от групата на цикличните тиоамиди. Свойствата му като хидрофобизатор на повърхността на сулфидните минерали са известни сравнително отдавна, но приложение в практиката все още той не е намерил. Основната причина се крие в два негови недостатъка спрямо ксантогенатите - ниска разтворимост във вода и по-слаб хидрофобизиционен ефект. Не на последно място е и високата цена, на която се предлагат различните търговски продукти съдържащи меркаптобензолтиазола или неговите хомолози. В настоящата статия са дадени изследвания на два продукта съдържащи меркаптобензолтиазол. Тяхното действие като реагенти събиратели е сравнено с действието на алифатен тиоамид и дитиокарбонат. Предложени са технологични схеми в които използването на меркаптобензолтиазола е най-ефективно и икономически целесъобразно. Изложени са техническите предимства на този реагент и случаите когато неговото използване е технологично най-ефективно.

TECHNOLOGYCAL POSSIBILITIES FOR MERCAPTOLBENZOLTHIAZOLE USING AT FLOTATION OF THE SULFIDE ORES

ABSTRACT. The Mercaptobenzolthiazole is from classes of compounds commonly used as collectors for sulfide minerals. His properties line hydrofobizator of the sulphide minerals surfaces have been known a many years ago but in factory practice not. The main costs of that are low solubility in water and high price. Now we investing toed the technological properties of the mercaptobenzolthiazole and improvements in applications technology.

Въведение

Основните сулфохидрилни събиратели, които се използват при флотационната преработка на сулфидните руди съгласно [6] са единадесет. В действителност обаче, те са по-малко. Тиокарбонилитът, ксантогеновите формиати, ксантогеновите естери, меркаптобензолтиазола, меркаптаните, дисулфидите и тритиокарбонатите се използват рядко. Всред тях най-ограничено разпространение има меркаптобензолтиазола. Независимо, че свойствата му като хидрофобизатор на повърхността на сулфидните минерали са известни отдавна /преди около петдесет години/ прилагането му в практиката е крайно ограничено. Основната причина се крие в два негови недостатъка спрямо фаворита всред сулфохидрилните събиратели – ксантогената. Това са крайно ниската му разтворимост във вода и по - слаб хидрофобизиционен ефект. Не на последно място е и сравнително високата цена, на която се предлагат търговските продукти съдържащи меркаптобензолтиазол или неговите хомолози. Като резултат неговите технически предимства - висока селективност на адсорбцията му върху сулфидните минерали и леката десорбируемост от тези продукти, остават неизползувани. Причината за тези му свойства е характера на връзката му с минералната повърхност, нетипична хемисорбция, както е при ксантогенатите, а кординативна връзка, предизвикана от двойната връзка на азот с въглерод. От всичко гореизложено следва, че за да се използват технологичните предимства на меркаптобензолтиазола, следва да се отстранят неговите недостатъци, като се намери най-подходящата технологична схема за използването му. Необходимо е да се преодолее

ниската му разтворимост във вода и да се намали разхода му.

Характеристика на използваната рудна проба и реагенти

Изследването е проведено върху рудна проба от сулфидна медна руда със съдържание на: мед 0,43 %; сяра 1,10 %; и злато 0,196 g / t. Пробата е представителна за месторождение "Елаците". Главен руден минерал е халкопирита. Той е тясно асоцииран с енергит, тенантит и борнит. Борнитът е широко разпространен в компактните медно-пиритно-полиметални минерализации. В рудата освен пирит, присъствуват още молибденит с включен в него рений и злато. Последното е свързано както със сулфидните минерали, така и с основния скалообразуващ минерал - кварца.

При лабораторните опити рудата с размер на зърната 0 - 3 mm, е смляна до 65 % добив на клас - 0,08 mm. Флотацията е провеждана в 4 литрова клетка тип "Денвер", при скорост на въртене на импера 1500 min⁻¹ и съдържание на твърдо в пулпа 20 %. Разходът на реагенти и времената на флотация са дадени в технологичната схема на фиг. 1.

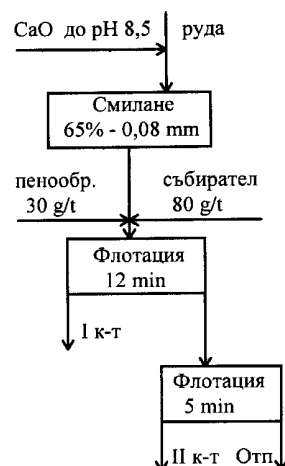
При опитите са използувани:

- изобутилов ксантогенат, двойно пречистен, чрез прекристализиране от спиртен разтвор;
- меркаптобензолтиазол, чист за химичен анализ;
- метилов, етилов и пропилов спирти - чисти за анализ;
- моно - , ди - и три - етиленгликол - чисти за анализ;
- полипропиленгликол - чист за спектрален анализ;
- технически продукт съдържащ меркаптобензолтиазол, предлаган като събирател под названието ТМВТ;

- като пенообразувател е използван смес от алкохоли;
- разтворите на меркаптобензолтиазол /MBT/ са приготвяни като 20 %.

Постановка на опитите и получени резултати

При флотационните опити провеждани по схемата показана на фиг. 1 бе променен вида на разтворителя на меркаптобензолтиазол и мястото на подаването му във флотационния процес. Получените резултати са дадени в табл. 1 и табл. 2. Проведени са по десет идентични опита, които са осреднени за табл. 2.



Фиг. 1. Технологична схема и реагентен режим на флотационните опити

Таблица 1.

Технологични резултати от проведените опити с използване на различни разтворители на меркаптобензолтиазола

№	Условия	Продукт	Добив, %	Съдържание Cu, %	Извличане, %
1	само ксантогенат	I концентрат II концентрат отпадък руда	11,71 1,51 86,78 100,00	3,20 0,226 0,025 0,40	93,72 0,85 5,43 100,00
2	разтворител-метилов алк., -40 g/t MBT -40 g/t ксант.	I концентрат II концентрат отпадък руда	15,94 6,26 77,8 100,00	2,16 0,076 0,048 0,39	89,11 1,24 9,65 100,00
3	разтворител-етилов алк., -40 g/t MBT -40 g/t ксант.	I концентрат II концентрат отпадък руда	16,95 7,74 75,31 100,00	2,21 0,048 0,027 0,39	93,98 0,93 5,09 100,00
4	разтворител-пропилов алк., -40 g/t MBT -40 g/t ксант.	I концентрат II концентрат отпадък руда	17,5 6,32 76,18 100,00	2,09 0,051 0,028 0,39	93,72 0,82 5,46 100,00
5	разтворител моно-етиленгл. -40 g/t MBT -40 g/t ксант.	I концентрат II концентрат отпадък руда	15,5 7,44 77,06 100,00	2,58 0,058 0,027 0,43	94,09 1,01 4,90 100,00
6	разтворител диетилен-гл. -40 g/t MBT -40 g/t ксант.	I концентрат II концентрат отпадък руда	13,52 5,36 81,12 100,00	2,60 0,051 0,023 0,37	94,26 0,72 5,12 100,00
7	разтворител триетилен-гл. -40 g/t MBT -40 g/t ксант.	I концентрат II концентрат отпадък руда	19,11 8,06 72,83 100,00	1,90 0,034 0,024 0,38	94,73 0,7 4,57 100,00
8	разтворител полипропилен.гл.- 40 g/t MBT -40 g/t ксант.	I концентрат II концентрат отпадък руда	19,90 7,19 72,91 100,00	1,75 0,042 0,022 0,37	92,66 0,94 6,40 100,00
9	без разтворител -40 g/t MBT -40 g/t ксант.	I концентрат II концентрат отпадък руда	16,15 5,21 78,64 100,00	2,26 0,071 0,032 0,39	92,66 0,94 6,40 100,00

Таблица 2.

Технологични резултати от опити с разтвори на МВТ в диетиленгликол и променено място на подаване

№	Условия	Продукт	Добив, %	Съдържание Си, %	Извличане, %
I	Опити с подаване на 40 g/t МВТ в основна флотация	I концентрат	15,71	2,42	94,62
		II концентрат	5,59	0,049	0,67
		отпадък	78,7	0,024	4,71
		руда	100,00	0,40	100,00
II	Опити с подаване на 40 g/t МВТ в смилането	I концентрат	18,34	2,07	95,67
		II концентрат	4,74	0,039	0,45
		отпадък	76,92	0,020	3,88
		руда	100,00	0,40	100,00

Коментар на получените резултати и окончателни изводи

Резултатите получени при проведеното изследване показва:

1. Технологичният ефект от употребата на меркаптобензолтиазола зависи от използвания разтворител.
2. Меркаптобензолтиазолът следва да се подава в смилането, като в основна флотация се подава ксантогенат.
3. Меркаптобензолтиазолът може да се разтвори в използваните алкохолни пенообразуватели, като технологичния разтвор следва да се използва като реагент с комбинирано действие.
4. При съвместната употреба [3] на меркаптобензолтиазола и ксантогенат подадени съвместно в смилането и основна флотация се наблюдава явлението синергизъм. В случая то най-вероятно се дължи на заздравяване на връзката МВТ - минерална повърхност след съадсорбция на ксантогената към МВТ.

Литература

- Ботева А. Д., 2000, *Флотационни минерални технологии*, МГУ "Св. Ив. Рилски", С.
- Ботева А. Д., 1992, *Флотационни реагенти*, "Техника", С.
- Ботева А. Д. 1998, *"Синергизмът при някои флотационни реагенти за селекцията на сулфидни руди"*, Автореферат, С.
- Crozier R. D., 1992, *Flotation*, Pergamon, Oxford, UK.
- Castro S. and Alvarez J., 1994, *Flotation*, Chile.
- Klimpel R. R. 1999, A Review of Sulfide Mineral Collector Practice in *"Advances in flotation Technology"*, Denver, Colorado, USA.
- Hebig C. et al, 1988. "The synergistic interactions of mixtures of Thiol collectors in the flotation of sulfide minerals" in *Flotation - Surface Chemistry and Reagents*, New York, USA.

Брикетиране на кафяви въглища със свързващо вещество талов пек

Ирена Григорова

Минно-геоложки университет "Св. Иван Рилски", 1700 София

РЕЗЮМЕ. Ситнежа от кафяви въглища и въглища с по-напреднала степен на въглефикация е потенциален източник на проблеми от екологичен характер. Направено е изследване в лабораторни условия на свързващо вещество талов пек – отпадък от целулозно-хартиената промишленост за брикетиране на кафяви въглища от Черноморския минен басейн. Изследвани са както индивидуалните възможности на веществото, така и съвместното му действие с различни добавки от органичен произход. Получените при комплексното действие на свързващото вещество и добавките брикети имат добри якостни показатели, икономически изгодни и влагоустойчиви.

BRIQUETTING OF BROWN COALS WITH BINDING AGENT TALOV PEK

ABSTRACT. Coal smalls from brown coals and coals with a more advanced degree of coalification are potential sources of problems with an ecological character. An investigation is made in laboratory conditions of binding agent talov pek – waste product of the cellulose-paper industry for briquetting of brown coals of the Black sea mine pool. There're investigated as the individual possibilities of the material, so his action in common with different supplement of organic provenance. The structured briquettes to the complex operation of the binding agent and the supplements have a good strength indicators, economic favourable and moisture resisting.

Въведение

Основна причина за задържане развитието на брикетирането на каменни и стари кафяви въглища е отсъствието на не дефицитно и безвредно свързващо вещество. От друга страна относително високата себестойност на процеса, високата цена на свързващите вещества, образуването на вредни газове и сажди при изгарянето на брикетите влияят отрицателно върху хода на технологичния процес.

Съществуват редица технологии за брикетиране на въглища със свързващи вещества – неутрализиранни гудрони, каменновъглени смоли, битуми, полимерни вещества на различна основа, клеосъдържащи вещества, варо-битумни емулсии и суспензии и други.

При направените изследвания (Менковский, Михаил, Равич, Окладников, 1977) е установено, че брикетите със всяко едно от описаните по-горе свързващи вещества имат недостатъци.

За неподходящите за брикетиране без свързващи вещества дребно зърнести, отпадни, въглищни продукти се търсят нови свързващи вещества, които да отговарят на следните условия: да не са токсични, да подобряват якостните показатели и влагоустойчивостта на брикетите, като същевременно не понижават топлинната им стойност.

Избора на свързващо вещество за брикетиране се определя от достъпността на веществото, икономическата целесъобразност от приложението му, отсъствието на отрицателно влияние върху хода на технологичния процес.

Пазарната стойност на свързващите вещества наред с качествата им са определящите при избора за ползването на едно или друго вещество.

Съвременните пазарни тенденции за търсене и ползване на различни вещества като свързващи са насочени главно към използването на отпадни продукти от различни производства, синтетични и полимерни вещества. (Шпирт, 1988).

Теоретична част

За изследването по брикетиране е използвано самостоятелно и съвместно с някои добавки от органичен произход свързващо вещество талов пек.

Таловия пек е отпадъчен продукт, получен при преработката на колофона, използван в хартиената промишленост като проклеиващо хартиените влакна вещество. В него се съдържа известно количество колофон наред с други отпадни вещества. (Вълчев, Пулиева, Божков, 1987). Представлява силно вискозна тъмно кафява течност с лепливи свойства.

Колофона – изходния материал за получаването на пек е водонерастворим, на което се дължи и хидрофобността на таловия пек.

Като добавки са използвани :

- Винена киселина – ($C_4H_6O_6$), моларна маса 150,0

Винените киселини са двусловни киселини, известни са с три основни стереоизомерни форми: D – винената киселина, L – винената киселина и мезовинената киселина. В хода на изследването е използвана D-винена киселина.

- Оксалова киселина

Характеризира се с следната формула: $HOOC-COOH \cdot 2H_2O$, моларна маса равна на 126,07 – най-низшия член от реда на мастните дикарбонови киселини. Състои се от безцветни кристали с точка на топене $101,5^\circ C$. Разтваря се във вода и етилов алкохол, неразтворима в бензол и хлороформ.

Оксаловата киселина е широко разпространена в природата: съдържа се в различни растения като киселини или неутрални соли (оксалати). Получава се чрез термично разпадане на натриев формиат.

Експериментална част**Методика и материали**

За провеждане на изследвания в лабораторни условия по брикетиране на кафяви въглища от мина "Черно море" със свързващо вещество талов пек и описаните добавки е използвана проба със следната характеристика:

- Изходна влажност, %	22,8
- Пепелно съдържание на сухо вещество, %	16,4
- Съдържание на обща сяра в сухото вещество, %	5,07
- Калоричност, kcal./kg.	4989

Таблица 1.

Зърнометричен състав на въглищната проба подложена на брикетиране

Класи, mm	Добив на класите				d _{срк'} mm	j.d _{срк}	W ^d ,%	A ^c ,%
	Частен		Сумарен					
	g	%	по "+"	по "-"				
-2 +1	130	42,62	42,62	100,00	1,5	63,93	22,0	14,81
-1+0,5	65	21,31	63,93	57,38	0,75	15,98	21,0	18,80
-0,5+0,2	45	14,75	78,68	36,07	0,35	5,16	9,5	22,43
-0,2+0,125	30	9,84	88,52	21,32	0,16	1,57	18,0	31,60
-0,125+0,063	20	6,56	95,08	11,48	0,09	0,59	13,5	38,49
-0,063	15	4,92	100,00	4,92	0,03	0,14	16,0	35,93
Всичко : 2 – 0 mm	305	100,00	-	-	0,87	87,37	18,66	21,03

Методиката за провеждане на изследването е следната:

Определено количество от въглищата (45 g.) се смесва с таловия пек. Съвместно с пека е изследвано и влиянието на винена и оксалова киселина прибавяни като 10,0% водни разтвори.

Сместа се хомогенизира добре чрез интензивно разбъркване и се изсипва в прес формата. Тя се затваря от горното неподвижно бутало и се пресова при налягане 40,0 МПа.

С помощта на отсичаща пластина се сменя количеството от сместа, излизаща купообразно над горната повърхност на пресформата.

Върху изравнената повърхност се поставя неподвижното бутало.

Върху така подготвената пресформа се включва подвижното бутало, което пресова сместа при желаната стойност на налягането.

Освобождаването на брикета от пресформата след формирането му става по следният начин. Сменя се налягането от подвижното дъно. Сменя се горната основа и отново се включва подвижното бутало – до изтласкване на брикета над горната повърхност на пресформата.

Всички произведени брикети се изследват като се определят якост на натиск след 4 и 24 часов престой, водопоглъщаемост и водоустойчивост.

За определяне якостта на натиск се използва хидравлична преса, показанията на манометъра на която отчитат стойностите на приложеното налягане.

Отделянето на люспи от страничните плоскости не се счита за оронване по ръбовете, тъй като това е технологично обусловено от високата температура в матричните канали в резултат на което ръбовете леко се оронват и брикета получава закръглена форма.

Изследването за определяне на водоустойчивостта и водопоглъщаемостта е проведено съгласно БДС 8716-88.

Опитна апаратура

Изследването по брикетиране е осъществено с лабораторен тип преса изработена в техническата лаборатория на МГУ. Тя формира брикета при едностранно подаване на налягането във вертикална посока и осигурява налягане до 60,0 МПа.

Пресформата е цилиндрична оформена от горно неподвижно бутало и долно подвижно бутало и дава възможност за получаване на брикети с диаметър 45 mm. и височина 65 mm.

Опитни резултати**Самостоятелно брикетиране на кафяви въглища с талов пек**

Подготовка на таловия пек за брикетиране:

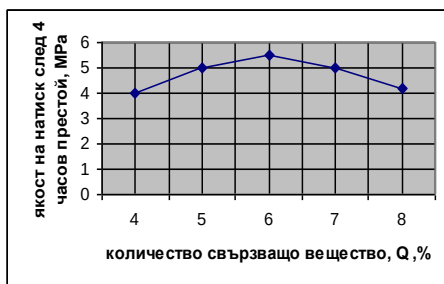
Тъй като таловия пек има твърде гъста и силно вискозна консистенция употребата му без предварителна подготовка е невъзможна. Подготовката на таловия пек включва:

- Загряване, без добавяне на допълнително количество вода към него до температура 120 – 150°C, при която то придобива добра текливост и удобна за работа консистенция. При нагряване пека не отделя миризми и дим.

Изследвано е влиянието на количеството свързващото вещество в интервала от 4,0 до 8,0%. Ефективността на веществото е отчетена по якостните показатели на формираните брикети. Получените опитни резултати са дадени на фигура 1 и фигура 2.

На фигура 1 са дадени опитните резултати отразяващи зависимостта между съдържанието на талов пек и якостта на натиск на произведените брикети изследвана след 4 часов престой.

Оптималното количество на свързващото вещество е 6,0% при което получените брикети са плътни, без пукнатини, не са склонни към слепване сурови и при престой, характеризират се с повишена "зелена" якост, не ронливи и икономически изгодни.



Фиг. 1. Зависимост между количеството свързващо вещество – талов пек и якостта на натиск на брикети изследвана след 4 часов престой при температура 15°C.



Фиг. 2. Зависимост между количеството свързващо вещество – талов пек и якостта на натиск на брикети изследвана след 24 часов престой при температура 15°C

На фигура 2 е показана зависимостта между разхода на талов пек и якостта на натиск на получените брикети след престой от 24 часа.

Получените резултати показват, че с нарастване времето на престой якостта на брикетите се увеличава, но не достига стойности отговарящи на стандартните норми.

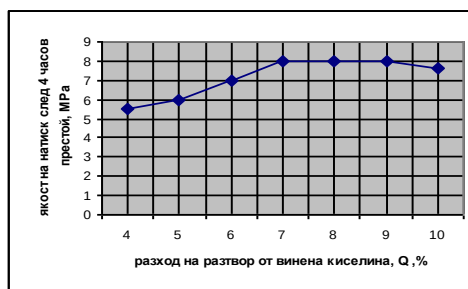
Във връзка с това е проведено изследване за повишаване механичната якост на брикети с талов пек като свързващо вещество чрез внасянето на добавки към шихтата за брикетиране.

Изследване на винена и оксалова киселина в качеството им на втвърдител при брикетиране на кафяви въглища със свързващо вещество талов пек

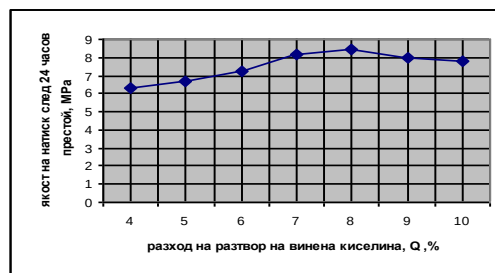
Проучване възможностите на винената киселина под формата на 10,0% воден разтвор при съвместното и брикетиране със свързващо вещество талов пек
Винената и оксалова киселина са внасяни в процеса под формата на 10,0% воден разтвор. И с двете киселини е варирано в границите от 4,0 до 10,0%. При всички проведени експерименти разход на талов пек е постоянен – 6,0%. Резултатите са посочени на фигура 3 и фигура 4.

На фигура 3 и фигура 4 са нанесени резултатите отразяващи зависимостта между разхода на 10,0% воден разтвор на винена киселина (при постоянно количество на пека 6,0%) и якостта на натиск на произведените брикети изследвана съответно след 4 и 24 часов престой.

Оптималното количество на изследваната добавка е 8,0% при което получените брикети се характеризират с повишена якост на натиск спрямо брикети произведени при самостоятелно ползване на веществото.



Фиг. 3. Зависимост между количеството винената киселина (под формата на 10,0% воден разтвор) и якостта на натиск на брикети изследвана след 4 часов престой при температура 15°C и постоянен разход на талов пек 6,0%



Фиг. 4. Зависимост между количеството винената киселина (под формата на 10,0% воден разтвор) и якостта на натиск на брикети изследвана след 24 часов престой при температура 15°C и постоянен разход на талов пек 6,0%

Получените резултати показват, че добавянето на разтвор от винена киселина довежда до производството на брикети отговарящи на нормите на БДС.

Проучване възможностите на оксалова киселина под формата на 10,0% воден разтвор при съвместното и брикетиране със свързващо вещество талов пек
Резултатите от опитите проведени с оксалова киселина и талов пек са посочени на фигура 5 и фигура 6.



Фиг. 5. Зависимост между количеството оксаловата киселина (под формата на 10,0% воден разтвор) и якостта на натиск на брикети изследвана след 4 часов престой при температура 15°C и постоянен разход на талов пек 6,0%

На фигура 5 и фигура 6 са нанесени резултатите отразяващи зависимостта между разхода на 10,0% воден разтвор на оксалова киселина (при постоянно количество на пека 6,0%) и якостта на натиск на произведените брикети изследвана съответно след 4 и 24 часов престой.

Оптималното количество на изследваната добавка е 9,0% при което якостта на произведените брикети нараства значително спрямо брикети без добавка.



Фиг. 6. Зависимост между количеството оксалова киселина (под формата на 10,0% воден разтвор) и якостта на натиск на брикети изследвана след 24 часов престой при температура 15°C и постоянен разход на талов пек 6,0%

Дискусия

Получените при лабораторните изследвания резултати за брикетиране със свързващо вещество талов пек съвместно с добавките винена и оксалова киселина на кафяви въглища от мина "Черно море", доказва, че така посочената технология осигурява получаването на брикети с подобрени механични характеристики и влагуустойчивост.

Оптималното количество свързващо вещество от технологична гледна точка е 6,0 %. Брикети с пек под 4% се характеризират с ниски качествени показатели, което се дължи на частичното и очевидно недостатъчно омекване на повърхностите на въглищните частици. Използването на пек над 6,0% довежда до производството на твърде еластични брикети, склонни към слепване.

Използването на оксалова и винена киселина под формата на водни разтвори като добавки към таловия пек в процеса на брикетиране оказва положителен ефект, който се изразява в нарастване здравината на брикетите и намаляване времето необходимо за втвърдяване на веществото.

Най-добри резултати по отношение на механичната якост дават брикетите формиранни с талов пек 6,0% и оксалова киселина в количество 9,0%. (9,0-9,5 МПа).

Якостта на натиск на брикети произведени с талов пек 6,0% и добавка винена киселина е в границите 8,0-8,4 МПа при оптимален вариант за влагане на киселината – 8,0%.

Брикетите получени с добавка на киселините отговарят на стандарта на БДС и по отношение на влагуустойчивостта.

При всички брикети водопоглъщаемостта е в границите 8,5 – 9,7 %, а водоустойчивостта : 91,5 - 90,3%.

Комбинираното действие на талов пек с винена или оксалова киселина създават добри условия за получаване на брикети от черноморските кафяви въглища. Те имат висока влагуустойчивост, добра якост на натиск, нисък процент на оронване и са икономически изгодни.

Заклучение

Изследвано е действието на талов пек като свързващо вещество при брикетиране на кафяви въглища от мина "Черно море". Оптималното количество вещество е от 6,0%.

Изследвано е и комбинираното действие на талов пек и добавки винена и оксалова киселина, като е установено оптимално количество на киселините съответно 8,0% и 9,0%.

Получаваните при съвместното действие на пека и добавките брикети имат високо качествени якостни характеристики, влагуустойчивост и якост на оронване.

Литература

- Български Държавен Стандарт 8716-88, 1988. Твърди горива, С., А13.
- Вълчев В., Пулиева Н., Божков И., 1987. *Химични спомагателни средства за хартиената промишленост*, С., Техника, 28-30.
- Менковский В., Михаил А., Равич Б., Окладников В., 1977. *Связующие вещества в процессах окускования горных пород*, М., Недра, 144-151.
- Шпирт Я., 1988. *Безотходная технология/ Утилизация отходов добычи и переработки твердых горючих ископаемых*, М., Недра, 68-70.

Комбинираните схеми при преработката на металургични отпадъци

Антоанета Ботева, Мариела Парашкевова

Минно-геоложки университет "Св. Иван Рилски", 1700 София

РЕЗЮМЕ. Един от основните замърсители на откритите и подземни водоеми, както и на почвите с тежки метали, са металургичните отпадъци. Понастоящем край почти всички металургични заводи преработващи сулфидни метални концентрати, са натрупани огромни маси от шлаки, клинкери, отработени облицовачни тухли и други отпадъци. Тяхната преработка и утилизация е наложителна. По тази причина се разработват технологични схеми за преработката им, включващи най-често комбинация от физични, физико-химични и химични концентрационни методи. Проблемът възниква при определяне на последователността, в която следва да се прилагат тези методи. На този проблем е посветена и настоящата статия. Изяснени са причините за възникващите неудачи и са посочени конкретни примери за подходяща комбинация на различните концентрационни схеми.

COMBINE FLOWSHEETS FOR METALLURGICAL TAILINGS TREATING

ABSTRACT. Remediation of the components contained in different metallurgical tails is very in portent in two different aspects - ecological and economical. The rules for flowsheet creation in that case are very different from flowsheet creation for natural ore processing. That in the main topic of the recent article.

Въведение

Металургичните отпадъци са сложни по своя веществен състав субстанции. За разлика от естествените суровини те притежават значително по-трудна обогатимост дължаща се основно на:

- непостоянен състав на минералните формации;
- променлива парагенеза;
- променяща се едрина на впръскване и взаимно проравстване на минералите;
- различна морфология на минералните зърна.

Всички тези гореизложени различия се дължат както на променящите се условия на металургична преработка и изкрystalизиране на отделните фази, така и на различните флуктации в веществения състав на подаваните за преработка в металургичните заводи концентрати. Това налага различен подход от този при естествените руди, при изграждане на схемите за тяхната преработка и рециклиране на съдържащите се в тях ценни компоненти.

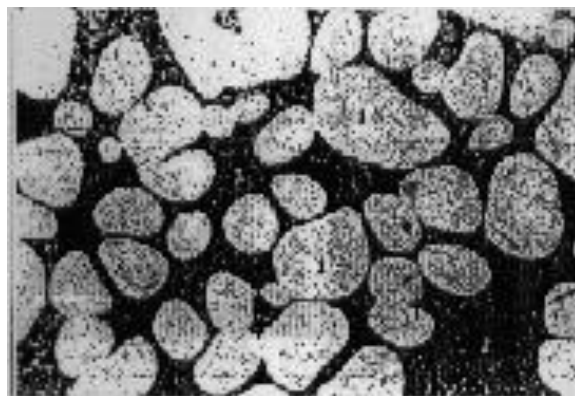
Постановка на проблема и изводи

За извличане на общите правила за построяване на схемите на преработване при третиране на металургични отпадъци са разгледани схемите за преработка на два металургични отпадъка - медни велц клинкери и цинкови шлаки. И двата продукта представляват отпадъци получени при преработката на един и същ междинен продукт при хидрометалургичната преработка на цинковите концентрати - кека след мокрото извличане на цинка от изпържените цинкови концентрати. Промененият начин на преработка на един и същ металургичен продукт води до получаване на два абсолютно различни по характеристика отпадъци. При валцоването на цинковия кек се получава велц

клинкер като отпадък, а при шихтоването му с оловни концентрати - цинкова шлака също като отпадък. Двата отпадъка се различават коренно по веществен състав.

Велц клинкер

Основен металосъдържащ минерал в него е α - Fe. Последното е получено от пирита в силно редукиционна среда. Междините между железните сферички се запълват от твърд разтвор на борнит и халкоцит с пиротин. Често в железните сфероидални образувания има включения от пиротин-халкоцит-борнитови агрегати. Средното съдържание на желязо в клинкерите е 25 %. На фиг. 1 е дадена микроскопска снимка на железни сфери с запълнени междини от твърд разтвор с борнит-халкоцитов състав.



Фиг. 1. Зърна от α - Fe (1) и запълващ твърд разтвор с борнит-халкоцитов състав (2). (Отразена светлина X150)

Като второстепенни металосъдържащи минерали в клинкера следва да се определят съдържащите мед, цинк и

олово. Всред тях най-високо е съдържанието на медсъдържащите минерали. Те представляват практически интерес, тъй като част от медта е добре извлектаема с обогатителни методи. Зърната на медсъдържащите минерали са фини по размер /под 0,08 mm/ и често са прорастнали с α -Fe, пиротин, силикати, железни оксиди и хидрогенокси, и кокс. Съдържанието на мед в различните сулфиди се движи в широки граници от 40 до 10 %, докато сярата е практически постоянна по съдържание. В клинкера се съдържа още и Mn и CaS.

Освен под формата на α -Fe, желязото присъства още и като оксиди и хидрооксиди, което съдържание нараства при престояване на клинкера на открито, като при това обвива медните сулфиди.

От оловосъдържащите минерали основно е представен ррозита.

Цинкът е представен основно под формата на сулфиди. Благородните метали са свързани със сулфидите.

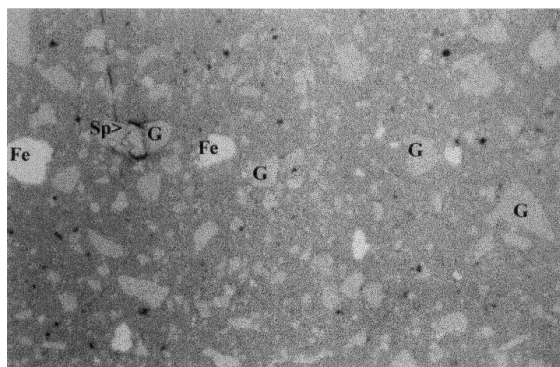
Освен металосъдържащите минерали, велц клинкера съдържа около 20 % кокс и над 50 % стъкломаса. Коксът, който се съдържа в клинкера има ниска отражателна способност и различна степен на изгаряне, като притежава висока потребителна стойност. При изучаване на микросъстава на кокса е установено, че той не съдържа благородни метали, но съдържа много фино впръсната мед. Характерна по състав е стъклообразната маса. Шлакувалата стъклокристална маса образува типична нодуларна структура. Състои се от стъклофаза, други силикати /главно феалит/, CaS и кокс. Това определя неизбежната загуба на част от кокса в отпадъка от преработката на клинкерите. В стъкломасата има още твърд разтвор от сулфиди под формата на прослойки.

Таблица 2.

Химичен състав на две проби от цинкова шлака

Проба	Съдържание, %													Съдържание, g / t						
	Al ₂ O ₃	CaO	Fe ₂ O ₃	K ₂ O	MgO	MnO	Na ₂ O	P ₂ O ₃	SO ₃	Si	O ₂	TiO ₂	ЗПИ влара	Pb	Zn	Cu	As	Sb	Ag	Au
I	7,78	17,25	35,84	1,17	1,58	0,76	0,33	0,39	1,52	22,64	0,38	9,05	1,51	8669	48235	3706	4901	709	22,3	0,03
II	8,01	16,79	38,18	1,23	1,41	0,83	0,37	0,38	1,71	23,15	0,32	6,10	1,52	8512	52137	4106	5109	715	24,1	0,03

Характерно за нея е високото съдържание на As и Zn. Основната маса изграждаща шлаката е α -Fe и стъклофаза /вж. фиг.2/, в която се вижда ясно шпинела с повишения релеф /Sp/.

Фиг. 2. Цинкова шлака /Мк/, изходна проба след смилане. Фини зърна от α -Fe и стъклофаза /G/

Всред тях най-разпространен е халкопиротина, което също определя неизбежни загуби от мед в стъкломасата.

Така показания минерален състав на велц клинкера, има химичен състав най-често движещ се в границите на състава показан в таблица 1.

Таблица 1.

Среден химичен състав на велц клинкера

Съдържание на металите и кокса						
Pb,%	Zn,%	Cu,%	Fe,%	C,%	Au,g/t	Ag,g/t
≈1,0	≈1,0	≈1,0	≈25	≈20	≈0,1	≈200

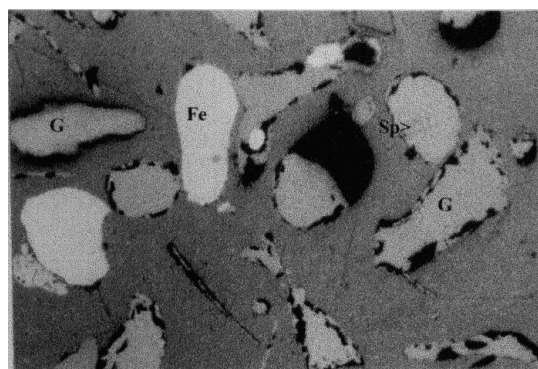
Тези състави ни насочват към следните възможности за изграждане на комбинирана схема за преработка:

1. Практически интерес представляват кокса, медта, желязото, цинка и благородните метали.
2. След фино мокро смилане следва да се отдели кокса, общ сулфиден продукт и отпадък, в който се съдържа почти цялата стъкломаса с включените в нея кокс и металосъдържащи минерали.
3. Комплексният сулфиден продукт следва да се разделят с химични и магнитни методи на обогатяване.
4. Директно сяронокисело излужване не се препоръчва, тъй като ще се усложнят процесите на разделяне.
5. Поради характера на протичащите в него процеси клинкерите не съдържат арсен.

Цинкова шлака

Цинковата шлака получена след пироматалургична преработка на кека след мокрото извличане на цинка от изпържените цинкови концентрати има примерния състав даден в таблица 2.

В стъклофазата има зърна от шпинел. При смилане /до 0,2 mm/ вече се наблюдават свободни зърна както от стъклофазата, така и от металните сулфиди /вж. фиг. 3 /.



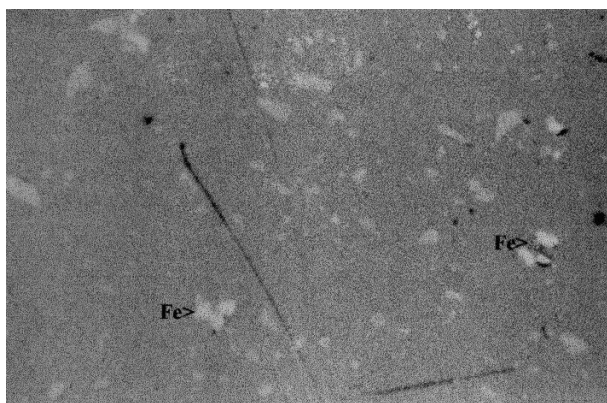
Фиг. 3. Цинкова шлака /Мк/, клас - 0,2 + 0,1 mm

Свободни зърна от металсулфидни от смесвания /Fe/ и стъклофаза /G/. В стъклофазата се наблюдават зърна от шпинела /Sp/.

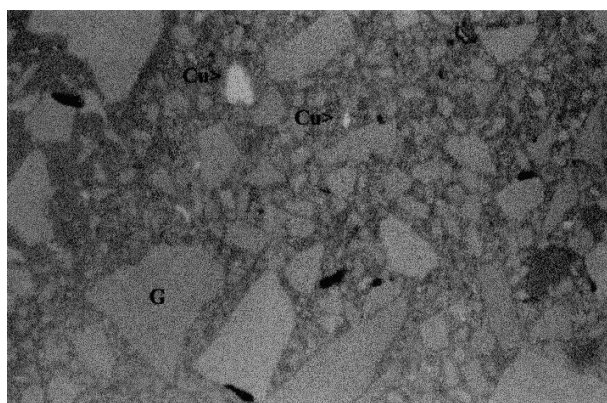
Арсенът се намира във вид на фини сулфидни прожилки в α - Fe. Общо шлаката е изградена от стъклофаза /75 - 80 %/, в която се съдържат 1 - 2 % по площ изометрични зърна от цинков шпинел с ниско съдържание на желязо /гранитов тип/. В стъклофазата съдържанието на цинк достига над 14 %.

Другите две съставляващи на цинковата шлака са металите /главно α - Fe, сплави на цинк, мед, никел, кобалт, олово с антимон и др./ и сулфидна маса, представена от халкопиротин и кубанитова фаза с цинк и никел. Арсенът се привързва към α - Fe, но частично се свързва и със сулфидите. В стъклофазата не е установен арсен, там има основно цинков шпинел.

Така представеният минерален състав веднага показва, че голямата част от арсена следва да се отделя чрез магнитна сепарация, провеждана преди всеки друг, концентриционен процес /вж. фиг 4 и фиг. 5/.



Фиг. 4. Цинкова шлака /Mn/, магнитна фракция. Картината е подобна като при изходната шлака, но тук размерите на частичките са по-малки. Магнитни са метално-сулфидните отмествания / α - Fe/



Фиг. 5. Цинкова шлака /Mn/, немагнитна фракция. Отмествания от метална мед /Cu/ в маса от частици стъклофаза /G/

В стъклофазата, която отива в немагнитната част, се забелязва и метална мед /вж. фиг. 5/. Предмет на следваща преработка следва да бъде именно стъклофазата, от която при подходящ режим чрез разтваряне да се извлече цин-

ковия шпинел и елементната мед, а останалата пречистена стъкломаса да се използва както в строителството, така и за производство на различни други промишлени изделия. Магнитният продукт, съдържащ основното количество арсен, следва да се депонира и на този етап да не се преработва. Там арсенът е в сравнително малкоразтворима форма и ако при складирането се изключи достъпа на кислород, следва да не преминава в разтворима форма. Преработката на продукт съдържащ 0,5 % As е опасна и не следва да се пристъпва към нея. Опасността идва от възможността арсена да се разнесе в разтворима форма в голям брой продукти и да замърси околната среда.

Обсъждане на резултатите и изводи

Направеният анализ на връзката между предлаганата комбинирана схема за преработка на металургичният отпадък и неговият веществен състав показва, че при изграждане на схемите следва да се спазва известна последователност в действията, а именно:

1. Нито една схема не може да бъде изградена правилно, ако предварително не е направен детайлен химичен и минералогичен анализ на продукта, и ако при естествените суровини съществува някаква аналогия между еднотипните такива, то при металургичните отпадъци не съществува каквато и да е прилика, както в цялостния веществен състав, така и между еднотипните минерали.
2. С цел ограничаване на екологичните вреди от преработката им, хидрохимичните методи следва да се прилагат след предварителна концентрация на продуктите по другите методи, при които се отделя основното количество пречистен отпадък за складиране.
3. При флотацията на минералните зърна трябва да се обръща внимание на тяхната морфология, която в определени случаи може да позволи по-рационалното построяване на схемите.
4. Комбинираните схеми не следва да допускат голяма циркулация на междинни продукти. От съответният разделителен процес следва да излизат крайни продукти.
5. Да се избягва финото смилане, тъй като процесите на агрегация при металургичните отпадъци са интензифицирани. Адхезионните сили между частиците са по-големи.

Литература

- Ботева А., 1998, *Геолого-технологична оценка на суровините*, Минно-геоложки университет "Св.Ив. Рилски", С.
- Денев Ст., Р. Стойцова, А. Ботева, 1985, *Разкриване и флотация на минералите*, Техника, С.
- Митов К., И. Кесяков, Т. Александрова, М. Милтеков, А. Боева, А. Ралчева, М. Михайлов, пат. BG60786 B1 с приоритет от 28.05.1993 г.
- Пирковски С. А., пат. RU940150041 "Способ гидрометаллургической переработки цинковосодержащего клинкера" с приоритет от 10.02.1996 г.

Брикетиране на кафяви въглища със свързващо вещество картофено нишесте EMCOL-K

Ирена Григорова, Любомир Кузев

Минно-геоложки университет "Св. Иван Рилски", 1700 София

РЕЗЮМЕ. Поради значителния дефицит на качествено гориво, брикетирането на каменовъглени ситнежи по настоящем придобива голямо значение. Изследвани са възможностите на картофено нишесте "Emcol-K" като свързващо вещество при брикетиране на кафяви въглища от мина "Черно море". Лабораторните резултати доказват свързващите свойства на картофеното нишесте в количество от няколко процента върху качествените показатели на брикетите. Същите са изразени чрез якостните им показатели и влагуустойчивост.

BRIQUETTING OF BROWN COALS WITH BINDING AGENT EMKOL-K

ABSTRACT. Because of the considerable deficit of qualitative fuel, the briquetting of coal odds and ends is currently acquiring a big significance. There are investigated the possibilities of potatoe starch "Emcol-K" like binding agent at briquetting of brown coals from "Black sea" mine. The laboratorial results improve the binding properties of the potatoe starch in amount of some percents to the qualitative indicators of the briquettes. The same are expressed by their strength indicators and moisture stable.

Въведение

При добива на въглища, при транспорта и сепарирането им, неизбежно се образува голямо количество ситнежи, които създават редица проблеми от екологичен характер.

През последните години в страните с развита въгледобивна промишленост се търсят нови и нови по-ефективни от икономическа и екологична гледна точка решения и методи за използването на отпадъците от добива и преработката на въглищата, чиито количества непрекъснато нарастват.

Най-рационално решение на въпроса за оползотворяването на тези ситнежи дава технологията на брикетиране със свързващи вещества, поради специфичните и предимства пред другите методи на уедряване. (Шпирт, 1986).

Качеството на получаваните от различни материали брикети зависи до голяма степен от вида и свойствата на свързващото вещество, неговия разход, а също и от максималната едрината и гранулометричния състав, състоянието на повърхността на частиците и влажността на брикетирания материал, порестостта на материала. (Бутт, Сычев, Тимашев, 1980)

Намирането на нови свързващи вещества, които да не са опасни, не замърсяват околната среда и отговарят на техническите изисквания на брикетирането са постоянна задача.

Теоретична част

Картофеното нишесте с марка "Emcol K" се използва като свързващо вещество в хартиената промишленост, което има за цел да подобри степента на задържане на фините

влакна и пълнители и същевременно да повиши якостта на хартията в сухо състояние.

Характеристика на продукта :

- вид на продукта : картофено нишесте
- форма : бяла пудра
- съдържание на влага : 18 – 20%
- рН 6 – 8
- обемна плътност : 700 – 800 kg./m³
- пепелно съдържание : < 0,3 %

Експериментална част

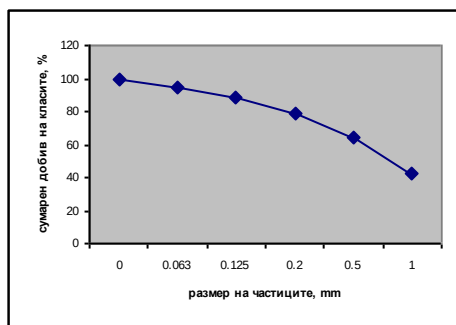
Проведено е изследване по брикетиране на кафяви въглища от Черноморския минен басейн със свързващо вещество картофено нишесте "Emcol K" в лабораторни условия.

Методика и материали

За експерименталната работа са използвани кафяви въглища от мина "Черно море". Те имат следната характеристика:

- Изходна влажност, %	2,8
- Пепелно съдържание на сухо вещество, %	6,4
- Съдържание на обща сяра в сухото вещество, %	5,07
- Калоричност, kcal./kg.	4989

Хомогенизирането и подготовката на въглищата за формование се извършва в следната последователност. Претеглят се 45 грама от изходните въглища след което се нагряват при температура 60°C съвместно с Emcol-K (в твърд вид, под формата на прах). При подгряването сместа се хомогенизира интензивно.



Фиг. 1. Зърнометричен състав на въглищата за брикетиране

След нагриването се добавя вода до определена за опита влажност. Следва ново няколко минутно ръчно разбъркване до постигане пълна хомогенност на сместа.

Подготвената смес се изсипва в пресформата от малка височина.

Пресоването се извършва в хидравлична лабораторна преса при налягане 40,0 МПа.

Emcol-K е добавян в твърд вид към ситнежа за брикетиране и довеждан до течност в процеса на подготовка на шихтата.

Влагата е внасяна допълнително след прекратяване на нагриването с цел да бъде избегнат процеса на изпаряване при възникването на които количеството и рязко се съкращава.

Всички произведени брикети са изследвани за определяне на качествените им показатели съгласно БДС 8716-88.

Всички получени брикети се изследват като се определят якост на натиск след 4 и 24 часов престой, водопоглъщаемост и водоустойчивост.

За определяне якостта на натиск се използва хидравлична преса, показанията на манометъра на която отчитат стойностите на приложеното налягане.

Отделянето на люспи от страничните плоскости не се счита за оронване по ръбовете, тъй като това е технологично обусловено от високата температура в матричните канали в резултат на което ръбовете леко се оронват и брикета получава закръглена форма.

За да има сравнимост между получените при различно съдържание на свързващо вещество брикети се приготвят и брикети без свързващо вещество.

Опитна апаратура

За изследването е използвана лабораторен тип преса с едностранно подаване на налягането. Пресовата форма е цилиндрична. Двете основи на пресформата са затворени от неподвижно горно бутало и подвижно долно бутало. Диаметъра на пресформата е 45 mm., а височината на цилиндричната част 65 mm.

След подготвяне на сместа за брикетиране тя се изсипва в пресформата. С помощта на отсичаща пластина се сменя количеството от сместа, излизаща купообразно над горната повърхност на пресформата. Върху изравнената повърхност се поставя неподвижното бутало.

Върху така подготвената пресформа се включва подвижното бутало, което пресова сместа при желаната стойност на налягането.

Освобождаването на брикета от пресформата след формирането му става по следният начин. Сменя се наля-

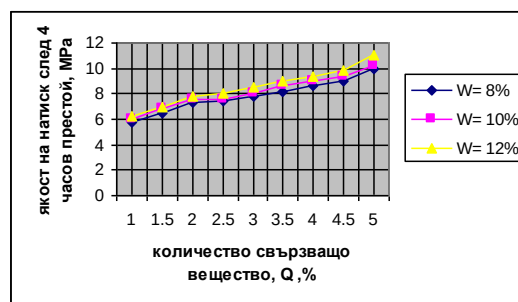
гането от подвижното дъно. Сменя се горната основа и отново се включва подвижното бутало – до изтласкване на брикета над горната повърхност на пресформата.

Експериментални резултати

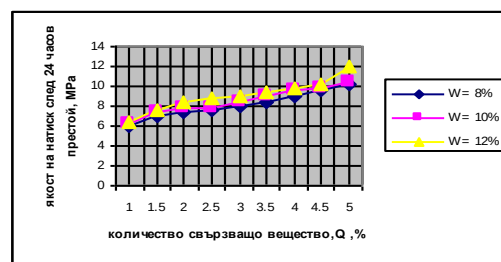
Изследвано е влиянието на свързващото вещество картофено нишесте Emcol-K в интервала от 1,0 до 5,0%, върху качеството на получаваните брикети. Влажността е изменена в границите 8,0 -12,0%.

Ефективността на свързващото вещество е отчетена по якостните показатели на формираните брикети.

Получените опитни зависимости при определяне оптималния технологичен разход на нишесте са дадени на фигура 1 и фигура 2.



Фиг. 1. Зависимост между количеството свързващо вещество "Emcol-K" и якостта на натиск на брикети произведени с въглища класа 2 – 0 mm., изследвана след 4 часов престой на брикетите при температура 18°C, при различно влагосъдържание



Фиг. 2. Зависимост между количеството свързващо вещество "Emcol-K" и якостта на натиск на брикети произведени с въглища класа 2 – 0 mm., изследвана след 24 часов престой на брикетите при температура 18°C, при различно влагосъдържание

На фигура 1 и фигура 2 са нанесени опитните резултати от изследване влиянието на разхода на свързващо вещество чрез якостните показатели на получените брикети изследвани след 4 и 24 часов престой.

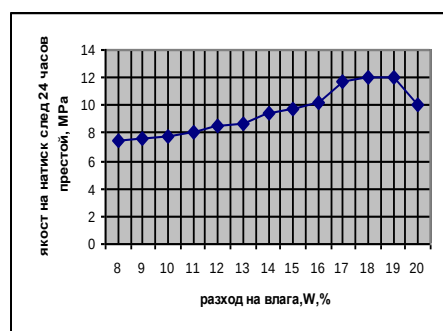
Оптималното количество нишесте е 2,0% при което получените брикети са плътни, с добра здравина, без пукнатини, с повишена "зелена" якост, не ронливи и икономически изгодни.

На фигура 3 и фигура 4 са посочени опитните зависимости между количеството добавяна влага при постоянен разход на вещество 2,0% и якостта на натиск на произведените брикети съответно след 4 и 24 часов престой.

Оптималното количество влага необходима за получаване на качествени брикети е 18,0%.



Фиг. 3. Зависимост между процентното съдържание на влага и якостта на натиск на брикети изследвана след 4 часов престой на брикетите при температура 18°C и постоянен разход на свързващо вещество "Emcol-K" 2,0%

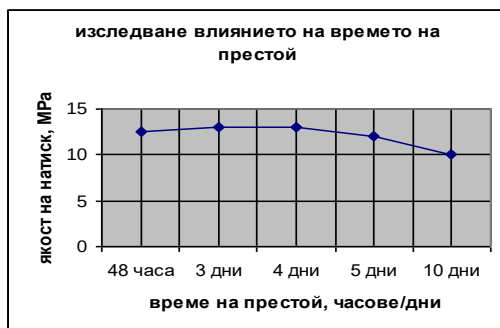


Фиг. 4. Зависимост между процентното съдържание на влага и якостта на натиск на брикети изследвана след 24 часов престой на брикетите при температура 18°C и постоянен разход на свързващо вещество "Emcol-K" 2,0%

Произведените при разход на свързващо вещество 2,0% и влага 18,0% брикети имат високи качествени показатели в съответствие с нормите на БДС.

Брикети произведени при оптимален разход на свързващо вещество 2,0% и влага 18,0% са подложени на изследване за определяне оптималното време на престояване. Резултатите са посочени на фигура 5.

Опитните резултати посочени на фигура 5 показват, че при престой от 3-4 дни якостта на брикетите е най-висока. След този период следва лек спад на якостта, дължащ се на навлизането на влагата на брикета в равновесие с хигроскопичната влажност на околната среда.



Фиг. 5. Зависимост между якостта на натиск на произведените при оптимални условия брикети и времето на престой при температура 18°C

Дискусия

Получените при лабораторните изследвания резултати за брикетиране със свързващо вещество картофено нишесте "Emcol-K" на кафяви въглища от мина "Черно море", доказват, че веществото осигурява получаването на брикети с високи механични характеристики, влагоустойчивост и икономически изгодни.

Оптималното количество свързващо вещество от технологична гледна точка е 2,0%.

Брикети с Emcol-K под 1,0 % се характеризират с ниска якост на оронване в резултат на минималното количество добавено вещество. От икономическа гледна точка при съвременните пазарни цени използването на нишесте над 2,0 % е неизгодно.

Увеличаването на процентното съдържание на вещество над 5,0% довежда до трудности при подготовката на шихтата за пресоване, състоящи се в затруднено хомогенизиране и дозиране на сместа.

В случая в резултат на повишеното количествено съдържание на вещество, шихтата придобива голяма лепливост, размесването и става трудно, нарушава се и равномерното разпределение на веществото във въглищната маса довеждащо до висок процент на оронване и ниска здравина на брикета.

Най-добри резултати по отношение на механичната якост дават брикетите формирани със свързващо вещество 2,0% и влага 18,0%.

Така произведените брикети притежават влагоустойчивост. Водопоглъщането им е изследвано съгласно БДС при което е установена водоустойчивост 85,97%, при степен на водопоглъщане 14,03%.

Както е видно от фигура 1 и фигура 2 с увеличаване процентното участие на свързващо вещество към въглищата за брикетиране якостта на натиск на получените брикети нараства.

Зависимостите изложени на фигура 3 и фигура 4 доказват голямото влияние на влагата внасяна в процеса.

При оптимално доказаната влага от 18,0% произведените брикети притежават външен гланц, атмосфера и водоустойчивост, нисък процент на оронване, високи якостни показатели при ниски процентни съдържания на свързващо вещество.

Брикети получени при разход на влага над 18,0% при престой получават повърхностни пукнатини обусловени от изпаряващата се влага от вътрешността на брикета е стремежа и да се уравни с влагата на околната атмосфера. Разход под 18,0% влага довежда до понижена якост на натиск.

Аналогични изследвания са извършени и с формираните без свързващо вещество брикети. Брикетите без свързващо вещество имат много ниски стойности на якостните показатели.

Получените брикети със свързващо вещество картофено нишесте "Emcol K" отговарят на изискванията за качество определени от БДС. Те имат висока якост на натиск, която позволява транспортирането им на големи разстояния при минимално количество ситнеж и водоустойчивост, която би позволила добро съхранение без нужда от опаковане и влагане на допълнителни средства.

Заклучение

Изследвано е действието на картофено нишесте "Emcol K" като свързващо вещество при брикетиране на кафяви въглища.

Получените брикети са с високи механични характеристики и влагоустойчивост. Оптималния процентен разход на "Emcol K" е 2,0 %.

Оптималното влагосъдържание е 18,0%.

Доказано е положителното влияние на веществото върху якостните показатели на брикетите и водоустойчивостта.

Установен е оптимален от технологична и икономическа гледна точка разход на свързващо вещество, влага и време на престой.

Литература

Български Държавен Стандарт 8716-88, 1988. С., Твърди горива, А13.

Шпирт Я., 1986. *Безотходная технология /Утилизация отходов добычи и переработки твердых горючих ископаемых* / М., Недра, 71-88.

Бутт Ю., Сычев М., Тимашев В., 1980 *Химическая технология связующих материалов*, М., Высшая школа, 23-24.

Лабораторни изследвания за получаване на оловни концентрати от оловни окисни руди

Атанас Атанасов ¹, Стефан Станков ²

¹ „Устрем 2001“ АД, София

² „Магма-97“ АД, София

РЕЗЮМЕ. В доклада са изследвани възможностите за получаване на качествени оловни концентрати от отпадъците на гравитационното обогатяване на окисни оловно-цинкови руди от района на град Кайсери, Република Турция.

Изследванията включват анализ на фазовия състав на оловото в третираните суровини, опити при различни схеми в отворен цикъл и флотационни опити в затворена схема.

Качеството на получените оловни концентрати 66-70 %, при извличане 85-86 % дават надежда за оползотворяване на натрупаните отпадъци от гравитационното обогатяване на цитираните руди и са шанс за намаляване на замърсяването на околната среда.

Всички изследвания и химически анализи са извършени от авторите на доклада в лабораториите на на металургичния завод „Чинкур“ край град Кайсери.

LABORATORY RESEARCH FOR PRODUCING PB CONCENTRATES FROM LEAD OXIDE ORE

ABSTRACT. The purpose of this report is the study of various opportunities for producing quality Pb concentrate of jig tailings from oxide Pb-Zn ore from the area of Kayseri, Republic of Turkey.

The studies include analysis of the phase contents of Pb in the treated materials, tests with various schemes in open circuit, and flotation tests in closed scheme. The quality of the produced Pb concentrate 66-70% with recovery 85-86 %, is encouraging for tailings utilization of gravitation treated oxide ores, and is a chance for pollution reduction.

All studies and chemical analysis are performed by the authors of this report in the laboratories of "Cinkur" – smelting plant near Kayseri.

Изпитанията на обогатимост са извършени в лабораториите на завод „Чинкур“, в периода 10-29 януари 2001 година. Основно са третирани две суровини, „Биркон“ и „Аладаг“. Суровината „Биркон“ представлява отпадък от гравитационното обогатяване на оловни окисни руди, а „Аладаг“ е необогатена оловно-цинкова, окисна руда.

1. Подготовка на пробите

Трошене. Пробите ни бяха предоставени натрошени до 100 % - 2,5 мм и тегло 20 кг, всяка. След размесване са отделени средни проби от изследваните суровини за химически и фазови анализи. Останалата част от пробите е разтеглена и пакетирана в пликове по един килограм всеки.

Смилане. Смилането е извършвано в лабораторна прътова мелница за мокро смилане с размери DхL=215х196 mm и смилачи тела DхL=30х190 mm и DхL=18х190 mm, по 5 броя от всеки размер и общо тегло 7150 г.

2. Изследване на веществения и фазов състав на суровините

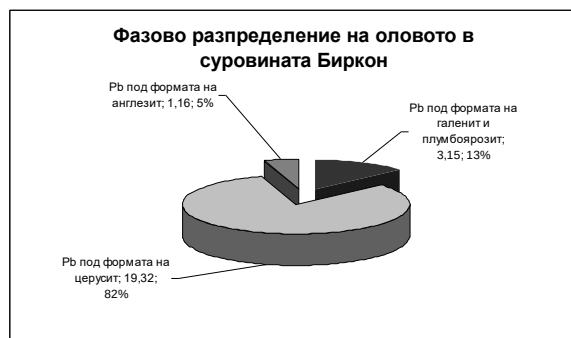
Средни проби от двата вида суровини бяха смлени до 100 % - 0,100 мм и подложени на химически и фазов анализ. Получените резултати са представени в Таблица 1.

Таблица 1.

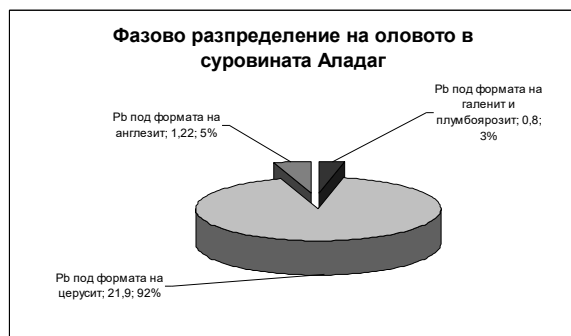
Фазов състав на Pb и Zn в изследваните суровини

Наименование на фазите	Химическа формула	Съдържание на олово, %	
		Биркон	Аладаг
Галенит + Плумбояр.	PbS + PbFe ₆ (SO ₄) ₄ [H ₂ O] ₂	3,15	0,80
Церусит	PbCO ₃	19,32	21,90
Англезит	PbSO ₄		
Пироморфит	Pb ₅ Cl(PO ₄) ₃	1,16	1,22
Ванаденит	Pb ₅ (Cl)(VO ₄) ₃		
Крокоит	Pb(CrO ₄)		
Миметизит	Pb ₅ (AsO ₄) ₃ Cl		
Общо Pb, %		23,63	23,92
Сфалерит	ZnS	0,09	0,97
Каламин	Zn ₄ [Si ₂ O ₇](OH) ₂	0,35	6,90
Смитсонит	ZnCO ₃		
Общ Zn, %		0,44	7,87

Разпределението на оловото по фази в изследваните суровини е показано графично на Фигури 1 и 2.



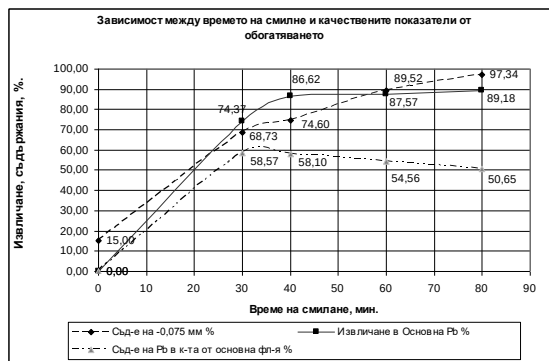
Фиг. 1. Разпределение на оловото по фази в „Биркон“



Фиг. 2. Разпределение на оловото по фази в „Аладаг“

3. Флотационни опити в отворена схема – „Биркон“

Опитите в отворен цикъл бяха извършени при различни условия, като: време на смилане, разход на реагенти и брой на флотационните операции. На Фигура 3 е показана зависимостта между съдържанието на клас -0,075 мм в материала подлаган на флотация и показателите от флотацията.

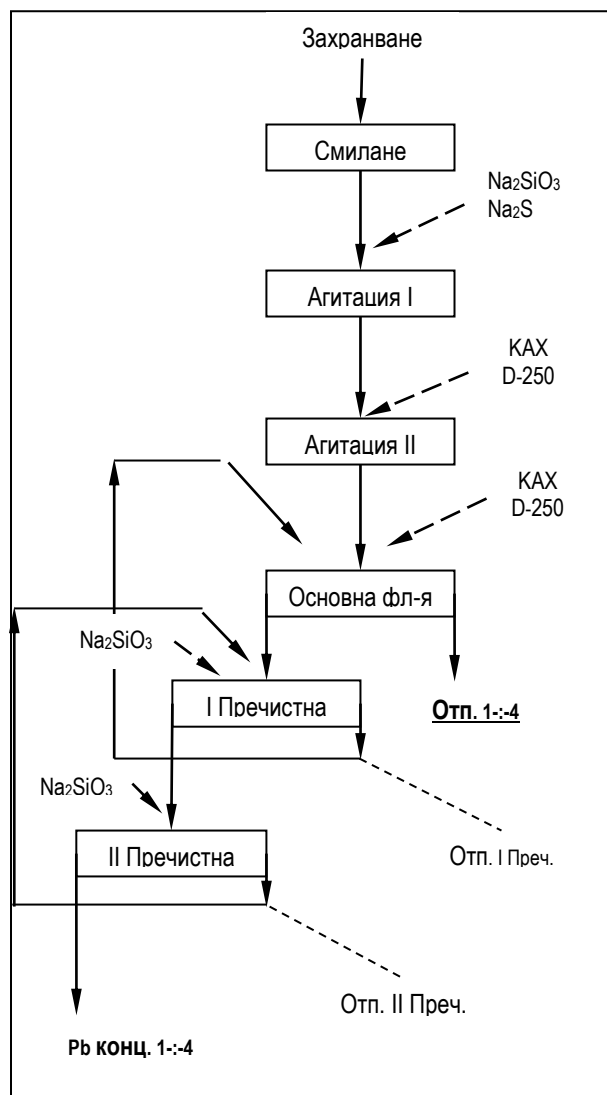


Фиг. 3. Влияние на степента на смилане върху показателите от флотацията на суровината „Биркон“

4. Опити в затворена схема – „Биркон“

За проверка на избраните реагентов режим и схема на флотация е направен флотационен опит в затворена схема с четири тегла, включващ следните операции: мокро смилане в лабораторна прътова мелница до едрина 97 % съдържание на клас - 0,075 мм; агитация I стадий – сул-

фидизация; агитация II стадий; основна флотация; I пречистна флотация; II пречистна флотация. Схемата на проведения опит е представена на фиг. 4.



Фиг. 4. Схема на опитите в затворен цикъл със суровината „Биркон“

Разходът на реагенти по операции и времената на отделните операции са дадени в Таблица 2.

Таблица 2.

Разход на реагенти и продължителност на отделните операции

Опера-ция	Време Мин.	Разход на реагенти, г/тон			
		Na ₂ SiO ₃	Na ₂ S	KAX	D-250
Смилане	80	-	-	-	-
Агит. I	5	2100	5700	-	-
Агит. II	2	-	-	790	40
I Озн. Фл.	6	-	-	-	-
II Озн.	6	-	-	790	40
III Озн.	6	-	-	260	40
I Преч.	3.5	300	-	-	-
II Преч.	3	200	-	-	-
Общ разход		2600	5700	1840	120

Добивите на продуктите от обогатяването са представени в Таблица 3, а металните съдържания и постигнатото извличане при отделните тегла в Таблица 4.

Таблица 3.

Добив на продуктите от обогатяването

Описание на продуктите	Добив на продуктите от обогатяването	
	г	%
Тегло № 1		
Pb концентрат 1	222,6	26,83
Отпадък 1	607,2	73,17
Захранване 1(изч.)	829,8	100,00
Тегло № 2		
Pb концентрат 2	242,5	26,52
Отпадък 2	671,8	73,48
Захранване 2 (изч.)	914,3	100,00
Тегло № 3		
Pb концентрат 3	269,4	28,57
Отпадък 3	673,7	71,43
Захранване 3 (изч.)	943,1	100,00
Тегло № 4		
Pb концентрат 4	270,6	28,29
Отпадък 4	685,9	71,71
Захранване 4 (изч.)	956,5	100,00
Други продукти		
Отп. от I Пречистна	121,3	-
Отп. От II Пречистна	33,6	-

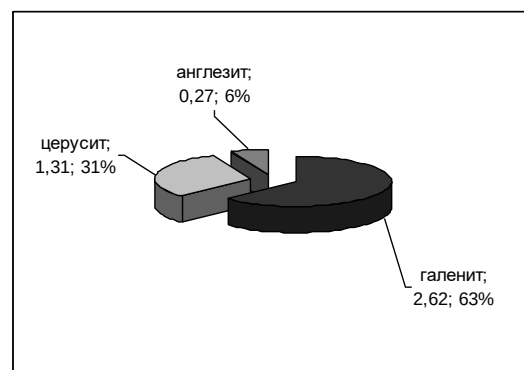
Таблица 4.

Добив, съдържание и извличане

Описание	Добив %	Съдържание, %		Извличане, %	
		Pb	Zn	Pb	Zn
Тегло № 1					
Pb к-т 1	26,83	70,72	0,38	85,32	8,99
Отп. 1	73,17	4,46	1,41	14,68	91,01
Захр. 1	100,00	22,23	1,13	100,00	100,00
Тегло № 2					
Pb к-т 2	26,52	70,29	0,50	85,83	11,35
Отп. 2	73,48	4,19	1,41	14,17	88,65
Захр. 2	100,00	21,72	1,17	100,00	100,00
Тегло № 3					
Pb к-т 3	28,57	66,73	0,75	85,71	18,51
Отп. 3	71,43	4,45	1,32	14,29	81,49
Захр. 3	100,00	22,24	1,16	100,00	100,00
Тегло № 4					
Pb к-т 4	28,29	66,19	0,75	86,14	19,26
Отп. 4	71,71	4,20	1,24	13,86	80,74
Захр. 4	100,00	21,74	1,10	100,00	100,00
Други продукти					
Отп. I Пречистна		11,46	1,43	-	-
Отп. II Пречистна		13,88	0,89	-	-

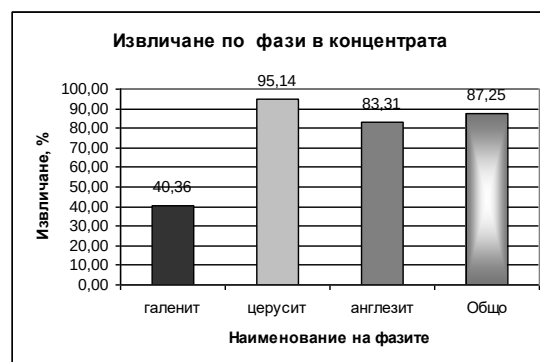
На отпадъка от четвъртото тегло е направен фазов анализ на оловото за изясняване на извличането на отдел-

ните фази в оловния концентрат. Графичното представяне на разпределението на фазите в отпадъка е показано на Фигура 5.



Фиг. 5. Разпределение на фазите на оловото в отпадъка на „Биркон“

На следващата Фигура 6 е показано извличането на различните фази на оловото в концентрата.



Фиг. 6. Извличане на фазите на оловото в концентрата

5. Опити в отворена схема – „Аладаг“

Направените опити в отворен цикъл показаха сходно поведение на оловните минерали от рудата „Аладаг“ с това на отпадъка от гравитационното обогатяване на рудата „Биркон“. На Фигура 7 е показана зависимостта между съдържанието на клас -0,075 мм в материала подлаган на флотация и показателите от обогатяването.



Фиг. 7. Влияние на степента на смилане върху показателите от флотацията на рудата „Аладаг“

Въпреки сравнително високото съдържание на цинк, такъв концентрат не бе добит.

6. Опити в затворена схема – „Аладаг“

Флотационният опит в затворен цикъл е извършен при същата схема на флотация и почти същите условия, като предната изследвана суровина, включващ следните операции: мокро смилане в лабораторна прътова мелница до едринна 92 % съдържание на клас -0,075 мм; агитация I стадий – сулфидизация; агитация II стадий; основна флотация; I пречистна флотация; II пречистна флотация. Схемата на проведения опит е идентична с тази на фиг. 4.

Разходът на реагенти по операции и времената на отделните операции са дадени в Таблица 5.

Таблица 5.

Разход на реагентите и продължителност на отделните операции

Операция	Време Мин.	Разход на реагенти, г/тон			
		Na ₂ SiO ₃	Na ₂ S	KAX	D-250
Смилане	80	-	-	-	-
Агит. I	5	2200	7000	-	-
Агит. II	2	-	-	800	40
I Осн. Фл.	5	-	-	-	-
II Осн.	5	-	-	540	40
III Осн.	5	-	-	540	40
IV Осн.	5	-	500	270	20
I Преч.	3,5	300	-	-	-
II Преч.	3	200	-	-	-
Общ разход		2700	7500	2150	140

Добивите на продуктите от обогатяването са представени в Таблица 6, а металните съдържания и постигнатото извличане при отделните тегла в Таблица 7.

Таблица 6.

Добив на продуктите от обогатяването

Описание на продуктите	Добив на продуктите от обогатяването	
	г	%
Тегло № 1		
Pb концентрат 1	237,1	29,53
Отпадък 1	565,9	70,47
Захранване 1(изч.)	803,0	100,00
Тегло № 2		
Pb концентрат 2	254,2	27,71
Отпадък 2	663,3	72,29

Захранване 2 (изч.)	917,5	100,00
Тегло № 3		
Pb концентрат 3	229,6	25,46
Отпадък 3	672,3	74,54
Захранване 3 (изч.)	901,9	100,00
Тегло № 4		
Pb концентрат 4	252,0	27,51
Отпадък 4	664,1	72,49
Захранване 4 (изч.)	916,1	100,00
Други продукти		
Отп. от I Пречистна	121,6	-
Отп. От II Пречистна	26,2	-

Таблица 7.

Добив, съдържания и извличане

Описание	Добив %	Съдържание, %		Извличане, %	
		Pb	Zn	Pb	Zn
Тегло № 1					
Рb к-т 1	29,53	68,42	0,93	84,77	3,46
Отп. 1	70,47	5,15	10,87	15,23	96,54
Захр. 1	100,00	23,83	7,94	100,00	100,00
Тегло № 2					
Рb к-т 2	27,71	66,02	1,14	80,34	3,89
Отп. 2	72,29	6,19	10,79	19,66	96,11
Захр. 2	100,00	22,77	8,12	100,00	100,00
Тегло № 3					
Рb к-т 3	25,46	68,04	0,89	78,94	2,80
Отп. 3	74,54	6,20	10,56	21,06	97,20
Захр. 3	100,00	21,94	8,10	100,00	100,00
Тегло № 4					
Рb к-т 4	27,51	67,05	0,92	77,16	3,48
Отп. 4	72,49	7,53	9,69	22,84	96,52
Захр. 4	100,00	23,90	7,28	100,00	100,00
Други продукти					
Отп. I Пречистна		15,07	6,20	-	-
Отп. II Пречистна		21,68	6,52	-	-

Имайки предвид краткото време, за което трябваше да се извършат изследванията, 10-30 януари 2001 година, ние не смятаме, че сме намерили оптималната схема и реагентов режим за обогатяване на изпитваните суровини, но считаме, че предложените в доклада данни и резултати могат да послужат за основа за по-нататъшни изследвания и оптимизиране на схемите на флотация и разхода на реагенти.

Селективно извличане на медни йони с йонообменни смоли от реални разтвори получени от насипищно излужване

Валерия Ковачева – Нинова, Борис Машев, Галина Колева

Минно-геоложки университет "Св. Иван Рилски", 1700 София

РЕЗЮМЕ. В настоящата работа се изследват обменните свойства и селективност на два типа йонообменни смоли, Lewatit TP-207 и Lewatit TP-214, относно Cu^{2+} съдържащи се в разтвори получени от насипищно излужване в ХБИ "Цар Асен". Лабораторните изследвания са проведени в динамични условия, като са определени параметрите на сорбция, десорбция и регенерация на смолите. Изходният насипищен разтвор съдържа 200 mg/l Cu^{2+} и 35 mg/l общо Fe. Определени са пълните динамични обменни капацитети (ПДОК) на двете смоли спрямо тези йони. ПДОК на Lewatit TP-207 относно медни и железни йони е съответно 27,559 g/l_{смола} и 1,138 g/l_{смола}, докато на Lewatit TP-214 за същите йони е съответно 6,705 g/l_{смола} и 1,342 g/l_{смола}. Получените данни за насищането на смолите, селективността на извличане на Cu^{2+} , коефициента на разделяне и др. показват, че Lewatit TP-207 е подходящ за селективно извличане на Cu^{2+} , докато Lewatit TP-214 за едновременно извличане на мед и желязо от разтвори. Изследвани са различни режими на десорбция на Cu^{2+} и регенерация на Lewatit TP-207, с цел избор на приемливо съотношение между разхода на сярна киселина и съдържанието на Cu^{2+} и остатъчна киселина в получавания регенерат, както и обема на регенерата. Представеният метод позволява от изходен разтвор с 200 mg/l Cu^{2+} да се получи краен регенерат със съдържание на мед от 7,6 до 15,7 g/l при различен режим на регенерация на смолата. Това представлява от 38 до 78,5 пъти набогатяване на регенерата с Cu^{2+} или съответно толкова пъти намаляване на обема му в сравнение с изходния насипищен разтвор.

SELECTIVE EXTRACTION OF COPPER IONS WITH ION EXCHANGE RESINS FROM REAL SOLUTIONS OBTAINED BY HEAP LEACHING

ABSTRACT. In the present paper are explored ion exchange properties and selectivity of two type ion exchange resins Lewatit TP-207 and Lewatit TP-214, regarding Cu^{2+} contained in solutions obtained by heap leaching at chemical-bacterial installation "Tzar Asen". The lab testing is done in a dynamic environment as the sorption, desorption and regeneration of resins are determined. The initial solution contains 200 mg/l Cu^{2+} and 35 mg/l common Fe. The total dynamic exchange capacity (TDEC) of the both resins are determining according to this ions. TDEC of Lewatit TP-207 concerning copper and iron ions is respective 27,559 g/l_{resin} and 1,138 g/l_{resin}, while for Lewatit TP-214 about the same ions is respective 6,705 g/l_{resin} and 1,342 g/l_{resin}. The obtained information about saturation of the resins, the selectivity of extraction of Cu^{2+} , the distribution coefficient and etc., show that Lewatit TP-207 is convenient for the selective extraction of Cu^{2+} , while Lewatit TP-214 for the simultaneous extraction of copper and iron from solutions. There have been examined different regimes of desorption of Cu^{2+} and regeneration of Lewatit TP-207 in order to find the acceptable correlation between the expense of sulfuric acid and the content of Cu^{2+} and resting acid in the obtained regenerant as also the volume of the regenerant. The represented method allows to be obtained regenerant with content of copper from 7,6 to 15,7 g/l from initial solution with 200 mg/l Cu^{2+} at different regime of regeneration of resins. This represents from 38 to 78,5 times enrichment of the regenerant with Cu^{2+} or respective that times decreasing the volume comparative to the initial heap solution.

Въведение

За първи път през 1935 г. (Adams and Holmes, 1935) се синтезират органични катионити и анионити. От тогава до днес техният състав постоянно се усъвършенства, с цел получаване на голямо разнообразие на йонообменни свойства, механична и химична устойчивост, както и висок капацитет и производителност.

Едно от направленията за приложение на йонообменните смоли е в обогатяването, включващо хидрометалургични процеси, на руди и отпадъци. В Р България интерес представлява комбинираното обогатяване на нискокачествени окисни и смесени медни руди. Хидрометалургичното преработване на тези руди е свързано с процесите на излужване на медта със сярна киселина. Медните йони в получените разтвори се подлагат на цементация върху железен скрап, а добитата цементационна мед се подава на металургична преработка. През последните години се прилагат технологични схеми, при които киселите разтвори се преработват до електроафинирана мед с помощта на екстракционни системи.

Често в излужваните разтвори, концентрацията на мед е доста по-ниска (няколко десети от g/l до няколко g/l) от

концентрацията на други разтворени метали, а концентрацията на съпътстващите соли е по-висока хилядократно и повече. Именно в такива условия йонообменният метод е целесъобразен и икономически обоснован (Kausz, 1983) и е за предпочитане пред екстракционния с течни органични екстрагенти (Jergensen, 1990). Разработени са технологични схеми за извличане на мед от руднични води (с pH от 2,7 до 3,6 и съдържание на Cu^{2+} до 0,8 g/l) със смолите Амберлит IRC-50 (Ehrlich, 1964) и Амфолит В-90 (Старцев и др., 1969), като е постигано извличане 87-95 %, а обогатения елюат съдържа до 50 g/l мед.

Интерес за промишлеността, занимаваща се с хидрометалургия на мед, представляват хелатообразуващите йонообменни смоли на основата на иминодиацетичната киселинна структура (Leiponen, 1999). Тези смоли притежават висок адсорбционен капацитет спрямо Cu^{2+} в разтвори с pH < 2,5 и ниска ефективност към фери железните йони (Grinstead et al., 1976). Селективността на смолите е важно качество, особено при извличането на Cu^{2+} от насипищни разтвори, тъй като тези разтвори съдържат и железни йони с високи концентрации.

Целта на настоящата работа е да се изследват обменните свойства, селективност и условия на регенерация на

йоннообменните смоли Lewatit TP-207 и Lewatit TP-214, относно Cu^{2+} съдържащи се в разтвори от насищане излужване в ХБИ "Цар Асен".

Експериментална част

Реагенти

Лабораторните изследвания са извършени с търговски образци на йоннообменните смоли дадени в табл. 1:

Таблица 1.

Описание на смолите

Марка	Тип	Форма	Отн. обем	Теорет. капацитет	pH
Lewatit TP-207	иминоди-ацетатна	Na^+	3.0	по Cu 135-160 mg/l	0-14
Lewatit TP-214	иминоди-ацетатна	Na^+	2.7-3.0	по Cu 125-140 mg/l	0-14

Характеристиката на насищаните разтвори с pH=4.0 от ХБИ "Цар Асен" е дадена в табл. 2.

Таблица 2.

Химически състав на продуктивните разтвори

Качествен състав	Количествен състав, mg/l
Разтворени вещества	32 000,00
Неразтворени вещества	114,00
Хлорни йони	350,00
Сульфатни йони	24 000,00
Желязо общо	35,00
Манган общ	511,00
Кадмий	0,02
Олово	0,52
Арсен	0,01
Мед	200,00
Никел	8,55
Цинк	27,10
Магнезий	3 600,00
Алуминий	1 300,00

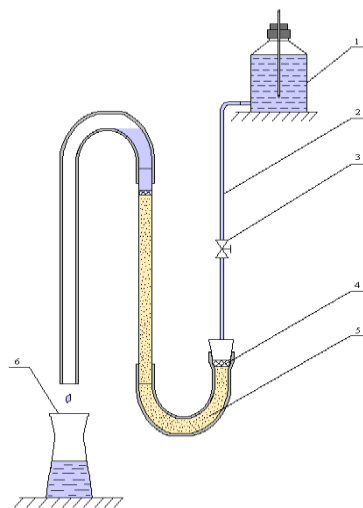
За десорбцията на Cu^{2+} и регенерацията на Lewatit TP-207 е използвана сярна киселина с три различни концентрации - 39.7, 81.7 и 120.6 g/l съобразени с устойчивостта на смолата в кисели среди, определена от производителя.

Съдържанията на мед и желязо в разтворите са определени с тестови ленти, а съдържанието на киселина с титруване.

Методика на изследването

Изследванията за определяне на сорбцията, десорбцията на Cu^{2+} и регенерацията на смолите са проведени в динамични условия, като лабораторната установка за извършване на опитите е представена на фиг. 1. Използвани са стъклени колонки с размери $L \times d = 200 \times 20$ mm.

Насищаните разтвори се пропускат през колонката, запълнена със смола, като хидравличното натоварване е 5 обема разтвор/обем смола за час. Проби от филтрата за анализ са отбирани от всеки обем/обем смола.



Фиг. 1. Схема на лабораторната установка

1- съд на Мариот; 2- маркуч; 3- кран; 4- мрежа; 5- сорбент; 6- приеман съд

Сорбираното количество мед или желязо от съответната проба се намира по следната формула:

$$E_{\text{елем}} = \frac{Q_{p-p}(C_0 - C_{\text{елем}})}{1000 \cdot V_{\text{смола}}}, \text{ g/l} \quad (1)$$

където: $E_{\text{елем}}$ – сорбирано количество елемент за съответната проба за литър смола, g/l; Q_{p-p} – количество на изтеклия разтвор през колонката, ml; C_0 – изходна концентрация на развора, mg/l; $C_{\text{елем}}$ – съдържание на изследвания елемент във филтрата, mg/l; $V_{\text{смола}}$ – обем на смолата, ml.

При десорбцията и регенерацията на смолите са взимани за анализ проби по 0,2 обема разтвор/обем смола от регенерата.

Емперични данни и резултати

Сорбционно извличане на мед от насищанни разтвори с Lewatit TP-207 и Lewatit TP-214

Определяне насищането и капацитета на Lewatit TP-207 Данните от насищането на Lewatit TP-207 по мед и желязо са представени на фиг. 2.

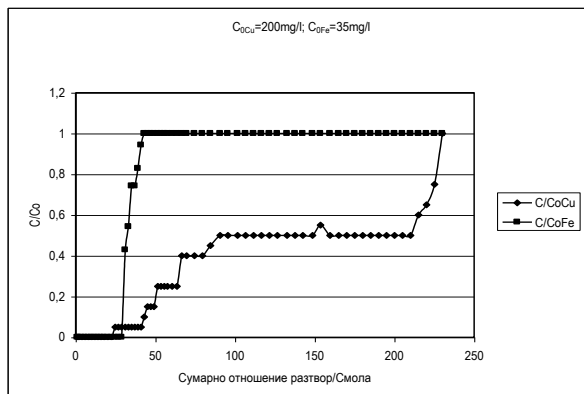
Данните за ПДОК по мед и желязо до получаването на пълен проскок (изравняване на съдържанието на елемента в постъпващия на сорбция разтвор и в излизания филтрат) са показани на фиг. 3.

Получени са следните резултати по сорбцията на мед и желязо с Lewatit TP-207:

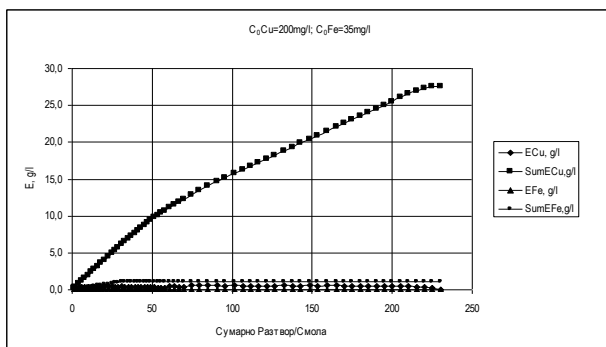
- ПДОК ($\text{Sum } E_{\text{Cu}}$, g/l, фиг.3) по мед е 27,559 g/l_{смола}, а ПДОК ($\text{Sum } E_{\text{Fe}}$, g/l, фиг.3) по желязо е 1,138 g/l_{смола};
- Стойността на отношението ПДОК_{Cu}/ПДОК_{Fe}=24,22 показва добро разделяне на мед от желязо при дадения състав на разтворите;
- От кривите на насищане (фиг. 2) се вижда, че смолата много бързо се насища по Fe. Пълното насищане по желязо ($C_{\text{Fe}}/C_{0\text{Fe}}=1$) се постига когато $\text{Sum } Q_{p-p} V_{\text{см}} \sim 40$ (сумарно количество разтвор преминал през колонката към обем смола), докато в същото време

$C_{Cu}/C_{0Cu}=0,1$. Пълното насищане по мед продължава при много по-голямо отношение на $SumQ_{p-p}/V_{cm} \sim 230$.

- От кривите на капацитета на Lewatit TP-207 (фиг. 3) се вижда, че смолата проявява селективност спрямо медните йони. Това позволява нейното практическо приложение за целите на селективно извличане на Cu^{2+} от насищени разтвори.

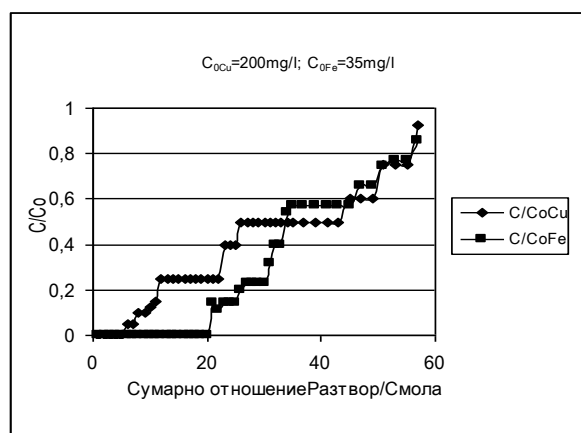


Фиг. 2. Криви на насищане по мед и желязо на Lewatit TP-207



Фиг. 3. Криви на капацитета на Lewatit TP-207 по мед и желязо

Определяне насищането и капацитета на Lewatit TP-214
Данните от насищането на Lewatit TP-214 по мед и желязо са представени на фиг. 4.

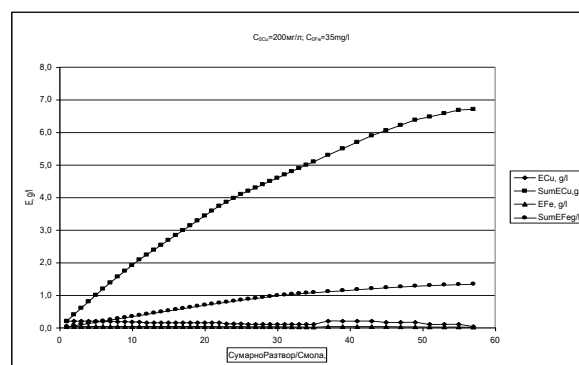


Фиг. 4. Криви на насищане по мед и желязо на Lewatit-214

ПДОК по мед и желязо до получаване на пълен проскок е показан на фиг. 5.

Резултатите по сорбцията на мед и желязо с Lewatit TP-214 са следните:

- ПДОК по мед е 6,705 g/l, а ПДОК по желязо е 1,342 g/l (стойност съизмерима с ПДОК_{Fe} на Lewatit TP-204), фиг. 5;
- Ниската стойност на отношението $ПДОК_{Cu}/ПДОК_{Fe}=4,996$ показва лошо разделяне на мед от желязо при дадения състав на разтворите;
- От кривите на насищане (фиг. 4) се вижда, че смолата много бързо се насища и по Cu и по Fe. Пълното насищане и за двата елемента ($C_{Cu,Fe}/C_{0Cu,Fe}=1$) се постига когато $SumQ_{p-p}/V_{cm} \sim 60$;
- Резултатите показват, че смолата е подходяща за едновременно извличане на Cu и Fe от насищени разтвори с посочените концентрации и в случая не е подходяща за селективно извличане на медните йони.



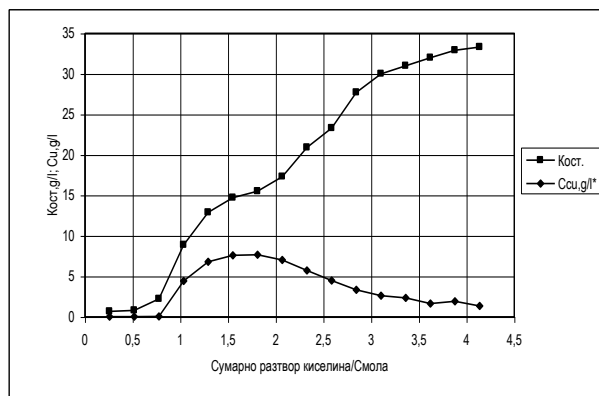
Фиг. 5. Криви на капацитета на Lewatit TP-214 по мед и желязо

Резултатите от сорбционното извличане на мед показват, че Lewatit TP-207 проявява висок капацитет и селективност спрямо Cu йони. Lewatit TP-207 в сравнение с Lewatit TP-214 е много по-подходящ за целите на селективното им извличане от насищени разтвори на ХБИ "Цар Асен".

Десорбция и регенерация

Изследвана е десорбцията и регенерацията на Lewatit TP-207, с цел избор на приемливо съотношение между разхода на сярна киселина и съдържанието на Cu^{2+} и остатъчна киселина в получения регенерат, както и обема на регенерата.

Данните от десорбцията и регенерацията на Lewatit TP-207 при концентрация на сярна киселина 39,7 g/l са показани на фиг. 6.



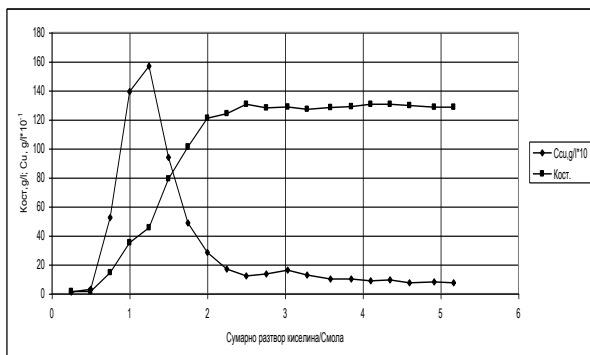
Фиг. 6. Регенерация на Lewatit TP-207 при начална концентрация на сярна киселина 39,7 g/l

Резултатите от изследването показват, че за да се поддържа оптимално съотношение между съдържание на Cu в регенерата (g/l) и остатъчна концентрация на сярна киселина (g/l), $C_{\text{Cu}}/K_{\text{ост}}$ трябва да се работи в условията на отношение между сумарно количество разтвор киселина и обем смола 1,3-2,3. В тази работна област се достига концентрация на Cu 7,675 g/l и остатъчна киселина в регенерата 15 g/l .

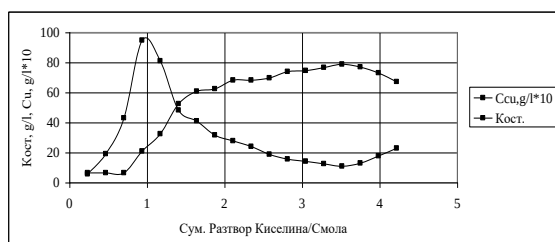
Данните от десорбцията и регенерацията на Lewatit TP-207 при концентрация на сярна киселина 81,7 g/l са показани на фиг. 7.

Резултатите показват, че за поддържане на оптимално съотношение $C_{\text{Cu}}/K_{\text{ост}}$ трябва да се работи в условията на отношение между сумарно количество разтвор киселина и обем смола около 1. В тази област се постига концентрация на Cu 9,470 g/l и остатъчна киселина в регенерата около 20 g/l . При сумарно разтвор киселина/обем смола >1, съдържанието на киселина в регенерата се увеличава значително, а съдържанието на Cu намалява (<4 g/l). При сумарно разтвор киселина/обем смола ~3,5-4 не се достига 100% регенерация на смолата, но в практиката до 80% регенерация се приема за рентабилно.

Данните от десорбцията и регенерацията на Lewatit TP-207 при концентрация на сярна киселина 120,6 g/l са показани на фиг. 8.



Фиг. 7. Регенерация на Lewatit TP-207 при начална концентрация на сярна киселина 81,7 g/l



Фиг. 8. Регенерация на Lewatit TP-207 при начална концентрация на сярна киселина 120,6 g/l

Резултатите показват, че за поддържане на оптимално съотношение $C_{\text{Cu}}/K_{\text{ост}}$ трябва да се работи в условията на отношение между сумарно количество разтвор киселина и обем смола 1-1,3. В тази област се постига концентрация на Cu 15,683 g/l и остатъчна киселина в регенерата около 45 g/l , а Cu се концентрира в много малък обем разтвор. При сумарно разтвор киселина/обем смола >2 съдържанието на киселина в регенерата е много високо, а съдържанието на Cu пада под 3 g/l .

Получените регенерати след десорбцията и регенерацията на смолите могат да бъдат подлагани на следните методи на преработка:

- Утаяване на Cu , чрез неутрализация с Na_2CO_3 . Поради високия разход на неутрализиращия реагент, методът е приложим за регенерата получен със 39,7 g/l сярна киселина;
- Електролиза на Cu . Методът е приложим при получените регенерати, тъй като съдържанието на замърсяващи елементи (Fe) е допустимо. Съдържанието на Cu в регенератите получени със 39,7 и 81,7 g/l е ниско, поради това за да се достигне минимално необходимите 15 g/l Cu в електролита трябва да се приложи 2- или 3- степенна регенерация на смолите с циркулиращ разтвор. Методът е подходящ и за трите варианта на регенерация;
- Течна екстракция на Cu от регенерата. Известни са методи за екстракция на Cu от сярнокисели разтвори със 5-20 g/l киселина и съдържание на Cu 2-10 g/l . Този метод е приложим поради малкия обем на регенератите получени при регенерация с 39,7 и 81,7 g/l разтвори на сярна киселина;
- Електродиализа. "Asachi Kasei" е внедрила метод за извличане на Cu от кисели разтвори 50-160 g/l H_2SO_4 и съдържание на Cu 5-60 g/l . Методът е приложим и за трите посочени случая на регенерация.

Изводи

От извършената експериментална работа могат да бъдат направени следните изводи:

1. За селективното извличане на Cu от ХБИ "Цар Асен" е подходяща смолата Lewatit TP-207. Постигнати са $\text{ПДОК}_{\text{Cu}} = 27,559 \text{ g/l}_{\text{смола}}$, $\text{ПДОК}_{\text{Fe}} = 1,138 \text{ g/l}_{\text{смола}}$ и отношение $\text{ПДОК}_{\text{Cu}}/\text{ПДОК}_{\text{Fe}} = 24,22$.
2. Методът позволява от насипен разтвор с 200 mg/l Cu да се получи регенерат със съдържание на мед от 7,6 до 15,7 g/l получен при различен режим на регенерация. Получава се 38,5-78,5 пъти набогатяване на регенерата по мед или съответно толкова пъти се намалява неговия обем за по-нататъшна преработка;
3. С цел получаване на по-богати по съдържание на Cu регенерати е необходимо да се направят изследвания по многостепенна регенерация на смолата;
4. Методът позволява прилагане на комбинирана схема включваща йонообменни смоли-течна екстракция с органични екстрагенти, при което общите капитални вложения ще се намалят поради намаляване обема на разтвора за екстракция;
5. Методът на йонообменно извличане на Cu при съдържание на Cu до 500 mg/l е икономически целесъобразен в сравнение с екстракцията с органични екстрагенти (Jergensen, 1990).

Литература

- Старцев, В. Н., В. В. Яцук и др. 1969. *Цветная металлургия*. № 20, 20-22.
 Adams, B. A., E. L. Holmes. 1935. Brit. Pat. № 450308.

Adams, B. A., E. L. Holmes. 1935. USA. Pat.№ 2151883.
Ehrlich, R. P. *Mining Engng.* 1964. V.16, №2, p.111-112.
Grinstead, R. R., W. A. Nasutavious, et al. 1976. New selective ion exchange resins for copper and nikel.-*Extractive metallurgy of Copper*, American Institute of Mining.
Jergensen, G. V. 1990. *Solvent Extraction and Electrowinning Technology: for Mining Metallurgy and Exploration.* USA.

Kauczor, H. W. 1983. Neue Metalltrennungen mit IONEN-AUSTANAUSEH-HARZEN.-*ERZMETALL*.

Leinonen, H. 1999. Removal of harmful metals from metal plating waste waters using selective ion exchangers.-*Helsingin yliopiston verkkojulkaisut.* Helsinki. University of Helsinki.

Анализ на нови технологични направления за преработка на цинкови концентрати

Пенчо Лесидренски ¹, Иван Груев ², Антоанета Симеонова ³, Николай Денев ⁴

^{1, 2, 3} Химикотехнологичен и металургичен университет, 1756 София

⁴ Технически университет, 1756 София

РЕЗЮМЕ. Конвенционалната хидрометалургична технология за екстракция на цинка от сулфидни концентрати има съществени недостатъци по отношение степента на извличане на цинка, генерираните отпадъци и други показатели. През последните години за оптимизиране на схемата са проведени теоретични и практически изследвания в две основни направления, които в различна степен са намерили и промишлена реализация:

Високотемпературен и висококиселинен вариант на "мокрото извличане", при които се повишава разтворимостта на цинковия ферит, но се повишава и концентрацията на желязо в разтворите и свързани с това сериозни затруднения в следващата очистка и филтруването на пулпата;

Промяна на фазовия състав по отношение на желязото в неразтворения остатък от извличането (получаваните кекове).

Разработени са до ниво на практическа реализация три варианта на технологично решение – т. нар. ярозитен, гьотитен и хематитен процеси. Все още в практиката на цинковата хидрометалургия няма еднозначен отговор за предпочитан избор на една от съвременните схеми.

В съобщението е представен сравнителен анализ на трите направления по отношение на предимства и недостатъци, като предпочитанията са в полза на "ярозитната" технология. Резултатите са актуални във връзка с предстоящата модернизация на цинковото производство в ОЦК АД гр. Кърджали.

AN ANALYSIS OF NEW TECHNOLOGICAL DIRECTIONS FOR ZINC CONCENTRATE PROCESSING

ABSTRACT. The conventional hydro – metallurgic technology for zinc extraction from sulphide concentrates has considerable defects in terms of the level of zinc extraction, the generated waste and other indices. For the last several years theoretical and practical research in two basic directions has been carried out for improving the scheme. These directions have been industrially implemented to a different extent:

A variant of leaching prepared through high temperature and high acidity with the help of which the solubility of the zinc ferrite increases. However, the concentration of iron in the solutions also increases and serious difficulties appear in the next cleansing and in the pulp filtration;

A change in the phase composition in terms of iron in the unsoluble remainder from the extracting processes (the cakes that are received).

Three variants of technological solution have been worked out to a level of practical implementation: the so-called jarosite, goethite and hematite processes. There is not a simple answer yet in the zinc metallurgy practice concerning a preference in the choice of one of the current schemes.

A comparative analysis of the three directions in terms of the advantages and disadvantages has been presented in the report. The preference is for the "jarosite" technology. The results are up-to-date and connected to the forthcoming modernisation of the zinc production in the Lead – Zinc Works Shareholders in the town of Kurdzhali.

Световният добив на цинк се реализира по два принципно различни метода:

- Електролитни цинкови заводи (*E*) с прилагане на пържене на цинковите концентрати, хидрометалургични схеми на извличане и очистване на разтворите и електроекстракция на цинка като заключителна технологична операция;

- Пирометалургични цинкови заводи, главно на основата на Империял смелтинг-процеса с огнево рафиниране на цинка (*ISF-RT*).

Двете технологии са развити до нивото на изискванията за *BAT - Best Available Techniques (NFM BREF 2001, German BAT 2000)* по отношение на прилаганите решения на екологичните проблеми на производствата. В таблица 1 са съпоставени най-големите цинкови оператори в Европа с техните технологии и производствени капацитети (*NFM BREF 2001*).

Съществен технологичен проблем на заводите от първата група е съдържанието на желязо в преработваните цинкови концентрати, получаването в процеса на пържене на неразтворим при стандартни условия ферит (цинков ферит - $ZnO \cdot Fe_2O_3$) и ниската степен на извличане на цинка.

От приведените в таблица 2 теоретични стойности на максимално извличане на цинка от угарките в зависимост от съдържанието на желязо в концентратите следва, че при т. нар. стандартна хидро-металургична технология може да се постигне високо извличане на цинка само при концентрати с много ниско съдържание на желязо (около и под 2-3 %). В нормалната производствена практика се използват концентрати с 6–7 % Fe, при което 10–15 % от цинка ще отива в неразтворения остатък от сяроукиселото извличане (цинковите или оловно-цинкови кекове). Получаваните кекове съдържат до 20 % Zn и около 25 % Fe, което налага тяхната преработка както поради икономически съображения, така и поради екологични изисквания.

Решаването на проблема за съдържащите желязо неразтворени остатъци от хидрометалургичното цинково производство се развива също в две технологични направления – пирометалургично и хидрометалургично. Доказано е, че електролитни цинкови заводи, без преработка на цинковите кекове, по отношение на пазарна икономика и екология нямат реална възможност за съществуване.

От действащите цинкови хидрометалургични производства, към категорията на технологиите, които включват *Най-добри налични техники (NFM BREF 2001, German BAT 2000)*, се причисляват т. нар. "методи на високо-киселинно и

високо-температурно извличане на цинка" (ВКВТ-извличане). В промишлената практика тези методи се съчетават с прилагането на три технологични варианта на следващото отстраняване на желязото от цинковите сулфатни разтвори – т. нар. ярозитен, гьотитен и хематитен про-

цеси за утаяване на разтвореното от цинковите угарки желязо.

Първата основна операция в гьотитния метод е редукция на тривалентното желязо до двувалентно, чрез добавка на цинков концентрат в излишък.

Таблица 1.

Производители на цинк в Европа (по данни за 1994 г. – FF-LF/EIPPCB/NFM _BREF_FINAL, May 2001)

Страна	Компания	Местонахождение	Процес	Капацитет, т/год
Белгия	Union Miniere	Balen-Wezel	E	200 000
Германия	Ruhr-Zink	Datteln	E	96 000
	MIM Huttenwerke			
	Duisburg Metaleurop Weser Zink	Duisburg-Wanheim Nordenham	ISP-RT E	100 000 130 000
Испания	Asturiana de Zinc	San Juan de Nieva	E	320 000
Франция	Union Miniere France Metaleurop		E	220 000
			ISP-RT	100 000
Финландия	Outokumpu Zinc Oy	Kokkola	E	175 000
Италия	Enirisorse	Porte Vesme (Sardegna)	E	100 000
		Porte Vesme (Sardegna)	ISP-RT	75 000
Норвегия	Norzink		E	140 000
Нидерландия	Budelco (Pasmaico)	Budel-Dorplein	E	210 000
Англия	Britania Zinc (MIM Holding)	Avonmounth	ISP-RT	105 000

Таблица 2.

Теоретична зависимост на извличането на цинка (α_{Zn} , %) от съдържанието на желязо в преработваните концентрати

Съдържание на желязо в концентратите, %	Извличане на цинка, α_{Zn} , %
2	97,5
4	95,0
6	92,5
8	90,0
10	87,5

Втората операция е неутрализация до pH ~ 2,0 на остатъчната сярна киселина в разтвора от предишната операция. Извършва се с угарка или долен слив на неутрален съгстител (ДСНС). Третата основна операция е утаяването на желязото като гьотит, което се извършва при температура 90 – 95 °С при продухване на разтвора с фино диспергиран въздух.

Хематитният метод за утаяване на желязото от разтворите след ВКВТ-извличане позволява да се постигне една безотпадъчна хидрометалургична технология за преработване на цинковите концентрати. Получаваните хематитни утайки са богати на желязо и могат да се преработват в черната металургия, а всички други полупродукти на производството вече се преработват за извличане на цветните метали. Неутралното извличане на угарката, ВКВТ-извличане на ДСНС, редукцията на желязото и предварителната неутрализация не се отличават по същество от аналогичните операции в описаните вече технологични схеми. Втората неутрализация се извършва с минимален излишък на угарка, за да хидролизират алуминият, арсенът, антимонът, медта и останалото нередуцирано желязо. Хематитният метод за утаяване на желязото е съпроводен с по-големи капитални вложения и експлоатационни разходи в сравнение с

ярозитния и гьотитния методи, но отпада проблемът за депонирането на кека. Хематитният метод е внедрен в завода "Дателн"- Германия. Той е интегриран в технологичната схема, по която преди време желязото е утаявано първоначално като ярозит, а след това като гьотит.

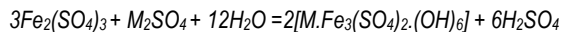
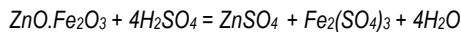
Ярозитният процес намира най-широко приложение в практиката на цинковата хидрометалургия. Той е в основата на извършващата се модернизация на цинково производство в ОЦК АД гр. Кърджали. По тези причини ще разгледаме по-подробно неговата химическа същност и специфични особености.

Започва развитието си от 1960 г. в Norzink A.S. – Норвегия, Asturiana de Zinc S.A. – Испания (1964 г.) и Electrolytic Zinc Company of Australasia Ltd. – Австралия (1965 г.). След 1980 г. технологията се очертава като най-широко прилагания процес за отстраняване на желязото от цинково сулфатните разтвори (таблица 1).

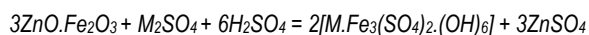
Ярозитната технология се заключава в извличане на цинковите ферити (след неутралния стадий на извличане) при условията на ВКВТ-извличане (над 60 г/л H_2SO_4 и 90 °С) и последващо утаяване на желязото като ярозит. С оглед протичане на утаяването на желязото е нужно да се понижи киселинността и да се повиши температурата над 90 °С, като се добавят един или повече реагенти за доставяне на необ-

ходимите йони за формиране на ярозитите. Най-често използваните на практика реагенти са NH_3 , $(NH_4)_2SO_4$, Na_2SO_4 , $NaOH$, Na_2CO_3 . На фигура 1 са представени областите на стабилност на различните твърди съдържащи желязо съединения в системата "желязо – сяра – кислород" (Babcan, 1971).

Формирането на ярозитите се представя със следните основни реакции:



или със сумарната реакция:



Има различни типове ярозити. Най-често $M = Na^+$, K^+ , NH_4^+ – съответно натриеви, калиеви или амониеви ярозити. По-рядко "M" може да бъде още H_3O^+ (хидроксониев ярозит), $1/2Pb$ (плумбоярозит), $1/2Hg$, Rb , Ag . Ярозитите могат да включват в структурата си още следи от йони на тежки метали, като тези на Cu , Cr , Co , As и др.

В производствената практиката се прилагат различни технологични схеми – с една или две степени на ВТБК-извличане, без или с междинна неутрализация с угарка, следвани от една или две степени на ярозитно утаяване, без или с междинно промиване на утайките (F.J. Tamargo at all, Oct. 20-23). Специфичен вариант на ярозитна технология се прилага от Outokumpu Zinc Oy (F.J. Tamargo at all, Oct. 20-23; E. Uusipaavaniemi at all, Oct. 20-23), където извличането на феритите и утаяването на ярозитите се извършва едновременно в един стадий.

В практиката на отделните заводи има варианти на дву- и едностадийни схеми с въведени редица допълнителни процеси към тях, с които се цели да се повишат технико-икономическите показатели.

При неутрализацията на киселината, която се съдържа в разтвора след ВКВТ-извличане, се разтваря само 90 % от цинка на добавената угарка. Затова, за да се понижи съдържанието на цинк в ярозитния кек, в някои заводи киселината в разтвора след ВКВТ-извличане се неутрализира предварително с угарка до съдържание на сярна киселина 10 – 20 г/л. Неразтвореният остатък от тази операция се отделя в състител и се подава заедно с долния слой на неутралния състител за ВКВТ-извличане на цинка от излишния окис и ферита. При връщането му в процеса степента на извличане на оловото и среброто нараства и количеството на ярозитния кек намалява.

Друга възможност за увеличаване на степента на извличане на цинка, медта и кадмия дава включването

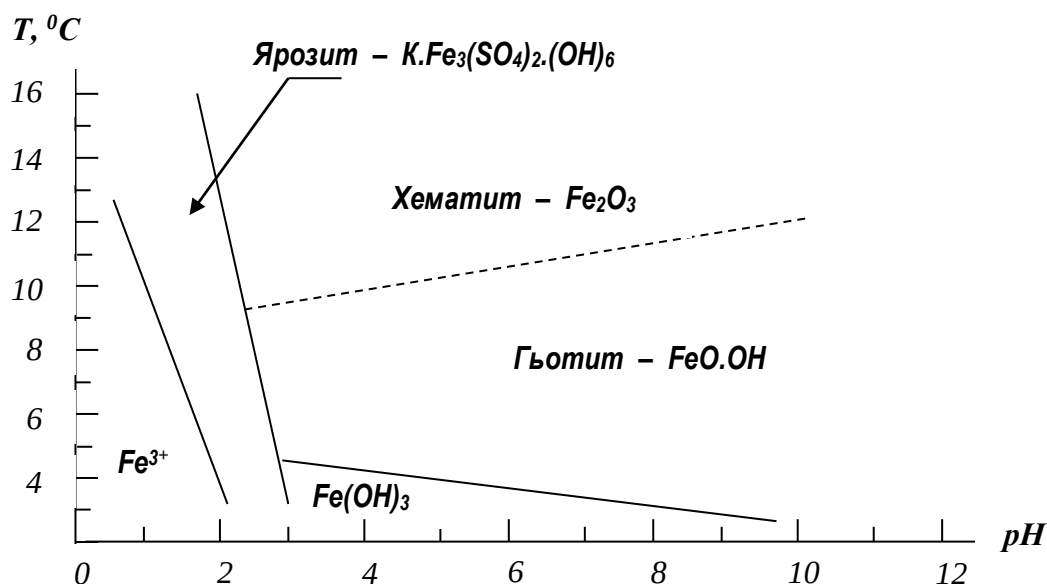
на ВКВТ-промиване на ярозитната утайка, като полученият при това разтвор се присъединява към разтвора от ВКВТ-извличане на ДСНС или угарката. С тази операция извличането на цинка се повишава с 1,5–2,5 %.

В практиката се използват дву- и едностадийни схеми. Съпоставени са шест модификации на тези варианти (G. Stentveit, 1980). Оптималният по икономически показатели вариант се определя не само от степента на извличане на металите, но и от състава на угарката и от необходимите съоръжения. Анализът на развитието и приложението на ярозитния процес показва, че схемите, при които веднага след или едновременно с ВКВТ-извличане, желязото се утаява като ярозит и в резултат на това се получава оловно-сребърно-ярозитен кек, изискват по-малко капитални вложения. Тези схеми са технологически и икономически най-подходящият вариант, когато колективният кек може да се включи в шихтата на оловното производство.

Сравнителна характеристика на трите прилагани метода за утаяване на желязото след ВКВТ-извличане по отношение на получаваните продукти (гъотитни, хематитни и ярозитни утайки или кекове) е показана в таблица 3.

Изводи

- Технологиите на ВКВТ-извличане получават широко развитие през периода 1970 – 1980 г., когато са пуснати около 20 новоизградени, реконструирани или променили технологията си електролитни цинкови заводи (V. Arragui at all, 1980; T. Davey at all, 1979-81). От произвеждания в тези модернизиращи заводи над 1,5 мил. тона цинк годишно, около 71 % е продукт на технологии с ярозитно утаяване на желязото, 10 % – на технологични схеми с утаяване на желязото като гъотит, 6 % – на технологии с прилагане на хематитния процес и само 13 % от общо произвеждания цинк се добива по стандартната технология без разтваряне на цинковите ферити или по неоповестени технологични схеми.
- Широкото прилагане на ярозитна технология в цинковата хидрометалургия се основава на следните по-важни предимства (T. Davey at all, 1979-81):
 - относително евтин процес;
 - осигурява висока степен на извличане на цинка;
 - сравнително опростена технология и стандартно оборудване;
 - относително лесна за управление и контрол технология;
 - възможност за комбиниране с процеси за извличане на оловото и среброто, съдържащи се в преработваните концентрати.
- Ярозитните утайки са в категорията на опасните промишлени отпадъци, което налага специални мерки за третиране (стабилизация на утайките) преди тяхното депониране.



Фиг. 1. Области на стабилност на различните компоненти в системата $Fe-S-O$ в зависимост от температурата и pH (по данни на J. Babcan 1971)

Таблица 3.

Цинкови заводи с високотемпературна и висококиселинна технология на мокро извличане и с прилагане на ярозитен, гьотитен или хематитен процеси в производствената схема

№	Фирма – цинков завод	Капацитет (хил.т /год.)	Година на пускане	Обработка на утайките
1	2	3	4	5
1.	Asturiana de Zink S.A., Испания	460,0	1965	Na-ярозит, стабилизиране с вар и цимент (Jarofix)
2.	Canadian Electrolytic Zinc, Канада	205,0	1980	Na-ярозит, стабилизиране с вар и цимент (Jarofix)
3.	Met Mex Penoles, Мексико	100,0 130,0		Na-ярозит, стабилизация с вар (Jarochaux)
4.	Porto Vesme, Италия	175,0	1985	Парагьотит, химическа стабилизация с вар ("Ecotec")
5.	Norzinc AS, Норвегия	85,0	1964	Ярозит, подземно депониране
6.	Compagnie Royale Asturienne des Mines, Франция	120,0	н.д.	н.д.
7.	Hemijaska Industria Zorka, Югославия	30,0	н.д.	н.д.
8.	Outkumpu Oy, Kokkola, Финландия	160,0	1973	Na-ярозит, без стабилизация, шламохранилище
9.	Metaleurop Weser Zink GmbH, Nordenham, Германия	130,0	1974	NH ₄ -ярозит, без стабилизация, шламохранилище
10.	Espanola de Zinc, Испания	н.д.	н.д.	Ярозит (н. д. какъв), без стабилизация, шламохранилище
11.	Falconbridge, Канада (Kidd Creek Zinc Plant)	н.д.	н.д.	Ярозит, нестабилизиран, хвостохранилище ^{1/}
12.	Kidd Creek Zinc Plant, (Falconbridge Ltd.), Канада	141,0	1972	Na-ярозит, без стабилизация, шламохранилище
13.	Texasgulf, Канада	н.д.	н.д.	Ярозит
14.	Societe de Prayon, Белгия	60,0	н.д.	Ярозит

15.	IMMSA, Мексико	н.д.	н.д.	Ярозит, нестабилизиран, шламохранилище
16.	Paraibuna, Бразилия	н.д.	н.д.	Ярозит, нестабилизиран, шламохранилище
17.	CMM, Бразилия	н.д.	н.д.	Ярозит, нестабилизиран, шламохранилище
18.	Sulfacid, Аржентина	30,0	н.д.	Ярозит, нестабилизиран, шламохранилище
19.	Cajamarquilla, Перу	н.д.	н.д.	Ярозит, нестабилизиран, шламохранилище
20.	Plasminco Metals EZ (PMEZ), Hobart, Тасмания	200,0	1971	от 1991г: NH ₄ -ярозит, без стабилизация
21.	Electrolitic Zinc Co. of Asia Ltd., Австралия	210,0	1965	н.д.
22.	Toho Zinc, Япония	120,0	н.д.	н.д.
23.	Kamioka, Япония	н.д.	н.д.	Ярозит, стабизиран с цимент, депониран рудник
24.	Korea Zinc, Южна Корея	50,0 215,0 (1995 г.)	1978 1986	Ярозит, гьотит
25.	Sukro, Южна Корея	н.д.	н.д.	Ярозит, нестабилизиран, шламохранилище
26.	Hinrustan Zinc Ltd, Debari, Индия	49,0	1977	NH ₄ -ярозит, стабизиран с вар, шламохранилище
27.	Vizag, Индия	н.д.	н.д.	Ярозит, нестабилизиран, шламохранилище
28.	Binani, Индия	н.д.	н.д.	Ярозит, нестабилизиран, шламохранилище
29.	Hudson Bay, Канада	н.д.	н.д.	Автоклав, смес ярозит, хематит, шламохранилище
30.	Onsan, Южна Корея	н.д.	н.д.	Гьотит- преработка Siros melt-процес
31.	UM-Balen, Белгия UM-Auby, Сев. Франция UM-Overpelt, Белгия UM-Viviez, Белгия	Общо 455,0 - -	1973 1987 1974-1991 1977-1987	Гьотит, без стабилизация, шламохранилище
32.	Zinc Corporation of South Africa (Zincor), ЮАР	100,0	1975	Парагьотит, без стабилизация
33.	Akita, Япония	н.д.	н.д.	Хематит, в цим. промишленост
Забележка: Въвежда се още един ярозитен процес в <i>Minero</i> - Перу с капацитет 100 хил.т/год.				

Таблица 4.

Сравнителна характеристика по състав и количества (добив) на железосъдържащите кекове

Продукт от утаяване на желязото	Състав по основни компоненти, в % суха маса		Относителен добив, кг/тон Zn
	Теоретичен	Реален	
1а. Ярозитен процес: Амониев ярозит – $(\text{NH}_4)_2\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_2 \cdot (\text{OH})_6$	Fe = 34,94 % S _{об.} = 13,53 % Zn = -	Fe = 30 % S _{об.} = 10 % Zn = 3-7 %	960 (W _{ср} = 50 %). ^{1/}
1б. Ярозитен процес: Натриев ярозит – $\text{Na}_2\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_2 \cdot (\text{OH})_6$	Fe = 34,58 % S _{об.} = 13,20 % Zn = -	Fe = 30 % S _{об.} = 10 % Zn _{ср.} = 4 %	950-970 (W _{ср} = 50 %). ^{1/}
2.. Гьотитен процес: (Гьотит – FeO.OH)	Fe = 62,86 % S _{об.} = - Zn = -	Fe = 41 % S _{об.} = 1 % Zn = 8 %	700 (W _{ср} = 50 %). ^{1/}
3. Хематитен процес: (Хематит – Fe ₂ O ₃)	Fe = 69,94 % S _{об.} = - Zn = -	Fe = 59 % S _{об.} = 1,5 % Zn = 1-2 %	270 (W _{ср} = 10 %). ^{1/}

^{1/} Средно съдържание на влага в утайките след филтруване;

Литература

- Arragu V. i, A. Gordon, G. Stentveit* – The jarsite process - past, present and Future. AIME World Symposium on Metallurgy and Environmental Control. Las Vegas, 1980, p. 97.
- Babcan J.* – Sinthesis of jarosite. Geol. Zb., 22(2),1971, p.299-304.
- Davey T., G. Willis* – Lead, Zinc and Tin - Rewiew of Developments in 1979 and 1980. J. of Metals, 1981, 4.
- German Candidate Best Available Techniques, 2000.
- Reference Document on Best Available Techniques in Non Ferrous Metals Industries – FF-LF/EIPPCB/NFM_BREF_Final May 2001 (Sevilja).
- Tamargo F.J. at all.* – Asturiana de Zinc: More than thirty years of Experience with the Jarosite process. II-nd International Symposium on Iron Control in Hydrometallurgy; October 20-23, Ottawa, Canada p.93-100.
- Uusipaavaniemi E., S.G. Karlman* (Outokumpu Zinc Oy) – Handling of iron at the Zinc plant Kokkola II-nd International Symposium on Iron Control in Hydromallurgy; October 20-23, Ottawa, Canada p.101-115.

Investigation of Dielectric Properties of $(1-x)\text{Ba}_{0.7}\text{Sr}_{0.3}\text{TiO}_3 \cdot x\text{MgZrO}_3$ Ceramic Obtained by Peroxomethod

Valda Levcheva

Department of Radio-physics and Electronics, Faculty of Physics, University of Sofia

ABSTRACT. The system $(1-x)\text{Ba}_{0.7}\text{Sr}_{0.3}\text{TiO}_3 \cdot x\text{MgZrO}_3$ where $x=0.15; 0.20; 0.25; 0.30; 0.35$ mol at calcination temperature $T=1300; 1350; 1400^\circ\text{C}$ for 4 hours was synthesized. The most important electric characteristics: relative dielectric permittivity (ϵ_r), dielectric losses ($\tan \delta$) and specific volume resistivity (ρ_v) were studied at frequency 1 kHz. The system $0.7\text{Ba}_{0.7}\text{Sr}_{0.3}\text{TiO}_3 \cdot 0.35\text{MgZrO}_3$ has $\epsilon_r=1050$, low dielectric losses $\tan \delta=42 \cdot 10^{-4}$, in the temperature range $20-120^\circ\text{C}$ temperature coefficient of the permittivity $\text{TK}_{\epsilon_r} \rightarrow 0$, and $\rho_v=10^8 \Omega \text{ cm}$. Those values make it suitable for production of thermal stability capacitors as well as capacitors with low dielectric losses working at high frequencies.

ИЗСЛЕДВАНЕ ДИЕЛЕКТРИЧНИТЕ СВОЙСТВА НА $(1-x)\text{Ba}_{0.7}\text{Sr}_{0.3}\text{TiO}_3 \cdot x\text{MgZrO}_3$. КЕРАМИКА ПОЛУЧЕНА ПО ПЕРОКСОМЕТОД

РЕЗЮМЕ. Получена е по пероксо метод системата $(1-x)\text{Ba}_{0.7}\text{Sr}_{0.3}\text{TiO}_3 \cdot x\text{MgZrO}_3$. Изследвани са най-важните електрични характеристики: диелектричната проникваемост (ϵ_r) и диелектричните загуби ($\tan \delta$), обемно специфично съпротивление (ρ_v) при честота 1kHz за следния температурен режим на изпичане на керамиката: $1300, 1350, 1400^\circ\text{C}$ за време 4 часа. Керамичния материал със състав $0.7\text{Ba}_{0.7}\text{Sr}_{0.3}\text{TiO}_3 \cdot 0.3\text{MgZrO}_3$ изпечен при 1400°C има $\epsilon_r=1050$, ниски диелектрични загуби $\tan \delta=42 \cdot 10^{-4}$, за температурния интервал от 20 до 120°C има температурен коефициент на диелектричната проникваемост $\text{TK}_{\epsilon_r} \rightarrow 0$ и $\rho_v=10^8 \Omega \text{ cm}$. Тези данни го правят подходящ за производството на термостабилни кондензатори, както и за кондензатори с ниски диелектрични загуби.

Introduction

The investigation aims to study the materials suitable for the production of thermal stability capacitors with low dielectric losses. In many publications by substitution of BaTiO_3 with: CaTiO_3 , SrTiO_3 (Tabata and Kawai, 1997; Cramer et al., 2003), MgTiO_3 (Parvanova, 2002), Nd_2O_3 (Kohler et al., 1996), Bi_2O_3 (Yi Zhi et al., 1998), ZnTiO_3 , NiTiO_3 (Parvanova, 2002), La_2O_3 , Cr_2O_3 (Fukunaga et al., 2003; Wang et al., 2001) it is achieved to smoothen the maximum of the dielectric permittivity (ϵ_r) in the range of the Curie temperature and decrease the dielectric losses.

The system $\text{Ba}_{0.7}\text{Sr}_{0.3}\text{TiO}_3$ is obtained by the peroxomethod. By adding different concentration of MgZrO_3 the last mentioned properties is aimed to be attained. In the reference data about the synthesis and the dielectric properties of the system $(1-x)\text{Ba}_{0.7}\text{Sr}_{0.3}\text{TiO}_3 \cdot x\text{MgZrO}_3$ is missing. The synthesized material is of scientific and practical interest to be studied as it has been obtained by peroxomethod. This method has a lot of advantages in comparison with the classical ones. The temperature of synthesis is considerably lower, the obtained titanates has higher purity, they are fine crystalline with homogeneous grain-size composition.

Experimental

The starting BaTiO_3 and SrTiO_3 were prepared by peroxomethod (Genov et al., 1988; Maneva and Parvanova, 1995). The peroxomethod is based the interaction of TiCl_4 solution and 17% solution of BaCl_2 and $\text{Sr}(\text{NO}_3)_2$ and H_2O_2 and NH_3 solution up to $\text{pH}=9$. The obtained intermediate

peroxocompounds in the process of the reaction are amorphous precipitate. They were calcinated respectively at $T=600^\circ\text{C}$ for BaTiO_3 and $T=650^\circ\text{C}$ for SrTiO_3 . The size of the particles is less than $1\mu\text{m}$ and no milling is needed. The titanates were proved by x-ray investigation with TUR-U-62 apparatus. MgZrO_3 is obtained by classical methods. MgO and ZrO_2 with 99% purity were used. The last mentioned were calcinated at 1400°C for 4 hours. The obtained MgZrO_3 was milled in planetary ball mill. A system with the composition $(1-x)\text{Ba}_{0.7}\text{Sr}_{0.3}\text{TiO}_3 \cdot x\text{MgZrO}_3$ where $x=0.15; 0.20; 0.25; 0.30; 0.35$ mol was obtained.

The powders were pressed at $P=200 \cdot 10^5 \text{ Pa}$. 10% polyvinyl alcohol is used as a plastificator. 6 mm high discs with 10mm diameter were prepared. They were calcinated at $T_{\text{cal}}=1300; 1350$ and 1400°C for 4 hours on air. The temperature $T_{\text{cal}}=360^\circ\text{C}$ was kept for half an hour to evaporate the plastificator. Aiming to provide a good contact during the electric measurements the discs were metaled with silver paste. The temperature dependence of the capacity and dielectric losses ($\tan \delta$) were tested at a frequency of 1 kHz by using a General Radio impedance meter (model 1687). The temperature dependence of the capacity was measured in a Heraeus Votsch temperature chamber in a temperature range from 20°C to $+120^\circ\text{C}$ at steps of 5°C .

Result and discussion

The dependence between the relative dielectric permittivity at $T=20^\circ\text{C}$ for the system composition and the calcination temperature is presented on fig.1 from the figure it is obvious that ϵ_r at $T=20^\circ\text{C}$ strongly depends on the ceramic composition

and at $x=0.15$ mol it has maximum value. However, over the given the value for "x" the dielectric permittivity decreases monotonously and it is explained by the increasing of MgZrO_3 concentration having considerably lower ϵ_r . The composition $0.65\text{Ba}_{0.7}\text{Sr}_{0.3}\text{TiO}_3 \cdot 0.35\text{MgZrO}_3$ has times lower $\epsilon_r=1050$ in comparison with $\text{Ba}_{0.7}\text{Sr}_{0.3}\text{TiO}_3$ ($\epsilon_r=3450$ according the data by Parvanova 2002). On the figure it is seen that the dielectric permittivity slightly depends on the temperature of calcination. It has maximum value at 1400°C $\epsilon_r=3400$. $T_{\text{cal}}=1300^\circ\text{C}$ is insufficient for the formation of isomorphous structure of the ceramic ($\epsilon_r=2100$).

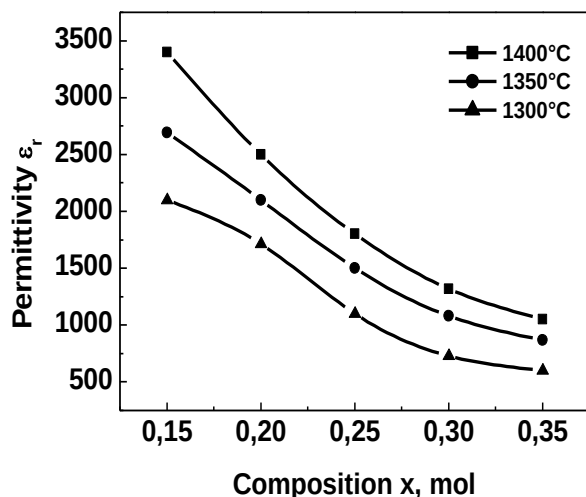


Fig. 1. Dependence of the dielectric permittivity ϵ_r of the materials on the concentration of MgZrO_3 and calcination temperature

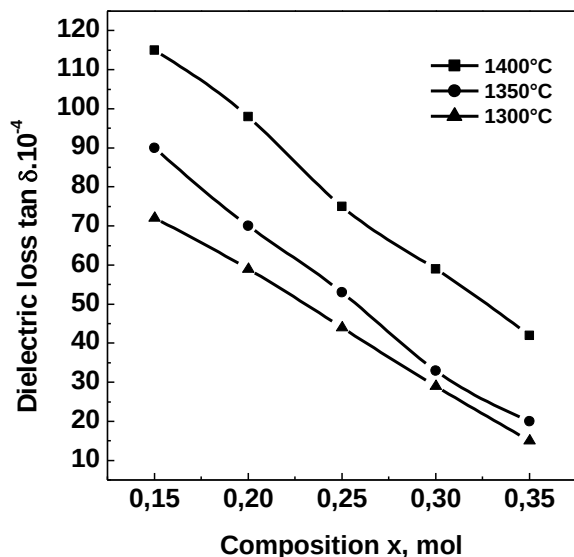


Fig. 2. Dependence of the dielectric losses $\tan \delta$ of the materials on the concentration of MgZrO_3 and calcination temperature

The graphical dependence between the dielectric losses of the system composition and calcination temperature is given on fig.2. It is seen on it that the losses follow the pattern of the dielectric permittivity. It is known that MgZrO_3 has low dielectric losses. That is why the system $(1-x)\text{Ba}_{0.7}\text{Sr}_{0.3}\text{TiO}_3 \cdot x \text{MgZrO}_3$ would have decreasingly losses having increased the MgZrO_3 concentration. The increased dielectric losses having

increased the temperature of calcination probably due to the structure defects caused by the high temperature calcination ($T_{\text{cal}}=1400^\circ\text{C}$). Similar dependence is discussed by Jlin and Wu, 1990. The increasing of the ceramic conductivity is also confirmed by fig.3. It shows the dependence between the specific volume resistivity at the temperature of calcination and the system composition (x). It is seen on the figure that ρ_v depends at the same extent on T_{cal} and on the composition of the studied system. Having compared fig. 2 and 3 it is seen that the dielectric losses are mostly losses of conductivity. The temperature dependence between the relative dielectric permittivity and the system composition at $T_{\text{cal}}=1400^\circ\text{C}$ is presented on fig. 4. It follows from the figure that increasing the "x" value the maximum of the Curie temperature gradually decreases and it seems that the depressor character of MgZrO_3 is observed. It leads to improving the temperature stability of the capacitors.

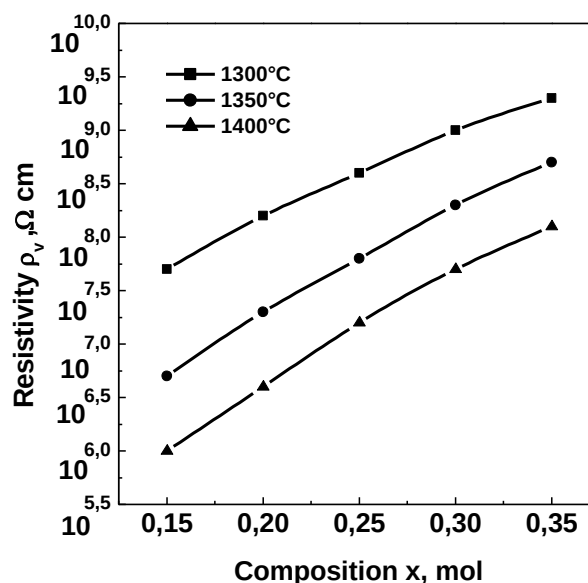


Fig. 3. Dependence of the resistivity ρ_v of materials on the concentration of MgZrO_3 and calcination temperature

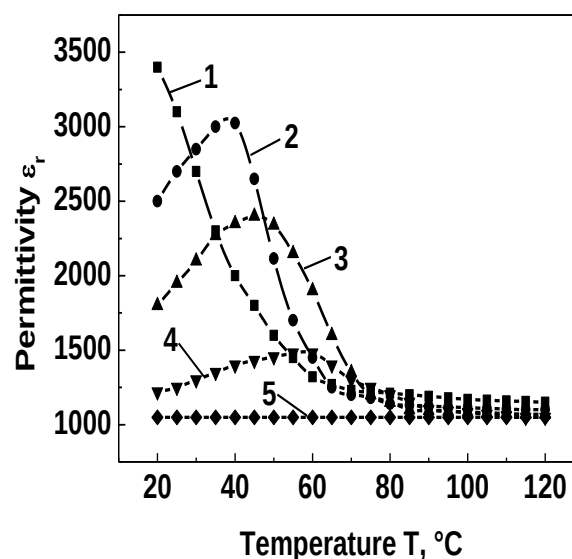


Fig. 4. Dependence of the dielectric permittivity ϵ_r on the concentration of the MgZrO_3 calcinated at a temperature of 1400°C ; 1) $x=0.15$ mol; 2) $x=0.20$ mol; 3) $x=0.25$ mol; 4) $x=0.30$ mol; 5) $x=0.35$ mol

The substitution of BaTiO₃ with SrTiO₃ lead to the Curie temperature to the lower values. Similar dependence is discussed by Parvanova 2003. For x=0.35 mol the relative dielectric permittivity is constant with the temperature change i.e. temperature coefficient of dielectric permittivity $TK_{\epsilon_r} \rightarrow 0$. The composition x=0.30 mol in the range of 20-80°C has $TK_{\epsilon_r}=5200.10^{-6} \text{C}^{-1}$.

The system 0.65Ba_{0.7}Sr_{0.3}TiO₃.0.35MgZrO₃ obtained at T_{cal}=1400°C is suitable for the production of thermal stability capacitors with low dielectric losses. The system in the temperature range 20-120°C has $\epsilon_r=1050$, $TK_{\epsilon_r} \rightarrow 0$ and very good dielectric losses $\tan \delta=42.10^{-4}$.

Conclusion

The system (1-x)Ba_{0.7}Sr_{0.3}TiO₃.x MgZrO₃ where x=0.15; 0.20; 0.25; 0.30; 0.35 mol at calcination temperature T=1300; 1350; 1400°C for 4 hours was synthesized.

The most important electric characteristics relative dielectric permittivity (ϵ_r), dielectric losses ($\tan \delta$) and specific volume resistivity (ρ_v) were studied.

The system 0.7Ba_{0.7}Sr_{0.3}TiO₃.0.35MgZrO₃ has $\epsilon_r=1050$, low dielectric losses $\tan \delta=42.10^{-4}$, in the temperature range 20-120°C $TK_{\epsilon_r} \rightarrow 0$, and $\rho_v=10^8 \Omega \text{ cm}$. Those values make it suitable for production of thermal stability capacitors as well as capacitors with low dielectric losses working at high frequencies.

References

- Cramer, N; Kalkur, Ts; Philofsky, E; Kammerdiner, L. 2003. An equivalent circuit model for Ba_{0.5}Sr_{0.5}TiO₃-based capacitors.- *Integrated Ferroelectrics*, 58, 1395-1402.
- Genov L., M. Maneva, V. Parvanova. 1988. Synthesis and thermal decomposition of barium peroxotitanate to barium titanate.- *J. Therm. Anal.*, 33, 727-734.
- Fukunaga, M; Li, Gb; Uesu, Y; Kohn, K. 2003. Structure and dielectric properties of Ba_{1-x}La_xTi_{1-x}Cr_xO₃ ceramics.- *Ferroelectrics*, 286, 801-806.
- Kohler, H., D. Mateika, S. Oostra. 1996. Substituted barium-neodimium-titanium-perovskite.- *Patent*, C 04 B 35/46, № 5556818.
- Lin, J. H., T. B. Wu. 1990. Effects of isovalent substitution on lattice softening and transition character of BaTiO₃ solid solutions.- *J. Appl. Phys.*, 68, 3, 415-419.
- Maneva, M., V. Parvanova. 1995. Thermal decomposition of calcium and strontium peroxotitanates to metatitanates. *J. Therm. Anal.*, 41, 353-361.
- Parvanova V., 2002. Dielectric properties of (1-x)BaTiO₃.xMgTiO₃ obtained by peroxomethod.- *J. Univ. Chem. Technol. Met. (Sofia)*, 37, 4, 13-18.
- Parvanova V. D., S. K. Andreev 2002. Characterization of the metatitanate system (1-x)BaTiO₃.xNiTiO₃ and (1-x)BaTiO₃.xZnTiO₃ obtained by the peroxide method.- *J. Mat. Sci: Mat. In Electronics*, 13, 585-588.
- Parvanova V., 2003. Dielectric properties of Ba_{0.5}Sr_{0.5}.xMg_xTiO₃ obtained by peroxomethod.- *J. Univ. Chem. Technol. Met. (Sofia)*, 38, 1, 23-30.
- Parvanova V., 2002. Dielectric properties of Ba_{1-x}Sr_xTiO₃ ceramic obtained by the peroxomethod.- *J. Univ. Chem. Technol. Met. (Sofia)*, 37.
- Tabata, H., T. Kawai., 1997. Dielectric properties of strained (Sr,Ca)TiO₃/(BaSr)TiO₃ article lattices.- *Appl. Phys. Lett.*, 3, 321-323.
- Yi Zhi, Ang Chen, Vilarinho P. M., Mantas P. Q., Baptista J. L., 1998,. Dielectric properties of Bi doped SrTiO₃ ceramics in the temperature range 500-800 K.- *J. Appl. Phys.*, 9, 4874-4877.
- Wang, Gs; Cheng, Jg; Meng, Xj; Yu, J; Lai, Zq; Tang, J; Guo, Sl; Chu, Jn; Li, G; Lu, Qn. 2001. Properties of highly (100) oriented Ba_{0.9}Sr_{0.1}TiO₃/LaNiO₃ heterostructures prepared by chemical solution routes.- *Applied Physics Letters*, 78, 4172-4174.

Properties of $Ba_{0.7}Sr_{0.3}Ti_{1-x}Sn_xO_3$ Ceramics Obtained by the Peroxomethod

Mato Nadoliiski ¹, Valda Levcheva ²

¹ Department of Physics, University of Architecture, Civil Engineering and Geodesy, 1046 Sofia, Bulgaria

² Department of Radiophysics and Electronics, Faculty of Physics, Sofia University, 1126 Sofia, Bulgaria

ABSTRACT. The system $Ba_{0.7}Sr_{0.3}Ti_{1-x}Sn_xO_3$ has been obtained by the peroxomethod. The paper studies the temperature dependencies of the dielectric permittivity ϵ_r and the dielectric losses $\tan \delta$ at a frequency of 1 kHz for the following temperature conditions of ceramics calcination: 1250°C, 1300°C, and 1400°C. The ceramic material composed of $Ba_{0.7}Sr_{0.3}Ti_{0.8}Sn_{0.2}O_3$ and calcinated at 1400°C in the temperature interval 20-120°C has a temperature coefficient of dielectric permittivity $TK_{\epsilon_r} \rightarrow 0$ and low dielectric losses. These properties make it suitable for manufacturing thermally stable capacitors of low dielectric losses.

СВОЙСТВА НА $Ba_{0.7}Sr_{0.3}Ti_{1-x}Sn_xO_3$ КЕРАМИКА ПОЛУЧЕНА ПО ПЕРОКСОМЕТОД

РЕЗЮМЕ. Получена е по пероксо метод системата $Ba_{0.7}Sr_{0.3}Ti_{1-x}Sn_xO_3$. Изследвани са температурните зависимости на диелектричната проникваемост ϵ_r и диелектричните загуби $\tan \delta$ при честота 1kHz за следния температурен режим на изпичане на керамиката: 1250, 1300, 1400 °C. Керамичния материал със състав $Ba_{0.7}Sr_{0.3}Ti_{0.8}Sn_{0.2}O_3$ изпечен при 1400 °C за температурния интервал от 20 до 120 °C има температурен коефициент на диелектричната проникваемост $TK_{\epsilon_r} \rightarrow 0$ и ниски диелектрични загуби. Тези данни го правят подходящ за производството на термостабилни кондензатори, както и за кондензатори с ниски диелектрични загуби.

Introduction

The ceramics obtained on the basis of $BaTiO_3$ of perovskite structure is one of the most important materials in using multilayer ceramic capacitors, thermistors of positive temperature coefficient, etc. It should be noted that the electric properties of the $BaTiO_3$ ceramics can be controlled by slight modifications by means of doting substances as $SrTiO_3$ (Tsuzuki et al., 1998), Nd_2O_3 (Kohler et al., 1996), La_2O_3 (Natsuko and Makoto, 1997) and others or depressor agents as $MgTiO_3$, $NiTiO_3$, $ZnTiO_3$ (Parvanova and Andreev 2002), Bi_2O_3 (Yi Zhi et al., 1998), SnO_2 , ZrO_2 and others. The paper presents the results of the study on the dielectric properties and resistivity of the solid solutions $Ba_{0.7}Sr_{0.3}Ti_{1-x}Sn_xO_3$ where $x=0.05; 0.10; 0.15; 0.20$ mol. The materials were prepared by using the peroxomethod. Technologically, it has certain advantages over standard ceramic technologies: the titanates obtained are characterized by higher purity and homogeneity; no preliminary grinding of the input materials is required; the synthesis temperature is considerably lower.

Sample Preparation and Measurements

The input titanates $BaTiO_3$, $SrTiO_3$ were prepared by using the peroxomethod (Genov et al., 1988; Maneva and Parvanova, 1995) based on the interaction of a $TiCl_4$ and Me-salt (Ba^{2+} , Sr^{2+}) solution with H_2O and alkalization with NH_3 to a fixed pH value. The synthesized peroxo-compounds were sintered at $T=600^\circ C$ and $T=650^\circ C$, respectively, until metatitanates were

obtained. The later were identified by an X-ray phase analysis by using a TUR-U-62 device. SnO_2 has 99% purity. The following compositions were synthesized: $Ba_{0.5}Sr_{0.5}Ti_{1-x}Sn_xO_3$ where $x=0.05, 0.10, 0.15$ and 0.20 mol. The powders were pressed under $P=200 \times 10^5 Pa$. 10% polyvinyl alcohol was used as plasticizer. The resultant product was disks 7mm in diameter and 4mm in thickness. They were calcinated at $T_{cal}=1250, 1300, 1400^\circ C$ for 3 hours, with a 0.5-hour retention at $360^\circ C$ and $400^\circ C$ to gradually evaporate the plasticizer. In order to make the contact required for the electric measurements, the disks were metallized on both sides using silver paste.

The temperature dependence of the capacity and dielectric losses ($\tan \delta$) were tested at a frequency of 1 kHz by using a General Radio impedance meter (model 1687). The temperature dependence of the capacity was measured in a Heraeus Votsch temperature chamber in a temperature range from $-40^\circ C$ to $+120^\circ C$ at steps of $5^\circ C$.

Results and Discussion

Figs. 1 and 2 show the dependencies of the dielectric permittivity ϵ_r and the dielectric losses $\tan \delta$ of the materials on the concentration of Sn^{4+} ions. For all three compositions ϵ_r increases smoothly, passes through a broad maximum and decreases at a concentration of Sn^{4+} ions higher than 0.1 mol. The permittivity has the highest values for materials calcinated

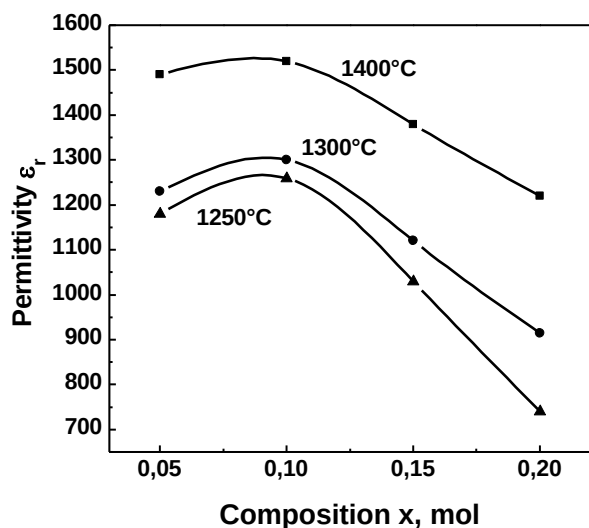


Fig. 1. Dependence of the dielectric permittivity ϵ_r of the materials on the concentration of Sn

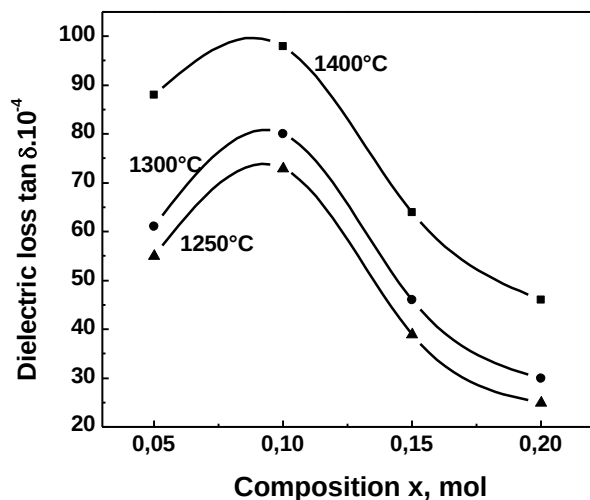


Fig. 2. Dependence of the dielectric losses $\tan \delta$ of the materials on the concentration of Sn

at the highest temperature. A similar dependence is also observed in the composition studied by Parvanova in which the depressor agent is Mg^{2+} . The character of change in the curves of $\tan \delta$ is the same as that for ϵ_r [Fig. 2].

The resistivity ρ_v of the compositions decreases with increasing the concentration of Sn^{4+} ions and reaches its peak value for the material calcinated at the lowest temperature.

The properties of $BaTiO_3$ ceramics in which the ions (Ba^{2+}) and (Ti^{4+}) are replaced simultaneously with other ions of suitable valence and ionic radii, depend on the influence of each admixed ion. By replacing Ba^{2+} ions in the solid solutions with Sr^{2+} ions, the phase transition temperature T_c decreases inearily, the ceramics (Ba , Sr) TiO_3 having higher peak values of permittivity than pure $BaTiO_3$ (Cava et al., 1996; Parvanova, 2002; Tavata and Kawai, 1997).

In the system $BaO-TiO_2-SnO_2$ small amounts of SnO_2 stabilize two new phases of barium titanate – $Ba_2Ti_5O_{12}$ and $Ba_2Ti_9O_{12}$ (Jaffe et al., 1971). With increasing the concentration of Sn^{4+} ions the contribution of these phases to permittivity

increases and reaches its peak value at $x=0.1$ mol, whereas ϵ_r and $\tan \delta$ pass through a broad maximum.

The dependence of the resistivity ρ_v of materials on the concentration of Sn^{4+} ions is presented in Fig. 3. The resistivity

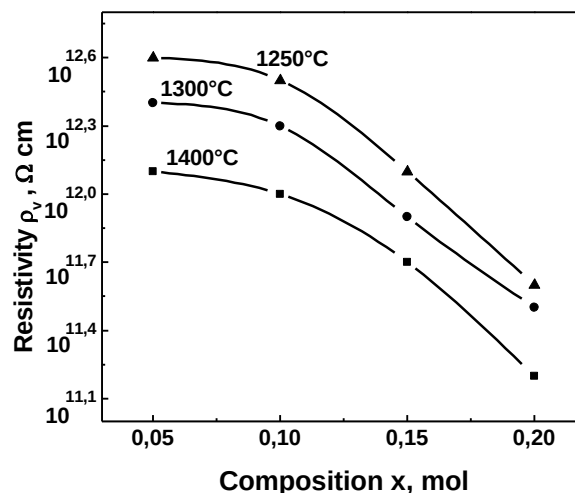


Fig. 3. Dependence of the resistivity ρ_v of materials on the concentration of Sn

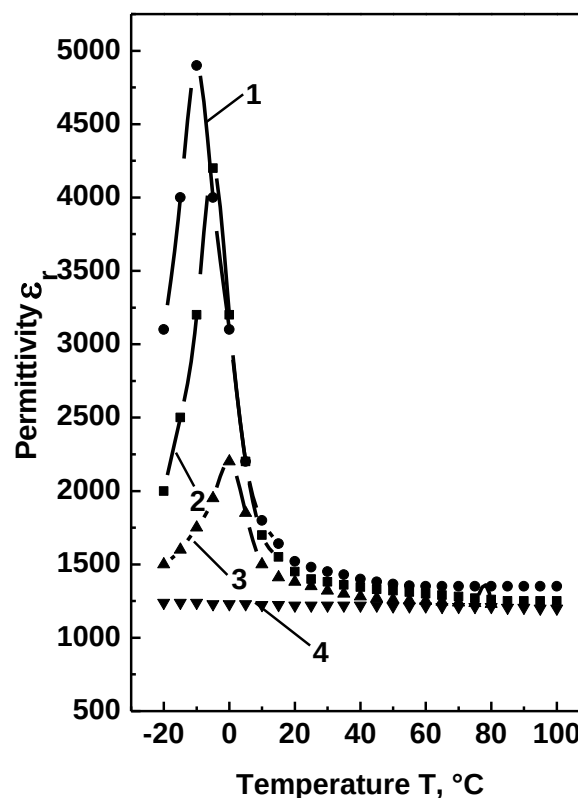


Fig. 4. Dependence of the dielectric permittivity ϵ_r on the composition of the material calcinated at a temperature of 1400°C; 1) $x=0.05$ mol; 2) $x=0.10$ mol; 3) $x=0.15$ mol; 4) $x=0.20$ mol

decreases with increasing the concentration of Sn^{4+} ions and reaches its peak value for the material calcinated at the lowest temperature. When calcinating the titanates of Ba and Sr oxygen vacancies occur which participate in the material conductivity (J. Lin and T. Wu, 1990). The concentration of

these vacancies increases with increasing the concentration of Sn^{4+} ions and as a result the strength of materials decreases (Fig. 3). The fact that the material calcinated at the lowest temperature has the highest p_v shows that the concentration of the oxygen vacancies in it has the lowest value.

The dependence of the permittivity ϵ_r of the material calcinated at 1400°C on the temperature is shown in Fig. 4.

With increasing the concentration of Sn^{4+} ions the peak values of ϵ_r of the material decrease and the phase transition region expands. The temperature of the tetragonal rhombic phase transition increases, the rhombic phase stabilizes and ϵ_r remains constant in the temperature interval under study.

The experimental dependencies of permittivity and dielectric losses obtained can also be related to the various polarizabilities of the ions Ti^{4+} and Sn^{4+} . Sn^{4+} has a higher electronic polarizability that causes an increase in the spontaneous deformation of the elementary cell. As a result ϵ_r and $\tan \delta$ decreases with increasing the concentrations of the ions Sn^{4+} , i.e. the ferrohardness of the materials increases.

References

- Cava, R., J. Krajewski, W. Peck. 1996. Compensation of the temperature coefficient of the dielectric constant of barium strontium titanate.- *Patent*, C 04 B 35/46, № 5552355.
- Genov L., M. Maneva, V. Parvanova. 1988. Synthesis and thermal decomposition of barium peroxotitanate to barium titanate.- *J. Therm. Anal.*, 33, 727-734.
- Jaffe, B., W. Cook, H. Jaffe. 1971. *Piezoelectric ceramics*. Academic Press, London, 235.
- Kohler, H., D. Mateika, S. Oostra. 1996. Substituted barium-neodimium-titanium-perovskite.- *Patent*, C 04 B 35/46, № 5556818.
- Lin, J. H., T. B. Wu. 1990. Effects of isovalent substitution on lattice softening and transition character of $BaTiO_3$ solid solutions.- *J. Appl. Phys.*, 68, 3, 415-419.
- Maneva, M., V. Parvanova. 1995. Thermal decomposition of calcium and strontium peroxotitanates to metatitanates. *J. Therm. Anal.*, 41, 353-361.
- Natsuko, K., K. Makoto. 1997. Influence of Sr-addition on the semiconducting behavior of La-doped $BaTiO_3$ ceramics.- *Nippon Seramikkusu Kyokai gakujiutsu ronbunshi*, 1221, 436-439.
- Parvanova V. D., S. K. Andreev. 2002. Characterization of the metatitanate system $(1-x)BaTiO_3xNiTiO_3$ and $(1-x)BaTiO_3xZnTiO_3$ obtained by the peroxide method.- *J. Mat. Sci: Mat. In Electronics*, 13, 585-588.
- Parvanova V., 2003. Dielectric properties of $Ba_{0.5}Sr_{0.5-x}Mg_xTiO_3$ obtained by peroxomethod.- *J. Univ. Chem. Technol. Met. (Sofia)*, 38, 1, 23-30.
- Parvanova V., 2002. Dielectric properties of $Ba_{1-x}Sr_xTiO_3$ ceramic obtained by the peroxomethod.- *J. Univ. Chem. Technol. Met. (Sofia)*, 37, 3, 5-10.
- Tabata, H., T. Kawai., 1997. Dielectric properties of strained $(Sr,Ca)TiO_3/(BaSr)TiO_3$ article lattices.- *Appl. Phys. Lett.*, 3, 321-323.
- Tsuzuki A., Kato K. Kusumoto K., Torii Y., 1998. Preparation and characterization of $Ba_{1-x}Sr_xTiO_3$ by sol-gel processing.- *J. Mater. Sci.*, 12, 3055-3058.
- Yi Zhi, Ang Chen, Vilarinho P. M., Mantas P. Q., Baptista J. L., 1998., Dielectric properties of Bi doped $SrTiO_3$ ceramics in the temperature range 500-800 K.- *J. Appl. Phys.*, 9, 4874-4877.

Вибрационно смилане на ковки и пластични метали и сплави

Николай Христов, Любомир Кузев

Минно-геоложки университет "Св. Иван Рилски", 1700 София

РЕЗЮМЕ. Докладът представя резултатите от проведено лабораторно изследване относно наситняването на широк кръг от пластични метали и сплави чрез смилане в конвенционален тип вибрационни мелници – алуминий, калай, олово, мед, оловно-калциева и оловно-антимонова сплав. Представени са част от получените лабораторни резултати при вариране на изследваните технологични параметри – време на смилане, количество на материала за смилане, температура, работна среда, влияние на различни реагенти позволяващи смилането, начина на подаването им и тяхното количество, начин на отделяне на готовият продукт и др. Представена е дискусия върху най-интересните моменти от изследването, а именно начин на деформация и въздействие върху отделната частица, ключови фактори определящи взаимодействието на смилания материал и смилачната апаратура, влияние на температурата, влияние на добавяните реагенти и т.н.

VIBRATION GRINDING OF FORGEABLE AND PLASTIC METALS AND ALLOYS

ABSTRACT. The paper presents results of carried out laboratory investigation on comminution by grinding in conventional type vibration mills of wide range of forgeable and plastic metals and alloys including – aluminum, tin, calcium, lead, copper lead-calcium and lead-antimony alloys. Part of laboratory obtained results by varying of the investigated technological parameters – grinding time, quantity of grinded material, temperature, working medium, influence of different reagents allowing grinding, way of its addition and quantity, different ways of separating of the grinded product and so on are presented. Discussion on the most interesting moments in the investigation namely deformation patterns, key factors defining relationship between grinded material and grinding equipment, temperature influence, reagent addition influence and so on is introduced.

Въведение

Употребата на метали в прахообразно състояние в различни браншове на индустрията нараства с значителни темпове. Метали в прахообразно състояние се употребяват в металокерамичните изделия, синтеровани материали, лакобояджийската индустрия, взривни материали, за производство на електроди, пенобетон, прокат и др.

Употребата им в прахообразен вид се обуславя от невъзможността за използването им в компактно състояние или с цел използване на специфични свойства различни от свойствата на компактия метал, придобити в процеса на тяхното производство или от самото прахообразно състояние – голяма относителна повърхност, реактивоспособност и т.н.

Съществува широк набор от начини за получаване на метали в прахообразно състояние: разпрашаване от стопилка, електролиза, редукция от твърда фаза, металотермични реакции, утаяване на метали от водни разтвори, утаяване от газова фаза, механическо наситняване в това число – накъсване, насичане и нарязване, абразивни методи, смачкване, удар, смилане.

Основното количество прахообразни метали се получават по метода на разпрашаване от стопилка. Употребата на този метод се ограничава от високата енергийна консумация, както и невъзможността за разпрашаване на някои метали в предвид тяхната висока реактивоспособност (Джонс, 1964).

Наситняването на металите чрез смилане е сравнително слабо познат процес и употребата му се ограничава само до наситняване на крехки метали и сплави (независимо от тяхната якост, например WC).

Наситняването на ковки и пластични метали и сплави, в промишлени условия не се прави, както и съществуват ограничен брой теоретични разработки и изследвания за наситняване в лабораторни условия (Вернер, 1966).

Цел

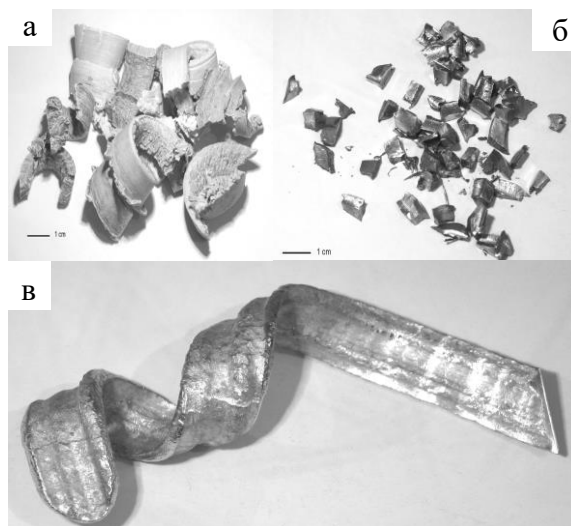
Изследвани са възможностите на конвенционален тип вибрационни мелници, за производство на метални прахове и получаване на пазарни продукти отговарящи на съответните качествени изисквания.

Лабораторни изследвания

Материали

Изследваните материали включват: алуминий, калай, калций, олово, мед, оловно-калциева и оловно-антимонова сплав.

За достигане на едрини позволяващи захранването на използвания лабораторен вибрационен стенд, всички от изследваните суровини бяха подготвени чрез нарязване с ръчна настолна ножица до получаване на продукт с едрина $D_{\max}$ 5-6 mm. Фигура 1.

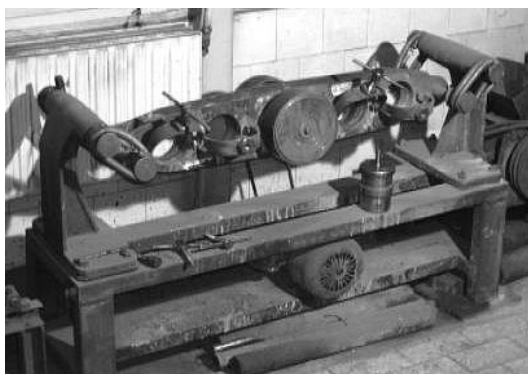


Фиг. 1. Общ вид на част от използваните суровини:
а). Калций; б). Калай след нарязване; в). Калай

Лабораторна апаратура и технологични условия

Лабораторната обстановка включва лабораторен вибрационен стенд с константни вибрационни параметри от честота $f = 24 \text{ Hz}$ и амплитуда $A = 3 \text{ mm}$, осигуряващ провеждането на четири експеримента едновременно.

Апаратурата позволява осигуряването, както на сух, така и на мокър технологичен процес при прекъснат режим на работа. Фигура 2.



Фиг. 2. Общ вид на използвания лабораторен вибрационен стенд

Използваните работни среди представляват пръти с различна геометрия, работна повърхност и тегло.

Работната вибрационна камера е с обем от 360 cm^3 , като височината – $L_{\text{мел}} = 9,8 \text{ cm}$, а диаметъра – $D_{\text{мел}} = 6,8 \text{ cm}$. Вътрешната и повърхнина е гладка. Фигура 3.

Експериментални резултати

Наситняването на алуминий без охлаждане на вибрационната камера води до агрегиране на материала подложен на обработка. Изменението на факторите вид на работната среда и количество на материала за смилане само изменят скоростта на агрегирането.

Процесът на наситняване е възможен при охлаждане на работната камера до стайна температура през определени интервали. Таблица 1 представя резултатите от експеримента по вибрационно смилане на алуминий с принудително охлаждане на корпуса на мелницата до температура

25°C през интервал от 10 min. Условието на опита са: описаната методика за вибрационно смилане, работна среда – рифелен прът, количество на пробата – 30 g (подадено в началото на опита). Като разчетен клас е ползвана класата – 0,071 mm, която е отделяна в края на всеки интервал на обработка. Останалата част от пробата се връща обратно в мелничната камера и опитът повтаряйки описаната последователност продължава.



Фиг. 3. Общ вид на част от използваните работни среди и работна камера

Таблица 1.

Влияние на температурата

Време на въздействие	Добив на класа – 0,071 mm		Сума, g
	$\mu, \%$	μ, g	
10 min.	3.33	1,0	30,1
20 min.	1.33	0,4	29,1
30 min.	1.66	0,5	28,7
40 min.	2.66	0,8	28,1
50 min.	2.66	0,8	27,1
60 min.	3.33	1,0	26,4
70 min.	5.33	1,6	25,4

Направените опити потвърждават възможността за наситняване на алуминий чрез смилане с помощта на някои органични реагенти. Най-добри резултати показва реагента OPSt. Таблица 2 показва резултатите от влиянието на добавеният реагент, както и от начина на неговото добавяне (Kuzev, Hristov, 2000).

Таблица 2.

Влияние на реагента OPSt

Количество и начин на подаване	Добив, % (- 0.071)
0,1 g през 5 min (2 kg/t)	11.6
0,2 g през 5 min (4 kg/t)	23.6
0,2 g през 10 min (4 kg/t)	37.4
0,4 g през 10 min (8 kg/t)	57.8

Резултатите от проведените експерименти показват, че влиянието на работната среда върху процеса на наситняване с използване на повърхностно активно вещество от OPSt е в посока на изменение на добивите, като характера на разрушаване се запазва един и същ – изтъняване и последващо накъсване.

Резултатите от опитите с различни смилаци среди са представени в Таблица 3. Опитът е проведен при следните условия – количество на материала – 50 g, подаване на реагент – 0,4 g (8 kg/t) през 10 min, без сепариране на готовата класа, т.е. пресятото количество класа – 0,071 mm се връща обратно в мелницата. По този начин данните представени в таблицата представляват сумарна характеристика на добива на класата по отношение на времето.

Таблица 3.

Влияние на работната среда

Работна среда	Добив на класата – 0.071 mm след min обработка, %.				
	5, min	10, min	20, min	30, min	40, min
Лек рифелен прът	2.2	6.4	6.4	8.0	11.2
Рифелен прът	7.4	17.2	39.4	50.6	63.8
Лек с вълнообразна повърхност	5.2	12.6	25.3	26.0	25.0
Тежък с вълнообразна повърхност	5.8	14.8	28.6	36.4	45.0

Относно смилането на калая съществуват значително по-малко изследвания. Наситняването на калай без добавяне на реагенти се оказва невъзможно. Значително количество материал полепва по работните тела след 30 sec обработка.

Изследвани бяха следните реагенти способстващи смилането. Резултатите представя Таблица 4.

Таблица 3.

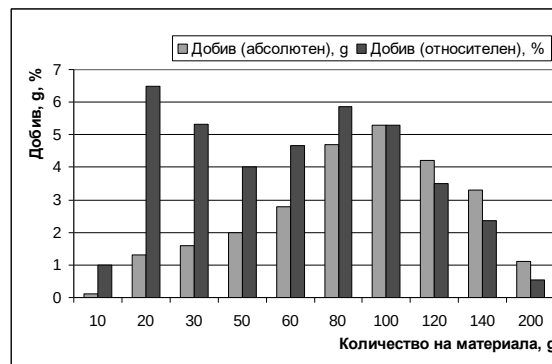
Влияние на работната среда

Реагент	Резултат след 5 min обработка
Нафта	Черен цвят, деформация без наситняване, полепване
Газ	Деформация без наситняване, полепване
Минерално масло	Деформация, наситняване, малка част здраво полепва по смилачната среда
Леко трансформаторно масло	Деформация без наситняване, полепване
Олеинова киселина	Деформация без наситняване, силно полепване
Парафин	Черен цвят, деформация без наситняване
Вазелин	Деформация без наситняване
Сапуни	Черен цвят, наситняване, полепване
OPSt	Наситняване

Влиянието на смилачната среда е сходно както при наситняването на алуминия. Най-добри резултати дава тежкия прът с вълнообразна повърхност.

Експериментите касаят влиянието на варирането на фактора – начин на подаване на ПАВ показваха, че този фактор не е от такова съществено значение, както при смилането на алуминия. Разликите в добива на разчетен клас – 0,063 mm възлизаха на максимално 6 % по отношение на различния начин на подаване на реагента.

Влиянието на фактора – количество на обработвания материал е илюстрирано на следващата диаграма.



Фиг. 4. Абсолютен и относителен добив на класата – 0,063 mm в зависимост от количеството на материала подаден за смилане

От графиката ясно може да се види, че максимума по отношение на абсолютният добив може да се търси в границите на минималното захранване на мелничната камера с материал. Това обаче не се отнася за производителността на вибрационната установка, като цяло.

Влиянието на времето на обработка е илюстрирано на следващата таблица (лек вълнообразен прът, OPSt 42 g/t, 70 g материал).

Таблица 4.

Влияние на времето за обработка

Време на обработка, min	Добив на класа – 0,063 mm, %	Забележка
5, min	1.86	-
10, min	4.14	-
15, min	5.43	-
20, min	5.71	-
30, min	3.57	Полепване
50, min	-	Целият материал е полепнал

Добивът на готов продукт силно се влияе от зърнометрията на материала подложен на смилане. В резултат от многократно отделяне на готов продукт и добавяне на нов материал зърнометричната характеристика на смилания материал приема стойности, при които добивът на готов клас се утроява в сравнение с добива от изцяло необработен материал. Тази зърнометрична характеристика може да се нарече “естествена”, понеже за определена мелница и технологични параметри тя е една и съща и остава постоянна във времето.

За описаната вибрационна установка и съгласно описаната методика за имитиране на непрекъснат технологичен процес “естествената” зърнометрична характеристика на калая е представена в следващата Таблица 5.

Таблица 5.

Влияние на зърнометрията на пробата

Клас	Частен		Сумарен	
	g	%	По плюс	По минус
+ 1,0	19,2	14,63	14,63	100
- 1,0 +0,5	17,8	13,56	28,19	85,37
- 0,5 + 0,315	16,1	12,27	40,49	71,81
- 0,315 + 0,2	11,3	8,61	49,07	59,54
- 0,2 + 0,9	16,4	12,5	61,57	50,93
-0,09 +0,063	20,6	15,7	77,27	38,43
- 0,063	29,8	22,73	100	22,73
Всичко	131,2	100		

Характера на смилането на медта се доближава до този на алуминия. По отношение на смилането медта е "по-инертен" метал, което ще рече, че за протичане на процеса на агрегиране е необходимо значително по-голямо количество енергия. Това позволява използването на по-тежки работни среди, като и наситняване без добавка на повърхностно активен агент. Производителността на процеса за добив на клас под 60µm е ниска и това обуславя използването на реагент модификатор. Най-силно е действието на реагента OPSt, като някой от традиционните в случая добавки (нафта), не само че не подпомагат процеса на наситняване, а дори възпрепятстват и спират добива на фини класи. Факторът с най-голям коефициент на въздействие е смилачката среда.

Имайки в предвид голямата реактивоспособност на калция прилагането на суха технологична схема е нецелесъобразно, дори опасно. Изхождайки от предишния опит бяха направени редица експерименти с добавяне на различни вещества, които подадени в смилането да действат като повърхностно активни реагенти и след етапа на смилане да останат обмазани върху частиците предпазвайки ги от действието на атмосферната влага. За тази цел бяха изпитани различни минерални масла и греси, нафта, разредители, органични реагенти – парафин, олеати, вазелин, пластифициращи емулсии, както силикони, абразивни агенти и др. Нито едно от изброените вещества не успя да задоволи поставените цели. С някой от тях наситняването е възможно, но те не предотвратяват окислението на получения прах.

Прилагането на реагент OPSt е нецелесъобразно в предвид органичната му природа и наличието на известно количество вода в него. Въпреки това експерименти бяха направени, и резултатите показват, че по отношение на смилането реагента работи много добре. Вибросмилането в продължение на 30 min на 25 g материал с добавяне на 80 kg/t OPSt доведе до samozапалване на получения прах след прекратяване на смилането и отваряне на мелницата.

При тези условия единствено възможен е мокрия технологичен процес, като за течна среда се използват различни минерални вещества или органични течности.

Експерименти бяха направени със среди от течен парафин и минерални масла M10 D и Elf Rts. Най-добри резултати даде маслото Rts на Elf. Използването на маслата запазва металния блясък на частиците, докато при среда от парафин цветът на суспензията е черен.

Смилането на оловото, оловно-калциевата и оловно-антимоновата сплави притежават характер на смилане обладаващ характеристики между тези на алуминия и медта.

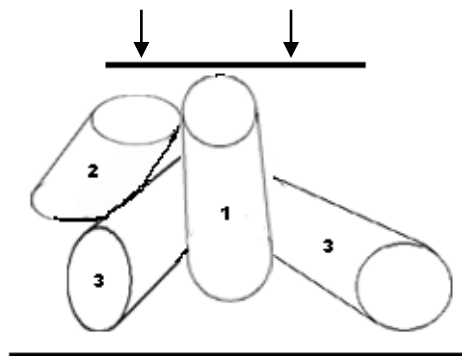
Смилането им без добавка на повърхностно активен агент е невъзможно, но така също е невъзможен и процеса на агрегиране характерен за алуминия.

Най-добри резултати се получават при наситняването с добавка на OPSt и минерално масло Elf Rts и използване на работна среда лек вълнообразен прът.

Дискусия

Използването на прътова работна среда предполага генерирането на ударни, нормално насочени натоварвания върху материала подложен на смилане. Такова натоварване приложено върху пластичен материал би следвало да доведе до деформиране на частиците в последователно изтъняване в едно от направленията и при продължаване на обработката, накъсване на получените пластинки или листчета метал. Изненадващо обаче изменението на формата следва друга закономерност. Деформирането на частиците е със съвсем различен характер. Той е най-ясно изразен при използването на сравнително лек прът, като смилачката среда. При този тип смилачка среда изменението във формата следва посоката към получаване на закръглени форми на частиците. Факторът на формата (определен като Дебелина/Дължина) на частиците при захранването е от порядъка на по-малко от 0,3 – 0,5 докато в резултат от 60 min обработка той се доближава до 1, което означава частици с правилна сферична форма.

Обяснението на този феномен може да се търси в изясняване на характера на подреждане на частиците от смилан материал и посоката на натоварването причинено от работната среда. Резултатите сочат към следната вероятна картина на подреждане на частиците на смилания материал Фигура 5. Такова подреждане може да обясни деформацията предимно по дългата ос на частиците. При такова подреждане можем да разглеждаме три случая на ориентирание на частиците.



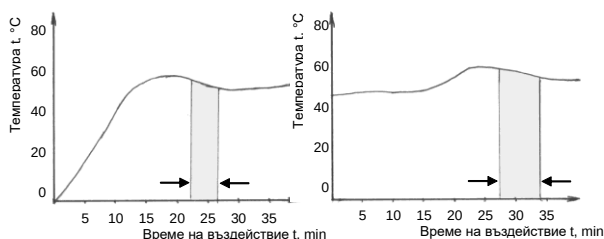
Фиг. 5. Вероятното разположение на частиците вътре в мелничната камера и посоката на приложеното натоварване

- Частици ориентирани с дългата си ос успоредно на посоката на приложеното натоварване (Фигура 48, частица 1);
- Частици застанали под някакъв ъгъл по правило по-малък от 45° (определен между посоката на натоварването и дългата ос на частицата (Фигура 48, частица 2);
- Частици лежащи върху повърхността на барабана или разположени под ъгъл по-голям от 45° (Фигура 48, частица 3).

При малко натоварване въздействие върху частици разположени съгласно положение 2 силите на триене в точ-

ките на контакт, както и опората оказана от частици намиращи се в положение 3 ще възпрепятства относителното преместване на частицата и по този начин тя ще се деформира преимуществено по краищата си, т.е. по своята дълга ос. Когато приложеното натоварване нарасте (при използване на по-тежък прът) опората оказана от частици в положение 3 не би била достатъчна за да осигури положение 2. Тогава в точките на контакт се съсредоточават значително количество енергия, която осигурява възможност за "студена" спойка в тях. По този начин става откъсване на част от краищата на частицата, което идва да обясни получените дрожовидни форми при използването на средно тежък прът. След като частицата се разтовари от натоварването тя или частта откъснала се от нея се отлепва от корпуса на мелницата или смилацият прът и участва в движението на материала подложен на смилане. Когато приложеното натоварване е достатъчно голямо (използване на много тежък прът от WC), тогава енергията концентрирана в точките на контакт е значителна и след разтоварването на частицата от приложеното натоварване, тази част, която се е откъснала продължава да стои залепена за пръта или корпуса на работната камера. По този начин може да се обясни полепването на материала по смилачното тяло от WC.

Относно влиянието на температурата върху процеса на агломерирание можем да систематизираме резултатите в диаграмите (Фигура 6). Изненадващ е факта, че първоначалното нагриване на системата (мелница, работна среда, смилан материал) не предизвиква ускоряване, а напротив оказва забавяне на момента на формиране на по-плътни агрегати, което противоречи на кинетичната теория на Djingizian относно процеса на наситняване.



Фиг. 6. Зависимост между температурата на системата мелница – работна среда – смилан материал и времето. Време на формиране на по-плътни агрегати (защрихованата площ)

Въздействието на температурата вероятно трябва да се търси в друго направление и по точно относно процесите протичащи на повърхността на частиците. Вероятно е повишаването на температурата да предизвиква по-бързо повърхностно окисление и по този начин невъзможност за агрегиране.

Неочакван е и факта, че показаните графики (Фигура 51) много малко се влияят от вида на технологичния процес – мокър или сух. При мокрия технологичен процес температурата е в по-ниски стойности, но момента на образуване на плътни агрегати се запазва в същия отрязък от време, както при сух технологичен процес.

Заклучение

Наситняването на метали и сплави и в частност на ковки и пластични метали и сплави е сериозен проблем при нормални условия, т.е. при нормална температура и налягане. Проведените изследвания с металите Al, Sn, Cu, Ca, Sb, Pb и някои сплави, като Pb-Ca и Pb-Sb показаха, че при подходящи технологични схеми с използването на различни на вид, форма и плътност работни среди в нормални условия (температура и налягане) наситняването е възможно.

За ускоряване на процеса сухо смилане на споменатите ковки и пластични метали и сплави са експериментирани разнообразни масла и органични вещества, като олеинова киселина, машинно масло, трансформаторно масло, OPSt и др. По-голяма част оказват осезаем ефект в посока на ускоряване на наситняването. Особено висока ефективност (до няколко пъти по-голяма в сравнение с олеиновата киселина) показва реагента OPSt.

При анализирането на получените експериментални резултати от смилането на изследваните ковки и пластични метали може да се направи извода, че кинетичната теория на Djingezian за смилането е неподходяща и не описва процеса смилане на ковки и пластични метали.

С използването на различни технологични схеми и работни среди включващи вибрационно смилане и вибрационно стриване от един и същи метал, например Al могат да се получат продукти отговарящи на изискванията на различни производства.

Литература

- БДС 10318-72. Алуминиеви пасты за лакобояджийската индустрия.
- Вернер. З., Некоторые исследования по измельчению мягких материалов, *Труды Европейского Сопещения Измельчению*, Госстройиздат, 1966.
- Джонс В.Д., Производство металлических порошков, Мир, Москва, 1964.
- Kuzev L., Hristov N., Vibrating Grinding – an Approach for Use of Refuse Metallic Aluminum. *Proceedings of the 8th International Mineral Processing Symposium*, Antalya, Turkey, 2000.

Вероятностни и евристични методи при моделиране на изменчивостта на геоложки показатели

Койно Боев, Станислав Топалов

Минно-геоложки университет "Св. Иван Рилски", 1700 София

РЕЗЮМЕ. Геоложки показатели са оценени и чрез колебанието (изменчивостта) им. Изменчивостта може да се моделира чрез вероятностни и евристични методи. В доклада са представени резултати от моделирането и оценка на приложимостта на групите методи.

VARIABILITY MODELING OF GEOLOGICAL PARAMETERS BY STOCHASTIC AND HEURISTIC METHODS

ABSTRACT. Some geological parameters are estimated by their variability, too. The variability can be modeled by stochastic and heuristic methods. Modeling results and estimation of methods group application are given in the paper.

Геоложките показатели се оценяват с характеристики за изменчивостта им. Тя има статистическа и физическа страна. Статистическото измерване на изменчивостта се изразява в мощността (силата) на използваните методи и критерии за оценка, а физическото – в приложната стойност на резултатите от оценката й. Методите и критериите на оценката са вероятностни и евристични. Последните изискват систематизиране и обработване, на различно ниво, на статистическа информация за геоложкия показател.

Количествен израз на изменчивостта дават статистическите характеристики на геоложкия показател. Най-вече те са дисперсия, стандарт, коефициент на вариация, корелационна функция, структурна функция, вариограма и др. Приложение намират и други характеристики, изразяващи сходство/различие в изменчивостта на геоложките показатели [Попов В.Н., Бадамсурен Х., Буянов М.И., Руденко В.В., 2000].

Целта на настоящия доклад е да се споделят използвани технологии за оценка на изменчивостта на геоложки показатели, адресирани към различни инженерни задачи от геолого-проучвателното и минното дело.

Според (Букринский В.А., Ю.В. Коробченко, 1977) изменчивостта на геоложките показатели е абсолютна и относителна. Тя може да се оценява статистически и геометрично. Тези оценки дават възможност за определяне на детерминираната и случайната съставляваща на изменчивостта и амплитудата на колебание. Физическата страна осигурява използването на оценката на изменчивостта в дадено направление, в дадена площ или обем, разкриване анизотропията на геоложкия показател, влиянието на колебанието върху различните структурни нива при проучването и разработването на находищата на подземни богатства и др.

Прогнозирането на характеристиките на изменчивостта на геоложките показатели (Боев К., Ст. Топалов. Минно дело, 7 - 8, 1993) е подчинено на редица аргументи, като:

- обект на изследване;

- изходни данни и обем на геолого-маркшейдерската информация;
- средства и методи за систематизиране на информацията;
- критерии за типизиране на изменчивостта;
- теории и методи за анализ на изменчивостта;
- методи и средства за представяне на крайните резултати.

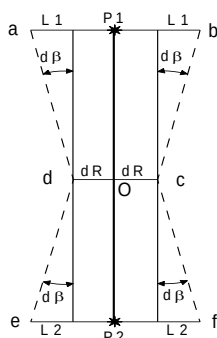
Интерпретацията на оценката на изменчивостта (физичната й страна) най-често е свързана с:

- създаване на адекватен числен модел на находището;
- ориентиране на проучвателна мрежа и определяне на размерите й;
- надеждност на определените статистически характеристики на геоложкия фактор;
- оценка на временно неактивни запаси;
- оценка на сложността на минно-геоложките условия.
- оценка на планирането за развитие на минните работи;
- оценка на степента на подготвеност на запасите.

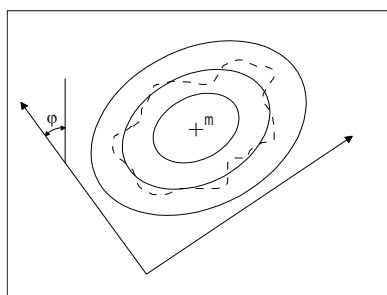
Създаването на адекватен числен модел на находището в равнината (добивен хоризонт), отчитащ изменчивостта, е подчинено на следната последователност:

- детайлизиране на информацията в радиални ивици с параметри: ширина на ивицата и ориентиращ ъгъл α (всяка i ивица е определена с координатите на началната точка на оста Y Y_{0i} , стойност на посочения ъгъл α_i на надлъжната ос), фиг. 1.;
- за всяка i ивица и за j показател се определя радиуса на автокорелация;
- в подходящ мащаб по радиално излизаци от точка O прави, се нанасят стойностите на радиуса на автокорелация;
- създава се емпиричен модел на изменчивостта на изучавания показател фиг. 2. -прекъсната линия;
- определя се теоретичния й модел, фиг. 2.;

dR-минимален радиус на влияние
dβ-ъгъл на разсейване



Фиг. 1.



Фиг. 2.

Теоретичният модел на изменчивостта се създава на базата на изградена топографска повърхнина, отразяваща стойностите на радиуса на автокорелация (стойностите на структурната функция).

Моделът на анизотропията (изменчивостта) на показател от находището е реализиран програмно. Основните модули са 9, като всеки от тях е свързан с предишния.

Въвеждането, в интерактивен режим, на определената ориентираност на анизотропията и нейната стойност повишава крайните резултати при използване програмния продукт "SURFER".

За ориентирание на проучвателната мрежа и определяне на размерите ѝ се наложи да се оцени изменчивостта на дебелината на рудна жила в полиметално находище, съдържанието на олово, цинк и мед в масива (Боев К., Ст. Топалов, И. Андонов, 1997):

Тази задача, с цел по-надеждно прогнозиране на посочените геоложки фактори, изисква:

- систематизиране на информацията от експлоатационното проучване;
- определяне на сборните статистически характеристики на изучаваните показатели;
- оценка на различието на средните характеристики на показателите;
- изследване структурата на корелационни връзки между показателите.

Обработена е информация за дебелина, съдържание на олово, цинк и мед от 10 технологични единици (експлоатационни блокове). Структурата на корелационните връзки между показателите е $r_{Pb/Zn} = 0.74$; $r_{Pb/Cu} = 0.49$; $r_{Zn/Cu} = 0.53$.

Определените средни стойности на радиусите на автокорелация по “посока” и по “страна” на рудното тяло не противоречат на генезиса на находището и на структурата на рудния масив, напукаността на вместващите скали и морфологията на рудното тяло.

Прогнозирането на стойностите на изследваните геоложки показатели е осъществено чрез експоненциално изглаждане на Браун. Определени са стойностите на изглаждащата константа α за изучаваните показатели по "страна" и по "посока" на рудното тяло, предвид количествения израз на изменчивостта им, осигуряващи максимална надеждност на прогнозата.

Резултатите от изпълнението на посочените задачи, достигнати с помощта на теорията на случайните процеси/функции, практически реализирани машинно, дават възможност за оценка на избора на направлението на минните работи и грешката при изчисляване на запасите, както и др. инженерни задачи.

Надеждността на определените статистически характеристики на геоложки фактор (обемна плътност) във въглищно находище, разработвано по открит начин наложи:

- обособяване на четири представителни участъка от находището;
- определяне, чрез геофизичен метод, на стойностите на изучавания геоложки показател за различните петрографски типове скали и въглища;
- статистическа обработка на резултатите.

При априорно възприемане, че в четирите участъка статистическите характеристики на геоложкия фактор не се различават значимо, чрез проверка на статистически хипотези е оценено количествено сходството в изменчивостта на средните характеристики на отделните петрографски типове. Определени са надеждни стойности на геоложкия фактор, формиран от различни типове скали в зависимост от местоположението на участъка.

Разработването на различни неактивни запаси (в охранителни стълбове под здания и съоръжения, под водоеми и пътни комуникации; междухоризонтни, междублокови и междуканални целици; зони на изклиняване на балансовия контур или такива с малка дебелина на залежа) наложи извършването на технико-икономическа оценка, основана върху определяне на промишлените кондиции на неактивни запаси (Христов С., К. Боев, Ст. Топалов, 1997.).

В района на охранителния стълб на промишлената площадка (рудно тяло 1 на полиметално находище “Метливко – Център”), бе извършена експлоатационна геометризация на съдържанието на олово, цинк и мед и дебелината на залежа. Резултатите от нея дават основание за следните изводи:

- дебелината на залежа е със статистически закон на разпределение, близък до Гаусовия закон на разпределение ($\bar{d} = 2.20\text{m}$, $M_e = 2.00\text{ m}$, $M_o = 2.00\text{m}$). Средно аритметичната стойност е представителна характеристика. Тя е с най-малка изменчивост в сравнение с останалите геоложки фактори и показва слаби тенденции за намаляване в дълбочина.
- съдържанието на олово С_{Pb} се подчинява на ляво-асиметрично разпределение ($A \in 0.8 \div 1.2$; $E \in -0.18 \div 0.6$; коефициентът на корелация между съдържанието на олово и цинк е в границите $0.42 \div 0.65$, а между оловото и медта той

е статистически незначим; радиусът на автокорелация по простирание варира от 15 до 20m, а изменението на съдържанието има квазипериодичен характер, като координираната изменчивост е доминира-ща в южната част.

- съдържанието на цинк C_{Zn} се подчинява на лявоасиметрично разпределение (логнормален закон на разпределение - $A \in 0.56 \div 2.32$; $E \in 0.74 \div 2.68$; радиусът на автокорелация по простирание варира от 20 до 30m. Ани-зотропията по отношение на съдържанието на оловото е по-значима.

- с елементи на скрити топографски повърхнини е изобразено изменението на дебелината на рудната жила, съдържанието на олово, цинк и мед, както и сумарно съдържание на олово и цинк.

Получените резултати са използвани за определяне на кондициите на съдържание на олово+цинк, послужили при преизчисляване на запасите.

Сложността на находището, в зависимост от етапите и задачите на геолого-проучвателния и добивния цикъл, в (В.Н. Попов, Д.И.Боровский. 1996.) се предлага да бъде разграничена на геоложка и минно-геоложка и оценката да бъде чрез интегрален показател, който да включва: геоложки фактори по степен на тяхната изменчивост, количествено оценяващи находището и влияещи на точността на оценката на прогнозните минерални ресурси, на рационалното извличане на богатствата от недра и на технико-икономическите показатели на дейността на минно-добивната фирма. Оценката на минно-геоложката сложност трябва според (В.Н. Попов, Д.И.Боровский. 1996.), да се извършва чрез показател, към който да бъдат предявени следните изисквания: безразмерност, пространствена обвързаност, отчитане на дискретния и непрекъснатия характер на геоложките показатели, възможност за формализация на качествените и описателните фактори, универсалност, гъвкавост и надеждност при изградения обем на находището, даващ възможност да се използва при планирането и управлението на минните работи.

Чрез графиките на нормираната, приведена към дисперсия равна на единица, автокорелационна функция на изменението на съдържанието на мед по дадено направление в находище, което се разработва по открит начин, в случая за четири експлоатационни хоризонта 1090, 1075, 1060 и 1045 - рудник "Елаците" са построени лъчеви графики. Периметърът на всяка (дължината на начупената крива), се използва като решаващо правило при оценка на сложността на геоложкия показател – съдържанието на мед.

При решаването на задачи от детайлното и експлоатационно проучване на находищата, запасите/ресурсите от подземни богатства за различни участъци следва да бъдат оценявани чрез изменчивостта на няколко показателя. В този случай е целесъобразно да се използват логични методи. Такъв подход дава възможност да се оцени по-общо степента на близост/различие на отделни участъци. Един от методите за реализиране на този подход е използване на теорията за разпознаване на образи. Понятието "образ на участъка" включва геометричната форма, данните от измерване на геоложките показатели – дебелина, съдържание на полезен или вреден компонент, структура и др. Разпознаването може да се извърши по следните алгоритми: по най-малко разстояние между точките, по стойността

на ъгъла между векторите, по фазов интервал или вероятностно.

Алгоритъмът за разпознаване по фазов интервал е приложен при изучаване на въглищен пласт (Боев К., Ж. Дончев. Въглища, 1982,7.), в който предстои проектиране на минни работи в нов участък. Дебелината на пласта, измерена в обособени участъци образува статистически набор от данни, които съгласно теорията за разпознаване на образи се тълкува като определена фаза. Точката m_0 принадлежи към областта (участъка от въглищния пласт) при условие, че i -ия образ, разстоянието от нея до центъра на този участък е по-малко от нейния център до центровете на другите области. Във фазовото пространство по този начин се използва степента на близост/различие между отделните области. Количествено близостта/ различие се оценява чрез статистическата величина ε .

Разпознаване чрез най-малко разстояние между точките (Боев К., Ж. Дончев. Въглища, 1982,7.) предполага, че разработвано поле от въглищен пласт със стойности на дебелината на пласта могат да бъдат групирани в локални области. Нов, предстоящ за разработване участък от въглищния пласт притежава стойности на дебелината на пласта, които могат да бъдат отнесени (разпозна-ти) към всяка една от i -тата локална област. Разстоянието от центъра на новия участък (разбирай центъра на признаковото пространство – дебелината на пласта) до центъра на изследваните локални области е показател за различие/сходство.

Алгоритъмът минимално разстояние между центровете на фазовите пространства в (Боев, К., Ваклев, И. Рудодобив.1979,9.) е приложен за оценка на геоложки показатели в рудно тяло на полиметално находище (дебелината на тялото варира от 4 до 7 m, опробването за съдържанието на олово и цинк е браздово през 3 m. Опробвани са 3 щолни ($i=3$). Съдържанието на олово е обособено в 10, а на цинк в 9 подинтервала).

За определяне еднородността (различие) на рудата, проучена чрез трите щолни, се изисква сравняването да се извърши не по една или две сумарни характеристики на съдържанието на Pb и Zn, а по целия признаков спектър (в случая по 19 образни показателя).

В технологичен аспект, алгоритъмът, е приложен в следната последователност:

- изчисляват се сумарните характеристики (средна и стандарт) за съдържанието на оловото и цинка за всяка щолня;

- оценява се близостта на емпирично и теоретично разпределение чрез критерия на Пирсън.

Различието в сумарните характеристики и вида на теоретичното разпределение на съдържанието на олово-то и цинка в рудата от трите щолни е такова, че се създава възможност за издигане на нулева хипотеза за разнородна по съдържание на олово и цинк руда. Алтернативната хипотеза може да се оцени по вероятностите на появяване на отделните класове (подинтервали) съдържания на разглежданите геоложки признаци с използване на статистическата величина ε , определена чрез израза:

$$\varepsilon_i \div i+u = (Li \div i+u)/(Ri+ Ri+u),$$

където: $Li+i+u$ е разстояние между центровете на i и $i+1$ образ (обект)

R_i и R_{i+u} – средни радиуси на i и $i+1$ образ.

Стойностите на ε_{i+i+u} за сходството на съдържанието на олово и цинк в рудата са по-малки от 1, т.е. различие по изменчивост на съдържание на Pb и Zn в рудата в трите щолни не съществува. Този извод беше по-късно потвърден от резултати в рудника.

В (Боев К., Рудодобив., 1981,8.) чрез разпознаване на образи (метод на обобщените разстояния) по 4 показателя в 14 блока за оловно-цинкова руда е определено мястото на всеки блок в n -мерното признаково пространство, като приоритет има четвърти показател.

С помощта на линейна дискриминантна функция на основата на разпознаване на образи е решена класификационна задача и е определена информативността на класификационните признаци.

Класическата теория за геохимичното поле, неговата структура и етапите на изучаването му предопределят възможността за прилагане на друг клон от изкуствения интелект – невронни мрежи. Те като най-типичен и най-развит представител на конекционисткия подход притежават някои предимства, свързани с по-лесната обработка на многозначни знания (знания, които даже в съответната предметна област могат да бъдат интерпретирани по няколко различни начина).

Между невронните мрежи и статистическите методи съществува силна връзка. Една от най-полезните характерна особеност на невронните мрежи, от статистическа гледна точка е, че тяхното приложение не изисква априорни предположения за вероятния модел на анализирания проблем. От гледна точка на статистиката невронните мрежи за картографско апроксимиране могат да се разглеждат като обобщение на статистическия регресионен анализ, тъй като функционалната форма заучена от невронната мрежа може да бъде нелинейна функция на входните данни и регресионните параметри.

Основните предимства при използването на невронни мрежи за оценка на геоложки показатели са:

- прилагането на метода е еднакво за всички видове находища;
- възможно е използването на допълнително постъпваща входна информация;
- методът не изисква построяване на сложни математически модели на находището.

В (Топалов Ст., К. Боев, Ив. Кошев., 2003.) са посочени резултати от изследване върху надеждността на прогнозиране на геоложки показател – съдържание на мед чрез невронни мрежи (програмна система Q-net). При предварително разкрита анизотропия на показателя съдържание на

мед в добивен хоризонт по данни от детайлното проучване е тествана работоспособността (надеждността на прогнозиране) на пет обучени невронни мрежи, като местоположението на прогнозните точки е съобразено с ориентираността на изменчивостта на съдържанието на мед. Може да се отбележи, че резултатите от прогнозирането, чрез посочения евристичен метод, не се влияят от изменчивостта на геоложкия показател.

Литература

- Боев, К., Ваклев, И. *Определяне на еднородни обекти при изучаване на полезни изкопаеми чрез прилагане на кибернетико – статистически методи*. Рудодобив. 1979,9.
- Боев К. *Методи за обработване на геологомаркшайдерска информация*. Рудодобив., 1981,8
- Боев К., Ж. Дончев. *Използване на теорията на разпознаване на образи за определяне на степента на еднородност на разработваните и предстоящите за разработване въглищни пластове*. Въглища, 1982,7.
- Боев К., Ст. Топалов. *Геолого-маркшайдерската информация – база за анализ и решения във фирмите за добив на полезни изкопаеми*, Минно дело, 7 - 8, 1993, (с.43-47).
- Боев К., Ст. Топалов, И. Андонов. *Изменчивостта на показателите на рудните запаси – определящ елемент при решаването на геолого-маркшайдерските задачи*, V-та Маркшайдерска конференция "Маркшайдерското осигуряване на прага на XXI-то столетие", Несебър, 10-14 юни, 1997
- Букринский В.А., Ю.В. Коробченко. *Геометризация месторождений полезных ископаемых*. М., Недра, 1977.
- Попов В.Н., Бадамсурзэн Х., Буянов М.И., Руденко В.В. *Квалиметрия недр: Учеб. Пособие для вузов.-М.: Изд-во Академии горных наук, 2000. - 303с.:ил*
- Попов В.Н., Д.И.Боровский. *Проблемы оценки геологической сложности месторождений*. Горный журнал, 1996 №11-32.
- Христов С., К. Боев, Ст. Топалов. *Кондиции при преизчисляването на запасите в охранителния целик на промишлената площадка "Метливко – Център – р-к "Ерма"*, V-та Маркшайдерска конференция "Маркшайдерското осигуряване на прага на XXI-то столетие", Несебър, 10-14 юни, 1997.(с.114-120).
- Топалов Ст., К. Боев, Ив. Кошев *Опит за използване на изкуствен интелект (невронни мрежи) за прогнозиране на изучаван геоложки показател*. X-та Национална Маркшайдерска конференция., Св. Константин и Елена, 16-20 юни, 2003.

Рискът и решенията при открит добив на полезни изкопаеми

Георги Константинов

Минно-геоложки университет "Св. Иван Рилски, 1700 София

РЕЗЮМЕ. Разглежда се рискът като неизбежен спътник и своеобразна оценка на всяка човешка дейност. Дават се примери за риска при вземане на решения в областта на открития добив на полезни изкопаеми. Обръща се сериозно внимание на връзката между достоверността на изходната геоложка информация и надеждността на проектните решения при проектиране на открити рудници.

THE RISK AND SOLUTIONS AT MINERALS OPENCAST MINING

ABSTRACT. The risk as unavoidable companion and original evaluation of each human activity is treated. Examples for the risk at decisions making in the field of minerals opencast mining are given. Attention is paid to the connection between the initial geological information authenticity and the design solutions at opencast mines design.

Рискът играе важна роля практически във всяка човешка дейност. Той е неизбежен и постоянен спътник в непрекъснатия стремеж към просперитет и прогрес.

Рискът съществено влияе в банковото дело, финансовите операции, медицината, военното дело, застрахователната дейност, космонавтиката и т.н. С неговото определяне и отчитане на въздействието му в световен мащаб се занимават многобройни институти, организации и консултантски фирми.

От особено важно значение е рискът за вземане на решения при проектирането и експлоатацията на мащабни обекти. Такива са откритите рудници за добив на полезни изкопаеми.

Правилното определяне на производителността на изкопно-товарната механизация (багерите) има голямо значение за нормалната експлоатация на открития рудник. От това зависи достоверността в оценката на производителността на открития рудник и необходимото количество на оборудването, а от тук и всички основни технико-икономически показатели.

В съвременните открити рудници се добиват ежегодно няколко десетки милиона тона минна маса. За целта се използва мощна и скъпа техника, която работи в сложни условия. Степента на сложност зависи от природните особености на обекта на откритото разработване – находището на полезни изкопаеми. Динамиката и сложността на условията, в които се извършва минно-експлоатационната дейност (понякога в състояние на частична или пълна неопределеност) поражда известен риск при изпълнение на задачите. Той може да се определи като:

$$R = 1 - P(\varepsilon), \quad (1)$$

където: R – риск (вероятност) да не бъде изпълнена задачата;

$P(\varepsilon)$ – вероятността да бъде изпълнено даденото събитие (задачата).

Когато имаме недостиг на багерна мощност, тогава рискът (R) да не бъде изпълнен годишният план по обем на рудника:

$$R = \left(1 - \frac{n \cdot Q_{\max}}{A}\right) \cdot 100\%, \quad (2)$$

където n – е брой на багерите, бр.

$Q_{\max}$ – максимално натоварване на 1 бр. багер, млн.т/год;

A – производствена мощност на рудника, млн.т/год

Или

$$n = \frac{A \cdot (R + 1)}{Q_{\max}}, \text{ бр.}, \quad (3)$$

където R се измерва в относителни единици (например 5 % = 0,05).

Много често откритите рудници работят в режим на осредняване на рудата. В такъв случай, за да бъде изпълнена плановата годишна производителност се налага да има резервна багерна мощност (производителност). Тогава рискът се трансформира в резерв и се определя като:

$$R = \left(\frac{n \cdot Q_{\max}}{A} - 1\right) \cdot 100\%, \quad (4)$$

Често в откритите рудници работят различни типове багери (например те биха могли да бъдат два типа – "ЕКГ" и "ОК"). От своя страна всеки багер притежава различна производителност поради срока си на експлоатация, мястото където работи (руда, откривка) и т.н. Тогава:

$$R = \left(\frac{Q_1 + Q_2 + \dots + Q_n}{A} - 1\right) \cdot 100\%, \quad (5)$$

където: $Q_1, Q_2, \dots, Q_n$ – са производителностите на отделните багери в рудника.

Като се използват данните от наш открит рудник за добив на медна руда:

$$R_1 = \left(\frac{9508,2}{8462} - 1 \right) \cdot 100 = 12,36 \%,$$

$$R_2 = \left(\frac{10406,9}{8462} - 1 \right) \cdot 100 = 22,98 \%,$$

където: R_1 – е резерв, когато са изключени върховите постижения на багер "ОК-5" от 219,6 хил.м³ за м. IV.2004 г.;

R_2 – е резерв, когато участва багер "ОК-5" с върхово постижение 219,6 хил.м³ за м. IV.2004 г.

Рисковете за всеки открит рудник имат своя конкретен аналог и може да се разделят на: краткосрочни (временни) и дългосрочни (постоянни), при които може да се стигне до трудно преодолими последствия (фиг.1).

Геоложкият риск зависи от непотвърждаването на запасите и от появяването на безрудни прослойки. В таблица 1 и на фиг. 2 е показана потвърждаемостта на полезния компонент за периода 1982 – 2003 г. в открит рудник за добив на медна руда по данни от детайлното (ДП) и експлоатационното проучване (ЕП).

Рискът от непотвърждаване на запасите е фатален в началото на разработване на даден рудник. При навлизане на рудника в дълбочина и при приближаване на минните работи към крайния контур, също е възможно непотвърждение на запасите в отделни геоложки блокове.

Появяване на неочаквани безрудни прослойки, неотбелязани при детайлното проучване може да доведе до кратковременни проблеми при съставянето на шихтата, както и до непотвърждаване на запасите. Прожилково-впръснатите медни находища за открит добив се проучват със сравнително рядка сондажна мрежа от 100 x 100 m до 70 x 70 m, която в оконтурващите рудни блокове в някои случаи достига до 200 x 200 m. Когато своевременно се води геоложка документация за работните бордове, тогава изненадващите безрудни прослойки до голяма степен може да се предвидят.

Рискът при управление на качеството е пряко свързан:

а) с човешкия фактор и се определя от координацията между отделните служби и цехове, които имат пряко отношение към производството. Това са: геоложка служба,

маркшайдерска служба, Управление на рудника, диспечер и управление на рудничния транспорт;

б) с неравномерността в разпределението на основния полезен компонент.

Ритмичността и постоянството в поддържането на определено качество на подаваната руда (като съдържание, количество и петрографски състав) до голяма степен определя ефективността на преработката (флотацията), а от там и крайният резултат – печалбата.

Риск от неточно планиране на съдържанието. Този риск изцяло зависи от човешкия фактор. Грешките обикновено са:

а) неточно определяне на забойната линия (мястото на багера в полето) поради неопитност, небрежност, липса на маркшайдерско обслужване, лоши климатични условия;

б) недооценяване наличието на сложни забои: руда/ИБР; гранодиорити/шисти; наличие на разломи с глина;

в) вземане на решение при липса на информация – случай, когато багер влиза в поле, (за което няма химически или от физически анализатор съдържания) или в смесени насипи от няколко хоризонта (опробват се с късови проби). Съдържанието се определя по аналогия, чрез осредняване от съседни полета и от опита на геолога и на прекия технически ръководител. Тук от решаващо значение е опита на прекия технически ръководител (зав. смяна, началник участък).

Риск от неправилно насочване на багерите. Този риск изцяло зависи от човешкия фактор. Появява се винаги при липса на координация: между геоложката служба и управлението на рудника; между отделните звена в управлението от началник рудник до завеждащ смяна; между диспечер и геоложката служба и т.н.

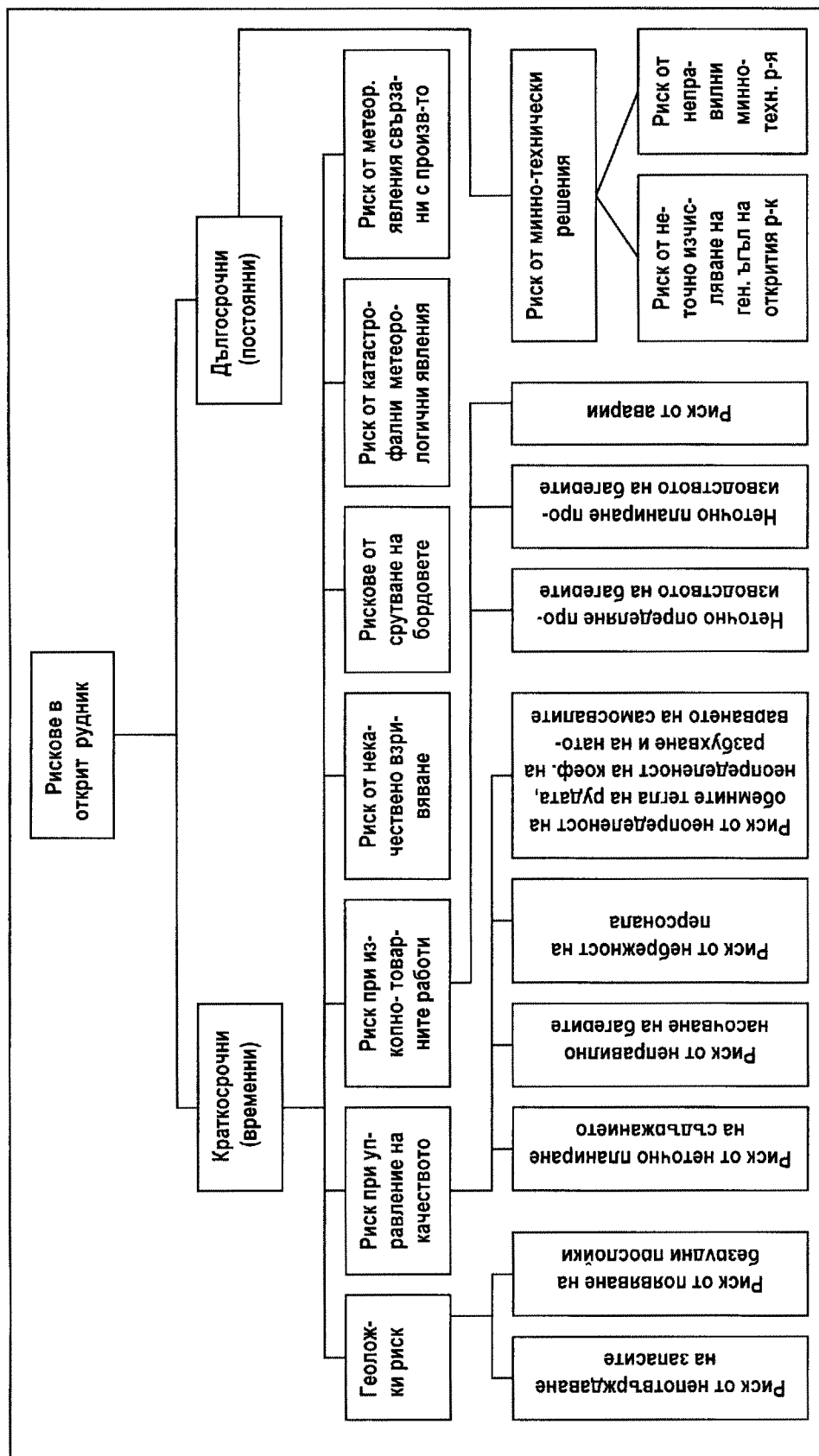
Риск от небрежност на персонала. Най-често се среща в сложен забой и когато багеристът самоволно се насочва да товари от място, където може да даде най-високо производство. Свързва се и с небрежност от страна на преките ръководители – зав. смени, н-к участъци и геолози. Случва се обикновено през време на нощна смяна, почивни и празнични дни.

Риск от неопределеност на обемните тегла на рудата, неопределеност на коефициента на разбухване и на натоварването на автосамосвалите. Относителните тегла на рудата даже и от една и съща скална разновидност може да се различават до 5 %. Претоварването и недотоварването на автосамосвалите зависи и от човешкия фактор.

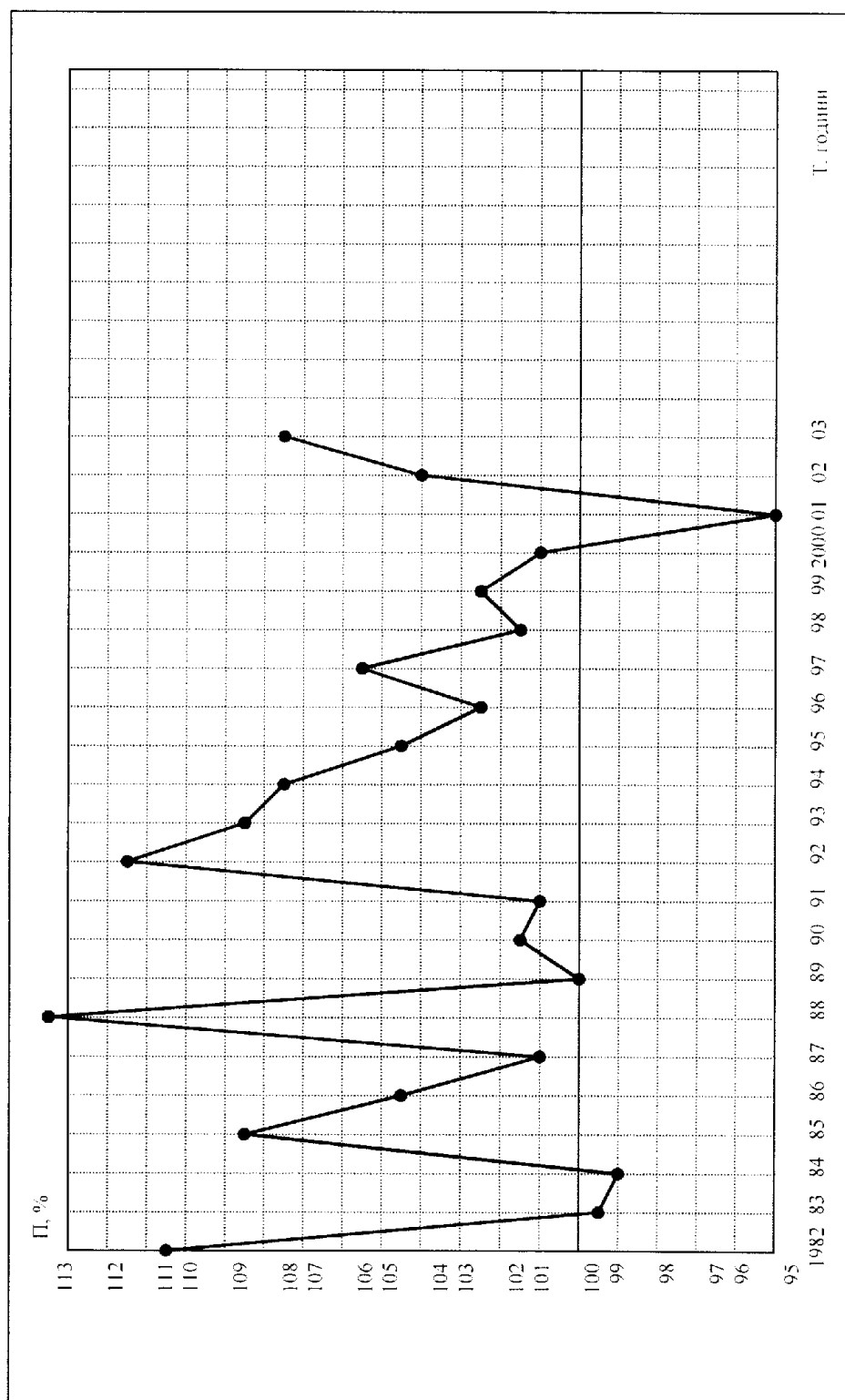
Таблица 1.

Потвърждаемост (П), % на полезния компонент за периода 1982 – 2003 г. в открит рудник за добив на медна руда по данни от детайлното и експлоатационно проучване

Година	Относителен процент на потвърждение	Година	Относителен процент на потвърждение	Година	Относителен процент на потвърждение
1982	110,3	1990	101,7	1998	101,3
1983	99,4	1991	101,1	1999	102,8
1984	99,2	1992	111,5	2000	101,0
1985	108,2	1993	108,5	2001	95,0
1986	104,8	1994	107,5	2002	103,9
1987	101,1	1995	104,2	2003	107,3
1988	140,0	1996	102,4	-	-
1989	100,0	1997	105,6	-	-



Фиг. 1. Видове рискове в открит рудник



Фиг. 2. Графика на потвърждаемостта (П), % за периода 1982 - 2003 г. на полезния компонент в открит рудник за добив на медна руда по данни от детайлното и експлоатационно проучване

Риск при изкопно-товарните работи. Багерите, които работят на един руден забой, обикновено не постигат ви-

соко месечно производство, поради изискванията за качество на шихтата и тесните площадки.

Риск от неточно определяне производството на багерите. Най-често срещаният случай е когато багер, работещ в забой с високо съдържание на мед не подаде предварително запланивания за деня (или смяната) обем, а багер, работещ в забой с ниско съдържание на мед подаде повече обем от предварително запланивания.

Риск от неточно планиране производството на багерите. Получава се когато даден багер няма възможност да натовари планивания за деня обем руда (с определено съдържание) и да затрудни съставянето на шихтата. Най-често ниско производство се получава при лошо взривяване, което води до нееднородност на взривената минна маса, много негабарити и "пети". Налага се "къртене" на невривени участъци.

Риск от аварии. Това е постоянен и чест фактор в минното производство, който се компенсира обикновено с резерв от багерна мощност. Този риск е свързан главно с техническото състояние на машините и качеството на взривните работи. Неизпълнение на планиваното производство на багерите може да се получи при техническа авария. Тогава поради невъзможност да се изведе багера от забоя, той не може да бъде заменен с друг. В този случай изпълнението на планиваната шихта е силно затруднено или невъзможно.

Риск от аварии на техниката. Предвид на тежките условия на работа в минния бранш, аварията с техниката са неизбежни. За този факт допринасят: абразивността на скалите, лошите климатични условия, липсата на резервни части.

Риск от некачествено взривяване. Неизпълнение на запланиваното производство се получава при некачествено взривяване, когато даден багер поради наличие на негабарити, "пети", "къртене" на забоя не може да даде необходимия обем. И в този случай изпълняването на планиваната шихта е невъзможно. Рискът от некачествено взривяване или от "отказите" носи значителни проблеми при съставяне на шихтата, понеже се свързва с "пребуравяне" на полета, ново взривяване и значително пренатоварване на багерите. Освен това недоброто взривяване води до повишена аварийност, следствие на пренатоварване на машините и преразход на материали и ремонти (зъби, кофи, стрели, късане на въжета).

Риск от срутване на бордовете. Става въпрос за локални срутвания на един или два хоризонта, които за кратко време ще затормозят изкопно-товарните работи и могат да доведат до загуба на отделни единици техника и трудови злополуки. Факторите за такива срутвания са свързани с недооценяване на конкретната геоложка обстановка (наличие на разломи и тектонски плоскости) и вземане на неправилни решения (например оставяне на тесен път в

зоната на разлом и съответно срутване на част от борда и временно затваряне на хоризонта).

Риск от катастрофални метеорологични явления. Това са: гъсти мъгли, проливни дъждове, силни снеговалежи и студове. Често отделни машини провалят смени поради замръзване на гориво, тръбопроводи и т.н.

Риск от метеорологични явления, свързани с производството. Това е един особен вид явление – обгазяване на котлована на рудника от взривни газове или от изгорелите газове на двигателите с вътрешно горене. Това е много рядко, но и много опасно явление и в минната практика се свързва обикновено с човешки жертви.

Дългосрочен риск. Риск от минно-технически решения. Минната дейност е бавен във времето и скъпо струващ процес. Затова всяко минно-техническо решение има дълготраен във времето и скъпо струващ икономически ефект.

Риск от неточно изчисляване на генералния ъгъл на отрития рудник. Неточното изчисляване на генералния ъгъл може да доведе до свличане на част от бордовете и до временно спиране или силно затормозване на работата на рудника. Всичко това е свързано и с големи допълнителни инвестиции за възстановяване на нормалната експлоатационна дейност.

Обикновено реализацията на едно решение зависи от съчетаването (комбинирането) на няколко вида рискове. Например изпълнението на едно проектно решение зависи от достоверността на изходната геоложка информация, от качеството на проекта и от съответното отношение на производственика при изпълнението на проекта в реални условия.

Независимо от факта дали рискът се определя и отчита или не, той винаги го има. За неговото съществуване понякога се досещаме след настъпването на крайния резултат. Но обикновено тогава е твърде късно. Затова при вземане на решения рискът трябва да се отчита на всички нива. Предпоставка за неговото успешно включване в решенията е достоверната, конкретна и навременна информация.

Литература

Етапен отчет по задачата "Изследване на производствената мощност на рудник "Елаците" с оглед рационално използване на основната руднична механизация". т.5 "Определяне на риска от влиянието на основните фактори върху производствената мощност на рудника". (Ръководител на задачата доц. д-р Г. Константинов). НИС при МГУ "Св. Иван Рилски", София, юни 2004 г.

Числено моделиране и оценка на устойчивото състояние на открити добивни пространства, създадени в резултат на подземни минни работи (за условията на рудник "Кошава")

Георги Трапов, Георги Михайлов

Минно-геоложки университет "Свети Иван Рилски", 1700 София

РЕЗЮМЕ. Част от подземните минни изработки след изчерпване на запасите в дадено руднично поле остават като открити добивни пространства. Възникват алтернативи за тяхното повторно използване за други технологични нужди или се налага да се оценява потенциалната опасност от внезапно обрушаване, предизвикващо аварии на повърхността или в съседни рудни полета.

Представя се процедура за изследване на напрегнатото и деформирано състояние на масива около добивните изработки с помощта на Метода на крайните елементи. Решава се нелинейната задача, като се отчита структурната нарушеност на масива. За оценка на устойчивото състояние се предлага количествен показател на критерия на разрушаване на Mohr-Coulomb, наречен safety factor. Анализът на устойчивото състояние и оценката за възникване на аварии в съществуващите минни изработки се основава на вероятностния подход, благодарение на който се оценява равнището на риска при вземане на окончателно технологично решение.

NUMERICAL MODELLING AND STABILITY ASSESSMENT OF OPEN STOPES RESULTING FROM UNDERGROUND MINING OPERATIONS

ABSTRACT. Part of the underground mining excavations after the complete extraction of the reserves in a mining field remains as open stopes. There are alternatives for their re-use for other technological requirements or a need arises for assessing the potential hazard of sudden caving causing accidents on the surface or in neighboring mining fields.

A procedure is presented for investigating the rock mass stressed and strained state around the stopes by means of the Finite Element Method. A non-linear problem is solved by taking into account the rock mass discontinuity. A quantitative index of Mohr-Coulomb's failure criterion, called 'safety factor' is proposed for assessing the stability. The stability analysis and the accident occurrence assessment in the existing mining excavations are based on the probability approach that helps to evaluate the risk level in making the final technological decision.

Въведение

Гипсовото находище "Кошава" е основата, върху която се развива рудник "Кошава" - единственият рудник за подземен добив на гипс у нас.

Основната система на разработване, която се прилага в рудник "Кошава" повече от 40 години е камерно-стълбова система. Тя има различни модификации. Използван е различен ред на развитие на минните работи. Следва дебело да се подчертае, че геомеханичните аспекти на системата на разработване са най-сериозният фактор за осигуряване на ефективни показатели. От тази гледна точка в конкретното изследване се залага на създаване на адекватен математичен модел, с помощта на който да се осигури възможност за анализиране и избор на оптимални параметри. Моделирането се основава на Метода на крайните елементи като за целта е използван собствен програмен продукт.

Съставяне на геомеханичен модел

Методът на крайните елементи (МКЕ) реализира числено решаване на диференциалните уравнения, характеризиращи състоянието на масива при натоварване. МКЕ дава възможност да се моделира нееднородността и анизотропността на средата. В зависимост от вида на интерполационните полиноми, апроксимиращи преместванията на точките, може да се използват различни видове елементи: триъгълници, правоъгълници, четириъгълници. МКЕ се из-

ползва при решаване и на пространствени задачи. Тогава вместо равнинни фигури се използват пространствени тела. Голямо предимство на МКЕ е възможността за решаване на еластични и еласто-пластични задачи. Основен момент при решаване на задачите по МКЕ е съставяне на изчислителна схема и определяне на граничните условия. В някои случаи, при решаване на задачи, свързани с устойчивостта на подземни изработки се съставят изчислителни схеми, отчитащи терена на повърхността. В други случаи, ако предварително е известно напрегнатото състояние на ненарушения масив и посоката на главните напрежения, изчислителната схема може да се детайлизира, така че да се получи решение на изследвания параметър в повече точки. Съществуват програмни продукти за автоматично генериране на мрежата в изчислителната схема. В други случаи за тази цел се използват човеко-машинни процедури.

В конкретния случай е използван собствен програмен продукт за решаване на задачи по МКЕ – програмната система FIEL. Алгоритъмът за съставяне на матрицата на коравината на системата предвижда използване на неограничен брой възли и елементи. Практиката показва, че оптималният брой на възлите за получаване на устойчиво решение е $1000 \pm 10\%$. При съставяне на геомеханичния модел се обръща особено голямо внимание на отчитане на нееднородността на средата. Данните от геоложката характеристика на находище "Кошава" дават основание за такъв подход. С цел установяване на влиянието на целия скален комплекс върху натоварването на камерите и цели-

ците е целесъобразно да се състави модел, включващ терена на повърхността т.е. отчита се цялата дълбочина на разработване. Съставянето на геомеханичния модел следва да предвижда изготвяне на по-подробни изчислителни схеми с оглед осигуряване на по-детайлна картина на разпределение на изследваните параметри. Отчитайки физико-механичните свойства на гипсовата скала, получени в лабораторни условия, геомеханичният модел следва да решава задачата в зоната на нелинейните зависимости между напрежения и деформации. Не на последно място геомеханичният модел следва да осигури възможност за обратен анализ т.е. на базата на натрупаните наблюдения в подземни условия и на повърхността, както и на регистрираните досега провадания в рудника, да се търси възможност за определяне на якостните и деформационни показатели в масива. Обект на изследването е определянето на параметрите на камерно-стълбовата система на разработване в условията на 200 метровата зона, намираща се западно от 190^A галерия, която допълнително беше включена към границите на рудничното поле на рудник "Кошава".

Решението на задачата се извършва в условия на равнинно-деформирано състояние. Използваният подход за съставяне на изчислителните схеми в множество разрези позволява да се получи пространствено решение на задачата, аналогично на това при използване на пространствени елементи.

Постановка на задачата

Основното уравнение на МКЕ се записва във вида

$$\{F\} = [K]\{U\}$$

където $\{F\}$ е матрицата стълб на силите, приложени във върховете на елементите;

- $[K]$ – обобщената матрица на коравината на системата;
- $\{U\}$ – матрицата стълб на компонентите на преместванията на върховете на елементите.

Матрицата на коравината на системата $[K]$ се определя от геометричните характеристики на възлите, включително и от техните координати, а така също и от деформационните характеристики на разглежданата среда.

Определянето на матрицата на коравината на системата може да стане по различен начин. Относително най-простият и същевременно най-разпространен е този, при който се определя матрицата на коравината на отделните елементи $[K_e]$ и след това нейните членове по известни правила се адресират към матрицата на коравината на системата $[K]$.

Решаването на нелинейната задача се явява задължително условие при изследване на напрегнато и деформирано състояние на масива около добивните изработки за условията на рудник "Кошава". За основа на изчислителния процес се използва линейната задача и якостните и деформационни характеристики, получени въз основа на най-новите изследвания [Колев и др., 2003]. Първоначалната постановка на задачата с използване на условието за пределна големина на натисковите напрежения $\sigma_{пред} = 0,7 \sigma_n$, където σ_n е якостта на едноосов натиск, определена в лабораторни условия се оказва неподходяща. В практиката за решаване на нелинейната задача съществуват мно-

жество подходи, но в крайна сметка те могат да се систематизират в три групи:

- метод на променливата коравина;
 - метод на началните напрежения;
 - метод на началните деформации.
- Нека се приеме че при условие

$$\sigma \leq \sigma_0 \quad (1)$$

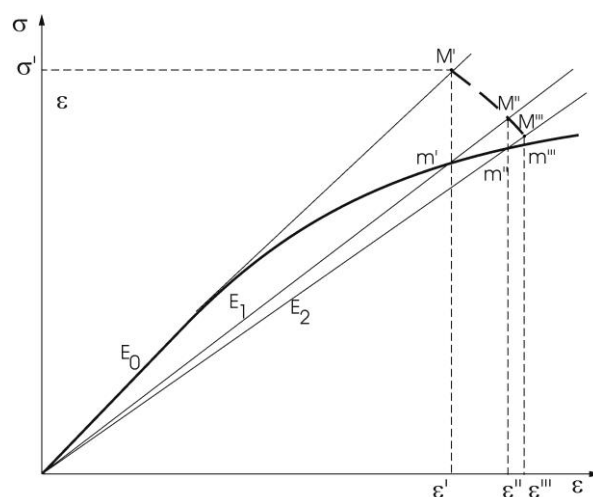
деформирането на тялото до се подчинява на линейния закон

$$\{\sigma\} = [E_0]\{\varepsilon\}, \quad (2)$$

а когато условие (1) не е изпълнено деформирането на тялото следва нелинейния закон

$$\{\sigma\} = f(\{\varepsilon\}) \quad (3)$$

Определянето на напрегнатото и деформирано състояние на средата с нелинейни характеристики съгласно условие (3) налага използването на итерационна процедура. В конкретния случай е използван методът на променливата коравина.



Фиг. 1.

На фиг.1 е показан принципният подход за използване на тази процедура. Най-напред се решава еластичната задача с модул на еластичност E_0 , съответстващ на началното състояние на елемента. Извършва се проверка и ако се окаже, че условие 1 не е изпълнено, в смисъл напреженията излизат извън пределите на линейния участък, се извършва следната последователност от действия. Вземайки за базова точка полученото първо решение на еластичната задача за $\{\varepsilon'\}$, съгласно уравнение (3) се определя съответната величина на напреженията в нелинейния елемент – т.е. определя се точката m' (вж.фиг.1). Ако разликата $(M'-m')$ е по-голяма от предварително зададена величина, съответстваща на необходимата точност на решението, точката M' с координати σ' и ε' не съответства на реалните свойства на тялото и следва провеждане на втората итерация. Отново се решава еластичната задача, но при съставяне на матрицата на коравината на елементите,

за които не е изпълнено условие (3), вместо модула E_0 се въвежда секущият модул E_1 . Паралелно с E_1 се изменя и коефициентът на Поасон μ . След втората изчислителна процедура на линейната задача се получава точката M . Следващата итерация става по вече описания път. Изчислителният процес продължава докато се достигне такава близост на точките M^n и m^n , за която е изпълнено предварително зададеното условие на необходимата точност.

Алгоритмизацията на схемата за реализиране на изчислителния процес предвижда последователна проверка на всички елементи. В зависимост от големината на натоварване се променя броят на елементите, за които се налага изменение на стойностите на E_n на съответната итерация. Така описаната процедура за реализиране на нелинейната задача е използвана при решаване на целия комплекс от задачи, свързани с определяне на параметрите на камерно-стълбовата система за условията на 200 метровата зона – участък № 9. Въз основа на получените решения е изготвен работният проект, по който се изземват запасите, т.е. практическата реализация е налице.

Определянето на параметрите на камерно-стълбовата система на разработване има пряко отношение към оценката на устойчивото състояние на конструктивните елементи: камерите, целиците, непосредственото горнище, долнището, връзките на камерите с подготвителните изработки. Определянето на характера на разпределение на напреженията с помощта на МКЕ е първият етап в решаването на задачата за намиране на параметрите на камерно-стълбовата система. Не по-маловажен е вторият етап – оценката на устойчивото състояние на конструктивните елементи на системата на разработване. За целта е необходимо да се използват подходящи критерии за оценка. Световната практика показва, че са известни множество критерии, като особено важно е да се отбележи, че различните критерии реагират по различен начин, т.е. няма универсален критерий, с който да се оцени устойчивото състояние, независимо какви са скалите, в които е изградено даденото съоръжение.

Авторите на тази разработка използват главно критериите на Mohr Coulomb (M-C), Hoek-Brown (H-B), модифициран критерий (MOD). Първите два са широко известни в литературата. Модифицираният критерий е собствена разработка. Той се основава на отношението между задържащи и свличащи сили и е особено подходящ при оценката на устойчивото състояние на съоръжения, прокарани в здрави, но напукани скали.

В настоящата разработка е възприет подход, основаващ се на критерия на Mohr Coulomb с допълнително развитие, въз основа на което устойчивостта се оценява с параметъра SF (safety factor). Съставя се функция от вида $SF=f(t)$, където $t=A\sigma_1+B\sigma_2$ е аргумент, описващ напрегнатото състояние на масива в дадена точка; A, B са константи; σ_1, σ_2 са главните напрежения. По този начин вместо зависимостта $\tau=F(\sigma)$ се използва $SF=f(t)$, което не е новост за световната практика. След несложни преобразувания функцията $SF=f(t)$ може да се преобразува така, че:

$SF>1$ означава устойчиво състояние;

$0<SF<1$ означава разрушаване.

Естествено, когато $SF \gg 1$ конструкцията притежава висока степен на устойчивост. Следователно, показателят SF може да се използва и при количествено сравняване на два и повече варианта на изменение на параметрите на системата на разработване.

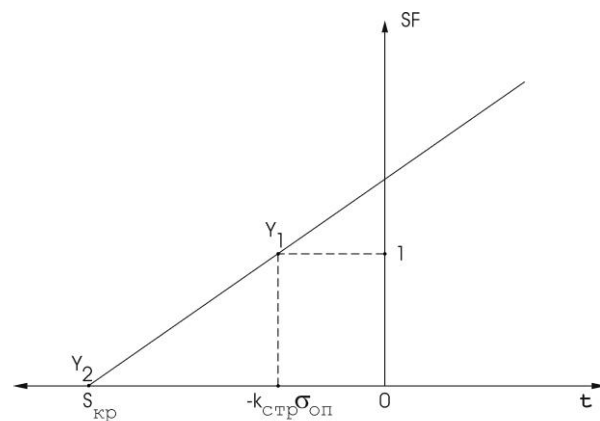
На фиг. 2 е показана принципната схема за оценка на устойчивото състояние с помощта на показателя SF . Като се вижда зависимостта $SF=f(t)$ е линейна. Това налага намирането минимум на две точки за нейното построяване. Това са точките Y_1 и Y_2 , чиито координати са:

$$Y_1=(-K_{стр}\sigma_{оп}, 1);$$

$$Y_2=(S_{кр}, 0).$$

В случая:

- $\sigma_{оп}$ - якост на опън, определена в лабораторни условия;
- $K_{стр}$ - коефициент на структурно отслабване или коефициент, отчитащ мащабния ефект при преминаване от лабораторни в натурни условия;
- $S_{кр}$ - характеризира разрушаването в условия на сложно напрегнато състояние; преминаването към едноосов натиск е възможно, когато константите A и B са съответно $A=1; B=0$.



Фиг. 2.

Гаранция за успешно прилагане на SF в изследователски проекти е реалното залагане на величините $K_{стр}, \sigma_{оп}, S_{кр}$. В конкретния случай са използвани данни от други изследвания (най-вече триаксиални изследвания), данни от регистрирани нарушения и пропадания в рудник "Кошава", които следва да се разглеждат като натурен експеримент.

При тази постановка на задачата (вж. фиг. 2), когато t се изменя в интервала $[S_{кр}, -K_{стр}\sigma_{оп}]$ следва, че $SF<1$, т.е. регистрира се разрушаване; $SF>1$, т.е. конструкцията е в устойчиво състояние, когато $t>-K_{стр}\sigma_{оп}$.

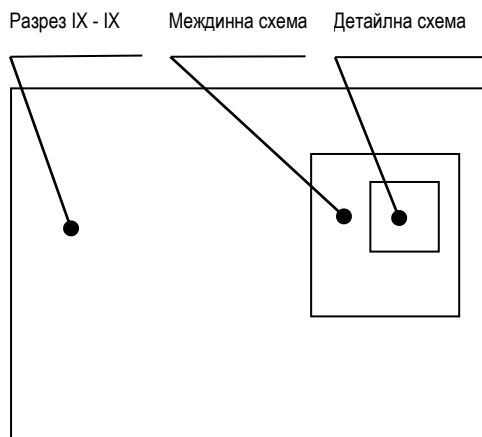
Решаването на задачата за определяне на оптималните параметри на добивната технология за условията на 200 метровата зона – участък № 9 се основава на подход, съчетаващ постепенно приближаване на изчислителната схема до разглеждания участък.

Би било подходящо това да се нарече Метод на пълзящата изчислителна схема. Целта на подобна реализация на решението по метода МКЕ е постепенно да се намалява мащабът на разглеждания сектор, което осигурява много голяма детайлност на представянето на различните конструктивни параметри на системата на разработване. Същевременно, всяка предишна реализирана вече схема се

явява базата, формираща началните условия за следващата. По този начин се достига до изходна схема, представляваща конкретен разрез от документацията на рудничното поле. Нейната представителност изисква използване на дребен мащаб, но по описания ред не е проблем чрез използване на Метода на пълзящата изчислителна схема да се достигне до необходимите за всеки конкретен случай детайли.

На фиг. 3 е показана конфигурацията на този подход при решаване на задачата за 200 метровата зона – участък № 9.

В случая чрез избрания Метод на пълзящата изчислителна схема изследователят има възможност да насочи своето внимание към строго определена зона, в която да бъде изградена мрежата на базата на неговото субективно желание. В конкретния случай това са стените, пода и тавана на добивните камери. Налице е една ръчно-машинна процедура, съчетаваща в себе си елементи на автоматично генериране на мрежата с ръчно избиране на детайлната изследвана област.



Фиг. 3.

Обект на изследователската дейност са следните изчислителни схеми:

- изчислителна схема "напречен разрез IX-IX";
- изчислителна схема "надлъжен разрез В-В";
- междинна изчислителна схема;
- детайлна изчислителна схема.

Изчислителната схема "напречен разрез IX-IX" е направена по напречен разрез IX-IX от документацията на рудник "Кошава". Тя съдържа 378 възела ($N_b=378$) и 676 триъгълни елемента ($N_{el}=676$). С нейното изграждане се цели да се установи какво е влиянието на нееднородността на средата, наклона и дебелината на отделните литоложки разновидности, характера на терена на повърхността.

Изчислителната схема "надлъжен разрез В-В" е направена по надлъжен разрез В-В от документацията на рудник "Кошава". Тя съдържа 490 възела ($N_b=490$) и 884 триъгълни елемента ($N_{el}=884$). С нейното изграждане се цели да се установи какво е влиянието на съществуващите минни работи върху 200 метровата зона – участък №9.

Разработването на изчислителна схема "Междинна" се наложи заради обстоятелството, че изследваният участък заема голяма площ. Това изисква използване на сравнително дребен мащаб на моделиране, който от своя страна

не позволява да се навлезе в детайли на конструктивните елементи на камерно-стълбовата система. Целта на изчислителната схема е да се установи влиянието на добивните работи в участък с едновременно разработване на 7 камери, като изземването става на ленти с височина 4 m. Влиянието на минните работи се оценява с наличието на зони на концентрация на напрежения, респ. зони на разтоварване, чиито размери зависят от формите и големината на напречното сечение на камерите и целиците. Наличието на обективно съществуващ прототип на модела дава възможност да се оцени доколко той (моделът) съответства на реалните условия. Налице е предпоставка за обективна оценка, благодарение на обратния анализ, който може да се извърши на базата на данните от маркшайдерската наблюдателна станция, отчитаща преместванията и деформациите в камера 39 и камера 40.

Изчислителна схема "Детайлна" е изградена на базата на изчислителна схема "Междинна". Тя е основа за по-нататъшните изследвания, свързани с прилагането на оптимален вариант на камерно-стълбовата система на разработване. Начинът на нейното изграждане отчита специфичните особености на вече създадените добивни пространства, нееднородността на масива, ъгъла на наклона и дебелината на пласта, характера на терена на повърхността, тектонските нарушения и др.

Изчислителна схема "Детайлна" се състои от 1044 възела ($N_b=1044$) и 1938 триъгълни елемента ($N_{el}=1938$).

Анализ на получените резултати

Основните параметри, включени в анализа на напрегнатото състояние на ненарушения масив са:

- разпределение на главните напрежения σ_1 и σ_2 ;
- разпределение на тангенциалните напрежения τ_{xy} (във вертикалната равнина xOy);
- ъгъл на наклона α на максималното главно напрежение σ_2 спрямо хоризонталната равнина.

Относително равномерно е нарастването на максималните главни напрежения σ_2 с увеличаване на дълбочината. Минималните главни напрежения имат по-неравномерен характер на изменение, поне що се касае до зоната, в която заляга гипсовия пласт. И в двата случая може да се каже, че напреженията нарастват пропорционално с увеличаване на дълбочината и се приближават по стойност до геостатичния товар. Същевременно следва да се отбележи, че са налице тангенциални напрежения. Тяхната стойност се колебае между 2×10^4 Pa и 6×10^4 Pa. Налице е отклонение на максималното главно напрежение σ_2 от вертикалната равнина. Прави впечатление, че ъгълът α е по-голям от 90° почти за цялата изчислителна схема.

Всичко това следва да покаже, че въпреки стойностите на максималното главно напрежение σ_2 да съответстват на геостатичния товар γH , **няма основание да се приеме хипотезата за геостатичния товар**, тъй като се наблюдават тангенциални напрежения τ_{xy} и ъгълът $\alpha \neq 90^\circ$.

Сравнявайки характера на разпределение на изследваните величини се установява, че съществуващите минни работи оказват влияние върху напрегнатото състояние на ненарушения масив. Образува се зона на опорен натиск, която неизбежно възниква около добивните изработки. От тук следва същественият извод, че при развитие на минните работи в 200 метровата зона – участък № 9 **задъл-**

жително трябва да се оцени влиянието на съществуващите минни изработки североизточно от 190А галерия.

С помощта на “междина изчислителна схема” е моделирано поведението на масива при разработване на седем камери: к.32, к.33, к.34, к.35, к.36, к.37 и к.38. Избран е подход, чрез който най-напред се моделира напрегнатото състояние на ненарушения масив. Използвани са машинни графики, с които се илюстрира разпределението на следните параметри:

- хоризонтални напрежения σ_x ;
- вертикални напрежения σ_y ;
- тангенциални напрежения τ_{xy} в равнината (xOy);
- коефициент на устойчивост SF.

Следва да се отдели специално внимание на коефициента на устойчивост SF. Според графиката на неговото разпределение той се движи в невисоки граници. Това води до съществения извод, че **за условията на Кошава не е възможно с помощта на камерно – стълбова система на разработване да се постигне висок коефициент на извличане**. Зоната с понижени стойности на хоризонталните напрежения σ_x много отчетливо се забелязва. Тя се дължи на по-малката коравина на скалите в горнището. На този етап трудно може да се оцени до колко това е благоприятно начално условие за развитие на добивните работи, но причината за съществуване на такава зона следва да се обясни със силно изразения характер на нееднородност на скалите, изграждащи изчислителната схема.

Анализът на този етап на моделиране на минните работи **не дава основание да се приеме**, че при комбинация от седем камери се образува свод на естествено равновесие, въпреки че ширината на добивното пространство е 180 m.

Липсата на свод на естествено равновесие налага в следващия етап - при “детайлна изчислителна схема” да се разглеждат едновременно само три камери с оглед получаване на резултати в повече на брой точки.

Разтоварените зони над добивните камери тук по-отчетливо се забелязват. Анализирайки съвместното разпределение на вертикалните и хоризонталните напрежения (σ_y и σ_x) се стига до извода, **че поведението на масива около добивните камери следва да се основава на т.н. постилащ ефект**. Характерно за него е, че при деформациите на отделните слоеве се получава своеобразно огъване над добивните камери. Дебелината на отделните слоеве осигурява устойчивостта на откритите пространства. В един момент тя (устойчивостта) може рязко да се влоши при наличие на стръмно-залягащи пукнатини или в случай, че отделните слоеве станат прекалено тънки. Липсата на свод на естествено равновесие над добивните пространства за сметка на постилащия ефект, както и качественото изменение на SF следва да покаже, че височината на камерите H_k оказва влияние върху устойчивостта на системата камера – целик и тя трябва в по-нататъшните изследвания да се оцени детайлно.

При “Детайлна изчислителна схема” е изследвано напрегнатото състояние около добивните изработки при следната ширина на МКЦ: $B_c=10, 16, 18, 20, 22$ m. Моделирани са общо пет случая на ширина на целиците, като всеки случай има две подусловия при $H_k=7$ m; $H_k=10$ m. По този начин са формирани общо 10 варианта. За всеки вариант са съставени следните машинни графики:

- разпределение на хоризонталните напрежения σ_x ;
- разпределение на вертикалните напрежения σ_y ;

- разпределение на тангенциалните напрежения τ_{xy} в равнината (xOy);

- разпределение на показателя SF.

Анализът на разпределението на напреженията и показателя SF за отделните варианти на камерно стълбовата система на разработване е направен при реализация на нелинейната задача. Изчислителният процес се извършва в условие на итерационен режим.

Постилащият ефект, който беше описан при анализа на “междина изчислителна схема” при височина на камерите $H_k=10$ m по-отчетливо се забелязва в сравнение със случая $H_k=7$ m. Вариант с ширина на междукamerните целици $B_c=16$ m е неприемлив, поради значителните зони, обхванати от разрушения, т.е. $SF<1$. Налице е още един важен феномен – участък със загуба на устойчивост се появява **не само на контура с откритите пространства, а и във вътрешността на масива**. Тук трудно може да се посочи кога и какъв по големина инициатор би предизвикал и би развил това нарушение във височина.

Разпределението на хоризонталните напрежения σ_x вертикалните напрежения σ_y , тангенциалните напрежения τ_{xy} и показателя SF при варианта $B_c=18$ m, $H_k=7$ m следва да се оцени като благоприятно. Образува се зона на концентрация на напрежения само в непосредствена близост до вертикалните стени на камерата. Разтоварената зона в тавана на камерите има по-малки размери. По-равномерно е разпределението на хоризонталните напрежения σ_x . Около добивните изработки са регистрирани незначителни участъци на разрушения. Те са напълно съизмерими с очакваните нарушения на масива, които могат да настъпят заради сеизмичния ефект от ПБР. Не бива да се пренебрегва коефициентът на запаса, който е заложен при извеждане на израза за SF. Това се отнася преди всичко до определяне на $S_{кр}$ и $K_{стр}$. При решаване на различните варианти за условията на “детайлна схема” са взети под внимание най-ниските стойности на тези параметри. Освен това, така регистрираните разрушавания не могат да имат повсеместен характер, а локалните нарушения могат да се неутрализират с използваните в рудника конструкции и параметри на анкерен крепеж.

При ширина на междукamerните целици $B_c=18$ m и височина на камерата $H_k=10$ m характерът на разпределение на напреженията е твърде сходен със случая, когато $B_c=18$ m и $H_k=7$ m. По-неравномерният характер на разпределение на вертикалните напрежения σ_y следва да се обясни с височината на стените на камерата. Необходимо е да се отбележи, че в практиката един от често срещаните случаи на отслояване е от стените на камерите, като техния брой е право пропорционален на височината на камерата. Приема се, че регистрираните случаи на разрушаване ($SF<1$) са с незначителна площ и не могат да окажат съществено влияние върху устойчивостта на системата камера - целик. Аргументите в полза на това твърдение бяха изтъкнати при разглеждане на предишния случай: $B_c=18$ m, $H_k=7$ m. Не може да не се изтъкне фактът, че височината на камерата H_k оказва съществено влияние върху степента на устойчивост.

За основа на анализа на разпределение на хоризонталните напрежения σ_x , вертикалните напрежения σ_y , тангенциалните напрежения τ_{xy} и параметъра SF при ширина на целика $B_c=20$ m и височина на камерите $H_k=7$ m и $H_k=10$ m са използвани съответните машинни графики. Сходството

в характера на разпределение на напреженията σ_x , σ_y , τ_{xy} е очевидно. Постилащият ефект, за който вече стана дума, запазва параметрите на провисване над камерите и при двете височини $H_k=7$ m; $H_k=10$ m. При такава геометрична конфигурация ролята на височината на камерата H_k започва да намалява. Това е логично. Целиците работят в условие на обемно напрегнато състояние – отношението H_c : $B_c < 1$ и това се отразява върху устойчивостта на страничните стени на камерите. Машинните графики, характеризиращи разпределението на показателя SF и за двата случая $H_k=10$ m и $H_k=7$ m са идентични. Нещо повече, те са твърде близки до графиките, характеризиращи SF при $B_c=18$ m.

За условията на находище Кошава при използване на лентообразни целици, характерът на разпределение на напреженията около добивните изработки и показателя SF **не се изменя съществено** след определена дебелина на целиците при височина на камерата $H_k=7$ m $H_k=10$ m. Този извод има важно практическо значение. Той показва, че от гледна точка на геомеханичните процеси **лентообразни целици с ширина $B_c > 20$ m не е необходимо да се прилагат в рудник “Кошава”**. Това не изчерпва въпросът за устойчивите размери на конструктивните параметри на камерно-стълбовата система. Фактори като ъгълът на наклона, височината на камерата, състоянието на скалите в горнището и долнището, формата на напречното сечение на камерите задължително следва да се анализират и отчитат при всяка конкретна ситуация на прилагане на камерно-стълбовата система.

Заклучение

Извършените изследвания за определяне на параметрите на системата на разработване при изземване на запасите северно от панелна галерия №3, експлоатационен участък №9 на рудник “Кошава” дадоха основание да се направят няколко основни извода.

При определяне на напрегнато състояние на ненарушения масив няма основание да се използва хипотезата за геостатичния товар – необходимо е предварително да се извършват натурни измервания за определяне на компонентите на началните напрежения в масива.

Анализът на напрегнатото и деформирано състояние на масива около добивните изработки, извършен въз основа на “междина изчислителна схема” показва, че при едновременно разработване на група камери разтоварващ ефект над централните камери се проявява, но той не може да се обясни с формиране на свод на естествено равновесие. Слоестата текстура на скалите в горнището е предпоставка за възникване на т.н., “постилащ ефект”, което означава, че натоварването на всяка камера следва да се разглежда само за себе си!

При изследване на напрегнатото и деформирано състояние на масива около добивните камери е целесъобразно да се използва методът на “пълзящата изчислителна схема”. Този подход дава възможност за детализация на изследвания обект в степен, която да задоволи конкретните изисквания.

Машинните графики, характеризиращи показателя SF за нарушения масив показват, че за условията на находище Кошава при използване на камерно-стълбова система на разработване не може да се постигне висок коефициент на извличане.

С помощта на детайлна изчислителна схема са разгледани варианти на камерно-стълбова система с изменение на ширината на целиците в диапазона $B_c = 10, 16, 18, 20, 22$ m. Доказва се, че в по-нататъшните изследвания ефективността на камерно-стълбовата система на разработване следва да се разглежда само в тези граници.

Предложени са конкретни параметри на камерно-стълбовата система на разработване в участък №9: ширина на целиците 18 m; височина на горнището $h_r = 3$ m; дебелина на долнището $h_d = 2$ m; лентообразни целици при дължина на камерата $L_k = 100$ m. За предпочитане е целиците да не се пресичат от изработки.

В процеса на работа над изследователската задача за определяне на параметрите на камерно-стълбовата система на разработване авторският колектив достигна до някои творчески постижения:

- разработен е алгоритъм и е осъществена програмната реализация на метода “пълзяща изчислителна схема”, който се оказва удачен за условията на рудник “Кошава”;
- разработен е алгоритъм и е осъществена програмна реализация на нелинейната задача, като са въведени някои нови елементи в изчислителната схема.

- за оценка на устойчивото състояние на масива около добивните изработки е използван нов подход, основаващ се на критерия Mohr- Coulomb, като с помощта на показателя SF се оценяват количествено отделните разглеждани варианти.

Литература

- Колев, К., С. Боянов и др. *Определяне на физико-механичните параметри на скалите от находище “Кошава”*. Отчет по договор № 1827/2003 г. Архив на НИС при МГУ “Св. Иван Рилски”, 2003.
- Амусин, Б.З., А. Б. Фадеев. *Метод конечных элементов при решении задач горной геомеханики*. Москва, Недра, 1975.
- Гудман, Р. *Механика скальных пород*. Москва, Стройиздат, 1987.
- Парашкевов, Р.Д. и др. *Изучаване състоянието и разработване на методика за контрол на НДС на целиците и камерите в гипсово находище “Кошава”*. Договор 1118. Архив на МГУ, 1989.
- Трашлиев, С. *Доклад за детайлните геоложки проучвания на гипсово находище при с. Сланотрън и с. Кошава, Видинско, извършени през 1959 г.*, Допълнителна записка, Геофонд на КГ, 1960.
- Мюлер, Л. *Инженерная геология. Механика скальных массивов*. Мир, Москва, 1971.
- Зенкевич, О. *Метод конечных элементов в технике*. Мир, Москва, 1975.

Един подход за съставяне на класификация на масива по устойчивост

Георги Михайлов

Минно - геоложки университет "Св. Иван Рилски", 1700 София

РЕЗЮМЕ. В световната практика са известни множество класификации, характеризиращи качеството на масива. Тези класификации намират приложение при строителство на тунели, хидротехническо строителство, оценка на качеството на масива по принцип. В статията се предлага подход за изграждане на класификация на масива по устойчивост с цел определяне на приложимостта на дадена система на разработване. В основата на класификацията са залегнали два параметъра: якостта на едноосов натиск и обемната структурна нарушеност на масива. Изградена е скала на устойчивостта, въз основа на която се установява приложимостта на системите на разработване от най-тежки природни условия до най-здрави и устойчиви руди и странични скали.

AN APPROACH TO DESIGNING A ROCK MASS STABILITY CLASSIFICATION

ABSTRACT. Numerous classifications are known in international practice characterizing the rock mass quality. These are used in tunnel construction, hydraulic engineering and rock mass quality assessment in general. This paper proposes an approach to designing a rock mass stability classification aiming to determine the applicability of a mining method. Two parameters underlie that classification: uniaxial compressive strength and rock mass structural discontinuity. A stability scale has been developed that can be used to establish the applicability of the mining methods both in the most adverse natural conditions and the most competent orebody and wallrock.

Въведение

В своята дългогодишна история подходът за изграждане на методология за избор на добивна технология е преминал през множество етапи и процедури. Но в тях основен елемент е бил анализът и оценката на природните условия. Това е напълно оправдано. Природните условия представляват комплекс от неуправляеми параметри, с които задължително трябва да се съобразява всяка добивна технология: ъгъл на наклона, дебелина на залежа, съдържание на полезните и вредни компоненти, дълбочината на разработване и др. В последно време все по-сериозно се заговори за формиране на една своеобразна група от фактори, които, въпреки природната даденост, позволяват изменение на тяхната количествена и качествена същност, т.е. те подлежат на известно управление. Това е свързано с допълнителни разходи, но с развитието на техниката и технологията, тяхната тежест в общите производствени разходи може да се оптимизира. Така се формира групата на управляемите природни фактори, която в определен момент може да има решаващо значение при окончателния избор на добивна технология. Типичен пример е устойчивостта на масива. С изменение на големината на откритите добивни пространства степента на устойчивост също се променя, като очевидно зависимостта е обратно пропорционална. Използвайки различни процедури като укрепване, заздравяване и др., при едни и същи размери на добивните пространства, устойчивостта на масива може съществено да се променя. Не е случаен фактът, че в основата на множество класификации на системи на разработване на рудни находища е заложена устойчивостта на масива, респ. на рудата и страничните скали. Възниква въпросът как се оценява качеството на масива досега и налага ли се друга гледна точка за преосмисляне и оценка на този безусловно важен феномен?

Кратък преглед на класификациите, характеризиращи качеството на масива

Една от най-старите и същевременно най-широко използвани в страните на Източна Европа е класификацията на М.М.Протодьяконов. Тя е създадена в началото на XX век. В основата на тази класификация е заложен коефициентът на якост (f). Скалите са разделени общо в десет категории, като коефициентът на якост се изменя от 20 до 0.3. Следва да се подчертае, че за нуждите на предварителните проучвания, както и при изчисленията от общ характер, използването на класификационния показател (f) показва много добри резултати. Освен това, при скали със свръхвисока якост на натиск – над 200MPa задаването на пределната стойност $f = 20$ в изчислителния апарат не води до съществени отклонения.

По-различен подход за оценка на качеството на масива предлага Barton през 1975 година в Годишника на Norwegian Geotechnical Institute. Той въвежда понятието Tunneling Quality Index (Q), като за неговото определяне се използва произведението на три отношения, т.е. отчита се влиянието на шест природни фактора. Числените стойности на Q се променят от 0.001 до 1000, а масивът се класифицира в девет групи: *exceptionally poor*; *extremely poor*; *very poor*; *poor fair*; *good*; *very good*; *extremely good*; *exceptionally good*. Следва да се подчертае, че за нуждите на тунелното и хидротехническо строителство Tunneling Quality Index (Q) успешно се прилага както в етапа на предварително проучване, така и при изготвяне на работни проекти. Негово съществено предимство е, че може да отчита различни начини за закрепване на минни изработки: тунели, камери, каверни, подземни хранилища и др.

През 1976 год. Bieniawski публикува своя геомеханична класификация известна като Rock Mass Rating (RMR). Чрез сумиране на шест параметъра, т.е. отчитане на шест природни фактора, се формира бална оценка на масива.

Стойностите на RMR се изменят в интервала от 0 до 100, като според своето качество, масивът се класифицира в следните пет групи: *very good rock*; *good rock*; *fair rock*; *poor rock*; *very poor rock*.

Днес класификационните системи на Barton и Bieniawski имат христоматийна стойност в англоезичната литература. На тяхна основа са развити множество усъвършенствания и препоръки за отчитане на влиянието на допълнителни фактори. Самият Bieniawski прави няколко изменения на тълкуването и прилагането на RMR класификационна система, докато тя достигне в окончателния си вид през 1989 година. Заслужава да се отбележат модификациите на RMR предложени от Laubscher – *Modified Rock Mass Rating – MRMR* – 1990 и на Kendorski – *modified basic RMR – MBR* – 1983 година. Модификациите на Laubscher и Kendorski са насочени главно към подземно разработване на рудни находища и от тази гледна точка следва да се отбележи, че като цяло класификационната система RMR стои по – близо до технологията на подземния добив.

В. В. Ржевский въз основа на анализ и оценка на съпротивлението на скалите при разрушаване през 1985г., въвежда понятието *показател трудности разрушения породы*. Същественият момент е, че той отчита трите вида разрушаващи напрежения (натискови, тангенциални и опънови), напукаността на масива и плътността на скалите. По този показател скалите са разделени на пет класа: *мягкие, плотные и связанные полускальные породы; легкоразрушимые скальные породы; скальные породы средней трудности разрушения; трудноразрушаемые скальные породы, весьма трудноразрушаемые скальные породы*. Прави впечатление, че представената класификация се обвързва с тази на М. М. Протодьяконов, с което авторът – В. В. Ржевский вероятно е търсел възможност за нейното по-бързо адаптиране към реалните условия.

Н. С. Бульчев определя устойчивостта на масива S чрез отчитане на влиянието на седем природни фактора плюс коефициента на якост f на Протодьяконов. Скалният масив се класифицира в пет категории: *вполне устойчивые; устойчивые; средней устойчивости; неустойчивые; весьма неустойчивые*. Подходът на Н. С. Бульчев в известна степен съвпада с този на Barton – производението на отделните дробни има определен физически смисъл: степен на раздробеност на масива; съпротивление на хлъзгане по съществуващите пукнатини и т. н.

Краткият преглед на известните класификации показват, че в повечето случаи техните автори се стремят да отчитат едновременно влиянието на множество природни фактори. Това е напълно оправдано, но е съпроводено със сериозен проблем – отчитането на тежестта на влияние на отделните фактори. Допускането, че всички те имат коефициент на тежест единица не би следвало да се приеме като аксиома. Вероятно затова класификацията на М. М. Протодьяконов запазва своята жизненост и до днес – 100 години след нейното създаване.

Същност на предлаганата класификация по устойчивост на масива

Съществена особеност при подземното разработване е неизбежното оформяне на открити пространства, в които се извършват производствените процеси. Тяхната големина, начинът на поддържане и срокът на съществуване

очевидно са различни при различно качество на рудата и страничните скали. От тази гледна точка се предлага класификация по устойчивост. Безспорен факт е, че този природен фактор оказва решаващо значение при избор на надеждна добивна технология. Класификацията трябва да отговори на следните условия:

- да обхваща практически цялото многообразие на условия, в което се извършва разработването на рудни находища;
- да включва неголям брой фактори с оглед тяхното определяне с необходимата точност;
- да бъде достатъчно адаптивна към реалните условия и лесно приложима при избор на добивна технология;
- да отговаря на съвременните изисквания за анализ и оценка на състоянието на масива.

В основата на класификацията е залегнал показателят M_0 , отчитащ устойчивото състояние на откритите пространства, които се създават при разработване на рудни находища: подготвителни и нарязни изработки, изработки за източване на рудата, форма и големината на добивните зaboи и добивните камери.

Показателят M_0 се определя с помощта на израза:

$$M_0 = 0.1 UCS (J_r)^{-1} \quad (1)$$

където: UCS (Uniaxial compressive strength) е якостта на едноосов натиск, определена в лабораторни условия, МПа; J_r - е интензивността на напуканост в пространството [бр. пукнатини/м³].

В зависимост от числените стойности на показателя M_0 , характеризиращ устойчивостта на масива се предлага класификацията, показана в таблица 1.

Таблица 1.

Категория на масива	Степен на устойчивост	Стойност на показателя M_0
I	много неустойчив	$M_0 < 0.01$
II	неустойчив	$0.01 < M_0 < 0.1$
III	средно устойчив	$0.1 < M_0 < 1$
IV	Устойчив	$1 < M_0 < 10$
V	много устойчив	$M_0 > 10$

По своята същност показателят M_0 се явява функция на два параметъра, от които единият се определя в лабораторни условия, а другият отчита реалната структурна нарушеност на масива. За определянето на двата параметъра са разработени точни и ясни правила и стандарти, които са залегнали в съответни нормативни документи.

На фигурата е показана графичната интерпретация на класификацията по устойчивост въз основа на показателя M_0 . Стойността на M_0 се изменя теоретически в интервала [0,001, 100].

Рудата и страничните скали в зависимост от M_0 /вж. Фигурата/ се класифицират в пет групи: много неустойчиви, неустойчиви, средно устойчиви, устойчиви, много устойчиви.

Приложимите системи на разработване са групирани в шест класа: системи с открито добивно пространство, системи с магациниране, системи със запълване на добивното пространство, системи с крепене и запълване на добивното пространство и системи с обрушаване с трите основни

групи: етажно принудително обрушаване, подетажно обрушаване, слоево обрушаване.

Предлаганата класификация по устойчивост на масива дава възможност да се извърши предварителна оценка на приложимите системи на разработване. Тя е особено под-

ходяща при изследване на различни варианти на добивната технология, предвиждащи различни начини на закрепване на добивните пространства.

качество на масива						разд. Р сторични сколи, С
клас системи на разработване	много неустойчив	неустойчив	средно устойчив	устойчив	много устойчив	
открито добивно пространство						Р
магазиниране						С
запълване						Р
крепене и запълване						С
обрушаване етажно- принудително подетажно слоево						Р
						С
						Р
						С
						Р
						С
						Р
						С
						Р
						С
Мо	0.001	0.01	0.1	1	10	100

Легенда

 изисква се закрепване на призабойното пространство
  не се изисква закрепване на призабойното пространство

Използването само на два признака не означава, че се игнорират останалите природни фактори. Съвременните програмни продукти за изучаване на НДС на масива позволяват в детайли да се установи влиянието на тектонските разломи, ориентацията на основните системи пукнатини, характера на контактите на отслабващите повърхнини. Двата параметъра UCS и J_r имат вероятностен характер. Тяхното изследване при наличие на голям брой представителни данни дава възможност да се изгради подходящ имитационен модел и по този начин да се елиминира коефициентът на тежест на отделните фактори – една от най – сериозните критики към съществуващите класификации на масива.

Заклучение

Предлаганата класификация по устойчивост на масива (рудата и вместващите скали) е предназначена за избора на добивна технология при подземно разработване. Тя се основава на два фактора – якостта на едноосов натиск и структурната нарушеност на масива, т.е. на съчетанието на свойства, определени в лабораторни и натурни условия. При разработването на класификацията са използвани елементи на други класификационни системи, доказали своята жизненост и адаптивност. Класификацията по устойчивост е подходяща за предварителна оценка на приложимостта на дадена добивна технология. В съчетание

със съвременния подход за генериране на множество варианти на системи на разработване, както и с мощните програмни продукти за изучаване на НДС на масива около добивните изработки, предложената класификация по устойчивост се явява неразделна част от общата методология за намиране на оптимално техническо решение при подземното разработване на рудни находища.

Литература

- Hoek, E., P. K. Kaiser, W.F. Bawden. *Support of Underground Excavations in Hard Rock..* A. A. Balkema /Rotterdam/Brookfield. 1995.
- Hoek, E., E. T. Brown. *Underground excavations in rock.* London. Instn. Min. Metall. 1980.
- Brady, B. H. G., E. T. Brown. *Rock mechanics for underground mining.* Champan & Hall. London, Glasgow, New York, Tokyo, Melbourne, Madras. Second edition. 1993.
- Ржевский, В. В. *Открытые горные работы. Часть 1.* Москва, Недра. 1985
- Булычев, Н. С. *Механика подземных сооружений.* Москва, Недра. 1982.
- Suggested Methods for the Quantitative Description of Discontinuities in Rock Mass.* International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts. Vol. 15, №6, pp. 319-368. 1978.

Якостни и деформационни характеристики на скалите по проектното трасе на наклонена шахта за рудник "Челопеч"

Венцислав Иванов

Минно-геоложки университет "Св. Иван Рилски", 1700 София

РЕЗЮМЕ. За геомеханично осигуряване разработването на проект, за строителство на наклонена шахта, на рудник "Челопеч" са извършени лабораторни изследвания на механическите свойства на скалите, по трасето на бъдещата шахта. Изпитани са 106 образци, получени от седем проучвателни сондажи – пет от повърхността и два подземни, които пресичат шест литоложки разновидности скали, изграждащи масива, в района на проектираната шахта.

STRENGTH AND STRAIN PROPERTIES OF THE ROCKS SURROUNDING THE DESIGN ROUTE OF AN INCLINED SHAFT AT CHELOPECH DEPOSIT

ABSTRACT. Laboratory tests of mechanical properties of rocks, surrounding the route of a future shaft were performed to provide a geomechanical background for the design of an inclined shaft at the "Chelopech" mine. Hundred and six (106) samples were subjected to testing. Samples were delivered from the core of seven boreholes – five drilled from the surface and two holes - from the underground, which crossed six lithological types of rocks of the area of the designed shaft.

Увод

Проектът на "ЧЕЛОПЕЧ-МАЙНИНГ" АД, за развитие на рудника, предвижда оптимизиране на транспортната схема, чрез строителство на наклонена шахта.

За нуждите на проекта, по сключен договор, в лабораторията по "Механика на скалите" на МГУ "Св. Иван Рилски" са доставени за изследване проби на тела от ядрови сондажи – пет наземни и два подземни, прокарани в района на трасето на бъдещата шахта. Проучвателните сондажи от повърхността се характеризират с нисък коефициент на изважданата ядка¹, пресичат основно слаби скали – разновидности глинни, изветрели вулканити и силно променени андезити, които съдържат съществени глинести прослойки и тектонски раздробени зони. От доставените общо 107 пробни тела са изработени 106 годни за изпитване образци: 75 броя от прокараните от повърхността и 31 от подземните сондажи. Тези обстоятелства по същество определят възможните обеми и видове лабораторни изпитвания.

Изследванията на якостните свойства на скалите на едноосов натиск и опън, са извършени по схема NN – недренирани и неконсолидирани на стационарна преса EDZ-100, с автоматично подаване на товара, с градиент 0,5 MPa/min за едноосов натиск и 0,2 kN/sec при определяне якостта на опън. Всички изследвания са в съответствие с препоръките на ISRM [2].

При изследванията са определени следните физико-механични свойства и характеристики:

- обемна плътност, γ [MN/m³];
- съдържание на вода, W [%];
- якост на едноосов натиск, σ_c [MPa];
- якост на опън, σ_t [MPa];
- якост на срязване, τ [MPa];

- модул на еластичност, E [GPa]
- коефициент на Поасон, ν
- кохезия C [MPa] и ъгъл на вътрешно триене φ [...] при върхова якост и обемно напрегнато състояние (онс);
- извършена е статистическа оценка по надеждност и представителност на получените резултати, където е възможно, като са оценявани надеждността на определяне R и изменчивостта на параметрите чрез коефициента на вариация
- построени са обобщени паспорти за якост в условията на обемно напрегнато състояние, по литоложки разновидности;
- построени са пълните деформационни криви σ - ϵ и е изследвана деформируемостта на разновидностите брекча от подземните сондажи.

I. Резултати от изследването

Пълният обем изследвания, обработка и анализ на получените резултати са представени в [1]. В настоящата публикация ще използваме усреднени данни за отделните показатели, с цел обобщаване на характерни особености в свойствата на скалите от изследваната зона.

I. 1. Якостни свойства

В таблици 1 и 2 са показани обобщените резултати от якостните изпитвания на пробните образци. В таблица 1 са дадени резултатите по литоложки разновидности на горележащите слоеве, получени при сондирането от повърхността. В таблица 2 са показани резултатите от подземните сондажи, прокарани в района на бл 150-360.

В обсега на проучвателните сондажи от повърхността са представени четири скални разновидности: червено-кафяви пясъкливи глинни, сиви пластични глинни, изветрели вулканити и силно променен андезит.

¹ Подробна информация в [1]

От резултатите в таблица 1 е видно, че най-високаплътност притежават андезитите и вулканитите $\gamma_{\text{ср}} = 0,025 - 0,026 \text{ MN/m}^3$. От глинестите слоеве, по-плътни са сивите пластични глини $\gamma = 0,024 \text{ MN/m}^3$, докато при червените пясъкливи глини $\gamma = 0,02 \text{ MN/m}^3$. Обратно на показателя плътност се изменя съдържанието на водата в образците. Най-високо, то е при червените глини ($W \approx 13,5\%$), най-ниско $W = 5-6\%$ във вулканитите.

Всички представени скални разновидности са с много ниски якостни показатели. Якостта на едноосов натиск $\sigma_{\text{с}}$ е в диапазона от 0,6 до 1,2 МПа. Най-висока, тя е при черве-

но-кафявите глини (1,2 МПа), най-ниска тя е при изветрелите вулканити - 0,57 МПа. При изследването са установени известни разлики в якостните показатели на едноименните разновидности скали от различните сондажи. Така например, червено-кафявите глини от сондажи DDH 382 и DDH 383 са малко, но устойчиво по-здрави от тези, в секция 12 (DDH 236 и DDH 238). Същата тенденция е установена и при якостните свойства на вулканитите. Тези, представени в сондаж DDH 382 са също с относително по-високи якостни показатели.

Таблица 1.

Обобщени показатели от якостните изпитвания за сондажите от повърхността, по литоложки разновидности

Литоложка разновидност	Сондаж №	Обемна плътност, γ , [MN/m ³]	Якост на ЕН $\sigma_{\text{с}}$, [Мпа] мин. макс. средно	Якост на опън $\sigma_{\text{т}}$, [МПа] мин. макс. средно	Кохезия, C^* [МПа] (при върхова якост) мин. макс. средно	Кохезия, C [МПа] (онс)	Ъгъл на вътрешно триене, ϕ^* , [...°] (при върхова якост) мин. макс. средно	Ъгъл на вътрешно триене, ϕ , [...°] (онс)
Червенокафяви пясъкливи глини	DDH 236 DDH 238	0,02	0,46 1,23 0,96	0,14 0,20 0,17	0,13 0,25 0,2	0,3	35 52 44	26
Червенокафяви пясъкливи глини	DDH 382 DDH 383	0,02	0,66 1,54 1,2	0,11 0,21 0,15	0,13 0,28 0,2	0,53	41 55 48	8
Сиви пясъкливи глини	DDH 382 DDH 383	0,02	0,63 1,42 0,97	0,21 0,46 0,32	0,18 0,4 0,28	0,2	33 34 34	27
Изветрели вулканити	DDH 382	0,026	0,62 1,1 0,83	0,11 0,30 0,21	0,13 0,291 0,21	0,24	39 48 41	24
	DDH 392	0,025	0,35 0,77 0,57	0,06 0,43 0,17	0,06 0,29 0,05	0,14	28 58 36	24
Силно променен андезит	DDH 383	0,025	0,45 0,93 0,7	0,05 0,29 0,12	0,08 0,26 0,15	-	35 59 50	-

Таблица 2.

Обобщени показатели от якостните изпитвания за подземните сондажите, по литоложки разновидности

Литол. разновидност Местоположение	Сондаж №	Обемна плътност, γ , [MN/m ³]	Якост на ЕН σ_c , [MPa] мин. макс. средно	Якост на опън σ_t , [MPa] мин. макс. средно	Кохезия, C^* [MPa] (при върхова якост) мин. макс. средно	Кохезия, C [MPa] (онс)	Ъгъл на вътрешно триене, ϕ^* , [...°] (при върхова якост) мин. макс. средно	Ъгъл на вътрешно триене, ϕ , [...°] (онс)
Брекча неокварцена Бл 150 – 360	C-03 – 209		38,8 50	3,4 6,3	5,7 8,9		51 67	
		0,027	44	4,4	6,9	6	61	35
Брекча окварцена Бл 150 – 360	C-03 – 211		54,2 50,7	5,4 11,7	8,7 15,3		45 68	
		0,028	69,5	8,5	11,8	9	56	37

Всички изследвани разновидности са с много ниска якост на опън, изменяща се в диапазона $0,1 \div 0,3$ МПа. Скалите, изграждащи проучвания участък имат ниска граница на отношението σ_c/σ_t , което за различните изпитвания се изменя от 3 до 8. Най-високо – над 8 е при червено-кафявите пясъкливи глини и най-ниско, приблизително 3 е при вулканитите от раздробената зона, в обсега на сондаж DDH 392.

Изследването установява, че опитните резултати се изменят съществено, тъй като пробните образци имат изразена слоестост. Това обстоятелство предполага анизотропия на якост в зависимост от ъгъла сключван между посоката на приложения товар и ориентацията на слоевете, относно осите на сондажите.

Подземните проучвателни сондажи пресичат две литоложки разновидности – неокварцени и окварцени брекчи, които по якостно-деформационни свойства съществено се отличават, както от описаните по-горе скали, така и между себе си.

Резултатите показват, че окварцената брекча е по-плътна от неокварцената. Тя е съществено по-здрава, като $\sigma_c^{\text{ок}} \approx 70$, съответно срещу $\sigma_c^{\text{неок}} \approx 44$ МПа. Окварцената брекча е с приблизително два пъти по-висока якост на опън и също толкова по-високо сцепление: $\sigma_t \approx 8,5$, срещу 4,4 МПа и $C^* \approx 12$, срещу 7 МПа. Съответно съотношението σ_c/σ_t е по-високо при неокварцената брекча.

При якостните тестове и двете разновидности брекча, имат поведение на крехки скали, с хомогенен състав, не съдържащи нарушения. Разрушаването, с пренебрежими изключения се реализира при малки пластични деформации, чрез надлъжни пукнатини, по направление на прилагания товар.

1.2. Паспорт на якост. Параметри на обвиващата крива. Деформационни изследвания

Построяването на паспорта на якост, изразяващ графично зависимостта между тангенциалните и нормалните напре-

жения, при които настъпва разрушаването е завършващия етап за всяко якостно изследване. Елементарният паспорт се строи в координатна система $\tau - \sigma$, в която пределните Морови окръжности съответстват на σ_c и σ_t , допирателната към тях е обвиваща и нейното местоположение в координатната система се определя от точката на пресичането ѝ с оста τ , което дава сцеплението C . Ъгълът на наклона на обвиващата се определя от ъгъла на вътрешно триене ϕ . Описаните построения са извършени в [1] и параметрите на обвиващата крива са дадени в таблици 1 и 2 с индекс C^* и ϕ^* и са наричани кохезия и ъгъл на вътрешно триене при върхова якост. Проблемът е, че този подход дава завишени стойности за C и ϕ [3, 4] и въпреки отделни развития на аналитичния апарат, възможностите за приложение на резултатите по определянето на C и ϕ се движат в границите на $(0,2 - 0,5)\sigma_c$ [3, 4]. В смисълът на изложеното, построяването на паспорт на якост в условията на обемн натиск [5, 6], даващ връзката между тангенциалните τ и нормалните напрежения σ за различни напрегнати състояния ($\sigma_1 - \sigma_3$) е най-информативен [2, 3, 4].

Най-добрите практики при якостните изследвания са извършените в клетки за обемни изпитвания [6], които се правят със скъпо оборудване. Известен е метод за определяне паспорта на якост в условията на обемн натиск, състоящ се в изследвания на изменението на якостта на образци, с отношение $h_{\text{обр.}}/d_{\text{обр.}}$, изменящо се от $0,2 \div 2,0$ [3].

Получените резултати от тези експерименти са в съгласие със зависимостта:

$$\sigma_1 = f(\sigma_c, \sigma_c'/\sigma_c^i, h/d), \quad (1)$$

където σ_c е якост на едноосов натиск при $h/d=2$; σ_c' , σ_c^i са якост на едноосов натиск при съответното отношение h/d .

Описаният метод, проверен и приложен от нас в [7] е използван и в настоящото изследване. На фиг. 1 е показан обобщен паспорт на якост за най-здравите горележащи скали (червенокафявите пясъкливи глини). На фиг. 2, паспорта на най-слабите (изветрели вулкани) скални разновидности представени по проектното трасе на наклонената шахта.

Въз основа на тези построения са определени и параметрите на обвиващата крива в условията на обемн натиск, дадени в таблица 1 като C и φ в условията на онс, непосредствено до стойностите на C^* и φ^* , при върхова якост.

На фиг. 3 е показан обобщен паспорт на якост, построен за образци неокварцена брекча, получени от подземния сондаж С-03 – 209.

Изложеното по-горе относно предимствата на паспорта на якост, построен за различни видове напрегнати състояния е в сила и за скалите в района на подземните сондажи. Получените характеристики са сходни с тези от по-стари изследвания на здравите скали на находище "Челопеч", вместващи рудните тела в дълбочина. Разликите са в мащабите на натоварване, якостите и съответно в параметрите на обвиващите на паспортите на якост.

Върху здравите скали от подземните сондажи, съгласно условията на договора, са извършени деформационни изследвания за построяване на $\sigma - \varepsilon$ диаграми и определяне на характеристиките им на деформиране. Изследванията са извършени в условията на едноосов натиск и скорост на натоварване в границите $0,5 \div 1,0$ MPa/sec. Изпитванията са в обхват не превишаващ $0,6-0,7\sigma_c$ за дадения образец скална разновидност, определян от резултатите по определянето на якостта на едноосов натиск. Точността на отчитане на деформациите е $0,001$ mm.

Във всеки деформационен експеримент, товарът е изменян циклично, като във всеки цикъл на натоварване

и/или разтоварване то е реализирано стъпалообразно и са определяни деформационните характеристики, след което образеца е разрушаван [2]. На фигура 4 са показани обобщени пълните $\sigma - \varepsilon$ диаграми, характеризиращи деформируемостта на образците от двете разновидности брекча, пресечени от сондажа С-03 – 209. На фигурата графиките на деформиране са наложени за двата вида образци брекча от зоните на относително ниска (неокварцена) и висока (окварцена) якости, за сравнение.

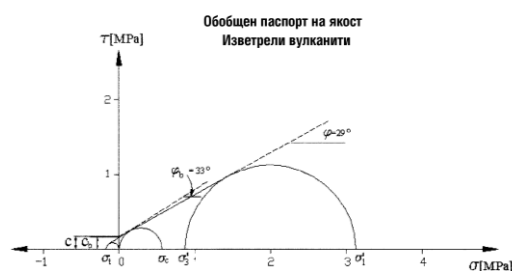
От $\sigma - \varepsilon$ диаграмите е видно, че основната част от микроредфектите, съдържащи се в образците се затварят при товари около $4 \div 5$ MPa, отбелязани с ниско разположените пунктирни линии на графиките.

В процеса на повишаване на натоварванията окварцените разновидности брекча имат линейно-еластично деформационно поведение, което се запазва до товари $17 \div 23$ MPa. При повторните натоварвания, на образците от неокварцената брекча, пропорционалността между прилаганите товари и деформациите се нарушава, нарастват напречните деформации и графиката губи линейния си характер, като това деформационно поведение е типично и за останалите изследвани образци [1]. За целите на сравнението получените $\sigma - \varepsilon$ диаграми са представени в класически вид и са маркирани само зоните на липса на линейност в началния участък (долните пунктири) и допределната зона (горните пунктири), без да се строят участъците на натрупващите се остатъчни деформации при повторните натоварвания.

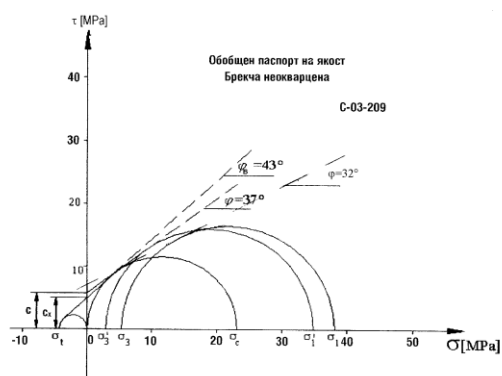
В таблица 3 са дадени стойностите на еластичните константи, получавани в цикъл на разтоварване, в зоната около $0,5\sigma_c$ за отделните изпитвания [2].



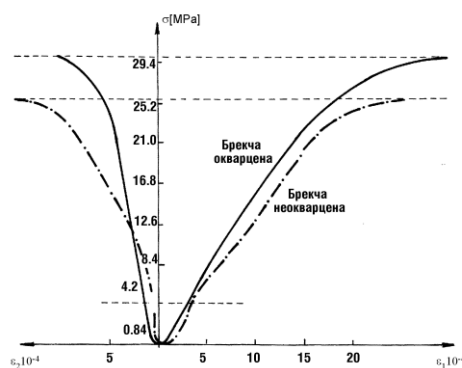
Фиг. 1.



Фиг. 2.



Фиг. 3.



Фиг. 4.

Таблица 3.

Деформационни характеристики на скалите от подземните сондажи

Литоложка разновидност	Якост на ЕН, σ_c , [Мра]	Модул на еластичност, Е, [Гра]	Модул на плъзгане, G, [ГПа]	Коефициент на Поасон, ν_{cp}
Брекча неокварцена	23	6÷11	5÷9,2	0,38
Брекча окварцена	30	7÷16	5÷13	0,35
	64	4÷15	3÷11	0,28

Въз основа на анализ тези резултати са определени и параметрите на обвиващата крива, които са $C \approx 6 - 11$ Мра и $\varphi = 21 \div 27 - 37^\circ$, за различните обемни напрегнати състояния.

Заклучение

Извършени са комплексни якостни и деформационни изпитвания на скалите, изграждащи покриващия комплекс, над източния участък на находище "Челопеч". Придобита е нова информация за физикомеханичните свойства на четири литоложки разновидности на горележащите скали, в обсега на проучвателните сондажи, прокарани от повърхността. Извършени са якостни и деформационни изследвания на две разновидности брекча в района на бл.150 – 360. Всички образци характеризират скалите в зоната на трасето на проектирана наклонена шахта.

При изследването е преследвана целта да се реализират качествени лабораторни тестове за получаване на първи, обхватни по обем количествени данни, достатъчни за първоначален анализ и приложение в началния етап на проекта.

Получените резултати са подлагани на статистическа оценка по надеждност и представителност, подробно изложени в [1], където броят доставени образци позволява прилагането й.

В смисълът на изложеното са дадени и препоръки към авторите на проекта за допълнителни изследвания, налага

гани от изискванията за гарантиране на устойчивостта на съоръжението с дълговременен срок на експлоатация, каквато е наклонената шахта и установяване на характерни особености за свойствата на скалите. Тези препоръки се отнасят за резултати, при които надеждността на определяне е в граници $P=0,77 - 0,94$ за наземните 0,61-0,86 за образците от подземните сондажи. Реализираното изследване е в сила само за околността на проучвателните сондажи и не позволява екстраполация извън районите на секциите, в които се намират те.

Извършеното изследване увеличава качеството и обема количествена информация за свойствата на скалите от находището и е в унисон с програмата на "ЧЕЛОПЕЧ-МАЙНИНГ" АД за създаване на база данни по геомеханика за НДС и свойствата на скалите, изграждащи масива.

Литература

- Определяне на якостните и деформационни характеристики на скали от находище "Челопеч", чрез изследване на сондажни ядки. Изследователски отчет по Договор 1816/2003, НИС при МГУ "Св. Иван Рилски", София
- Brown E. T. Editor "Rock Characterisation. Testing and Monitoring. ISRM Suggested Methods. Pergamon Press, 1981.
- Турчанинов И.А. и др. "Основы механики горных пород" Недра, 1989.
- Bienjowski Z.T. "Estimating the strength of rock materials. J.of S. A Inst of Min Sc.: N 4, 1964.
- Smith M.Y. "Concise Soil Mechanics" M & E Handbooks, London, 1977.
- Hoek E.P., K. Kaiser, W.F.Bawden. "Support of Undergronnd Exavations in Hard Rock, 1994, A.A. Balkema.
- Определяне на якостните и деформационни характеристики на комплекса покриващи скали на находище "Челопеч", чрез изследване на ядки от сондажи от повърхността" Изследователски отчет по Договор 1729/2001, НИС при МГУ "Св. Иван Рилски", София.

Физико-механически характеристики на скалите, изграждащи покриващия масив на находище "Челопеч"

Венцислав Иванов

Минно-геоложки университет "Св. Иван Рилски", 1700 София

РЕЗЮМЕ. На база на извършени авторски изследвания и оценка на наличната информация за физико-механичните характеристики на скалите за отделни райони от масива е направен обобщен анализ на якостните показатели, деформационното поведение и структурните особености на скалите от покриващия комплекс на находище "Челопеч".

PHYSICAL – MECHANICAL PROPERTIES OF THE ROCKS FROM THE OVERBURDEN AT THE "CHELOPECH" DEPOSIT

ABSTRACT. Strength properties, stress-strain behaviour and structural characteristics of rocks from the overburden at the "Chelopech" deposit were comprehensively analyzed on the basis of tests, performed by the author and assessment of data about physical –mechanical properties of rocks from special spots of the massif.

Увод

В геоложкия доклад за находище "Челопеч", относно строежа на масива е дадено следното описание [1]:

Скалният масив в дълбочина условно е разделен на две зони-зона на туфи и туфобрекчи и зона на окварцяване. В зоната на туфите се наблюдават две области. Първата от тях, е представена от пясъкливи глини, мергели, варовици и полимиктови пясъчници. Втората област, е представена от андезити, андезитови туфи, дацитоандезити и двуслюдени гнайси. Границата между двете зони е твърде променлива. В окварцената зона са вметени рудните тела, обект на експлоатация.

Наличната информация за изследвания на физико-механическите свойства (ФМС) на скалите, изграждащи находището, изложена накратко е следната:

- ✓ В етапа на проучване на находището са прокарани ядрови сондажи, от повърхността: N 105, 127, 69, hg2, hg3 и 80, с дълбочина 500 метра [1]. От сондажите са извадени 78 скални проби, взема ни през 50-100 метра за лабораторни изследвания на ФМС на скалите, съгласно изложената по-горе представа за строежа на масива. От "неспоените скали" на горната зона са изследвани 30, а от окварцената зона-48 образци.
- ✓ С цел оптимизация на системата за експлоатация е извършено изследване на свойствата на скалите от хоризонт 475, в районно на рудно тяло 9. Изпитани са 59 образци от зоната на орудяване [2].
- ✓ През 2001 година от нас, в МГУ "Св. Иван Рилски", са извършени комплексни лабораторни изследвания на ФМС на 125 броя образци, получени от три сондажа, прокарани от повърхността в западния и централния участък [3].

- ✓ Нов цикъл авторски изследвания на ФМС на 106 образци - 75 от пет сондажа, прокарани от повърхността и 31, от два подземни сондажа, е извършен през 2003 г. пак в лабораторията по механика на скалите, в МГУ "Св. Иван Рилски" [4]

Проблем

Настоящата публикация е насочена към характеризация на скалите от т.нар. "горна зона" на покриващия комплекс на находище "Челопеч". Проблемът е актуален тъй като до изпълнението на проектите, описани в [3] и [4], информацията за свойствата на горележащите скали е оскъдна както по обем, така и по обхват.

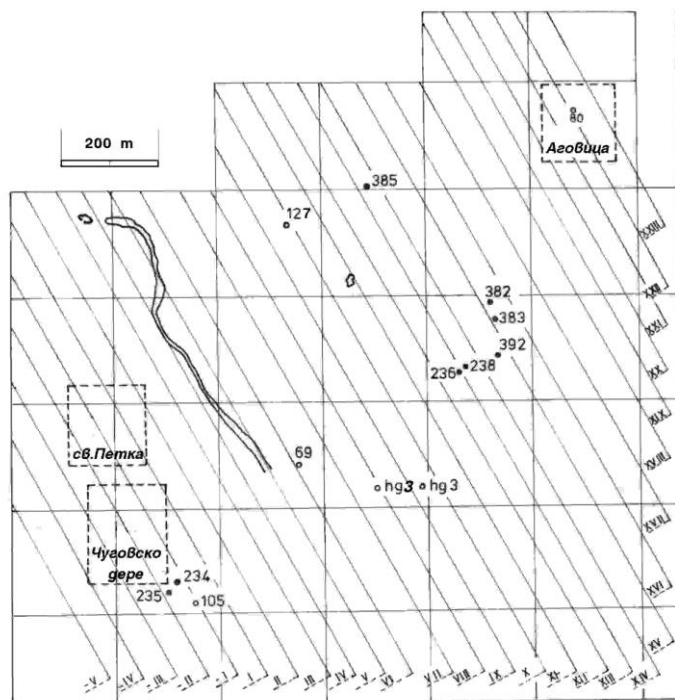
Известно е, че надеждна оценка на напрегнато-деформираното състояние (НДС) на масива и геомеханичните процеси, съпътстващи добивните работи, е възможна при познаване на ФМС на изграждащите го скали.

Анализ на изследванията

На фигура 1 е показан план на рудното поле "Челопеч", където са означени местоположенията на всички прокарани досега ядрови сондажи, от повърхността, чрез които са изследвани ФМС на скалите от покриващия комплекс.

Първите изследвания на свойства на горележащите скали са тези, описани в [1]. Сондажите, от които са взети пробните тела са разположени както следва:

- западен участък (Чуговско дере)-сондаж 105;
- централен участък:с.127 (север); сондажи N 69, hg2 и hg3-в южната част;
- източен участък (Аговица):сондаж 80.



Фиг. 1.

Получените резултати са показани в таблица 1*

Таблица 1.

Налична информация за горележащите скали

Показател	"Неспоени скали"	
	интервал	средно
Обемна плътност, γ , [MN/m ³]	0,02 ÷ 0,029	0,022
Обем на порите, [%]	11,6 ÷ 37,4	26,3
Съдържание на вода, W [%]	4,2 ÷ 21	12,4
Якост на натиск, σ_c , [Мра]	0,51 ÷ 2,1	1,19
Якост на натиск във водонап- ито състояние	-	-

От изпитаните тогава 30 образци е установено, че слабите, "неспоени" скали са с ниски якостни свойства и че те са разпространени основно в южната част на находището. Съобщава се, че на неспоените скали са определяни пластичността и границите на протичане. Разпространените в дълбочина тектонски глинни са силно пластични и набъбват във вода. Пропилитизирани скали съдържат пиритни впръслеси и под влияние на атмосферата се напукват и разрушават [1].

Наличната информация не съдържа сведения за това какви са изпитаните литоложки разновидности, от кой от изброените сондажи са те, какви са условията на изпитване, какви методи са прилагани, как са обработени резултатите и т.н.

* Показана е частта от таблицата, в която резултатите се отнасят само за скалите от "горната зона". Тук и нататък от анализите са изключени резултатите за свойствата на вместващите рудните тела скали, които са извън задачите на настоящата статия.

През 2001 г. за установяване на границите на развитие на зоните на обрушаване над добивните участъци, от повърхността, са прокарани три ядкови сондажа, от които са получени образци за изследване на свойствата на представените литоложки разновидности.

В западния участък са прокарани сондажи DDH 234 и DDH 235. Те са с еднаква ориентация ($A=302^\circ$), към зоните на обрушаване. DDH 235 е с дълбочина 81 метра и наклон -52° , сондаж DDH 234 е с наклон -41° и е спрял на дълбочина 64 метра. От с.DDH 234 са изпитани 22, от с.DDH 235-40 образци. Подробна информация за проведените изследвания е дадена в [3]. Тук ще отбележим само обстоятелството, че поместените и използвани за настоящите анализи данни от всички изследвания, които се цитират, са само онези, чиято надеждност на определяне е в интервала 0,61-0,998. В таблица 2 са поместени обобщените резултати от изследванията на ФМС на скалите, по литоложки разновидности, от западния участък.

Двата сондажа пресичат едноименни литоложки разновидности: отначало (до 20-22 m) те преминават през слоеве червенокафяви пясъкливи глинни (за които няма предоставени пробни тела), след което следват слоеве силно променен андезит, с мощност 18-19 m за DDH 234 и 38-40 m за DDH 235, а под тях, до края на сондажите залягат туфи и туфобрекчи.

От таблица 2 е видно, че якостните свойства за едноименните разновидности са както следва: σ_c^{cp} за DDH 234 е ≈ 56 Мра, срещу ≈ 95 Мра за андезитите, пресичани от DDH 235. Средната якост на едноосов натиск (ЕН), е също различна за образците туфобрекчи от двата сондажа - σ_c^{cp} за DDH 234 е ≈ 59 Мра, срещу ≈ 79 Мра за DDH 235.

При това, изпитванията установяват, че за образците от DDH 234 якостните характеристики варират съществено,

докато по DDH 235 има ясно изразена тенденция за нарастване на σ_c , с увеличаване на дълбочината. Якостта на опън σ_t^{cp} за андезитите от DDH 234 е ≈ 7 МПа, съответно за DDH 235 σ_t^{cp} е 13 МПа, т.е. тя следва съотношението, което имат и якостите на ЕН. За андезитовите туфобрекчи якостта на опън σ_t^{cp} е също съизмерима: 8,6-8,7 МПа. Сцеплението С, за андезитите и от двата сондажа е около

12 МПа, а ъгълът на вътрешно триене от обобщените якостни паспорти е φ 40-42°. При туфите и туфобрекчите с андезитов състав сцеплението на образците от DDH 234 е по-голямо $C_{cp} \approx 17$ МПа, срещу 12 МПа за С от DDH 235. За тези скали ъгълът на вътрешно триене, по обобщените паспорти на якост е в границите 8-10°, като изключение 30° Съотношението σ_c / σ_t тук е между 5-7.

Таблица 2.

Обобщени якостни и деформационни показатели на скалите от западен участък

Литоложка разновидност	Сондаж №	Обемна плътност γ_{cp} [MN/m ³]	Якост на ЕН σ_c (МПа) мин. макс. ср.	Якост на опън σ_t (МПа) мин макс. ср.	σ_c / σ_t	Кохезия C_{cp} (МПа) ОНС	Ъгъл на вътр. триене φ_{cp} (°) ОНС	Модул на еластичност E_{cp} [GPa]	Коеф. на Поасон ν_{cp}
Силно променен андезит	DDH 234	0,0262	27,3 87,7 55,7	3,6 10,3 7,0	8,0	12,0	43	23,6 ÷ 54,2	0,24
	DDH 235	0,0261	45,8 115,4 94,5	1,2 19,2 12,5	7,6	11,7	40	17,2 ÷ 22,5	0,21
Туфобрекча андезито	DDH 234	0,0258	28,1 91,5 58,7	6,8 10,0 8,7	6,8	17,1	3 - 8	-	-
	DDH 235	0,0257	43,8 131,8 79,1	2,44 14,0 8,6	5,2	12,1	6 - 10	-	-

Деформационните изпитвания показват, че андезитите в дълбочина имат сравнително по-изразена пропорционалност между напреженията и деформациите в диапазона на натоварване. При деформационните тестове на туфобрекчата, всички изпитани образци показват натрупване на големи остатъчни деформации при цикличните натоварвания. Общо и двете представени разновидности, в началните етапи на натоварване, са с относително голям нелинеен участък-основната маса микродефекти се затварят при напрежения около 6-7 МПа. Обвиващите криви на построените обобщени якостни паспорти са различни. При андезитите са с вид на парабола, докато при туфите и туфобрекчите ъгълът на вътрешно триене намалява до 8-9° и обвиващата е с тенденция за паралелност към оста на нормалните напрежения.

От стратиграфските колонки е установено, че в областта на проучваното направление скалите са интензивно напукани и пресичат тектонски, силно стрити зони - две за DDH 234 и шест за DDH 235, които са с дебелина, изменяща се от 15 до 70 см. Тези обстоятелства обуславят и много ниския показател на получаваната ядка. Скалите са нееднородни, съдържат прожилки от кварцит и хематит, имат ясно изразена слоестост. Туфите и туфобрекчите са грубозърнести и съдържат андезитови късове с големина 1-3 см, с което се обясняват описаните особености в деформационното им поведение.

Третият сондаж, от който за изследване са получени 63 образци е DDH 385, който е прокаран в северната част на централния участък (фиг. 1). Сондажът е ориентиран на ЮИ (A=155°), има дължина 143 m и наклон -72°. В таблица 3 са показани резултатите за ФМС на изпитаните скални разновидности.

Якостните изследвания показват, че тук най-високи якостни показатели имат горележащите разновидности-флиш, със $\sigma_{cp} \approx 67$ МПа и червените детритусни варовици, с якост на ЕН $\sigma_c^{cp} = 64$ МПа. В низходящ ред следват туфобрекчите и олигомиктовите споени и неспоени пясъч-

ници със средни якостни σ_c^{cp} , съответно от 29, 19 и 13 МПа. Образците от двуслюдения пясъчник, който заляга най-дълбоко имат средна якост на ЕН $\sigma_c^{cp} = 50$ МПа, съществено варираща в проучвания участък. По принцип, очертаните тенденции се отнасят и за якостта на опън σ_t , която има средни стойности на изменение от ≈ 1 до 7 МПа за най-слабите и най-здравите скали, съответно. Тук, отношението σ_c / σ_t е съществено изменящо се за различните разновидности, най-малко - 5 е при споените, най-голямо - 18, е при неспоените олигомиктови пясъчници.

Деформационни тестове са извършени на представените образци от червените детритусни варовици и двуслюдените пясъчници. Варовиците, най-общо са показали линейно поведение до 15-17 МПа. При разтоварванията остатъчните им деформации са пренебрежимо малки. При изпитванията на двуслюдените пясъчници графиката $\sigma - \epsilon$ притежава голям начален участък на повишена деформируемост и на практика не съдържа такъв с линейна зависимост между прилаганото напрежение и деформацията на образеца.

Обобщените паспорти на якост показват, че обвиващата на пределните Морови окръжности, при обемно напрегнато състояние и за червените варовици и за двуслюдения пясъчник е с параболична форма. Параметрите на обвиващата, получени от тях, са: сцепление С ≈ 14 и 11 МПа, съответно за варовиците и пясъчника, а ъгълът на вътрешно триене $\varphi = 34-37^\circ$. Силно изменящо се е отношението σ_c / σ_t . За тези изследвания, то е в диапазона 5,4 - 18, като максималното регистрирано е при олигомиктовите пясъчници.

В стратиграфски план DDH 385 пресича седем литоложки вида скали, от които не са изследвани ФМС само на най-горележащите червенокафяви пясъкливи глини, поради липса на представени образци. Сондажът е с нисък коефициент на изваждана ядка. След 32-я метър скалите са силно натрошени или са нарушени от многобройни,

тънки (10-15 cm) тектонски стрити зони, особено интензивни при червените варовици. Скалите са слоести, съдържат

включения и прожилки, както и прослойки от въглища или от органогенен характер.

Таблица 3.

Обобщени якостни и деформационни показатели на скалите от централния участък.

DDH 385								
Литоложка разновидност	Обемна плътност, γ_{cp} [MN/m ³]	Якост на ЕН, σ_c (МПа) мин. макс. ср.	Якост на опън σ_t (МПа) мин. макс. ср.	σ_c / σ_t	Кохезия C_{cp} (МПа) ОНС	Ъгъл на триене φ_{cp} (...°) ОНС	Модул на еластичност E_{cp} [GPa]	Коеф. на Поасон ν_{cp}
Флиш от пясъчници	0,026	55,5 83,0 67,3	7,1 7,1 7,1	9,5	-	-	-	-
Червени детритусни варовици	0,027	42,0 84,0 63,7	4,5 7,2 5,8	11	14	35	57,2 ÷ 69,9	0,24
Туфобрекча андезитова	0,025	27,2 31,2 29,2	1,0 2,7 2,1	13,6	12	10	10,4 ÷ 47,2	0,29
Олигомиктови пясъчници добре споени	0,025	16,4 21,1 18,7	3,3 3,7 3,5	5,4	7,5	24	-	-
Олигомиктови пясъчници не добре споени	0,023	10,3 15,1 12,7	0,5 0,9 0,7	18,1	7	20	-	-
Двуслюден пясъчник	0,026	25,9 86,5 51,4	3,0 8,7 5,5	9,3	11	38	14,3 ÷ 29,4	0,23

През 2003 г., във връзка с проект за наклонена шахта, за проучване на скалите, представени по трасето ѝ, са прокарани пет ядрови сондажа, от които са ни предоставени 75 образци за изследване на ФМС [4].

Сондажите са в източната част на находището и са разположени както следва:

- DDH 236, ориентиран на север ($A = 6^\circ$) с дължина 40 m и наклон – $59,50^\circ$, близо до него DDH 238 с ориентация на СЗ ($A=278^\circ$) и наклон – 53° , дълг е 40 m;
- DDH 382 - вертикален, с дължина 70 m и DDH 383 с дължина 65 m, ориентиран на СИ ($A=38^\circ$) и наклон – 49° ;
- DDH 392 с дължина 73 m, насочен на СЗ ($A=302^\circ$) и наклон – 48° , разположен в зоната между горните двойки сондажи, отстоящи една от друга, приблизително на 150-160 m.

Изпитаните образци по сондажи са: 13 от DDH 236 и DDH 238; 52 от DDH 382 и 383 и 10 образци от DDH 392. Обобщените резултати от тези изпитвания са представени по литоложки разновидности в таблица 4.

От изследванията е видно, че всички представени в района разновидности скали са с много ниски якостни показатели. Якостта на ЕН се изменя средно от 0,7 до малко над 1 МПа. Относително най-здрави са червенокафявите пясъкливи глини, като при това, те са с различна якост в различните райони. Тези, от DDH 238 са най-слаби, докато тези от DDH 236 и DDH 382 и 383 са по-здрави и са съизмерими по този показател. Следващи по якост на ЕН са сивите пластични глини ($\sigma_c^{cp} \approx 0,97$ МПа) и най-слаби са изветрелите вулканити и силно променените андезити, с якост на ЕН около 0,7 МПа. Много ниска също така е якостта на скалите на опън σ_t , която е в границите 0,1-0,3 МПа. Изследванията установяват, че якостните показатели намаляват с нарастване на дълбочината. Отношението σ_c / σ_t за представените в участъка скали е в границите от 2 до 6.

Същата тенденция, на намаляване на показателите в дълбочина, е видна и при водното съдържание [4], което за червените глини е $W=17\%$, за сивите пластични глини е $W=13\%$, а за вулканитите $W=5-6\%$.

Обратно на изменението на якостните свойства и водното съдържание е плътността на скалите, която е по-малка ($\sigma_{cp} = 0,02$ MN/m³), за относително най-здравите, червенокафяви пясъкливи глини и най-голяма $0,03$ MN/m³ - за най-слабите-изветрелите вулканити и променените андезити.

Обобщените паспорти за якост са с типична за тези слаби скали форма. Обвиващата на пределните Морови окръжности е полегата, със средни стойности на параметрите си, както следва: сцеплението C се изменя от 0,4 МПа, за най-здравите, до 0,19 МПа за най-слабите разновидности. Ъгълът на вътрешно триене φ е в границите $24-26^\circ$.

Стратиграфските описания на всички сондажи отбелязват ниския процент и качество на изважданата ядка. В слоевете глини се съдържат късове андезит или окварчени вулканити, които правят образците много нехомогенни. В зоната на вулканитите и андезитите се разкриват мощни, силно раздробени зони, което се засича от всички пресичащи ги сондажи. Скалите са с ярко изразена слоестост и за процепени от прожилки.

Изводи

Анализирана е първоначалната налична информация за ФМС на скалите от покриващия масив, получена при проучването на находището. Тя е в общо съгласие с по-късните изследвания, притежава определена степен на полезност за времето си, но от гледна точка на съвременния етап, е крайно недостатъчна по обем и информативност.

Извършен е общ анализ на резултатите от два цикъла комплексни лабораторни изследвания на свойствата на скалите от т.нар. "горна зона", който обуславя следните обобщения:

А. Най-здравите скални разновидности, изграждащи покриващия комплекс са тези, от участък "Запад". Якостни-

те им характеристики, при това нарастват в дълбочина на масива. Проученият участък има най-прост строеж – покриващ слой от червенокафяви пясъкливи глини, последвани от два мощни слоя - силно променен андезит и залягаща най-отдолу туфобрекча.

Таблица 4.

Обобщени якостни показатели на скалите от източен участък

Литоложка разновидност	Сондаж №	Обемна плътност $\gamma_{\text{ср.}}$ [MN/m ³]	Якост на ЕН σ_c (МПа) мин. макс. ср.	Якост на опън σ_t (МПа) мин макс. ср.	σ_c / σ_t	Кохезия $C_{\text{ср.}}$ (МПа) ОНС	Ъгъл на вътр. триене $\Phi_{\text{ср.}}$ (°) ОНС
Червенокафяви пясъкливи глини	DDH 236	0,02	0,18 1,23 1,2	0,18 0,20 0,15	6,4	0,3	26
	DDH 238	0,02	0,46	0,14	3,3	0,3	26
	DDH 382	0,02	0,66 1,54 1,13	0,11 0,17 0,14	8,1	0,53	0,17
	DDH 382	0,02	1,51 1,54 1,53	0,15 0,17 0,16	-	0,53	17
	DDH 383	0,02	0,86	0,12 0,21 0,15	5,7	0,53	17
Сиви пластични глини	DDH 382	0,024	0,63 0,85 0,74	0,35	2,1	-	-
	DDH 382	0,024	0,96	0,32 0,46 0,39	2,5	-	-
	DDH 383	0,023	1,0 1,42 1,22	0,21 0,28 0,25	4,9	0,2	27
Изветрели вулканити	DDH 382	0,03	0,62 1,1 0,83	0,11 0,30 0,21	4,0	0,24	24
	DDH 392	0,03	0,35 0,77 0,57	0,06 0,43 0,17	3,4	0,24	24
Силно променен андезит	DDH 383	0,03	0,45 0,93 0,70	0,05 0,29 0,12	5,8	-	-

Масивът е изграден от интензивно напукани скали, с нееднороден състав и е нарушен от тектонски стрити зони.

Б. Строежът на покриващия масив на участък "Централен" е по-сложен. Пресечените от сондаж DDH 385 шест типа скали са със съществени различия в якостните си показатели. Тук, най-отгоре, залягат флиша и червените детритусни варовици, най-отдолу-двуслюдените пясъчници. Това са и най-здравите скали, чиито якостни параметри са съизмерими с тези, от участък "Запад". Между здравите скали, в низходящ ред, са представени туфобрекчи и два слоя олигомиктови пясъчници с намаляващи якостни показатели на натиск и опън в дълбочина.

В деформационните тестове пропорционалност между напрежението и деформациите показват червените детритусни варовици, докато деформационните графики на пясъчниците практически не съдържат линейни участъци. Скалите в дълбочина също са натрошени или нарушени от многобройни стрити зони с малка мощност, съдържат включения и са процепени от въглищни и органогенни прослойки.

В. Най-слаби са горележащите скали на участък "Изток", който по същество е изграден от разновидности глини. Дори представените в дълбочина вулканити и андезити съдържат съществени глинести прослойки и раздробени зони, включения и най-изразена слоестост.

Якостта на натиск на скалите едва надхвърля 1,0 МПа, за най-здравите видове. Якостните параметри общо намаляват в дълбочина.

Деформационните показатели на андезитите обуславят поведение, близко до еластичното, докато туфите и туфобрекчите са склонни към съществени остатъчни деформации.

Независимо от литоложките различия, в геомеханичен аспект, от всички представени разновидности може да се очаква поведение на кохезивни материали: Ниска якост, големи пластични деформации при ниски напрежения, слягане и консолидация и влошаване на механичните им показатели под влияние на подземните води.

Г. Скалният масив, покриващ находище "Челопеч" е със сложен строеж, съставен от над дванадесет разновидности скали, със съществени различия в якостно-деформационните си показатели дори при едноименните литоложки видове. Редуването на слоеве с рязко отличаващи се ФМС, интензивната нарушеност и нехомогенния състав на скалите характеризират масива като силно анизотропен.

Д. Натрупаната нова геомеханична информация обуславя извода, че вместо общоприетото разделяне на терена на находището на западен, централен и източен при анализи на НДС, е по-приемливо той да се районира по свойства като северозападен и югоизточен. Условната граница на това разделение може да се търси по линията, свързваща котите на проучвателните сондажи с.80 и DDH 235 (фиг. 1).

Е. При възникване на ситуация за загуба на устойчивост, най-вероятния механизъм на разрушаване на масива ще е обусловен от преобладаващи придвижвания по структурните нарушения, като процесът ще се инициира по съществуващите разнообразни контактни зони между покриващите и вместващите рудните тела скали.

Заклучение

Анализирана е и е обобщена наличната информация от изследванията на физико-механичните свойства на скалите от горната зона на покриващия масив на находище "Челопеч".

Извършена е геомеханична характеризация на комплекса горележащи скали по механично състояние и якостно-деформационни параметри, в съответствие с неговия геоложки строеж и нарушеност.

Прогнозирано е най-вероятното механично поведение на горележащите скали при ситуация на загуба на устойчивост.

Направените изводи са валидни за зоните, от които са изследваните образци и не позволяват екстраполация на установените характеристики извън тези зони.

Поръчаните от ръководството на рудник "Челопеч" изследвания са необходими и полезни. С извършването им е придобита актуална, комплексна и количествена информация за свойствата на покриващите скали, за изследване и анализ на НДС, при планираното развитие на минните технологии.

Литература

Геоложки доклад за находище "Челопеч", I-773.

"Изследване на геомеханичните условия и развитие на минните технологии" Изследователски отчет по договор 1504/1996 г., НИС при МГУ "Св. Иван Рилски".

"Определяне на якостните и деформационните характеристики на комплекса покриващи скали на находище "Челопеч" чрез изследване на ядки от повърхността" Изследователски отчет по договор 1729/2001г., НИС при МГУ "Св. Иван Рилски".

"Определяне на якостните и деформационни характеристики на скали от находище "Челопеч" чрез изследване на сондажни ядки" Изследователски отчет по договор 1816/2003г. НИС при МГУ "Св. Иван Рилски".

Стохастичен модел за определяне на преместванията в скалния масив при изземане на наклонени пластове с отчитане на приплъзванията между тях

Михаил Вълков

Минно-геоложки университет "Св.Иван Рилски", 1700 София

РЕЗЮМЕ. В статията се дискутират проблеми, свързани с определянето на минната мулда. Предлага се стохастичен механо-математически модел на явлениято, проявяващо се при изземане на стръмно залягащи пластове. Новият модел е базиран върху предположенията на Й.Литвинишин и върху принципа за минималната потенциална енергия. Появата на приплъзване при такива условия е взето под внимание. Намерена е зависимостта на функционалните коефициенти в диференциалното уравнение за определяне на минната мулда от въведения коефициент на приплъзване между частиците на стохастичната среда.

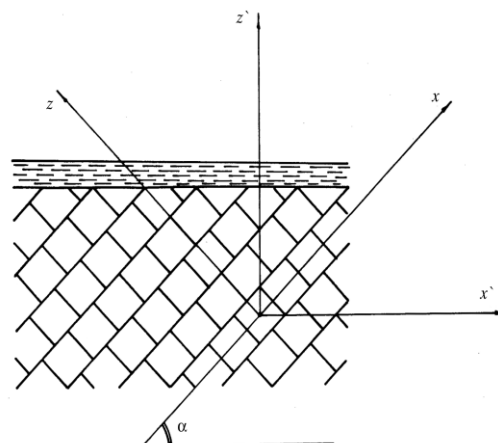
STOCHASTIC MODEL FOR ROCK MASS DISPLACEMENTS DETERMINATION BY MINING OUT OF INCLINED SEAMS BY TAKING ACCOUNT OF THE SLIPPAGE

ABSTRACT. In this paper problems, connected with the mining subsidence trough determination are discussed. A stochastic mechanical model is suggested in cases, when steep seams are mined. The new model is based on J.Litwiniszyn's prerequisites and on the principle of the minimum of the potential energy. The slippage, which occurred while mining inclined seams, is taken in consideration. The influence of the slippage parameter on the functional coefficients structure of the partial differential equation for mining subsidence determining is obtained.

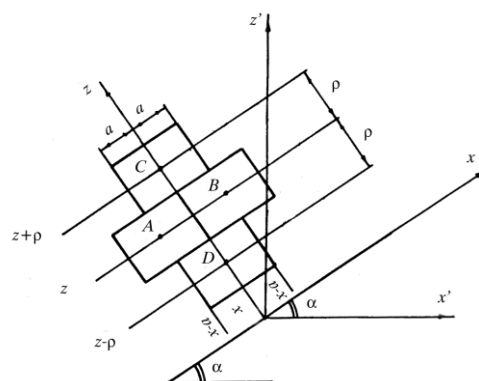
При изземане на наклонени пластове полезно изкопаемо в контактните слоеве на вместващите скали възникват срязващи напрежения, които могат да станат по-големи от силите на триене и да предизвикат приплъзване на пластове в отделни разнини на отслабване. В следствие на това явление може да се получи стъпаловиден профил в определени области на минната мулда, което е характерна особеност на процеса преместване при изземане на стръмно залягащи пластове [3].

При изграждането на модела се счита, че е изпълнено предположението на А.Смоларски [5]. Той постулира, че в подработения скален масив, превърнал се в стохастична среда, се запазва неговата първична структура, т.е. в разглеждания скален масив с наклонено напластяване, плочите и блоковете лежат един над друг така, както са били в ненарушените слоеве и се запазват характерните равнини и области на отслабване в масива, където се проявява приплъзването.

Следвайки Литвинишин [4] подработеният скален масив се разглежда като система от клетки, илюстрирана на фиг.1. Всяка клетка съдържа по една сфера, подложена на действието на гравитационните сили. Разглежда се равнинна задача и се приема, че скалният масив е хомогенна изотропна среда. Визира се експлоатацията на пласт полезно изкопаемо, склучващ ъгъл α . Отнемането на частица в мястото на провеждане на минните работи нарушава равновесието на отгоре лежащата част на масива. Преместването на частици надолу е свързано с обратно движение на празно пространство – "дупки" [4]. Частиците могат да се преместват само към по-ниско лежаща клетка.



Фиг. 1.



Фиг. 2.

Приема се, че в системата от клетки на фиг. 2 съществува вероятност за миграция на едра "дупка" от клетка А към клетки В, С и D. Вероятността за приплъзване отговаря на движение от А към В. Склонността за приплъзване между отделните блокове се характеризира с коефициент на приплъзване $0 \leq m \leq 1$. За реални среди той приема стойности в интервала $0 < m < 1$, като при $m = 0$ не съществува приплъзване, а при $m = 1$ се наблюдава идеално приплъзване.

Вероятностите за движение на "дупка" от клетка А към клетки В, С и D се означават съответно с p , q и r . Приема се, че определящ за разпределението на вероятностите е принципът за минималната потенциална енергия., т.е. вероятностите са пропорционални на разстоянията между центровете на тежестта на дупките и частиците. В разпределението на вероятностите взема участие и коефициентът на приплъзване. Вероятността n^* се определя от зависимостта

$$n^* = mn, \quad (1)$$

където n е потенциалната вероятност за движение на "дупка" от А към В при наличие на идеално приплъзване ($m=1$).

Приема се, че е изпълнено:

$$n^* + p + q = 1 \quad (2)$$

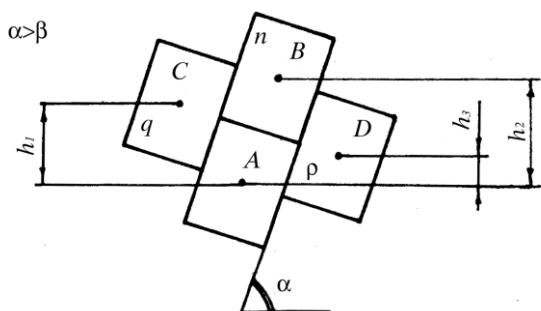
Разглежда се случай, когато ъгълът на залягане $\alpha > \beta$, където β е величина, характерна за дадения скален масив и определена от геометрията на макроблоковете и степента на подработеност на масива [1].

Клетките А, В, С и D имат следните координати на центровете на тежестта (Фиг.2):

$$A(x-a, z); B(x+a, z); C(x, z+p).$$

По силата на направените приемания вероятностите p , n^* и q са пропорционални съответно на разстоянията h_1 , h_2 и h_3 (Фиг.3):

$$q = ch_1; n = ch_2; p = ch_3; \quad (3)$$



Фиг. 3.

След геометрични разглеждания се намира:

$$\begin{aligned} h_1 &= \sqrt{a^2 + p^2} \sin(\alpha + \beta); \\ h_3 &= \sqrt{a^2 + p^2} \sin(\alpha - \beta); \\ h_2 &= h_1 + h_3 = 2\sqrt{a^2 + p^2} \sin \alpha \cos \beta, \\ \beta &= \arctg \frac{p}{a} \end{aligned} \quad (4)$$

където p и a са геометрични размери на частиците на скалния масив;

Получават се съотношенията:

$$\frac{q}{p} = \frac{h_1}{h_3} = \frac{\sin(\alpha + \beta)}{\sin(\alpha - \beta)} \quad (5)$$

$$\frac{q}{n} = \frac{h_1}{h_2} = \frac{1}{2} \frac{\sin(\alpha + \beta)}{\sin \alpha \cos \beta}$$

и като се заместят в зависимост (2) окончателно за вероятностите се намира:

$$q = \frac{\sin(\alpha + \beta)}{2(1+m)\sin \alpha \cos \beta},$$

$$n = \frac{1}{1+m}, \quad n' = \frac{m}{1+m}, \quad (6)$$

$$p = \frac{\sin(\alpha - \beta)}{2(1+m)\sin \alpha \cos \beta}.$$

Освен това в сила е и релацията:

$$q - p = \frac{1}{1+m} \frac{\operatorname{tg} \beta}{\operatorname{tg} \alpha}.$$

Ако вероятността за поява на "дупка" в точка с координати x, z се означава с $P = P(x, z)$, в съответствие с механизма на случайните процеси се записва равенството:

$$q \cdot P(x, z+p) + m \cdot n \cdot P(x+a, z) + p \cdot P(x, z-p) = P(x-a, z) \quad (7)$$

или

$$q \cdot P(x, z+p) + p \cdot P(x, z-p) = P(x-a, z) - m \cdot n \cdot P(x+a, z) \quad (8)$$

Като се развият вероятностите в равенство (8) в Тейлорови редове за околността на точката x, z се намира:

$$\rho(q-p) \frac{\partial P}{\partial z} = -a(1+mn) \frac{\partial P}{\partial x} + \frac{a^2}{2\rho} \frac{\partial^2 P}{\partial x^2} \quad (9)$$

$$\frac{\partial p}{\partial z} = -\frac{a(1+mn)}{(q-p) \cdot \rho} \frac{\partial P}{\partial x} + \frac{a^2}{(q-p)2\rho} \frac{\partial^2 P}{\partial x^2} \quad (10)$$

или

след установяване на размерностите, така че математическото очакване на преместването по ос x и средно квадратичното отклонение да имат крайни стойности за всяко $z > 0$, в уравнение (10) се прави граничен преход при α и ρ клонящи към 0. След определяне на границите

$$A = (1+m) \operatorname{tg} \alpha \lim_{\substack{\alpha \rightarrow 0 \\ \rho \rightarrow 0}} \frac{a^3}{2\rho} = (1+m) \operatorname{tg} \alpha A(z),$$

$$B = -(1+m)(1+mn) \operatorname{tg} \alpha \lim_{\substack{\alpha \rightarrow 0 \\ \rho \rightarrow 0}} \frac{a^3}{2\rho} = -(1+m)(1+mn) \operatorname{tg} \alpha B(z)$$
(11)

Уравнение (10) се трансформира във вида:

$$\frac{\partial P}{\partial z} = (1+m) \operatorname{tg} \alpha A(z) \frac{\partial^2 P}{\partial x^2} - (1+m)(1+mn) \operatorname{tg} \alpha B(z) \frac{\partial P}{\partial x}$$
(12)

За определяне на минната мулда се решава задачата на Коши за уравнение (12), където граничните условия са от вида:

$$P(x, 0) = \varphi(x), \quad -\infty < x < \infty, \quad z = 0$$
(13)

В последното равенство x_1 и x_2 са границите, в които се иззема пластът полезно изкопаемо.

За решаване на параболични уравнения с частни производни от вида на уравнение (12) са създадени удобни зависимости [6].

От направените разсъждения следват изводите:

- Наличието на приплъзване оказва влияние върху стойностите на коефициентите в стохастичното уравнение (12);
- Поради това, че наличието на приплъзване влияе само върху стойностите на функционалните коефициенти, без да изменя вида на диференциалното уравнение, за определяне на вертикалните премествания в разглеждания случай може да се използва добре разработеният формулен апарат [6].

Литература

- Вълков М.В. *Нови стохастични линейни и нелинейни модели в теорията на слягането на земната повърхност под влияние на подземни минни работи*. С., Дисертация, 1989 г.
- Йофис, М.А., Шмелев, А.И., *Инженерная геомеханика при подземных работах*, М, Недра, 1985.
- Litwiniszyn J. *Stochastic Methods in Mechanics of Granular Bodies*, Wien, New York, Heidelberg, Springer-Verl. 1974;
- Smolarski, A., *Steilgelagerte Flötze vom Standpunkt der Verschiebungstheorie von stochastischen Medien*, Freiburger-Forschungsh., A 86, 1958, S.43-55.
- Ochrona powierzchni przed szkodami gornicznymi*. M.Borecki (Red.), Katowice, Wydawnictwo "Slask", 1980.

Управление на свлачищния процес при насипване на откритката в западното насипище на р-к "Асарел"

Стоян Христов, Виолета Иванова

Минно-геоложки университет "Св. Иван Рилски", 1700 София

РЕЗЮМЕ. Западното насипище на р-к "Асарел" по своите размери (височина над 300 m), разположение (в непосредствена близост с чашата на хвостохранилището към обогатителната фабрика) и обеми (над 300 млн m³) е уникално земно съоръжение. Изградено е на няколко стъпала, с височина по-голяма от допустимата в изискванията на правилника за техническа безопасност. Досега в насипището са се проявили няколко локални свлачища, които нарушават нормалния технологичен процес. Във връзка с всичко това въпросът за устойчивостта на откосите му е особено актуален. Докладът разглежда някои възможности за управление на съпалото на хор. 935, което е с височина над 150 m, а петата на откоса му е в непосредствен контакт с водите на хвостохранилището. Набелязани са някои технологични решения за овладяване на свлачищния процес и създаване на условия за достигане на проектните обеми.

MANAGEMENT OF THE LANDSLIDE PROCESS DURING PILING OF THE VERBURDEN ON THE WEST WASTE DUMP OF ASSAREL PIT

ABSTRACT. The west waste dump of "Assarel" pit is a unique construction because of its dimensions (height more than 300 m), location (in close proximity to the socket of the waste pond at the mineral processing plant) and volume (more than 300 mln m³). It is built on several benches whose height is greater than the one allowed in the manual for technical safety. So far, several local landslides have appeared in the waste dump, which hamper the technological process. That is why, the stability of the slopes is extremely important. The report is focused on several possibilities for management of the bench on horizon 935, which is more than 150 m high and the foot of the slope is in immediate contact with the waters in the waste pond. Several technological solutions are proposed for containing the landslide process and creating conditions for reaching the planned production.

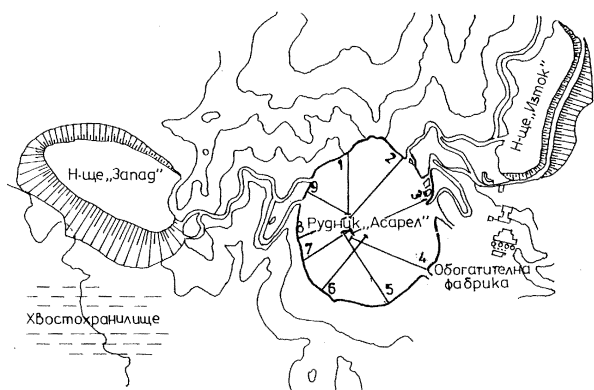
Добивът на медно-пиритна руда от рудник "Асарел" е свързан с изкопаването на големи количества откритка, насипвани в Западното насипище. Понастоящем в него са насипани 14 - 16 млн т. земни маси, а височината му в най-високата точка е 170 м. Изгражда се непосредствено до хвостохранилището, проектна му височина е 300 м, а вместимостта - над 250 млн т. (фиг. 1).

От две-три години откритката от рудника се извозва със смесен транспорт - автомобилен до приемно-претоварен пункт, където скалите се натрошават с големина на късовете до 300 мм, и ГТЛ - от този пункт до Западното насипище, т.е. извоза е чрез циклично-поточна технология (ЦПТ). Въвеждането на тази технология промени не само зърнометричния състав, но и сортирането на скалите в насипището. Глините в откритката са равномерно разпределени и са почти 40-50%. В ГТЛ те са изложени на атмосферните валежи. Преди въвеждане на ГТЛ насипването в Западното насипище се извършваше с автосамосвали, едните скални късове не се разтрошаваха и при разтоварване се разполагаха в долната част на насипа, като дренажа на наличните води и не позволяваха подувването и деформирането на откосите.

Големината и отговорността на Западното насипище прави проблема за стабилността му особено актуален. Осигуряването устойчивостта на откосите ще гарантира безопасната работа на съоръжението до края на експлоатацията му. Евентуалното свличане на скални маси от насипището в хвостохранилището може да компрометира преградната му стена и да доведе до

големи щети и сериозни последици. Във връзка с това осигуряването стабилността на откосите и изготвянето на ефективен технически проект за цялостното изграждане и развитие на насипищните работи е сериозен проблем. Такъв проект е изготвен от "Геотехмин" ООД, а в момента се работи над нов от фирмите "Екогео 92" ООД и "Хидроинженеринг" ЕООД (Проект, 2003). Участието в дискусиата при изготвянето на тези проекти на повече специалисти по открит добив на полезни изкопаеми и по геомеханика несъмнено ще бъде от полза за вземане на най-рационалните решения относно изграждането и осигуряването на устойчивостта на това уникално инженерно съоръжение. Необходимо е въз основа на досега извършените изследвания за физико-механичните свойства на насипваните скали, маркшейдерските наблюдения и геофизичните проучвания да се направи анализ на съществуващото състояние на насипището и да се изберат най-подходящите методи за изчисляване на устойчивостта и технологичните схеми за насипване на откритката.

Поради ограничения обем на доклада е направена проверка на устойчивостта на откоса в най-дълбоката част на насипището на кота 935 и на генералния му откос, препоръчани са и подходящи технологични схеми на развитие на насипищния фронт. Особено внимание е обърнато на развитието на насипищния фронт във времето и пространството, тъй като то играе огромна роля за оформянето на стабилни откоси.



Фиг. 1. Ситуация на р-к "Асарел", Западното насипище и хвостохранилището

Изчисленията за устойчивостта са извършени за най-опасната зона на насипището (фиг. 2) в профил 10-10. При определяне устойчивостта на борда са приложени методите на ВНИМИ за изчисляване на основните сили, действащи в насипищния масив, включително силите, възникващи при сеизмични въздействия (формула 1) (Христов, 1999, 2000).

$$\eta_p = \frac{\sum S}{\sum T} = \frac{K \sum_{i=1}^n P_i \cdot \cos \alpha_i \operatorname{tg} \varphi_i + \sum_j c_j l_j}{K \sum_{i=1}^n P_i \cdot \sin \alpha_i + W} \quad (1)$$

където $\sum S$ и $\sum T$ са съответно сумарните съпротивителни и свличащи сили по повърхнината на плъзгане, kN; P_i - теглото на ивицата, kN; K - множител;

$$K = \frac{a_i \gamma \cdot M}{1000} \quad (2)$$

γ - обемно тегло на скалата, kN/m³; a_i - ширина на ивицата, m; M - знаменател на мащаба на чертежа; $\operatorname{tg} \varphi_i$ - коефициент на вътрешно триене на скалата по повърхнината на плъзгане; α_i - ъгъл на наклона на допирателната към повърхнината на плъзгане в средата на основата на ивицата, °; $\sum c_j l_j$ - сила на сцеплението по цялата повърхнина на плъзгане, kN; W - сеизмични сили, kN.

Сеизмичната сила W се определя по следната формула

$$W = \xi \cdot K_c \cdot \gamma \cdot F \cdot b = \xi \cdot K_c \cdot P \quad (3)$$

Таблица 1.

Изчислителни физико-механични показатели за профил 10-10

Пласт №	Естествена влажност				Водонаситено състояние			
	γ kN/m ³	φ /°	φ_c /°	c kPa	γ kN/m ³	φ /°	φ_c /°	c kPa
1	19,3	30,0	22,50	5,0	21,0	23,0	15,83	15,0
2	20,4	30,5	24,17	6,0	21,7	24,0	17,50	16,0
3	20,5	31,0	25,00	7,0	22,3	24,0	19,17	17,0
4	20,8	32,0	25,83	8,0	22,4	25,0	20,00	18,0
5	21,1	33,0	27,50	9,0	22,6	26,0	20,80	19,0
6	21,3	35,0	28,33	10,0	22,8	27,0	23,33	20,0

където ξ е коефициент, характеризиращ скалната подложка, $\xi=0,7$; K_c - коефициент на сеизмичност за района на гр. Панагюрище, $K_c=0,15$; F - площ на плъзгане, m²; b - ширина на плъзгащия се участък, m; P - тегло на блока, kN.

За многовариантни решения е създадена програма, като е използвана електронна таблица Excel и средата на графичния редактор на системата за компютърна графика Auto CAD.

При изчисленията са използвани изчислителните показатели за обемното тегло γ , ъгъла на вътрешно триене φ , ъгъла на вътрешно триене при сеизмично въздействие φ_c , и кохезията c , дадени в таблица 1 (Проект, 2003).

Височината на вертикалния откос е:

- без сеизмичното влияние

- За откос с естествена влажност

$$H_{90}^e = \frac{2C_H}{\gamma} \cot g \left(45 - \frac{\varphi_H}{2} \right) = \frac{2,5}{19,3} \cot g \left(45 - \frac{22,5}{2} \right) = 0,783 \text{ m} \quad (4)$$

- За водонаситен откос - $H_{90}^b = 1,86 \text{ m}$.

- със сеизмичното влияние

- За откос с естествена влажност $H_{90}^e = 0,9 \text{ m}$.

- За водонаситен откос - $H_{90}^b = 2,16 \text{ m}$.

Действащите нормални N_i и тангенциални T_i сили във всяка ивица с дължина l_i са посочени в таблица 2 и фигура 2.

Коефициентите на устойчивост за хоризонт 935 по профил 10-10, за три вероятни повърхнини на хлъзгане (1, 2, и 3, фиг. 2), изчислени с физико-механичните показатели на насипищните материали с естествена влажност до кота 820 m и във водонаситено състояние под тази кота са:

за повърхнина на хлъзгане 1 - $\eta_1 = 1,52$

за повърхнина на хлъзгане 2 - $\eta_2 = 1,55$

за повърхнина на хлъзгане 3 - $\eta_3 = 1,48$

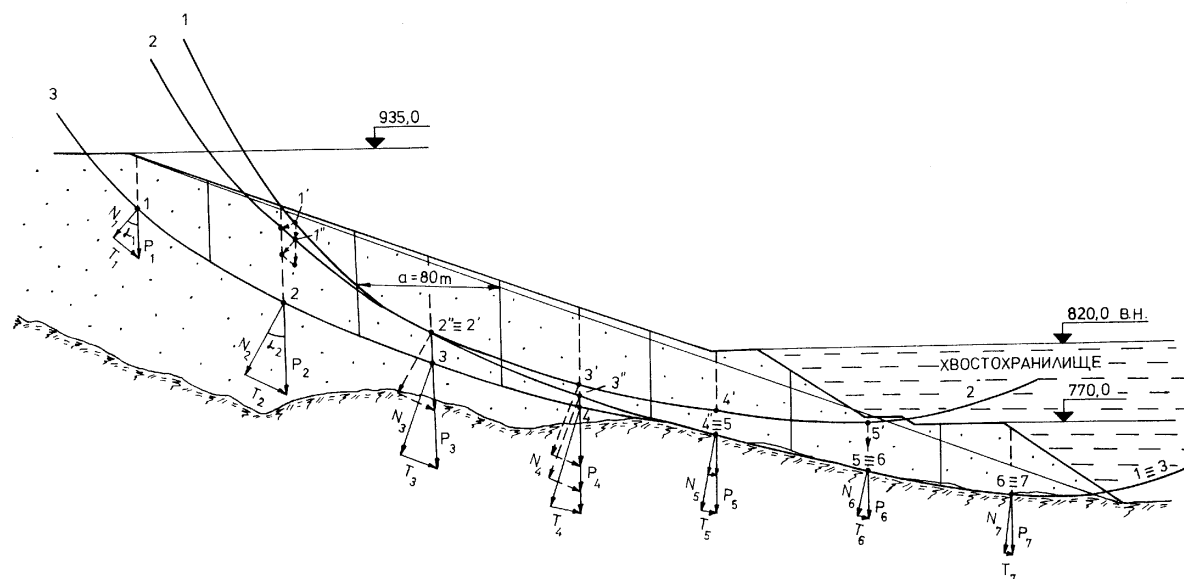
С отчитане на сеизмичните сили W_i , които за съответните повърхнини са $W_1 = 22\,575 \text{ kN}$, $W_2 = 22\,575 \text{ kN}$ и $W_3 = 22\,575 \text{ kN}$, изчислените коефициенти на устойчивост са съответно:

за повърхнина на хлъзгане 1 - $\eta_1^c = 0,943$

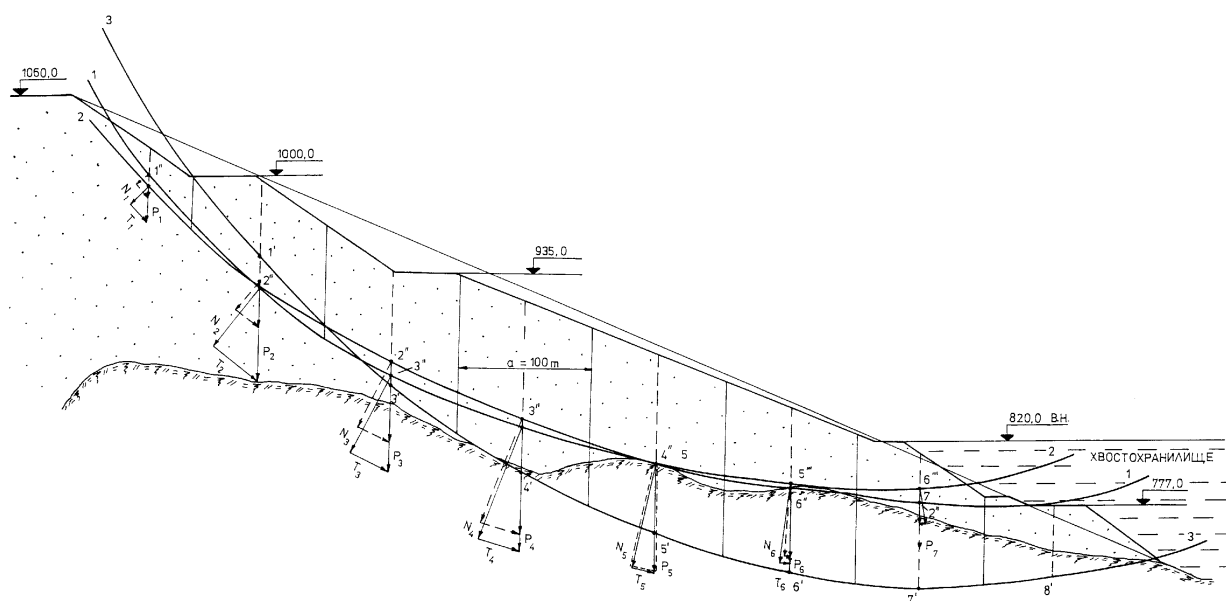
за повърхнина на хлъзгане 2 - $\eta_2^c = 0,960$

за повърхнина на хлъзгане 3 - $\eta_3^c = 0,900$,

т.е. при наличие на сеизмични сили откосът е неустойчив и при земетресение ще се свлече.



Фиг. 2. Изчисляване устойчивостта на откоса на Западното насипище на хор. 935 по профил 10-10



Фиг. 3. Изчисляване устойчивостта на генералния откос на Западното насипище по профил 10-10

Таблица 2.

Изчисляване на устойчивостта по повърхнината №3 на хлъзгане, хор. 935

Ивица №	Ni mm	Ti mm	li m	Дължина на повърхнината на хлъзгане, m
1	10	10	90	$L = \sum l_i + H_{90} =$ $= 608 + 1,86 =$ $= 609,86$
2	22	13	92	
3	27	11	82	
4	27	9	84	
5	21	4	80	
6	13	4	84	
7	17	3	96	
	$\sum N_i = 137$	$\sum T_i = 54$	$\sum l_i = 608$	$L = 609,86$

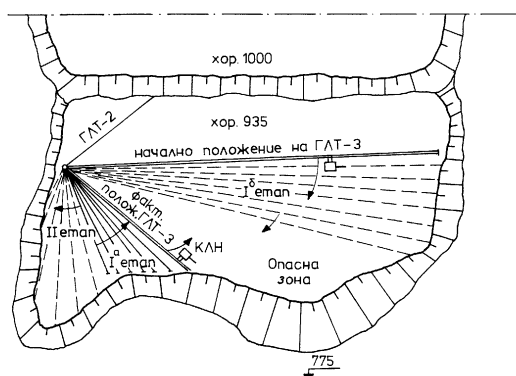
Направена е проверка на устойчивостта и на генералния откос на насипището, обхващащ хоризонти 935, 1000 и 1060 по профил 10-10 (фиг. 3). Получените резултати за коефициента на устойчивост показват същата тенденция. Откосът е устойчив ако не се отчитат сеизмичните сили, като за хлъзгателни повърхнини 1 и 2 (фиг. 3) той е съответно $\eta_1=1,465$ и $\eta_2=1,310$ и неустойчив - с отчитането им - $\eta_1=0,850$ и $\eta_2=0,813$.

В настоящия доклад не са разгледани начините за стабилизирани на откосите на насипището от гледна точка на устойчивостта му. Ще отбележим само, че поради наличието на глинести материали в насипищния масив, от особена важност е изолирането му от достъп на вода.

По подробно внимание ще обърнем на технологията на насипване, която е един от начините за осигуряване устойчивостта на откосите. Изборът на подходяща технология на изграждане на насипището дава възможност за обезпечаване на устойчивостта му чрез контролиране на насипваните обеми във времето и пространството. По този начин се контролира обемното тегло в различните му участъци и се дава възможност за консолидация и отводняване на насипаните материали и следователно за подобряване на физикомеханичните им показатели.

В момента най-удачен вариант за технология на насипване е следният (Христов, 2003). Насипването на хор. 935 да не продължава както досега ветрилообразно към първоначалното положение на транспортър №3 (при започване на работа с ЦПТ), а точно обратно - да продължи от началното положение на трасето на ГТЛ 3 към съществуващото в момента положение на ГТЛ 3 (фиг.4). Този вариант на развитие на насипищните работи в сравнение с предишния има следните предимства:

- Създават се условия за по-продължително уплътняване (консолидиране) на масива в най-дълбоката му част;
- Избягва се насипването в най-опасната част на насипището през зимата и пролетта, т.е. при наличие на лоши метеоусловия и климатични условия;
- По-лесно преминаване на насипването с насипообразувателя във II етап на работа (фиг. 4);



Фиг. 4. Схема на реда на насипване на хор. 935 с ветрилообразни заходки за осигуряване на по-голяма устойчивост на откоса на

стъпалото във времето и пространството

- Увеличаване обемите за насипване, особено ако не са отчуждени площите за II етап и избягване на опасни деформации при насипване в момента на дълбоката част;
- Повече време за изграждане и завършване на опорната стена на кота 820 или 830 и натежнените обеми. Дава се възможност за тяхното по-добро уплътняване;
- По-спокойно оформяне на откосирането и изграждане на отводнителни канавки;
- По-лесно преминаване от хор. 935 към хор. 1000 (при неотчуждени площи за II етап) (фиг. 4);
- Повече време за проследяване поведението на масива при срещане на старите и новите заходки;
- През следващите месеци насипищните работи ще достигнат проектните граници на насипището по утвърдения проект и ще има време да се реши дали да се напредне с 60 м към хвостохранилището;
- В този случай насипването на опасния участък остава за по-късен период от време, с което се намалява вероятността от нежелателни деформации.

Съществува и друг вариант за осигуряване на по-добра устойчивост на откоса на насипището във високата му част - насипване първоначално на втория етап, докато се консолидира насипа и след това да се продължи насипването на първия етап.

Тези и всички други съществуващи възможности трябва да станат предмет на дискусия, организирана от "Асарел-Медет" АД. Настоящият момент на насипищните работи в Западното насипище налага такава дискусия с участие на широк кръг специалисти, за да се избере най-рационалното решение за бъдещото му развитие.

Не по-малко важно е бъдещото развитие на рудник "Асарел" и осигуряването на неговата устойчивост при удълбаването му до проектната кота. Същото важи и за осигуряването на безопасната работа в рудник "Елаците" и насипището му.

Литература

- Проект за изграждане на Западното насипище на р-к "Асарел": Анализ на показателите на материала, зонирание на насипа и стабилитетни изследвания на откосите на насипището и при земетръс. Влияние върху хвостохранилището. "Хидроинженеринг" ЕООД, София 2003.
- Христов С. Ръководство за упражнения по устойчивост и отводняване на откосите в откритите рудници и кариери. Изд. къща МГУ "Св. И. Рилски", София, 1999.
- Христов С. Устойчивост и отводняване на откосите в откритите рудници и кариери. Изд. къща МГУ "Св. И. Рилски", София, 2000.
- Христов С. Становище относно проекта за Западното насипище на р-к "Асарел", София, 2003.

Определяне на минната мулда при изземане на лещовидни рудни тела

Михаил Вълков

Минно-геоложки университет "Св.Иван Рилски", 1700 София

РЕЗЮМЕ. Статията е свързана с опазването на земната повърхност в минните райони. При използване на стохастичния модел на Й.Литвинишин е получено уравнението на минната мулда, формирана в следствие на изземането на лещовидно рудно тяло. Решена е пространствената задача на Коши за уравнението на Фурие.

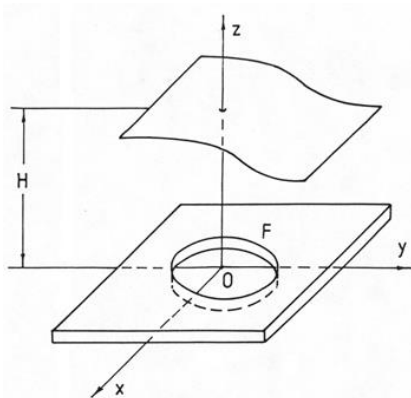
MINING TROUGH DETERMINATION BY MINING OUT OF LENTICULAR OREBODY

ABSTRACT. This paper is connected with surface site protection in mining areas. By using J.Litwiniszyn's stochastic model the subsidence trough equation, caused by mining out of lenticular orebody, is obtained. The three dimensional Cauchy's problem for the Fourier's equation is solved.

По признак структура находищата на полезни изкопаеми се разделят на две основни групи – находища със слоиста и находища с неслоиста структура на вместващите скали. Последните могат да бъдат доста разнообразни – пластови, жилоподобни, както и отделни лещообразни рудни тела.

Обичайно се предлагат методи за предварително пресмятане на преместванията при слоисти вместващи скали и блокова експлоатация на полезното изкопаемо. Въз основа на стохастичната теория на Й.Литвинишин [3] тук се предлага метод за определяне на сляганията, предизвикани от подземно изземане на рудни тела с лещовидна форма.

Ако скалният масив може да бъде приет за хомогенна, изотропна стохастична среда, уравнението на минната мулда се определя като решение на задачата на Коши за параболично уравнение с частни производни от вида (Фиг.1.):



Фиг. 1.

$$w_z = A(z)(w_{xx} + w_{yy}) \quad -\infty < x < \infty, -\infty < y < \infty, z > 0 \quad (1)$$

$$w(x, y, 0) = f(x, y) \quad -\infty < x < \infty, -\infty < y < \infty, z = 0 \quad (2)$$

където

$$w_z = \partial w / \partial z; \quad w_{xx} = \partial^2 w / \partial x^2; \quad w_{yy} = \partial^2 w / \partial y^2$$

В [1] е доказано, че функционалният коефициент в уравнение (1) е от вида

$$A(z) = \frac{1}{2} \left(\frac{\pi}{k} \right)^2 z = \gamma z, \quad (3)$$

където $k = 1/(1-\nu)$; ν - е коефициент на Поасон.

Решението на задача (1)-(2) при изпълнение на условие (3) и произволна функция $f(x, y)$ има известния вид:

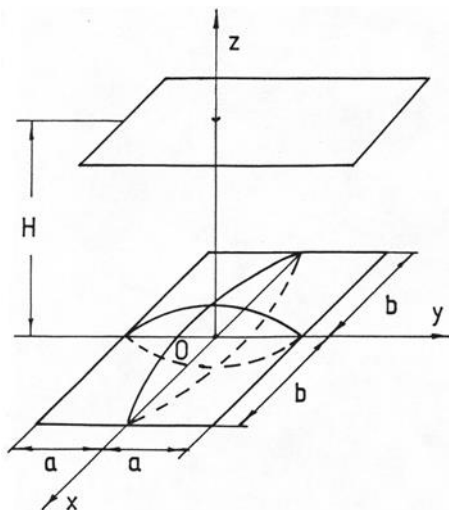
$$w(x, y, z) = \frac{1}{2\pi\gamma x^2} \iint_{(F)} f(\xi, \eta) \exp \left[-\frac{(x-\xi)^2 + (y-\eta)^2}{2\gamma z} \right] d.F, \quad (4)$$

където F е площта на интегриране, ξ, η - интеграционни променливи.

При изземане на лещовидни рудни тела интерес представлява случаят, при който функцията $f(x, y)$ се дава с релацията:

$$f(x, y) = 2w_0 \left(1 - \frac{x^2}{b^2} \right) \left(1 - \frac{y^2}{a^2} \right). \quad (5)$$

Изображение на изземаното рудно тяло е представено на фиг. 2.



Фиг. 2.

След заместване на функцията ((5) в (4) се получава зависимостта:

$$w(x, y, z) = 2w_0 \left[z \sqrt{\frac{1}{2\pi\gamma}} \int_{-b}^b \left(1 - \frac{\xi^2}{b^2} \right) \exp \left(-\frac{(x-\xi)^2}{2\gamma z^2} \right) d\xi \cdot \right. \\ \left. z \sqrt{\frac{1}{2\pi\gamma}} \int_{-a}^a \left(1 - \frac{\eta^2}{a^2} \right) \exp \left(-\frac{(y-\eta)^2}{2\gamma z^2} \right) d\eta \right] \quad (6)$$

В горния израз се сменят променливите както следва:

$$\frac{(x-\xi)}{z} \frac{1}{\sqrt{2\gamma}} = t; \quad \frac{(y-\eta)}{z} \frac{1}{\sqrt{2\gamma}} = p; \quad (7)$$

$$d\xi = -z\sqrt{2\gamma}dt; \quad d\eta = -z\sqrt{2\gamma}dp;$$

и като се следва методиката на И.И. Кандауров [2] след съответните преобразувания решението добива вида:

$$w(x, y, z) = \frac{w_0}{2} \left\{ \left(1 - \frac{z^2\gamma}{b^2} - \frac{x^2}{b^2} \right) \left[\theta \left(\frac{x+b}{z\sqrt{\gamma}} \right) - \theta \left(\frac{x-b}{z\sqrt{\gamma}} \right) \right] - \right. \\ \left. - \frac{z\sqrt{2\gamma}}{b\sqrt{\pi}} \left[\left(1 + \frac{x}{b} \right) \exp \left(-\frac{(x-b)^2}{2\gamma z^2} \right) + \left(1 - \frac{x}{b} \right) \exp \left(-\frac{(x+b)^2}{2\gamma z^2} \right) \right] \right\} \cdot \\ \cdot \left\{ \left(1 - \frac{z^2\gamma}{a^2} - \frac{y^2}{a^2} \right) \left[\theta \left(\frac{y+a}{z\sqrt{\gamma}} \right) - \theta \left(\frac{y-a}{z\sqrt{\gamma}} \right) \right] - \right. \\ \left. - \frac{z\sqrt{2\gamma}}{a\sqrt{\pi}} \left[\left(1 + \frac{y}{a} \right) \exp \left(-\frac{(y-a)^2}{2\gamma z^2} \right) + \left(1 - \frac{y}{a} \right) \exp \left(-\frac{(y+a)^2}{2\gamma z^2} \right) \right] \right\} \quad (8)$$

където

$$\theta(v) = \frac{z}{\sqrt{2\pi}} \int_0^v \exp(-p^2/2) dp \quad (9)$$

За пресмятане на максималното слягане на земната повърхност в зависимост (8) се замества $x=y=0$ и $z=H$.

$$w_{\max} = w(0,0,H) = 2w_0 \left[\left(1 - \frac{H^2\gamma}{b^2} \right) \theta \left(\frac{b}{H\sqrt{\gamma}} \right) + \left(\frac{H\sqrt{2\gamma}}{b\sqrt{\pi}} \right) \exp \left(-\frac{b^2}{2\gamma H^2} \right) \right] \cdot \\ \cdot \left[\left(1 - \frac{H^2\gamma}{a^2} \right) \theta \left(\frac{a}{H\sqrt{\gamma}} \right) + \frac{H\sqrt{2\gamma}}{a\sqrt{\pi}} \exp \left(-\frac{a^2}{2\gamma H^2} \right) \right] \quad (10)$$

Хоризонталните премествания, предизвикани от изземането на лещовидното рудно тяло, се определят по зависимостите на С.Г.Авершин:

$$u(x, y, z) = -A(z) \frac{\partial w}{\partial x} \quad v(x, y, z) = -A(z) \frac{\partial w}{\partial y} \quad (11)$$

В разглежданата задача за тях се намира

$$u(x, y, z) = \frac{w_0\gamma xz}{b^2} \left[\theta \left(\frac{x+b}{z\sqrt{\gamma}} \right) - \theta \left(\frac{x-b}{z\sqrt{\gamma}} \right) \right] \cdot \left\{ \left(1 - \frac{\gamma z^2}{a^2} - \frac{y^2}{a^2} \right) \cdot \right. \\ \left[\theta \left(\frac{y+a}{z\sqrt{\gamma}} \right) - \theta \left(\frac{y-a}{z\sqrt{\gamma}} \right) \right] - \frac{z\sqrt{2\gamma}}{a\sqrt{\pi}} \left[\left(1 + \frac{y}{a} \right) \exp \left(-\frac{(y-a)^2}{2\gamma z^2} \right) + \right. \\ \left. \left. + \left(1 - \frac{y}{a} \right) \exp \left(-\frac{(y+a)^2}{2\gamma z^2} \right) \right] \right\}; \quad (12)$$

$$v(x, y, z) = \frac{w_0\gamma yz}{a^2} \left[\theta \left(\frac{y+a}{z\sqrt{\gamma}} \right) - \theta \left(\frac{y-a}{z\sqrt{\gamma}} \right) \right] \cdot \left\{ \left(1 - \frac{\gamma z^2}{b^2} - \frac{x^2}{b^2} \right) \cdot \right. \\ \left[\theta \left(\frac{x+b}{z\sqrt{\gamma}} \right) - \theta \left(\frac{x-b}{z\sqrt{\gamma}} \right) \right] - \frac{z\sqrt{2\gamma}}{b\sqrt{\pi}} \left[\left(1 + \frac{x}{b} \right) \exp \left(-\frac{(x-b)^2}{2\gamma z^2} \right) + \right. \\ \left. \left. + \left(1 - \frac{x}{b} \right) \exp \left(-\frac{(x+b)^2}{2\gamma z^2} \right) \right] \right\}, \quad (13)$$

където u и v са проекциите на хоризонталното преместване, успоредно на оси Ox и Oy .

Както би следвало да се очаква при $x=y=0$ се получава

$$u(0,0,z) = v(0,0,z) = 0.$$

За пресмятане по зависимости (8)-(13) се използват табулирани стойности на функциите $\exp(x)$ и (9). [4]

Литература

- Димова, В.И., *Върху коефициента задача за уравнението на Фурие и нейното приложение в геомеханиката*. Юбилейна научна сесия ВНБСУ "Ген.Бл.Иванов", 3.-4.11.1988 г., Доклади, кн.3
- Кандауров, И.И. *Механика зернистых сред и ее приложение в строительстве*. М., Л., Изд.Лит.по строительству, 1966.
- Litwiniszyn, J. *Stochastic Methods in Mechanics of Granular Bodies*. Springer Verlag, Wien, Heidelberg, New York, 1974.
- Ochrona powierzchni przed szkodami gornicznymi. M.Borecki (Red.), Katowice, Wydawnictwo "Slask", 1980.

Анализ на възможни критерии при оценка на здравно-екологичен риск при извършване на взривни работи с различно въздействие и мощност при ликвидацията на обекти от уранодобивната промишленост

Христо Стоев

Минно-геоложки университет "Св.Иван Рилски", 1700 София

РЕЗЮМЕ. В настоящата статия са разгледани с цел анализ,извършените ликвидационни работи на обекти от уранодобивната промишленост в периода 1998г. - 2003г.При съпоставката на двата основни и принципни начини на разрушава не,т.е. конвенционален / ръчно-механичен / и взривния ,съответно с възможните вариантни въздействия се търси оптимална зависимост между вложената енергия и последственото радиационно и прахово замърсяване в района.Намаляване здравния рисков фактор при евентуална поява на нездравословна или опасна за живота работна среда.

ANALYSIS OF CRITERIA FOR ASSESSMENT OF HEALTH - ECOLOGICAL RISK OF BLASTING OPERATIONS OF DIFFERENT IMPACT AND POWER FOR THE CLOSURE OF SITES OF URANIUM MINING INDUSTRY

ABSTRACT. The present paper analyzes the works for closure of sites of uranium mining industry, performed in the period 1998 – 2003. A comparison is presented between the two principal methods of demolition, i.e. conventional (manual) and by blasting, with the respective variants, with the aim of investigating for the optimum dependency between energy and consecutive radiation and dust contamination in the area as well as diminishing the risk for health in case of unhealthy and dangerous working medium.

Критерии за оценка на здравно – екологичния риск при извършване на взривни работи

Направен е анализ на извършените в периода 1998г. -2003 г. ликвидационни дейности на обекти от уранодобивната промишленост при които са прилагани паралелно двата разрушителни начина.

1. Конвенционален /ръчно механичен/.
2. Взривен - с разрушително въздействие както следва:
 - "разтърсващо":
 - "изхвърлящо":
 - "срязващо":

При прилагането на двата начина е извършен спец. Контрол на радиологичната обстановка. Преките измервания на радиационния фонд, потвърждават колебателния характер и инертното му проявление във времето,а също така и наличието на прахово замърсяване, явяващи се основни негативни параметри, въздействащи пряко върху здравето на работещите в ликвидационните процеси чрез вдишване и контакт по кожата.

Извършения анализ в настоящата разработка е с цел избор и оптимизация на критерии и обработка на достатъчен обем данни, необходими за изработването на математичен модел, който би могъл с достатъчно ниво на достоверност да се ползва при подбора на разрушителните методи.

Като основа на съпоставимост при тези анализи са ползвани два параметъра, участващи и определящи крайния

ефект от дейността и същевременно с възможност за управление при подходящо пряко въздействие върху тях.

Тези параметри са: от една страна

- "скорост на процеса"
- " количество вложена енергия и характер на въздействие" в зависимост от обема, структурата и конфигурацията на обекта и от друга страна – след реализация на разрушителния процес –
- " контура на праховия облак"
- "наличие на радиационен фонд и степен на излъчване".

За обхващане целия цикъл на процеса определящ временно, периодически или постоянно живо присъствие на работното място се извършиха контролни измервания както следва:

- a) преди започване.
- b) по време на работа.
- c) след приключване, съответно: еднoчасовo и 24- часовo утаяване

Получените резултати са представени чрез следните изводи:

- при ръчно-механичния начин – наличие на удължен престой в опасна зона, включваща директен контакт с прахово и радиоактивно замърсена работна среда в т.ч. уреди, прибори, съоръжения и друг инструментариум. Необходимост от голям обем лични и общи предпазни средства, спец. мерки за безопасност с предварителен, текущ и заключителен характер. С цел намаляване здравно екологичния риск да се определя избор за друг разрушителен начин.

- при взривния начин -
относно: присъствие в опасната зона-намален до минимум престой в зоната. Силно ограничен брой изпълнители в опасната зона.
относно: прахово натоварване:
преди започване - 0,59 – 0,64mg/m³
работно - 0,67 – 0,69mg/m³
след взрива,съответно:
- след 1 час - - 0,72 – 0,76mg/m³
- след 24ч. - - около 0,65mg/m³
относно: радиоактивност в работната среда – в различните моменти от работния процес,не се засичат значими стойностни отклонения от 65 – 325mR/h- външно гама-лъчение.

Усреднените стойности са получени при вложена взривна енергия и разпределено взривно въздействие с процентно изражение както следва:

- “разтърсващо” - около 60%.
- “изхвърлящо” - около 25%
- “срязващо” - около 15%

Увеличаване обема от наблюдения и контролни замервания с цел детайлно проследяване зависимостта между: ”енергия на взрива и начин на въздействие” спрямо фактори с комплексен негативен характер, създаващи непосредствена опасност и завишен, като цяло здравно-екологичен риск ще предоставят реална възможност за изработване на математичен модел разрешаващ оптимизиране на посочените зависимости при взривното разрушаване.

Поява на неуправляеми фактори динамично влошаващи работните условия, застрашаващи здравето и живота на изпълнителен състав

С определен аванс във времето е необходимо да се вземе под внимание потенциална работна ситуация, която теоретично -старателно и професионално е оптимизирана за постигане положителен краен ефект и липса на риск, но възникват непредвидени /силно изненадващи/ природни влияния върху общата работна среда т.е. внезапна промяна на атмосферно налягане, влажност, обилен валеж, гръмотевична буря, мъгла и пр., които реално застрашават или директно увреждат частично или цялостно работни места, техника, здраве и живот.

Надеждното излизане от подобна ситуация изисква бързо реагиране на място и транспортиране до болнично заведение за спешна медицинска помощ.

Цялата животоспасяваща дейност, неутрализираща фактора риск се нуждае от осъвременяване и въвеждане към европейските изисквания.

Предлага се рамкова последователност от организационни моменти, касаещи едно европейско служебно оказване на обслужващи хигиенна институция, болнично звено или стационар.

- особено внимание на здравната профилактика, текущ и конкретен контрол на показатели охарактеризирващи работни условия “ EU ”– норми.

- бърз и надежден синхрон между екипите.

“ISO”-норми.

- всички потенциални пациенти – клиенти на националната здравна система.

- теоретичен и практичен контрол на качеството на обслужване- “ISO”-норми.

- реализиране на анкетен модел, персонално показващ мнението на пациента – европейски вариант с практическа стойност.

- анализ на анкетния материал и спешно отстраняване на посочени слабости.

Подобряване качеството на обслужване в тази част от общата схема за опазване човешкия живот и намаляване на здравно – екологичния риск би обезпечило и допълнило степента от сигурност към която се стреми техническата оптимизация на взривния процес.

Въз основа на гореизложеното в настоящата статия може да се направят следните заключения:

1. Да се дава приоритет на взривния начин на разрушаване на обекти от уранодобивната промишленост.
2. Наличието на модел би дало възможност за оптимално управление на параметри от взривния процес, а това несъмнено ще гарантира нисък риск и безопасни условия на работа.
3. При случай на изненади, лишавачи процеса от управление и водещи до комплекс от опасности да се обърне внимание на осъвременяването и доближаването до европейските изисквания при оказване на спешна мед.помощ и евентуално последващо болнично лечение.

Литература

Национална програма за намаляване на риска и опасността от замърсявания в България.С/Е консултинг и инженеринг и ИАОС, 2001

ПБТВР – 1997г. Закон за използване на атомната енергия за мирни цели. ДВ бр.69

Основни норми за радиационна защита-Постановление №252/1992 на МС.

Проекти на технически ликвидации на обекти от уранодобивната промишленост.

Насоки за подобряване на здравословните и безопасни условия на труд при извършване на взривни работи

Димитър Христанов

Минно-геоложки университет "Св. Иван Рилски", 1700 София

РЕЗЮМЕ. В статията се разглежда въпроса за насоките за подобряване на здравословните и безопасни условия на труд при извършване на взривни работи. Преценяването на допустимостта на рисковете при извършване на взривни работи и необходимостта от прилагането на мерки и дейности за предотвратяването, намаляването и ограничаването им или защитата срещу тях

GRIDELINES FOR IMPROVING THE HEALTH AND SAFETY CONDITIONS FOR BLASTING OPERATIONS

ABSTRACT. Problem about the directions for improving the healthy and safe work conditions during the execution of explosion duties is put into attention in this article. It is about the assessment for the enabled risks during operation with the explosion duties and the necessity of using some precautions and actions for averting, decreasing, and limiting their existence or inventing a protection towards them.

Пробивно-взривните работи в мините са свързани с висока степен на производствен риск. Редът за придобиване, пренасяне, съхраняване и употреба на взривните материали е уреден в Закона за контрол над взривните вещества, огнестрелните оръжия и боеприпаси, Правилника за прилагане на Закона за контрол над взривните вещества, огнестрелните оръжия и боеприпаси, Правилника по безопасността на труда при взривните работи, Наредба № 2 за проектиране на строежи, предназначени за производство и съхраняване на взривни вещества, огнестрелни оръжия и боеприпаси, Наредба № 40 за условията и реда за извършване на автомобилен превоз на опасни товари и други нормативни актове свързани със здравословните и безопасни условия на труд.

...В минните предприятия в нашата страна общият брой на трудови злополуки за деветте месеца на 2002 г. са 446, в това число 3 със смъртен изход /по данни на МТИЕ - ИА "ГИТ"/. Най-често срещаните нарушения свързани с извършването на взривни работи са: не се спазват изискванията на нормативните актове; неправилно се съхраняват взривните вещества /ВВ/; не се спазват паспортите за пробивно-взривни работи; неправилно се борави с взривните материали; не се извършва контролни измервания на токсичните газове; използване на технологии с висока степен на производствен риск. Изброевите нарушения са само една малка част от нарушенията допускани при извършване на взривни работи.

...По данни на МОТ /Международната организация на труда/ трудовите злополуки в мините в световен мащаб със смъртен изход са 5%, въпреки че работещите в мините предприятия са по-малко от 1%. По данни на Управлението по безопасност и охрана на труда /MSHA – САЩ/ за десет годишен период при извършване на взривни работи са допуснати 1434 трудови злополуки, в това число 99 със смъртен изход, главно свързани с ликвидиране на отказали заряди. В настоящия момент е характерно

допускане на трудови злополуки в резултат на разлет на късове, което е видно от табл. 1.

Таблица 1.

Причини за допускане на трудови злополуки

Причини	Брой
1	2
Разлет на късове	158
Проверка на електровзривни мрежи	3
Неправилна работа с ВВ	3
Транспортиране ВВ	1
Откази при употреба на огнепроводен шнур	23
Откази при употреба на електродетонатори	2
Огнево взривяване	12
От токсични вещества	19
От блуждаещи токове	9
По неустановени причини	7

Констатирано е че в резултат на усъвършенстване на организационно техническите мероприятия трудовия травматизъм е значително намален.

Съгласно чл. 4. от Наредба № 9 за общите правила за управление на дейността по осигуряване на безопасността и опазване здравето на работещите в мините задълженията на работодателя са:

"чл. 4. (1) Работодателят предприема всички необходими мерки за осигуряването на безопасността и здравето на работещите в мината.

(2) Работодателят организира **оценката на риска** в зависимост от специфичните опасности на мината и осигурява предпазни мерки, свързани със:

1. отстраняване на риска;

2. контролиране на причините за възникване на риска;
3. ограничаване в максимална степен риска с технически и организационни средства, включително проектиране на безопасни системи на работа;

4. осигуряването и ползването на лични защитни средства в случаите, когато рискът съществува."

Наредбата се прилага заедно с нормативните актове, отнасящи се до осигуряването на здравословни и безопасни условия на труд.

"Работно място" е целият участък, предназначен за разполагане на работни площадки, свързани с непосредствени и спомагателни дейности, работно оборудване и инсталации при открит и подземен добив, включително места за товарно-разтоварни работи, насипи и др., и жилищни помещения, където такива са осигурени, до които работещите имат достъп във връзка с изпълняваната работа.

Елементите, които формират условията на труд са: производствен риск естество на работата; физическо натоварване; микроклимат; токсични вещества; прах; шум; осветление и вибрации. При взривните работи трудовата дейност се осъществява през отделни интервали от време на две и повече работни места в една и съща работна система или няколко работни системи. Анализването и преценяването на опасностите трябва да се извършва по елементите на условията на труд за всяка една работна длъжност и поотделно за всяко работно място на изпълняващия тази длъжност. За анализването и преценяването на опасностите по елементите на условията на труд е подходяща методиката на Наредбата за комплексно оценяване на условията на труд, защото е обоснована и нормативно утвърдена.

Както е известно, в Наредбата за комплексно оценяване на условията на труд отклоненията от нормалното състояние са въведени петте степени: нулева (0), първа (I), втора (II), трета (III) и четвърта (IV). Производствения риск като елемент на условията на труд характеризира същността на трудовата дейност. Важната особеност при анализите и преценките по този елемент се заключава в това, че неизбежно съществуващите потенциални опасности, произтичащи или свързани с естеството на работата, се търсят при предположение, че е осигурено изпълнението на всички норми и изисквания за извършването на тази работа. Обективната страна на трудовата дейност се представя от работното оборудване и друго обзавеждане, от технологията на производствения/работния процес. Затова свързаните с тях потенциални опасности обикновено са от механично, електрическо, друго енергийно, пожарно и взривно естество, но може да имат и психофизиологически измерения, тъй като създават неблагоприятно нервно-емоционално напрежение у работещите.

Взривните работи и дейности с ВМ се извършват от персонал за проектиране, ръководене и извършване на взривни работи и дейности с ВМ, разделен на две групи - **основен и помощен персонал**. Към **основния персонал** за работа с ВМ се отнасят: проектант на взривни работи - първа и втора степен; ръководител на взривни работи; ръководител производство взривни материали; пиротехник-ръководител; взривник; изпитател на взривни материали; пиротехник; браковчик; завеждащ склад за

взривни материали; магазинер на взривни материали; лаборант по взривни вещества. Към **помощния персонал** за работа с взривни материали се отнасят: технически изпълнител при проектиране на взривни работи; работници, извършващи спомагателни дейности с взривни материали. В съответствие с наредбата работните длъжности по елементите на условията на труд "производствен риск" следва да бъдат отнасяни към "втора", "трета" и "четвърта" степени. /таблица 2/.

Таблица 2.

Степени, групи и оценки по елемента "производствен риск"

Степени	Групи	Оценки
1	2	3
втора	А	35
	Б	55
трета	А	120
	Б	320
четвърта	А	380
	Б	420

Опасност е възможният причинител на увреждащо въздействие.

Риск е вероятността за нанасяне на вреда при конкретни условия на излагане и тежестта на вредата.

Обекти на увреждащо въздействие може да бъдат хора и материални ценности (имущество, работна и околна среда).

Оценяване на работното място е процесът на изследване и установяване на:

1. Възможните неблагоприятни събития, които при работа биха могли да станат причина за нарушаване на безопасността и навреждане на здравето и благополучието на хората и за нанасяне на материални щети.

2. Необходимите мерки, дейности и защита срещу рисковете за нежелани последствия от такива събития и очакваните резултати от прилагането им.

Оценъчни обекти са работните длъжности и техните работни места, които може да бъдат застрашавани от неблагоприятни събития. Оценъчният обхват включва следните сектори: пространствено-времеви режим на работната длъжност; пространствена характеристика и параметри на работното място; работно оборудване; използвани суровини и материали; работни процеси, фази, операции, действия и манипулации; работен и друг персонал; организация на труда; странични фактори за опасности и рискове; прилагани мерки за защита от рисковете.

Етапите на оценяването в последователността им са: определяне на оценъчните обекти; събиране и обработване на предварителна информация; идентифициране на опасностите; анализиране и преценяване на опасностите; определяне на излагането на опасности; анализиране и преценяване на рисковете; определяне на мерките, дейностите за защитата; документиране на работите и резултатите.

Определянето на оценъчните обекти трябва да се предхожда от анализиране на фирмената структура, при което да бъдат уточнени принадлежащите към нея самостоятелни производствени единици и техните структурни подразде-

ления, като се изяснят предназначението, същността и координацията им. Анализът следва да завърши с обобщаване на онези от тях, които по основните показатели са сходни помежду си и може да бъдат представени с обща производствено-организационна структура.

Подходът към определянето на оценъчните обекти се заключава в последователното определяне на структурата в низходящия йерархичен ред: основни производствени дейности; работни длъжности; работни места. Именно този подход може да осигури безпогрешното идентифициране на оценяваните обекти (работни длъжности и места).

Източници на необходимата предварителна информация са: нормативни актове на националното, европейското и международното законодателство; стандарти; вътрешни правила и инструкции; данни и сведения за трудови злополуки; данни и сведения за производствени аварии и произшествия; оплаквания на работещи и становища на техни представители във връзка с безопасността и здравето; резултати от комплексни оценки на условията на труд; данни от измервания и наблюдения за условията на труд от акредитирани външни и фирмени лаборатории и от службата по трудова медицина; констатации и предписания на контролни органи; аналитични, ръководни, информационни и други материали за производствени и трудови процеси и дейности във връзка с безопасността, здравето и благополучието при работа; данни и сведения от анкети на компетентни специалисти и работещи; научни, технически и информационни издания.

Идентифицирането на опасностите се извършва за всяка една работна длъжност / ръководител на взривни работи; ръководител производство взривни материали; пиротехник-ръководител; взривник и т.н. / и поотделно за всяко работно място на изпълняващия тази длъжност. Съдържанието на етапа обхваща извършването на следните работи: анализиране на събраната информация за станалите неблагоприятни събития и последиците от тях; системно проучване на всички аспекти на извършваните работи; определяне на аспектите, обуславящи причиняване на вреди и щети; предварителен анализ на опасностите.

Системното проучване на всички аспекти на извършваните работи се заключава в детайлното обследване и установяване на процесуалните елементи (работни процеси, фази, операции, действия и манипулации), от които се състои извършването на всяка отделна работа (действие-пренасяне, съхраняване и употреба на взривните материали).

Специално внимание трябва да бъде отделено на необичайните работни операции, действия и манипулации, които може да съпътстват регулярните процесуални елементи, както и на възможностите за произлизане на непланирани, но предвидими, събития.

Определянето на аспектите, обуславящи причиняване на вреди и щети се свежда до установяването, на всички

работни операции, действия и манипулации, при които съществуват или може да възникнат опасности или пък да произлязат непланирани, но предвидими, неблагоприятни събития, което ги откроява като потенциално опасни процесуални елементи. Получените резултати следва да бъдат отразени в идентификационна карта.

Разкриването на пътищата и начините за противодействие на опасностите изисква отчитане на взаимодействието на работещите с опасностите и как това изменя риска, а също така и на ефективността на прилаганите предпазни мерки.

Предварителният анализ на опасностите е предназначен да разграничи опасностите, за чието отстраняване са разработени и утвърдени съответни правила /инструкции/ за извършване на взривни работи, от останалите, за чието превъзможване са нужни специално осмислени и конкретизирани подходи, мерки и дейности. Крайните резултати и отчетните форми са: идентификационни карти; списъци на опасностите, които трябва подробно да бъдат анализирани и преценявани.

Заклучение

Преценяването на допустимостта на рисковете при извършване на взривни работи и необходимостта от прилагането на мерки и дейности за предотвратяването, намаляването и ограничаването им или защитата срещу тях трябва да става по следните критерии: съответствие с разпоредбите на нормативните актове; прилагане на принципите на превантивността; прилагане на по-сигурна и ефективна защита. Мерките и дейностите срещу рисковете имат за своя приоритетна цел тяхното отстраняване. Когато тази цел не може да бъде постигната, мерките и дейностите трябва да бъдат пренасочени към овладяването им. Решаващо значение за резултатността на мерките и дейностите има активността на работещите в изпълнението и спазването им.

Литература

- Закон за контрол над взривните вещества, огнестрелните оръжия и боеприпаси
- Правилник за прилагане на Закона за контрол над взривните вещества, огнестрелните оръжия и боеприпаси
- Правилник по безопасността на труда при взривните работи - 1997 г.
- Наредба № 2 за проектиране на строежи, предназначени за производство и съхраняване на взривни вещества, огнестрелни оръжия и боеприпаси.
- Наредба № 40 за условията и реда за извършване на автомобилен превоз на опасни товари
- Наредба № 9 за общи правила за управление на дейността по осигуряване на безопасността и опазване здравето на работещите в мините.

Основни предимства и недостатъци на неелектрическите системи за взривяване

Димитър Христанов

Минно-геоложки университет "Св. Иван Рилски", 1700 София

РЕЗЮМЕ. В статията се разглежда въпроса за основните предимства и недостатъци на неелектрическите системи за взривяване. Извършено е сравнение с прилаганите начини инициране и взривяване на взривните вещества.

MAJOR ADVANTAGES AND DISADVANTAGES OF NON-ELECTRICAL IGNITION SYSTEMS

ABSTRACT. Main priorities and defects of the non-electric systems for explosion are considered at this article. A comparison with the applied technologies for initializing and explosion of the explosives has been made.

Съгласно Правилника по безопасността на труда при взривните работи под понятието "неелектрически системи за взривяване" трябва да се разбира извършване на взривяване с помощта на "капсул детонатор и вълновод". Неелектрическата иницираща система е създадена от Дупо Nobel и за първи път предложена на пазара през 1973 година под наименованието "Nonel system". В момента неелектрически системи за взривяване се произвеждат от много фирми в цял свят под различни наименования – "Exel", "Эделин", "Indetshock" и много други.

Известно е че недостатъците на огневото взривяване са повишената опасност от трудови злополуки, поради факта че взривника се намира в момента на иницирането в забоя, невъзможност за получаване на точни интервали на закъснение между зарядите, невъзможност за контрол на изправността на средствата за взривяване, не може да се извършва взривяване в рудници опасни по газ и прах, отделят се токсични газове при изгарянето на огнепроводния шнур и др. Поради тези причини, отчитайки повишената опасност за взривниците съгласно Правилника по безопасността на труда при взривни работи огневото взривяване се разрешава "само в случаите, в които не може да бъде използван друг начин на взривяване". Предимствата на огневото взривяване са по ниска себестойност, възможност за инициране на детониращ шнур и вълновод. Недостатъците на взривяването с детониращ шнур са невъзможността за проверка на изправността на мрежата преди извършване на взривяването. Предимствата на електрическото взривяване са възможността за проверка на мрежата преди извършване на взривяването, сравнително висока безопасност при работа, използване във всички условия на взривяване, използване на милисекундно взривяване. Недостатъците на електрическото взривяване са свързани с по-голямата сложност при подготовката и извършването на взривяването, особено при свързване на голям брой детонатори, опасност от преждевременно взривяване вследствие на протичане на ток през детонатора по различни причини.

Основното предимство на неелектрическата система за взривяване е използването на вълновод за инициране на капсул детонатора. Вълноводът се състои от пластмасова тръбичка, покрита отвътре с реактивна субстанция. Ударната вълна е достатъчно мощна да иницира закъснителен елемент, но недостатъчно силна да разруши вълновода и да иницира близо стоящи до него взривни вещества. Скоростта на разпространение на ударната вълна във вълновода е около 2000 - 2100 м/с. Разликата между "неелектрическите системи за взривяване" и останалите неелектрически системи /огнево взривяване и взривяване с детониращ шнур/ е че реакцията при тази система е ограничена вътре във вълновода. Вълноводът не се разрушава. При взривяване с огнепроводен шнур и детониращ шнур, същите се разрушават и влияят на конструкцията на заряда от взривно вещество и околната среда. При инициране на нечувствителни взривни вещества, използването на детониращ шнур може да предизвика преуплътняване на взривното вещество, водещо до частична или пълна загуба на детонационна способност. За разлика от електродетонаторите, вълноводът не се влияе от блуждаещи токове, електростатични заряди и електромагнитни полета в радиочестотния диапазон. Вълноводът също така е с по – ниска чувствителност към механични въздействия за разлика от детониращия шнур.

Предназначението на сондажния детонатор е да иницира взривното вещество в сондажа. Повърхностните свързващи елементи се използват за предаване на инициращия сигнал до сондажните детонатори. Повърхностният свързващ елемент се състои от пластмасов конектор, който съдържа детонатор със или без закъснителен елемент. Свързващите елементи са предназначени за предаване на инициращата ударна вълна само на повърхността на взривното поле. Сондажният детонатор е с мощност колкото капсул детонатор № 8, за да осигури надеждно инициране на междинни детонатори и чувствителни към капсул детонатори взривни вещества. Той е NPED - детонатор т.е. - детонатор без инициращи ВВ, което означава, че самият той не съдържа инициращо взривно вещество. Детонато-

рът е значително по-малко чувствителен към механични въздействия в сравнение капсул детонатор № 8 и електродетонаторите, съдържащи инициращи взривни вещества. Чувствителните инициращи взривни вещества са заменени с пентил, поместен в къса стоманена тръбичка.

Разработват се различни разновидности на неелектрически системи за взривяване с цел опростяване извършването на взривните работи и по – високата безопасност при работа. Така например при NONEL – системата са разработени три разновидности – NONEL MS, NONEL UNIDET, NONEL LP. NONEL MS и NONEL UNIDET са предназначени за взривни работи на стъпаловиден забой. Поради това, техните закъснения са подбрани съобразно условията, които доминират при стъпаловидно взривяване. При взривяване на няколко реда на стъпало е важно да има достатъчно време скалният масив от първия ред да се премести напред преди да е започнало преместването на следващия ред. NONEL MS е иницираща система основана на общоприетото закъснение от 25 ms между отделните интервали. NONEL UNIDET е иницираща система, която използва сондажни детонатори с еднакви закъснения и различни закъснения на свързващите елементи на повърхността. Обикновено закъснението в сондажа е 500 ms. Тези закъснения се комбинират със закъсненията на повърхностните свързващи елементи и така се получава желаната последователност на инициране. Повърхностните закъснения от 17 до 176 ms дават възможност за значителна гъвкавост при съобразяването на последователността на инициране с линията на най-малко съпротивление и особеностите на скалния масив. NONEL LP е иницираща система, предназначена за подземни взривни работи. Закъсненията между интервалите в системата като правило са по-големи за да дадат достатъчно време на взривните скали да се отделят от масива в ограниченото пространство с една открита повърхност, което е характерно при прокарването на тунели, и да се преместят на достатъчно разстояние в посока на светлото сечение.

Всеки свързващ елемент (конектор) иницира определен брой сондажни детонатори плюс следващия конектор. С цел най-малко възможно закъснение при повърхностното инициране, свързването на отделните конектори се осъществява чрез магистрална линия, от която се разклоняват странични линии. При такова инициране обаче, трябва да се помни, че ако съединителен елемент в един от предните редове не сработи, това ще повлияе отрицателно на резултата от взривяването на останалата част от полето.

В съответствие с шведския стандарт "Инициращи системи с неелектрически сигнални линии от ниско енергиен тип", за различните схеми на свързване трябва да бъдат определени максималните размери на взривното поле. Ако определения брой на взривните сондажи се надвиши, се увеличава опасността от препокриване. Поради тази факт се извършват изчисления базирани на номиналните закъснения и максималните отклонения от стандарта, предвидени от производителя. Те са предназначени да определят къде теоретичният риск от препокриване може да нарасне

в най-неблагоприятния случай. Рискът от препокриване съществува в случаите, когато се създаде възможност сондаж от заден ред да детонира преди сондаж в някой от предните редове. Рискът от препокриване е определен за всяка от предлаганите схеми на свързване. Дадените препоръки са приложими в случай, че всички сондажни детонатори имат една и съща активна дължина на вълновода. Терминът "активна дължина" означава дължината на вълновода между детонатора в сондажа и точката на присъединяване на конекторния блок. Увеличаването на закъснението има отрицателно влияние върху броя на сондажите, само когато активната дължина на шнур намалява във всеки следващ ред, т.е. когато тази активна дължина на вълновода във всеки ред сондажи е по-малка, отколкото в предишния ред. Поради тази причина най-голямата допустима разлика в дължината в такъв случай е 5 м.

Изправността на неелектрическата система се извършва визуално. Проверява се дали вълноводът не е нарушен и дали няма възли или прекъсвания чрез пропускане на цялата дължина на вълновода през дланта на ръката. Вълноводът също така не трябва да се разхерметизира чрез рязане, пробождаване и др.

Когато иницирането на мрежата се извършва с капсул детонатор или електрически детонатор, което е честа практика в нашата страна, съществуват същите рискове както при огневото взривяване и взривяването с електродетонатори, преждевременно взривяване в резултат на; некачествени средства за взривяване; неспазване на правилата за безопасна работа; от светкавици, статично електричество, блуждаещи токове и др. подобни.

Неелектрическата система за взривяване не е разработена и не е предназначена за употреба в рудници опасни по газ и прах, което е също един съществен недостатък на системата.

Заклучение

Неелектрическите системи за взривяване въпреки по-високата си цена в настоящия момент ще намират все по-широко приложение при извършване на взривни работи поради по-голямата надеждност и безопасност при работа с отделните средства на системата, сравнително бързо и опростено зареждане и свързване на мрежата, възможността за изготвяне на схеми за взривяване с широк диапазон на интервали на закъснение, намаляване значително сеизмичното действие на взрива и прилагане на различни варианти на системата за конкретни условия на взривяване.

Литература

Правилник по безопасността на труда при взривните работи - 1997 г.
Nonel. System description. Dyno Nobel

Моделни изследвания за влиянието на дълбочината на разработване върху състоянието на масива

Росица Ангелова, Драгомир Стефанов

Минно-геоложки университет "Св. Иван Рилски", 1700 София

РЕЗЮМЕ. Извършено е изследване на състоянието на междукामерните целици при камерно-целикова система на разработване с развитие на минните работи в дълбочина. Използвайки моделиране чрез програмния продукт BEAP3D са изследвани три групи модели. Всеки модел възпроизвежда конструктивните елементи на камерно-целиковата система с изолирани правоъгълни целици, с постоянни параметри, при различна дълбочина на разработване за условията на рудник "Кошава". На базата на моделите, изхождайки от спецификата на всеки участък са получени решения удовлетворяващи поставената изследователска цел.

A STUDY OF INFLUENCE OF MINING DEPTH ON A ROCK MASS CONDITION

ABSTRACT. The study of a pillar condition for open-stope-and-pillar mining method is made with a deepening of mining works. Using software BEAP3D, three groups of models are investigated. Each model reproduces constructive elements of the open-stope-and-pillar mining method with isolated rectangular pillars, with constant parameters, for different depths of mining under the conditions in the "Koshava" mine. On the basis of models, be based on specificity for every section, obtain solutions satisfactory for the investigation task.

Въведение

Дълбочината на разработване е един от доминиращите фактори за оценка на геомеханичните условия при избора на технология за подземния добив на рудните полезни изкопаеми. Важността на този параметър се определя от необходимостта да се отчете големината на скалния натиск, когато се проектира конструкцията на системата на разработване, за да се осигури необходимата устойчивост на нейните конструктивни елементи. Ако за здрави и средно здрави руди този фактор може да няма съществено значение, проблемът става особено актуален при ниски якостни показатели на минералната суровина. Особено когато стойността на вертикалните естествени или индуцирани напрежения е съизмерима или е от един порядък с якостта на натиск на полезното изкопаемо. Тогава увеличаването на дълбочината на разработване, даже с няколко десетки метра, може да промени значително степента на натоварване и да намали локалната и даже и глобалната устойчивост на минния участък.

Обосновка на проблема

Общоприето е, рудният масив да се определя качествено като слаб или здрав, чрез сравняването на неговата якост на едноосов натиск σ_c с големината на натиска от горележащите скали γH на определена дълбочина H , както е показано в табл.1.

Важността на проблема може да се илюстрира със следния пример: при разработване на рудно находище на дълбочина 300 m, при средна обемна маса на горележащите скали $0,025 \text{ MN/m}^3$, скалният натиск ще бъде $\gamma H = 7,5 \text{ MPa}$. При примерна якост на едноосов натиск σ_c на рудата 125

MPa, отношението $\sigma_c / \gamma H$ ще бъде равно на 16,7, т.е., над 15 и съгласно табл.1 масивът ще има характеристика "Здрав". Ако обаче якостта на едноосов натиск на рудата е от порядъка на 10 MPa, тогава отношението $\sigma_c / \gamma H$ ще бъде равно на 1,3, т.е., значително по-малко от 8, и тогава масивът ще бъде определен като "Слаб" (дори като "Твърде слаб").

Таблица 1.

Определяне на качествената характеристика на здравината на масива

Качествена характеристика на здравината на масива	Отношение между якостта на едноосов натиск и натиска от горележащите скали
Слаб	Под 8
Умерено здрав	8 – 15
Здрав	Над 15

От това сравнение произлиза необходимостта, при проектиране на добивни работи в масиви с ниски якостни показатели, твърде внимателно да се анализира състоянието на скалния масив при промяна на дълбочината на разработване, което най-точно може да стане с моделни изследвания чрез някой от числените методи на механиката на скалите.

Едно от основните предимства на числените методи е възможността да покажат какво е състоянието на масива, както около единична, така и около множество изработки, т.е. да се определи едромасщабното поведение на минния масив. При използването на числени методи за решаване на минни задачи, обикновено се приема, че минният масив е линейно-еластичен. Решението следва да покаже зони-

те, в които натисковите напрежения превишават якостта на масива, както и зоните с опънни напрежения. Ако се установят такива, проектното решение трябва да се коригира, за да се отстрани недопустимото напрегнато състояние, или да се приеме компромисен вариант (например прилагането на определен вид крепеж, запълнение и др.).

Въпросът се свежда до анализ на разпределението на напреженията в създаващата се подземна минна структура и вземане на съответни решения. Такива задачи са достатъчно сложни и изискват голям обем изчислителна работа, поради което те следва да се решават с използването на числени методи.

Резултати от моделните изследвания

За целта са направени моделни изследвания върху състоянието на слаб масив, с якост на едноосов натиск 8 МПа ÷ 14 МПа за условията на гипсовото находище Кошава при развитие на минните работи в дълбочина. Моделирано е очакваното състояние на минният масив на дълбочина 230 m, 276 m и 300 m при прилагането на камерно-целикова система на разработване с изолирани правоъгълни целици. Използван е методът на граничните елементи – програмата BEAP3D, която е предназначена за решаване на сложни задачи в областта на минната промишленост. Програмният продукт се състои от два модула: *BEAP* и *Mine Designer* (BEAP3D, Canmet). Чрез аналитичният модул *BEAP* се представя триизмерен анализ на напреженията в масива. Модулът *Mine Designer* е автоматизирана графическа програма от база данни, която обединява числовото моделиране и минното проектиране.

Методиката на изследването включва:

- разработване на *Модел 1*, *Модел 2* и *Модел 3*;
- решение на моделите;
- анализ на получените резултати.

Модел 1 е разработен за дълбочина 230 m, модел 2 за дълбочина 276 m, модел 3 за дълбочина 300 m. Всеки от моделите е разработен за нов проектен участък, изборът на който е максимално съобразен със съществуващите условия в рудника.

Представените модели дават възможност да се получи информация за напреженията, очакваните деформации, коефициентите на устойчивост при определената дълбочина на разработване. Характерът на събраната информация е във вид на графики и затова от особена важност е прецизната съпоставка на получените резултати и тяхната правилна интерпретация.

От особена важност е изследването на характера на разпределение на максималното главно напрежение (σ_1) с развитие на минните работи в дълбочина.

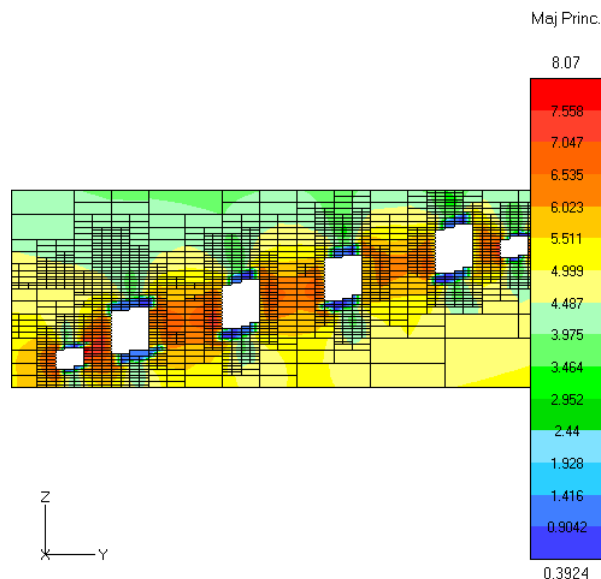
Максималното главно напрежение в гипсовия масив за Модел 1 е натисково за всички целици, като стойности от 4,52 МПа до 5,73 МПа се локализируют в централната част на целиците. С увеличаване на дълбочината, тази зона се стеснява и се наблюдават стойности на максималните главни напрежения, предимно в краищата на целиците от порядъка на 6,95 МПа (фиг.1).

От направеното моделиране се вижда, че максималните главни напрежения за Модел 2 имат стойности от 7,2 МПа (в средата на целика) до 8,10 МПа във външната зона (фиг.2). Сравнението на тези стойности с определените

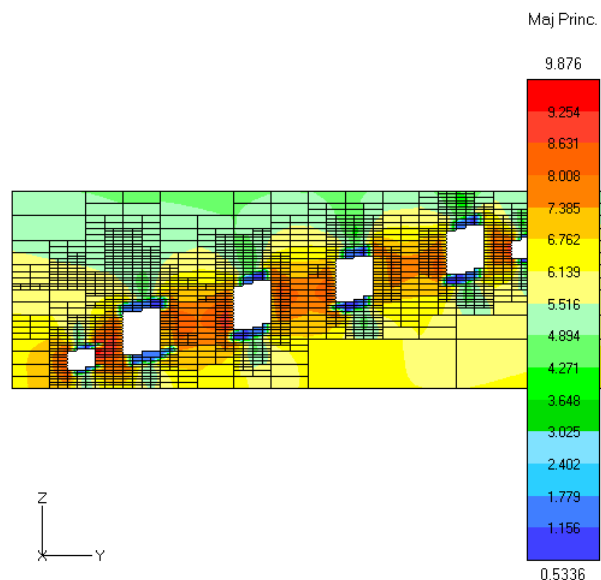
якости на натиск на гипса води до същите заключения, както при модел 1. И тук максималното главно напрежение σ_1 е натисково в целия масив около камерите.

Максималните главни напрежения σ_1 за Модел 3 имат стойности 7,53 МПа, а с развитие на минните работи в дълбочина достигат 8,47 МПа, (фиг.3).

Установяваме концентрация на максималните и минималните нормални главни напрежения в центъра на целиците и при трите разглеждани дълбочини на разработване.

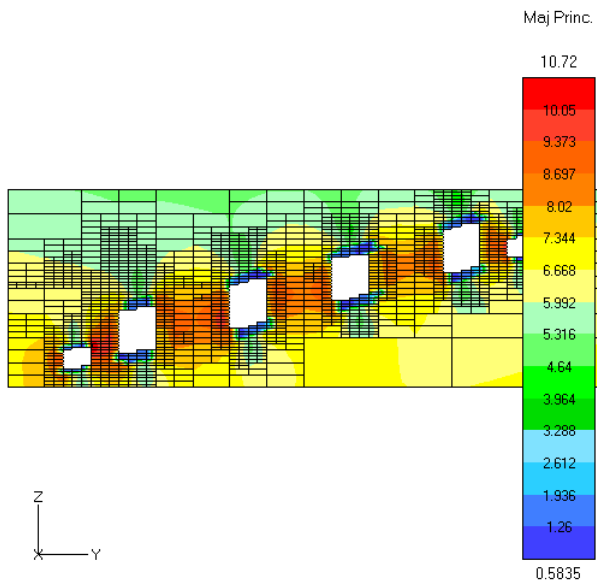


Фиг. 1. Максимално главно напрежение σ_1 (Модел 1)

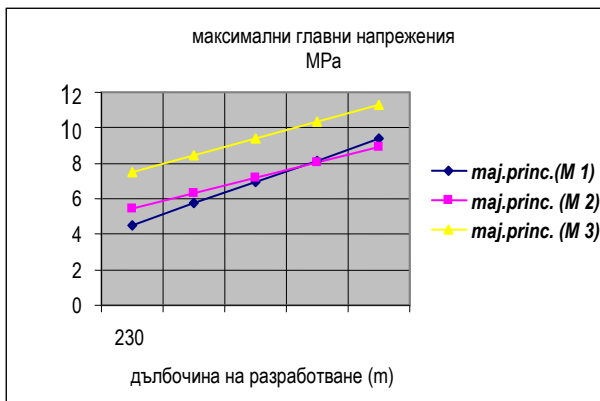


Фиг. 2. Максимално главно напрежение σ_1 (Модел 2)

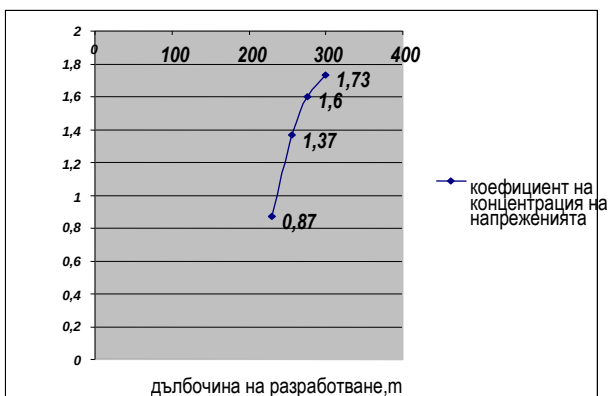
На фиг.4 е показана диаграма на максималните главни напрежения за трите модела при съответните разглеждани дълбочини. Отчита се нарастване на напреженията с увеличаване на дълбочината на разработване. Резултатите от моделирането са очаквани и макар, че разликата в дълбочината не е голяма (70 m) се вижда тяхното стръмно нарастване при увеличаване на дълбочина до 300 m.



Фиг. 3. Максимално главно напрежение σ_1 (Модел 3)



Фиг. 4. Диаграма на максималните главни напрежения σ_1 за модел 1, модел 2 и модел 3 при нарастване на дълбочината на разработване



Фиг. 4. Зависимост между коефициента на концентрация на напреженията и дълбочината на разработване

От особена важност е въпросът за използване на определен критерий за устойчивост на масива.

Стойностите на критерия на устойчивост *Hoek – Brown* и критерия на устойчивост *Drucker – Prager*, изразени като коефициенти, са част от резултатите, получавани от реше-

нието чрез програмния продукт *BEAP3D*. Трябва да се отбележи, че първоначалните (1980 г., 1983 г.) емпирични зависимости на критерия за устойчивост на *Hoek – Brown* не може да го определят като най-представителен критерий за устойчивост на гипсовия масив. Най-широко критерият се използва в условията на здрави и напукани скали, в които разрушаването настъпва вследствие на превишени натискови или опънни напрежения, на които условия гипсовият пласт не отговаря напълно.

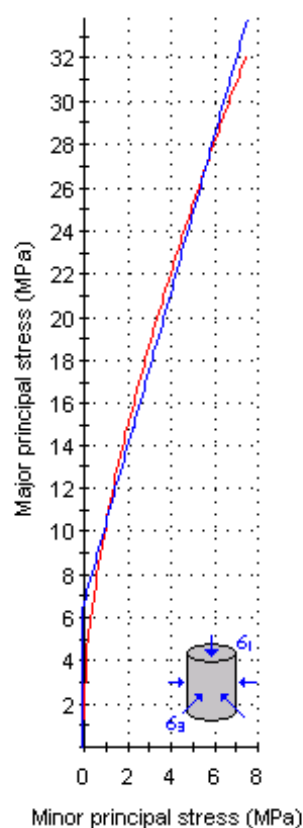
Известно е, че едно от главните препятствия, с които се сблъскваме в областта на числовото моделиране на минния масив е проблемът за достоверността на входните данни за свойствата на масива. Пълноценността на сложното устроените модели и мощни числови програми за анализ е много ограничена, ако нямаме достатъчно достоверни входни данни за свойствата на масива. Стъпка към решаването на проблема е използването на програмния продукт *RocLab*, чиито изчисления се основават на обобщения критерий на устойчивост *Hoek – Brown*, (*Hoek, Carranza, Corcum, 2002*). Част от анализа на гипсовия масив, използвайки програмния продукт *RocLab*, за условията на новия проектен участък е представен на фиг.5.

Потвърждение на горните резултати, получени от моделирането, за рязкото изменение в напрегнатото състояние на рудния масив с напредване на минните работи в дълбочина дават и резултатите, получени от емпиричните изчисления на коефициента на концентрация на напреженията в целиците, (Р.Ангелова, 2004). На приложената диаграма ясно се отчита нарастването на коефициента на концентрация на напреженията с нарастване на дълбочината на разработване (фиг.4).

Критерият на устойчивост *Drucker – Prager* изразен като коефициент на устойчивост K_{D-P} е даден като резултат при изчисленията чрез *BEAP3D*, съответно за всеки от моделите. Физическият му смисъл е аналогичен на този на критерия на *Hoek – Brown*, т.е., когато $K_{D-P} < 1$, настъпва разрушаване, а стойности близки до единица, съответват на ниска степен на устойчивост. При $K_{D-P} > 1$ състоянието на масива е устойчиво. При получените резултати от моделирането за дълбочина от 230 m той достига стойности 3,1 MPa ÷ 3,8 MPa. С приближаване към камерите наблюдаваме намаляване до 1,7 MPa, (фиг.6). Логично е да се очаква такова намаляване на стойностите на коефициента, което е вследствие на увеличаването на хоризонталните напрежения (опънни напрежения), провокирани от последващо раздуване на целика. При дълбочина от 276 m – 1,7 MPa ÷ 2,38 MPa, (фиг.7) и при дълбочина от 300 m – 2,36 MPa ÷ 1,69 MPa, (фиг.8). Като цяло, отчитайки резултатите от разпределението на K_{D-P} , може да се направи извод, че е постигната устойчивост на системата камери-целици, при така заложените параметри на системата.

Както е видно от сравнителната табл.2 нарастването на максималните главни напрежения σ_1 е съпроводено и с нарастване на коефициента на концентрация на напреженията, докато стойностите на коефициента на устойчивост *Drucker – Prager*, (фиг.9) намаляват.

Analysis of Rock Strength using RocLab



Hoek-Brown Classification

intact uniaxial compressive strength = 30 MPa
GSI = 58 m_i = 12 Disturbance factor = 0

Hoek-Brown Criterion

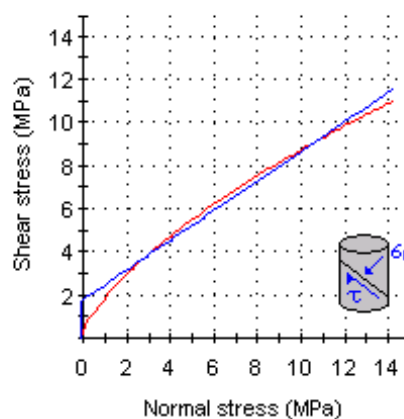
m_b = 2.678 s = 0.0094 a = 0.503

Mohr-Coulomb Fit

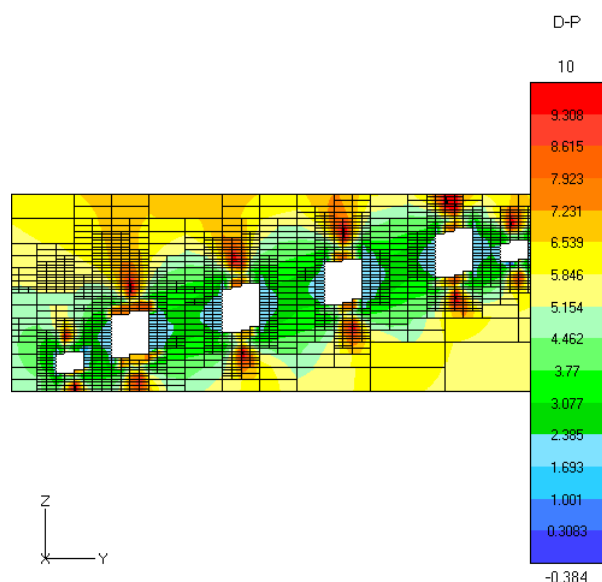
cohesion = 1.789 MPa friction angle = 34.45 deg

Rock Mass Parameters

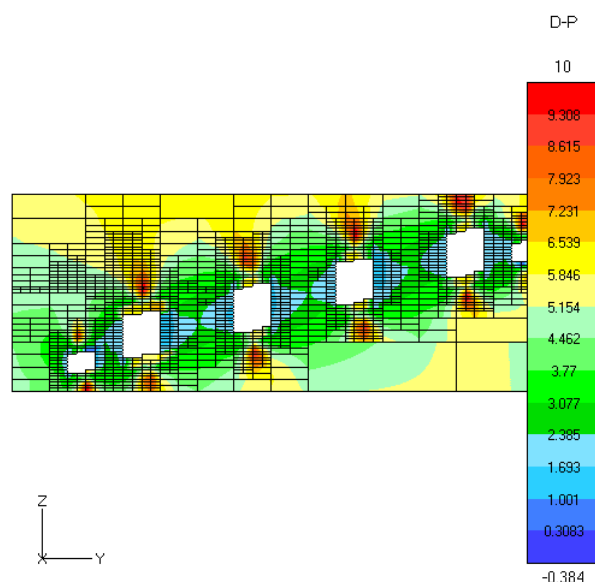
tensile strength = -0.105 MPa
uniaxial compressive strength = 2.865 MPa
global strength = 6.791 MPa
modulus of deformation = 8680.82 MPa



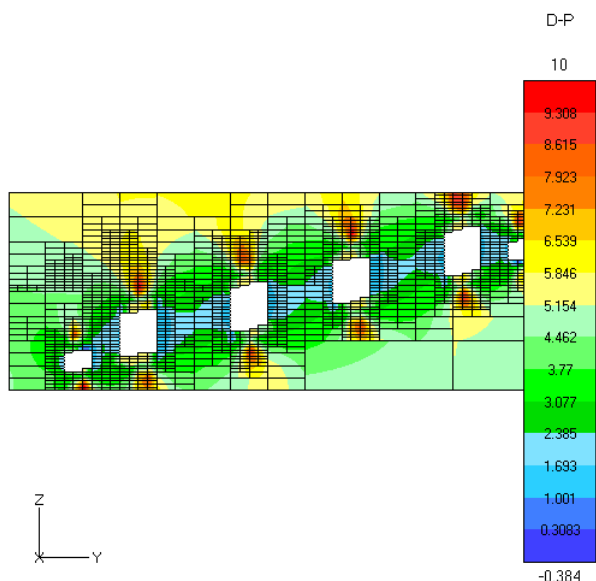
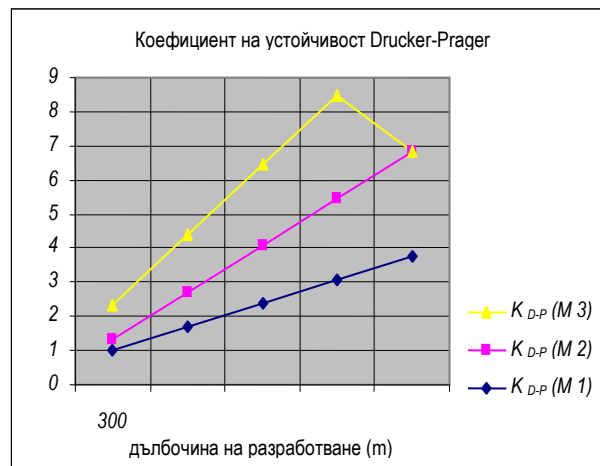
Фиг. 5. Напрежения в гипсовия масив анализирани с RocLab



Фиг. 6. Коефициент на устойчивост *Drucker-Prager* (Модел 1)



Фиг. 7. Коефициент на устойчивост *Drucker-Prager* (Модел 2)

Фиг. 8. Коефициент на устойчивост *Drucker –Prager* (Модел 3)

Фиг. 9. Стойности на коефициента на устойчивост D-P

Таблица 2.
Сравнителна таблица на напреженията σ_1 , K_k и K_{D-P}

Дълбочина на разработване, m	Напрежения σ_1 , MPa	Коефициент на концентрация на напреженията K_k	Коефициент на устойчивост <i>Drucker –Prager</i>
230	4,52	0,87	3,8
276	7,2	1,37	2,38
292	8,54	1,6	2,39
300	8,47	1,73	2,36

Заклучение

Все по-пълното опознаване закономерностите на проявлението на скалния натиск при нарастване на дълбочината на разработване, довежда до по-точно и реално изчисляване на минно-технологичните параметри за дадените условия на разработване. От особена важност е провеждането на изследвания, които се основават на научни експерименти в промишлени условия и преди всичко върху численото моделиране и всеотрасно изучаване на физико-механичните и геоложките свойства на скалите.

Извършеният анализ и направените заключения се основават на надеждността, пълнотата и достоверността на резултати от извършени геомеханични изследвания през предишни етапи в района на находище "Кошава" и най-вече публикуваните в (Иванов, Стефанов, Василев, 1993). От получените на тази основа данни са изградени и съответно разглеждатите в статията модели. Следва да се подчертае, че в различните литературни източници има различна по обем и с различна степен на достоверност информация за гипсовия масив като цяло. Това е още един аргумент за необходимостта от създаване на единна комплексна методика за изследване и разработване на гипсовия пласт на сегашния етап, когато все още се прецизират данните за новия проектен участък.

Процесите на разрушение, които се наблюдават в различни участъци на рудника показват, че един от основните проблеми, който трябва да намери решение е оценка на устойчивостта на гипсовия масив. Извършеното изследване за състоянието на междукамерните целици при камерно-целикова система на разработване с развитие на минните работи в дълбочина, е част от от решаването на този важен за гипсовия рудник проблем. Авторите на изследването смятат, че е целесъобразно този проблем да бъде разрешен чрез единна методика, като се търси най-подходящ модел за всеки конкретен участък. Именно на базата на конкретно разработените модели, изхождайки от специфичните особености на всеки участък са получени решения удовлетворяващи поставената изследователска цел.

Литература

- Ангелова Р., *Изследване параметрите на камерно-целикова система на разработване*. II Младежка техническа конференция, София, 2004.
- Иванов В., Др.Стефанов, В. Василев. *"Геомеханична оценка на рудник "Кошава"*, 1993.
- Baolin Wang, *BEAP3D*, Canmet, Canada.
- Hoek, E., Carranza-Torres, C.T., Corcum, B. *North American Rock Mechanics Society meeting*. Toronto, 2002.

Зависимости между якостните свойства на надвъглищните отложения и специфичните им съпротивления при копаене с роторни багери SRs 2000 в рудниците на "Мини Марица изток" ЕАД

Виолета Иванова

Минно-геоложки университет "Св. Иван Рилски", 1700 София

РЕЗЮМЕ. Специфичното съпротивление на скалите при копаене характеризира съпротивлението им срещу внедряването в тях изпълнителни органи на различни земекопни машини. То зависи от абсолютното сечение и съотношението на параметрите на срязваната стружка, както и от скоростта на рязане, но преди всичко е физико-механична характеристика на изкопаваните скали, и поради това зависи основно от състава, строежа и свойствата им. В този смисъл установяването на достатъчно тясни зависимости между специфичното съпротивление на скалите и техните свойства може да спести продължителните и трудоемки измервания за определянето му.

В доклада са представени зависимостите между специфичното съпротивление при копаене на отложенията от откривката на рудниците на "Мини Марица изток" ЕАД, изкопавани с роторни багери SRs 2000, и якостните им свойства (якост на натиск и якост на срязване), изследвани в продължение на няколко години. Взети са под внимание и данните от предишни изследвания. Всички зависимости са с коефициент на корелация над 0,8.

Установените зависимости са необходими за прогнозиране и планиране на производителността на роторните багери, както и за категоризацията на масива по условия на копаене и др. Те могат да спомогнат и избора на добивна механизация при проектиране на нови рудници, когато са натрупани данни за свойствата на скалите от предварителните инженерногеоложки проучвания, а не са провеждани експерименти за определянето на съпротивлението им при копаене.

RELATIONS BETWEEN STRENGTH PROPERTIES AND SPECIFIC RESISTENCE OF DIGGING OF COAL COVER ROCKS WHEN USING BUCKET WHEEL EXCAVATORS SRs 2000 AT "MARITZA EAST" Ltd OPENCAST MINES

ABSTRACT. Specific digging resistance of coal cover rocks is characterized by their resistance against intrusion of the actuator of different digging machines. It is dependent by absolute cross section and parameters of cut sickle, shearing speed and in general by the physical and mechanical characteristic of overburden rock - their structure, composition and properties. In this sense, establishment of sure relations between strength properties of rocks and their digging resistance could lead to avoidance of long lasting, expensive and laborious measurements for its determination.

The article establishes relations between strength properties (compressive and shear strength) and specific digging resistance of cover rocks when using bucket wheel excavators SRs 2000 in "Maritza East" opencast mines. They are obtained as a result of several year investigations. All previous executed investigations are taken into account too. All results obtained are with correlation coefficient higher than 0,8.

Established relations are necessary for prognostication and planning the output of bucket wheel excavators, elaboration of specific resistance rock mass classification e. t. c. They could be helpful at the most proper new equipment choice, designing new opencast mines in similar geological conditions when enough information for rock properties is compiled, but experimental establishment of specific digging resistance of rock is not possible.

Специфичното съпротивление на скалите при копаене е важна характеристика на масива, изземван със земекопни машини. То е основен показател за категоризиране на скалите по условия на копаене и е пряко свързано с производителността на машините. Характеризира съпротивлението на скалите срещу внедряването в тях изпълнителни органи. При работа с роторни багери зависи от абсолютното сечение и съотношението на параметрите на срязваната стружка, както и от скоростта на рязане. Преди всичко обаче специфичното съпротивление на скалите при копаене е физико-механична характеристика на изкопаваните скали, и поради това зависи основно от състава, строежа и свойствата им. Определя се чрез силата, необходима за срязване на стружка с единица сечение - K_F , или с единица режещ контур - K_L .

Методиките за определянето му се базират на директно измерване на усилията на рязане на багерите или на измерване на консумираната мощност на двигателя, който задвижва копаещия орган. В статията са използвани данни

за K_F , получени експериментално по втория, индиректен метод, базиращ се на съществуващите аналитични връзки между специфичното съпротивление на скалите при копаене, параметрите на срязваната стружка, мощността на роторния двигател и производителността на роторните багери SRs 2000, работещи на откривните хоризонти в рудниците на "Мини Марица изток" ЕАД. Тази методика изисква продължителни и трудоемки промишлени експерименти, по време на които се зеснема геоложкия профил на забоя, опробват се изграждащите го литоложки разновидности и се изследват лабораторно свойствата им (Стоева, Иванова и др. 1990-1997; Иванова 2000). Въз основа на получените при експериментите данни за физико-механичните показатели на надвъглищните отложения беше създадена инженерногеоложка класификация на дисперсните и споени литоложки разновидности от откривката в Източномаришкия въглищен басейн (Иванова, 2000). Установени бяха и достатъчно тясни зависимости между специфичното съпротивление на скалите при копаене и якостните им свойст-

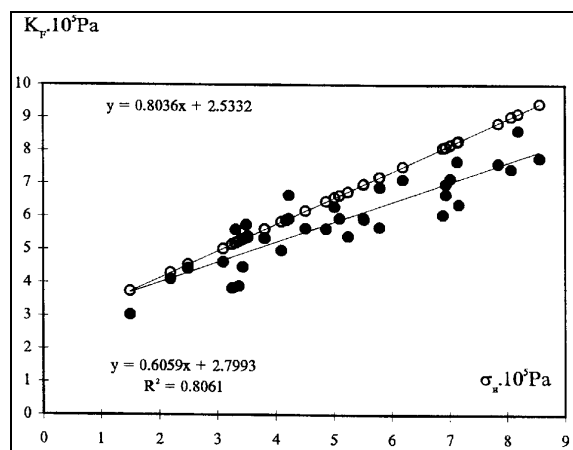
ва (Иванова, 2000), които спестяват експерименталното му определяне.

За рудниците на Марица изток такива зависимости са търсени и от други автори (Иванов, Шейретов и др., 1968). Установената от тях зависимост е между специфичното съпротивление на скалите при копаене K_f и якостта на натиск σ_n , определена емпирично чрез ъгъла на вътрешно триене φ и кохезията c :

$$\sigma_n = 2 \cdot c \cdot \operatorname{tg}(45 + \varphi/2) \quad (1)$$

Зависимостта е праволинейна и има коефициент на корелация $r=0,91$.

Обобщаването на скалите (дисперсни и споени) в петрографски типове по откривни хоризонти и рудници в създадената инженерногеоложка класификация дава възможност да се изчисли специфичното съпротивление на скалите при копаене за всички петрографски типове, ако откривните хоризонти са изградени изцяло от тях. На фигура 1 е изведена зависимостта $K_f=f(\sigma_n)$ за дисперсните разновидности от откривката общо за трите рудника. Използвана е установената от Иванов и Шейретов праволинейна зависимост, като с празни кръгчета е маркирана зависимостта изведена чрез якостта на натиск, определена по формула 1, а с пълтни - чрез лабораторно определената якост на натиск.



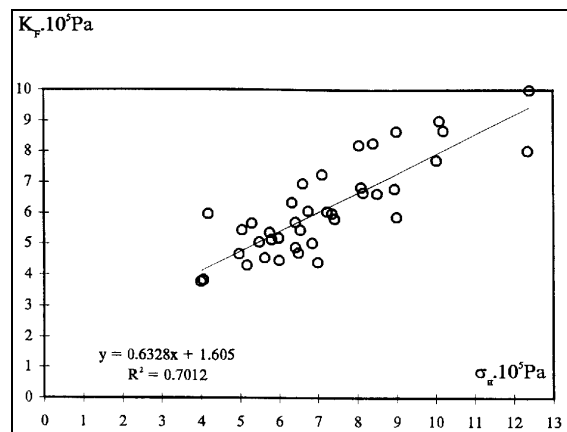
Фиг. 1. Зависимост между специфичното съпротивление на скалите при копаене и якостта им на натиск (определена емпирично - $\circ$ и лабораторно - $\bullet$) за хомогенни масиви

В повечето случаи роторните багери в Марица изток обаче работят в хетерогенен масив, т.е. изграден от два или повече петрографски типа скали. В тези случаи специфичното съпротивление на скалите при копаене отчита съвместното съпротивление на всички участващи в забоя литоложки разновидности. Това налага при извеждане на зависимостта $K_f=f(\sigma_n)$ якостта на натиск да бъде тежестно осреднена в зависимост от степента на участие на всеки петрографски тип скала в забоя, т.е. необходимо е прецизно документиране на геоложкия профил.

При категоризирането на надвъглищните глини в рудниците на Марица изток по условия на копаене, направено в периода 1990-1997 (Стоева, Иванова и др.), беше експериментално определено специфичното съпротивление на

скалите при копаене с роторни багери SRs 2000, като успоредно бяха изследвани и свойствата на скалите от геоложките профили на забоите. Получените в резултат на това данни позволи извеждането на зависимостта $K_f=f(\sigma_n)$ (Иванова, 2000), в която лабораторно определената якост на натиск на скалите е осреднена тежестно според степента им на участие. На фиг. 2 е представена зависимостта $K_f=f(\sigma_n)$ за р-ци "Трояново север" и "Трояново 3". Тя е с коефициент на корелация $r=0,84$ и се описва с уравнение на права линия:

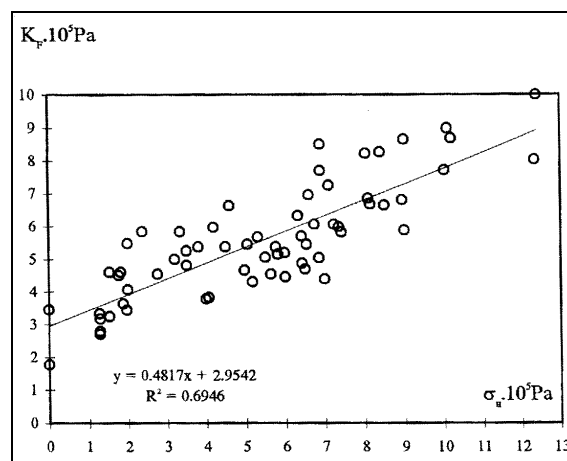
$$K_f = 0,63 \cdot \sigma_n + 1,605 \quad (2)$$



Фиг. 2. Зависимост между специфичното съпротивление на скалите при копаене и якостта им на натиск (определена лабораторно и осреднена тежестно) за хетерогенни масиви

Зависимостта $K_f=f(\sigma_n)$, изведена въз основа на обединените данни, получени от Иванов и Шейретов (1968) и тези, получени от Стоева, Иванова и др. (1990-1997) е представена на фиг. 3 (Иванова, 2000). Коефициентът на корелация е $r=0,83$, а уравнението на правата е:

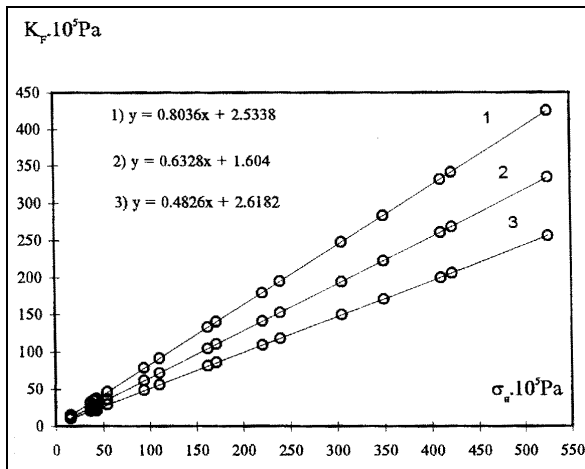
$$K_f = 0,48 \cdot \sigma_n + 2,95 \quad (3)$$



Фиг. 3. Зависимост между специфичното съпротивление на скалите при копаене и якостта им на натиск (по Иванов, Шейретов и др. и Иванова)

Чрез изведените зависимости $K_f=f(\sigma_n)$ (фиг. 4, уравнения 1, 2 и 3, съответно прави 1, 2 и 3) от Иванов и Шейретов

(1968, уравнение 1) и от Иванова (2000, уравнения 2 и 3) може да се определи специфичното съпротивление при копаене в забои, изградени само от споени скали. Това позволява поделянето на споените скали в масива на 4 групи по условия на копаене:



Фиг. 4. Зависимост между специфичното съпротивление на скалите при копаене и якостта им на натиск за хомогенни масиви, състоящи се само от споени скали

- I гр. - с якост на натиск $\sigma_n < 100 \cdot 10^5 \text{ Pa}$ и $K_f < 80 \cdot 10^5 \text{ Pa}$ (по зависимостта изведена от Иванов и Шейретов); $K_f < 60 \cdot 10^5 \text{ Pa}$ (по ф-ла 2) и $K_f < 50 \cdot 10^5 \text{ Pa}$ (по ф-ла 3) - пясъчник с глинеста спойка и глинест варовик;

- II гр. - с якост на натиск $\sigma_n = 100 \div 250 \cdot 10^5 \text{ Pa}$ и $K_f = 80 \div 200 \cdot 10^5 \text{ Pa}$ (по зависимостта изведена от Иванов и Шейретов); $K_f = 60 \div 150 \cdot 10^5 \text{ Pa}$ (по ф-ла 2) и $K_f = 50 \div 120 \cdot 10^5 \text{ Pa}$ (по ф-ла 3) - пясъчник с глинестоваровита спойка и варовик;

- III гр. - с якост на натиск $\sigma_n = 250 \div 450 \cdot 10^5 \text{ Pa}$ и $K_f = 200 \div 350 \cdot 10^5 \text{ Pa}$ (по зависимостта изведена от Иванов и Шейретов); $K_f = 150 \div 270 \cdot 10^5 \text{ Pa}$ (по ф-ла 2) и $K_f = 120 \div 210 \cdot 10^5 \text{ Pa}$ (по ф-ла 3) - пясъчник с варовита спойка, пясъчник със силикатна спойка и брекча;

- IV гр. - с якост на натиск $\sigma_n > 450 \cdot 10^5 \text{ Pa}$ и $K_f > 420 \cdot 10^5 \text{ Pa}$ (по зависимостта изведена от Иванов и Шейретов); $K_f > 330 \cdot 10^5 \text{ Pa}$ (по ф-ла 2) и $K_f > 250 \cdot 10^5 \text{ Pa}$ (по ф-ла 3) - доломитизиран варовик.

Работещите на откривните хоризонти роторни багери SRs 2000 имат максимални усилия на копаене $28 \cdot 10^5 \text{ Pa}$. В зависимостите $K_f = f(\sigma_n)$ за споените скали (фиг. 4) K_f значително надвишава тази стойност. Споените скали, участващи в геоложките профили на забоите обаче се явяват като "твърди" включения, които са с размери, не представляващи проблем при изкопаването им от багерите. В много редки случаи те изграждат издържани пластове с по-голяма дебелина, което налага предварителното им взривяване, за да бъдат иззети. От фиг. 4 се вижда, че работата на роторните багери няма да бъде затруднена в масиви, изградени от литоложки разновидности, имащи якост на натиск $\sigma_n < 50 \cdot 10^5 \text{ Pa}$. Такива са глинесто-песъчливите отложения, по-слабите варовици и пясъчниците с глинеста спойка.

Установените зависимости между специфичното съпротивление на скалите при копаене и якостта им на натиск имат коефициенти на корелация над 0,8, което позволява определянето на K_f чрез σ_n за практически цели. Натрупването на допълнителни данни от бъдещи експерименти за определяне на K_f и σ_n при прецизно документиране на геоложките профили на забоите само биха повишили коефициента на корелация на зависимостта $K_f = f(\sigma_n)$.

Литература

- Иванов И., К. Шейретов. *Опит за установяване корелационно отношение между якостта на глините и специфичното им съпротивление при копаене*. Сп. Въглища 1968, кн. 7.
- Иванова В. *Геотехнически свойства на надвъглищния комплекс и влиянието им върху производителността на роторните багери в Източномаришкия въглищен басейн*. Дисертация за научно-образователна степен "доктор", 2000.
- Стоева П., В. Иванова и др. *Категоризация на надвъглищните глинени в рудниците на Марица изток по условия на копаене*. Отчети по НИС, МГУ, 1990-1997.

Производителност на багер Rs2000 в зависимост от спецификата на надвъглищен комплекс

Венетка Георгиева, Пешка Стоева, Георги Трапов

Минно-геоложки университет "Св. Иван Рилски", 1700 София

РЕЗЮМЕ. Изследвана е техническата производителност (Q_t) за багер RS2000, свързана със специфичните физични и якостни свойства на литоложките разновидности от откритните хоризонти на Източно-Маришкия басейн. Оценена е относителната производителност за характерни групи скали от плиоценския профил. Направен е математичен модел за достоверността на получените резултати за Q_t и тяхното използване при прогнозиране на ефективността на работата на багера при експлоатация в откритите рудници.

PRODUCTIVITY OF EXCAVATOR RS2000 IN RELATION TO THE SPECIFIC PROPERTIES OF THE OVERBURDEN

ABSTRACT. It is an investigation on the technical productivity (Q_t) of the excavator RS2000 in relation to physical and mechanical properties of the lithological varies in the overburden – Maritza Est. It is estimated to the relative productivity by characteristic groups in the Pliocene profile. A mathematical model affirm the authentically results by Q_t and cannot be done prognostic of the work effect of the excavator by coal exploitation in the open-pits.

Надвъглищните плиоценски глинни в Източно-Маришкия въглищен басейн са с различен минерален състав, физични и механични свойства, което се дължи на различните провинции на подхранване на басейна. За решаване на въпросите, свързани с производителността на роторните багери, които работят в надвъглищния комплекс е направена инженерно-геоложка класификация на базата на следните специфични свойства: глинеста компонента (M_c), пясък (S), прах (P), кварц (Q_v), карбонати (C_v), сулфати (SO), обемна плътност (R_o), естествено водно съдържание (W_n), граница на протичане (W_L), органично вещество (O_v), полепване по метал в естествено състояние (P_o), ъгъл на вътрешно триене (F_i). Освен това се дава техническата производителност (Q_t) и специфичното съпротивление при копаене (K_f).

Разгледани са две основни класификационни групи – I и II, които са типични за надвъглищния комплекс и са с най-голяма дебелина.

Група I. Тук попадат черните органични глинни със или без въглищни включения и със съдържание на глинеста компонента от 54 до 87% (фиг. 1). Тези глинни не съдържат пясък. Изменението на разглежданите свойства за съответните наблюдателни точки е дадено на фигура 1. В нашия случай за тази група кварцът по размери е прахова компонента. Това се обяснява с дългия транспорт на теригенните материали от подхранващите провинции.

Най-важните класификационни показатели, които разделят група I на 4 подгрупи са:

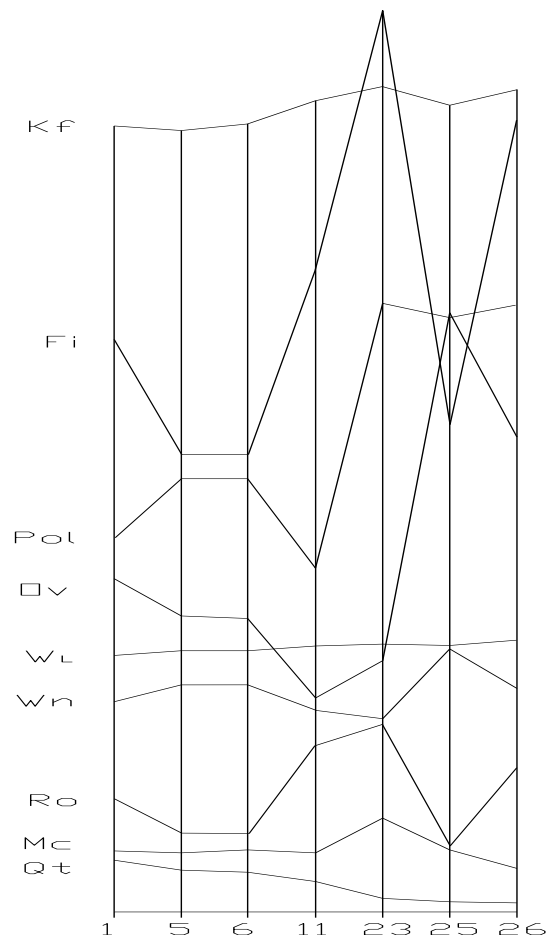
- макроскопските особености,
- пластичността и по-точно W_L ,
- органичното вещество,
- полепването.

Подгрупа I.1. Характеризира се макроскопски като черни органични глинни.

Подгрупа I.2^a. Представена е от 70% глина и 30% пласт дървесни въглища.

Подгрупа I. 2^b. Представена е от 60% глина и 40% пласт дървесни въглища.

Подгрупа I.3. Черни органични глинни – 100%.



Фиг. 1. Изменение на свойствата по наблюдателни точки за група I

Посочената по-горе категоризация на подгрупи се основава на: граница на източване (W_L) и органично вещество (Ov). Границата на източване нараства от 84 до 102%. Органичното вещество също нараства и в третата подгрупа достига до 26%.

Проследяването на връзката между органичното вещество, пластичните свойства и естественото водно съдържание ни дава основание да категоризираме глините от група I като самостоятелна група. Тя има най-висока W_n и най-висока пластичност. Важна характеристика за тази група е полепването върху метал, което варира от 20 до 52 g/cm² и нараства от подгрупа I.1 към подгрупа I.3. Установява се сравнително голям ъгъл на вътрешно триене в подгрупа I.3 (до 35°), независимо че липсват въглищни пластове и въглищни инградиенти. Това се обяснява с тиксотропния ефект на възстановяване на колоидно-активните връзки в тези глинени в процеса на срязване. Както ще се види по-късно, този ефект има голямо значение при отчитане на производителността на багерите, работещи в глинени от подгрупа I.3 (фиг.3).

Група II. В тази група попадат сивозелените пластични глинени. Те се характеризират с голям процент глинеста фракция – от 51 до 88%. Установява се неравномерно разпределение на пясъчната фракция – от 1 до 5% (фиг. 2). И в тази група, както в група I, има кварц (10 ÷ 29%), който и при тези глинени е с дименсия на прах и не се влияе от процентното съдържание на пясъчната фракция, какъвто е случая с т. 8 – $Q_v = 27\%$ при $P = 45\%$ и $S = 0$ или в т. 19 – $Q_v = 28\%$ при $P = 31\%$ и $S = 0$.

Увеличеното количество на праховата фракция – до 46% обуславя сравнителното намаляване на W_n (26 ÷ 46%) спрямо първа група.

Тези глинени се характеризират и с висока степен на полепване върху метал ($Pol = 20 \div 80$ g/cm²).

Най-важните класификационни показатели, които разделят група II на 4 подгрупи са:

- макроскопско описание,
- съдържание на кварц, респ. прахова компонента,
- наличие на варовито вещество и варовити конкреции,
- полепване.

Подгрупа II.1. Сивозелени пластични глинени без варовито вещество.

Подгрупа II.2. Сивозелени пластични глинени с минимално количество диспергирано варовито вещество.

Подгрупа II.3^a. Сивозелени пластични глинени с варовити повлека и петна (варовитото вещество е прахово).

Подгрупа II.3^b. Сивозелени пластични глинени с варовити конкреции с различни размери.

Дадената по-горе макроскопска характеристика се обвързва с варовитото вещество по следния начин:

- Подгрупа II.1 – $C_v = 0\%$
- Подгрупа II.2 – $C_v = 1 \div 3\%$
- Подгрупа II.3^a – $C_v = 11 \div 13\%$
- Подгрупа II.3^b – $C_v = 5\%$

Измерванията *in situ* на техническата производителност на багерите (Q_t , m³/h) трябва да се свърже с физичните свойства, други технологични свойства (полепване, абразивност) и минералния състав на глините от I и II група на надвъглищния комплекс.

Приет е като един от най-важните критерии за технологичната класификация да бъде $Q_{отн}$ – относителната производителност, която се определя по формулата:

$$Q_{отн} = [(Q_{n(ср)} - Q_{n(ср)}) / Q_{n(ср)}] \cdot 100, [\%] \quad (1)$$

където:

$Q_{n(ср)}$ е средната техническа производителност в дадена точка (фиг.1 и 2)

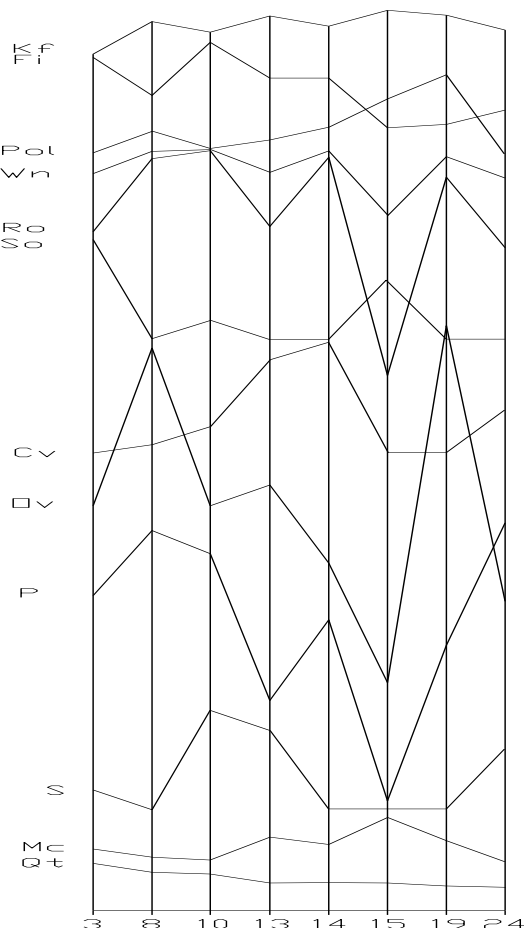
$Q_{n-1(ср)}$ е средната техническа производителност за точка с по-ниски стойности на Q (фиг. 1 и 2)

Пример: За група I:

т. 1 – $Q_{ср} = 4043$ m³/h

т. 5 – $Q_{ср} = 3772$ m³/h

$$Q_{отн} = [(4043 - 3772) / 4043] \cdot 100 = 6,7\% \quad (2)$$

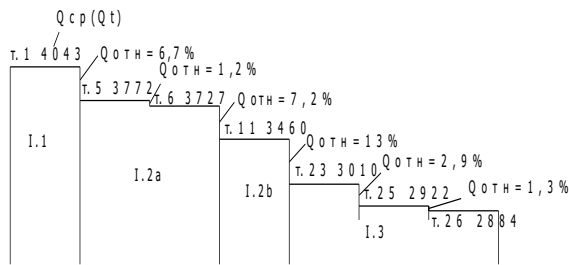


Фиг. 2. Изменение на свойствата по наблюдателни точки за група II

Границите между отделните подгрупи по отношение на средната техническа производителност на багера $Q_{ср}$ (Q_t) се определят от стойностите на $Q_{отн}$ (фиг.3 и 4).

Така например за **група I** (черни органични глинени) $Q_{отн}$ като граница между подгрупи I.1 и I.2^a е равно на 6,7 % (фиг. 3). Границата между I.2^a и I.2^b е $Q_{отн} = 7,2\%$ и границата между подгрупи I.2^b и I.3 е $Q_{отн} = 13\%$.

Вътре в дадената подгрупа $Q_{отн}$ варира от 1,2 (за I.2^a) до 2,9% (за I.3).

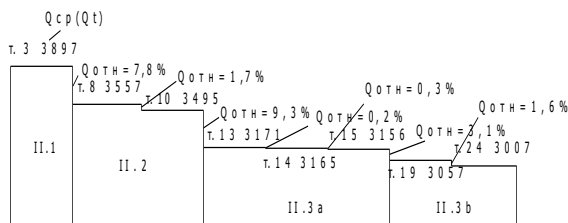


Фиг. 3. Средна и относителна производителност между подгрупите от I група

Малките различия в относителната производителност вътре в дадената класификационна група се обяснява с близките свойства на литоложките разновидности, които принадлежат към подгрупата.

Средната часова техническа производителност за **група II** също съответства на разглежданата категория в инженерногеоложката класификация (II.1; II.2; II.3a; II.3b). относителната производителност между подгрупи II.1 и II.2 (фиг.4) е 8,7%, между подгрупи II.2 и II.3a – 9,3%, а между II.3a и II.3b е 3,1%.

Аналогичен е случая за ниската относителна производителност и в подгрупите от II група.



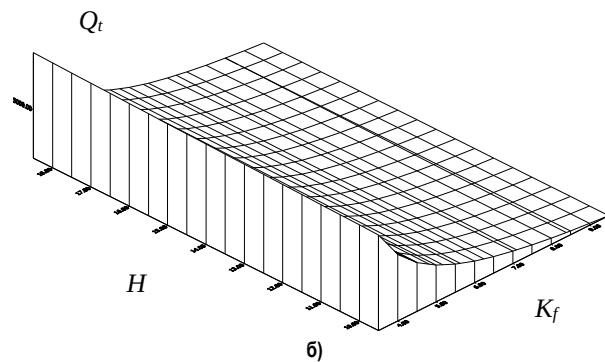
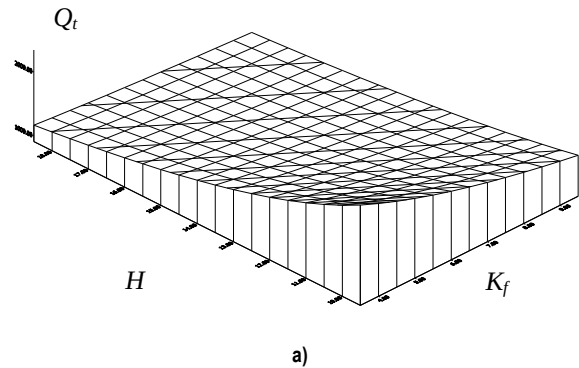
Фиг. 4. Средна и относителна производителност между подгрупите от II група

За оценка на височината (H) на отделните стъпала в съответните групи е направен математичен обемен модел, който дава връзката между техническата производителност (Q_t), специфичното съпротивление при копаене (K_f) и съответния параметър на стъпалото (фиг.5а и 5б).

Този модел представлява повърхнина, която за I група (фиг. 5а) показва тенденция за значително намаляване на техническата производителност - Q_t с нарастване на височината на стъпалата - H. Това се обяснява с увеличаване на броя на специфичните технологични операции при изземване на ненарушения масив от надвъглищния комплекс и ролята на полепването.

За II група изменението на височината на стъпалата H не оказва особено влияние на техническата производителност Q_t . Съществено е намаляването на Q_t при увеличаване на специфичното съпротивление при копаене K_f (фиг. 5б).

Получените модели имат приложение при прогнозиране на производителността на багер RS2000 при определени H и K_f .



Фиг. 5. Математичен обемен модел на връзката между техническата производителност (Q_t), специфичното съпротивление при копаене (K_f) и височината на стъпалото (H), съответно за I група (а) и II група (б)

Литература

Стоева, П. и др.1997. Категоризация на надвъглищните глин в Откритите Рудници "Трояново-Север" и "Трояново-3", Отчет по договори № 1343 и №1344, МГУ, С.

Относно някои аспекти на геотехническите проучвания на терени разположени над ликвидирани рудници

Сергей Боянов ¹, Валентин Пожидаев ²

¹ Минно-геоложки университет "Св. Иван Рилски", 1700 София

² Геохидроконсулт ООД, София

ABOUT SOME ASPECTS OF GEOTECHNICAL RESEARCHES OF TERRAIN ABOVE LIQUIDATED MINES

ABSTRACT. After the activity connected with ore-extraction and processing are finished the areas polluted by heavy metals remain. Very often they are used for making depots for hard and liquid waste products.

At designing structures it is especially important to study the building basis itself, as well as zones of destruction above underground mines working, and also geodynamic zones described by higher permeability. The practice testifies that standard geotechnical methods, which include drilling of wells and also geological description and the laboratory tests of physical and mechanical parameters of rocks, do not provide necessary reliability and presentability of received results, and demand significant resource and time.

The geophysical methods, which include a method of azimuthal electromagnetic research and also seismic investigation (registration of refracted waves) allow efficiently with any density and high accuracy to determine target parameters of researched massif, to classify the area by a complex of civil-geological parameters and to minimize the expenditure necessary for drilling and laboratory researches.

The author of the report present the results of application of these methods at the research of a building-site in tail pond "Eleshnitca" and regional depot for rubbish in area of mines "Propadnala voda".

След ликвидирането на рудодобивната и рудопреобладаващата дейност остават райони, замърсени с тежки метали и други вредности.

В някои случаи тези райони се използват за изграждане на депа за промишлени и битови отпадъци. При проектирането на съоръженията е особено важно да се картира строителната основа, зоните на обрушаване над подземните изработки, и геодинамичните зони, характеризиращи се с по-висока проникваемост.

В условията на ресурсен дефицит и либерализация на икономическите отношения се наблюдава стремеж към минимизиране на количеството на предпроектните изследвания – намаляване на видовете и обемите теренни работи и използване на преки инженерно-геоложки и геотехнически методи – сондиране, пробовземане, пенетрации и крипчатки.

Преките методи не осигуряват необходимата достоверност и представителност на получаваните резултати тъй като се залагат в дискретни точки- директивно или по целесъобразност (наличие на естествени подходи, сондажни площадки, водоподаване и прочее).

Реализацията им същевременно изисква значителни ресурси на средства и време.

Линейната интерполация и апроксимацията на данните за веществения състав и структурните особености на геоложкия разрез на по-големи разстояния от няколко пъти диаметъра на изработката в повечето случаи е некоректно и свързано с големи неточности.

Проектните решения се приемат в съответствие с наличната геотехническа информация и в редица случаи са далеч от оптималните.

Това води не само до увеличаване на стойността на строително-монтажните работи, но и до рискове при изграждането и експлоатацията на съоръженията.

Един от примерите за такива случаи е рекултивацията на хвостохранилището на завод "Звезда" в село Елешница.

В хвостохранилището са депонирани огромни обеми скална маса, плучена от преработката на уранова руда. С цел да се минимизира екологичния риск обектът е включен в PHARE програма, предвиждаща запечатване на повърхността му, биологическа рекултивация и управление на водите.

Предпроектните проучвания са извършени от немската фирма Uran Erzberg Bau, ДСО "Редки метали" "Енергопроект", и са обединени в "Окончателен доклад за основните насоки на проекта от 28 януари 1998г".

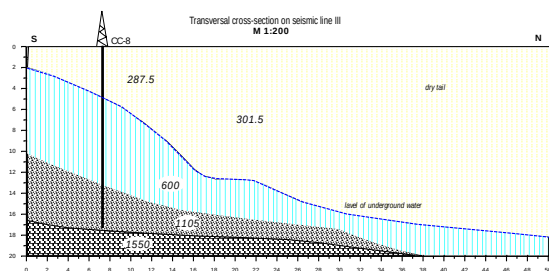
Изпълнител на строително-монтажните работи е "Главболгарстрой"-София. За прихващане и отвеждане на повърхностните води се предвижда изграждането на бетонов колектор с квадратно сечение, фундиран на дълбочина 4-10 m под нивото на хвоста.

Проектното решение е прието на основата на наличната инженерно-геоложка информация: ниво на подземните води – 30 m под повърхността на хвоста и геоложки разрез изграден от дребно-среднозърнести пясъци с глинести прослойки.

През 2003 г. по задание на "Главболгарстрой" бяха извършени допълнителни проучвания по трасето на проектирания колектор.

Проучванията включваха 5 профила сеизмично профилиране, 100 точки азимутално електромагнитно профилиране, 9 сондажа и 27 броя лабораторни изпитвания на сондажната ядка.

На фигура 1 е показан напречен сеизмо-геоложки разрез през левия бряг на хвостохранилището, изчертан по резултатите от сеизмичното профилиране.



Фиг. 1. Напречен сеизмо-геоложки разрез през сондаж CC-8

Литоложките граници между наслагите изграждащи хвоста и коренните скали се картират по диференциацията на скоростите на разпространение на вълните.

Особено контрастно се проявява нивото на подземните води. Вижда се, че депресионната крива се характеризира с висок градиент по посока към централната част на чашата на хвостохранилището, образувайки доста сложни форми, контролирани от разпределението на глинестата фракция.

В таблица 1 са сведени основните сеизмични параметри за различните литоложки разновидности, изграждащи чашата на хвостохранилището и непосредствена земна основа под него.

Таблица 1.

Литоложка характеристика	Vp m/s	Vs m/s	γ g/cm ³
Хвост, над ВН	266.96	222.74	1.28
Хвост, под ВН	407.62	195.04	1.41
Чакълеста глина	576.19	373.03	1.53
Силно изв. скали	631.87	1.89	2.31
Слабо изв. скали	1654.72	897.19	1.97

Хвостохранилището попада в сеизмична зона 9-та степен и е с коефициент на сеизмичност 0,27 /НПССЗР-87/. Различните литоложки разновидности по различен начин реагират на един и същи сеизмичен импулс. Изменението на балността на сеизмичното въздействие върху хвоста по отношение на въздействието върху коренните скали се изчислява по модифицираните формули на Медведев [1].

За хвоста над нивото на подземните води се използва формулата: $\Delta I = 1.67 \cdot \lg(\gamma_e V_e / \gamma_i V_i)$. За хвоста залягащ под нивото на подземните води се използва формулата:

$$\Delta I = 1.67 \cdot \lg(\gamma_e V_e / \gamma_i V_i) + \beta \cdot \exp(0.04 h^2),$$

където: ΔI - изменение на балността (т.е реакцията към сеизмичното въздействие); γ_e - обемно тегло на изветрелите коренни скали; γ_i - обемно тегло на хвоста; V_e - скорост на еластичните вълни за коренните скали; V_i - скорост на еластичните вълни в хвоста; h - дълбочина на залягане на подземните води.

За хвоста, залягащ над нивото на подземните води оценката на ΔI е 1.78, а за хвоста, залягащ под нивото на

подземните води приема стойност 2.83. Това означава, че при земетресение VI степен утайките ще реагират както при 7.78 и 8.83 степен съответно над и под нивото на подземните води. Втечняването на хвоста, дори без оглед на естествената му влажност ще се осъществи при земетресение с магнитуд около 6. 0 бала.

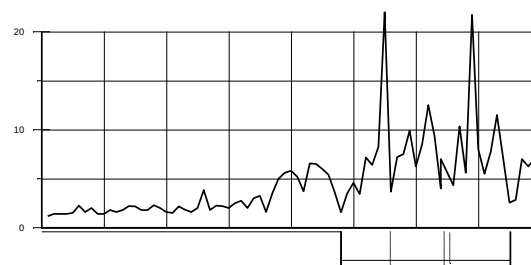
Подобни резултати (Таблица 2) се получава Ст. Стойнев с използване на разработената от него методика основана върху анализа на веществения състав и консистенцията на почвите

Таблица 2.

Лаб.№	FL		
	$I_d=0.66$	$I_d=0.76$	$I_d=0.90$
5490	0,50	0,57	0,68
5491	0,52	0,60	0,71
5492	0,49	0,57	0,67
5493	0,94	1,08	1,28
5494	0,52	0,60	0,71
5495	0,91	1,05	1,24
5496	0,94	1,08	1,28
5497	0,51	0,59	0,70
5498	0,53	0,61	0,72

Тиксотропните свойства на хвоста при динамични въздействия, са изчислени по формулата: $F = RL/L$, където F - фактор на протичане - когато е по-малък от 1 се втечнява; RL - съпротивление срещу втечняване - при $Mc > 6$ $RL = 0,00350 \times I_d$; при $Mc < 6$ $RL = 0,00189 I_d$; L - сеизмично натоварване = $K_c \times (1 - 0.015z)$; z - дълбочина на залягане на пласта; I_d - относителна плътност; Mc - съдържание на глинеста фракция; h - дълбочина на подземните води.

На фигура 2 са показани разпределенията на енергията и коефициента на анизотропност на електромагнитното поле.



Фиг. 2 Разпределение на енергията на електромагнитното поле (E)

Вижда се, че източната и западната част на хвостохранилището се различават и по двата параметъра, което свидетелства за наличието на активни геодинамични процеси в източната част. Двата блока са отделени един от друг от разсед, който се картира и от сондажите. С оглед на това, че физическата дълбочинност на метода на Азимуталното електромагнитно профилиране в дадените условия е около 3 м, а горната част е представена от натрупан и трамбован изолационен материал с дебелина 1 м, може с увереност да се твърди, че използваната технология не осигурява изолацията на радиоактивните газове, тъй като в настилката са се проявили деформации, по

които проникват еманациите. В зоните с аномално високи електромагнитни параметри проницаемостта е по-висока, а якостните свойства на почвите по-ниски и. Същите се характеризират с временна изменчивост на регистрирания сигнал, свидетелстваща за проявата на нео сеизмо-тектонски процеси обусловени от цикличното изменение на напрегнатото състояние във зоните на взаимодействие между структурните блокове. Тези процеси неминуемо ще засегнат и проектирания колектор, ако бъде изграден по предвиденото трасе.

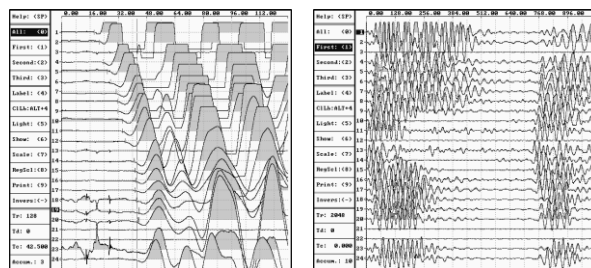
В резултат на извършените проучвания бе установено, че:

- Колекторът попада в пласт, представен от "особени" техногенни строителни почви, определени като слаби почви от група "В". Те са в течно и меко пластична консистенция. По НППФ се характеризират с основно изчислително натоварване от 0,06 до 0,15 МПа
- Нивото на подземните води в осем от всичките деветте сондажа бе установено на дълбочини от 0,77 до 2,80 m. от повърхността на терена, а коефициентът на филтрация на пласта, в който ще бъде извършено фундирането варира от 0.01 до 0.15 m/d. Почвите са склонни да проявяват тиксотропни свойства, а в зоните, където пясъчната фракция преобладава да се проявяват като плаващи, т.е. да преминават в подвижно състояние. Под водното ниво, при извършване на масовия изкоп е възможна суфозия.
- Предложеното решение за изграждане на бетонов колектор е нерационално за съществуващите инженерно-геоложки условия

Друг пример за необходимостта от специализирани проучвания е регионалното депо за битови отпадъци около Созопол, при строежа на което на повърхността започват да се образуват ями. МОСВ възлага извършването на допълнителни проучвания с цел картиране на зони на обрушаване над минните изработки. В изпълнение на техническото задание бяха извършени геологоструктурно картиране, измервания по метода на азимуталното електромагнитно (АЕМП) в 437 точки и сеизмични измервания по 14 профила. Сеизмичните измервания включват измервания по метода на пречупените и отразените вълни с независима регистрация на надлъжните и напречните вълни. Разглеждат се два класа целеви обекти). Първият – зони на разкъсване на теренната повърхност. Вторият – зони на засвояване над отработените рудни тела.

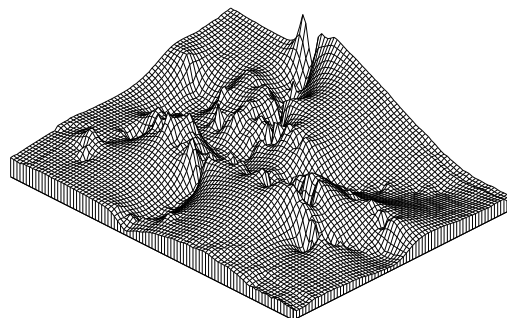
Скалният масив се разглежда като еднородна естествено напукана среда. Измененията на напрегнато-деформираното състояние се проявяват като аномалии в електромагнитното поле, измерено по метода АЕМП. Възможните скоростни граници са границата под зоната на изветряне и границите между различните петроложки свити.

На фигура 3 са показани вълновите картина, съответно на пречупени и отразени вълни измерени в ненарушен масив (профил 14). Всяко отсъствие на корелация между трасетата и изменение на наклона на границите свидетелства за веществено-структурна нееднородност.



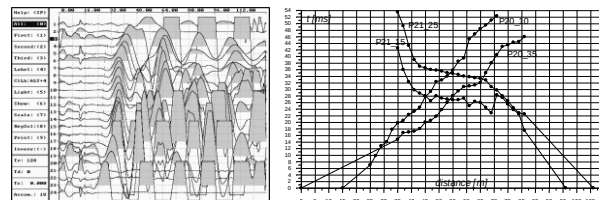
Фиг. 3. Типични вълнови полета в ненарушен масив

Теренните измервания започват с метода АЕМП, по резултатите от който оперативно се картират зоните с проявление на геодинамични процеси. На фигура 4 е показано перспективно изображение на структурния параметър на електромагнитното поле. Вижда се, че рудна жила 162 се характеризира с регионална аномалия, а локалния, издържан минимум в нея съответства на зоните на разтоварване. Разтоварените части, съответстващи на образували се "комини" се картират и над другите рудни жили като локални отрицателни аномалии с ограничени размери и изометрична форма. Отделените по този начин площи, характеризиращи се с аномални разпределения подлежат на оценка със сеизмични методи.



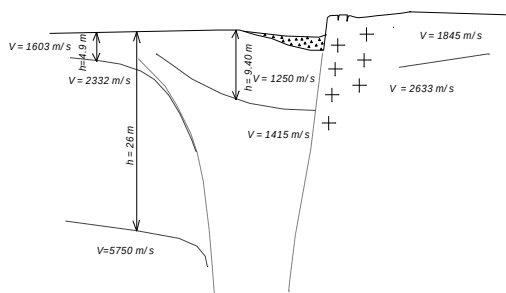
Фиг. 4. Структурен параметър на електромагнитното поле $Sp = A/E$

На фигура 5 са показани вълновата картина и съответстващите ѝ ходографи на пречупените вълни, на които се вижда ясно "временния праг", след границата, съответстваща на изветрялата зона.



Фиг. 5. Сеизмограма и ходографи на сеизмичните вълни над нарушена зона

На фигура 6 е показан напречен разрез през зоната на обрушавката над рудна жила 162, изчертан по резултатите от сеизмичните и електромагнитните изследвания.



Фиг. 6. Напречен разрез през обрушковата по рудна жила

По данните от геофизичните изследвания се определя, че цялата зона над рудна жила 162 се характеризира с развитие на геодинамични процеси над рудните изработки (обрушовки), достигащи горните хоризонти на геоложкия разрез или проявени на повърхността. В някои от другите участъци се предполага развитието на локални пропадания, образуващи се над слепи шахти или "комини". Резултатите от геофизичните изследвания напълно се съгласуват с резултатите от маркшейдерските и геомеханичните изчисления за развитието на процесите.

Изводи

В районите, повлияни от рудодобивна или рудопереработваща дейност се проявяват природно-техногенни процеси, изменящи инженерногеоложките и хидрогеоложките условия в горната част на геоложкия разрез, предвидена за стопанско използване.

Стандартните инженерногеоложки методи за предпроектно проучване са неефективни при изследването на такива райони, от една страна поради специфичните геометрични размери и конфигурацията на целевите обекти – каверни, зони на обрушаване, лещи и пр., а от друга поради присъщите им физически ограничения - невъзможност за картиране и класификация на геодинамични зони, оценка на

теренните условия върху сеизмичната устойчивост и други.

В съществуващото техническо законодателство отсъства нормативна база, регламентираща обема и състава на необходимата предпроектна информация и изисквания към методиката за нейното получаване. Липсват нормативно осигурени критерии за оценка на качеството и съответствието на предоставяната в инженерно-геоложките и хидрогеоложките доклади информация към целите и задачите на строителството. Процедурата за приемане на резултатите от прединвестиционните проучвания е неефективна. Една от причините за това е отсъствието на количествен критерий, обединяващ геоложката и икономическата ефективност на проекта.

Създаването на такава нормативна база е крайно необходимо.

Опитът от проучването на редица обекти свидетелства, че е целесъобразно да се извършва изпреварващо геофизично изследване, както на цялата строителна площадка, така и непосредствено по трасетата и площадките на проектираните обекти, независимо от наличието на предпроектни инженерно-геоложки проучвания.

Технологията на проучването включва картиране на цялата площ с метода на азимуталното електромагнитно профилиране (АЕМП) по гъста мрежа и сеизмични изследвания в аномалните участъци и зони.

За потвърждаване на прогнозите за наличие на целеви обект се прилагат "преки" геотехнически и методи.

Използването на предложения подход не само повишава геоложката ефективност, но и икономическата ефективност на целия процес по изграждането и експлоатацията на съоръженията.

Литература

Оценка влияния грунтовых условий на сейсмическую опасность. Под ред. О.В. Павлов, Москва, "Наука", АН СССР, 1988 г, 222 стр.

Description of mine ventilation network simulator

Marin Gavrilă

Faculty of electromechanics, University of Craiova, Romania

ABSTRACT. The elements used in a mine network simulator, which have parabolic features can be presented in 2 ways, passives, (formed of a function generator with a very small adjusting range) and actives (containing electronic elements that allow the change of the parabola parameters in a wide range). The study of ventilation cannot be done without taking into account the basic laws of flowing (for compressible fluids) in a pipe network.

ОПИСАНИЕ НА СИМУЛАТОР ЗА МИННА ВЕНТИЛАЦИОННА СИСТЕМА

РЕЗЮМЕ. Елементите използвани в минният мрежови симулатор, които имат параболични особености, могат да бъдат представени по 2 начина: пасивни (формирани от функционален генератор с много малък диапазон на настройка) и активни (съдържащи електронни елементи, които позволяват изменение на параметрите на параболата в широк диапазон). Изучаването на вентилацията не може да бъде направено без да се вземе под внимание основните закони на потоците (за свиването на течността) в тръбите на мрежата.

1. Introduction

The most used simulation is made through electric analogy.

To obtain the analogy we have to find an element that has a square relation between tension and the current:

$$U = KI|I| \quad (1)$$

Choosing the functions generator which serves the reference element depends on the required precision and price. Moreover, the mine network has, as a special feature, the fact that resistance of the branches covers a variation range from 0,0001 to 300 kmurgi (1 kmurgi is the resistance of the mine tunnel where a volume of 1m³/s triggers a pressure fall of 1kgf/m²) - fig.1.

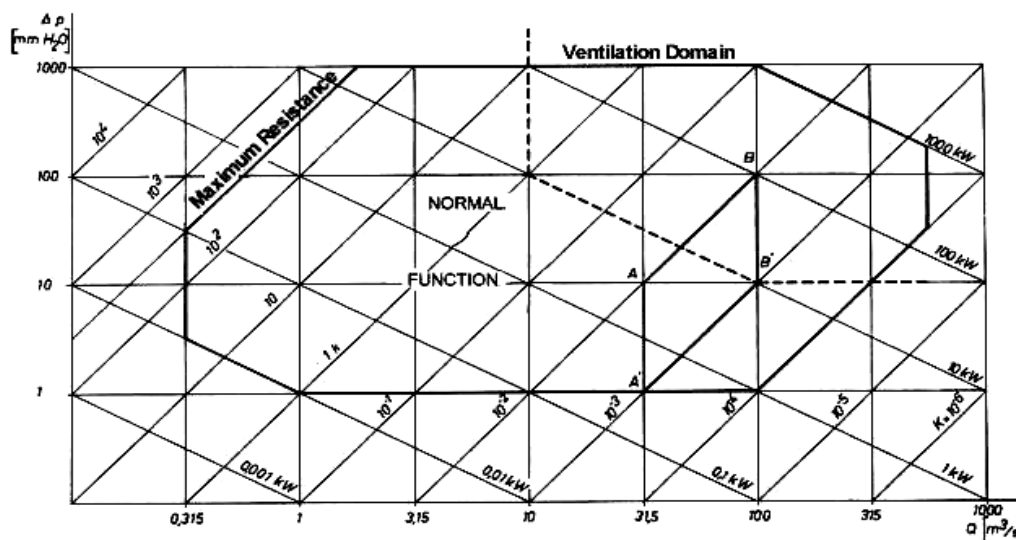


Fig. 1. The way of functioning for a fan

The domain of volumes and pressure will be covered in different ways of continuous adjustment (vertically or horizontally).

2. The active solution: module K, V, I

The main solution of the module, the K parameter, V tension and I power stream is represented in fig.2, which is obtained using a function generator realized with resistance's connected

in parallel with diodes, and which equation is:

$$y = y_0 - k\sqrt{x - x_0}.$$

In Fig.1 is represented on logarithmic coordinates the domain covered by three ways of adjustment. For a given module adjustment, the variation of the tension in the terminals, allows the description of a straight (line) segment, for example AB; the continuous adjustment of K moves this segment from AB in A'B. The parallelogram formed like this can be moved in

various regions of the diagram by commuting the tension and power flow ranges. Choosing the scales of tension and power stream if there is known the size of tensions and power streams.

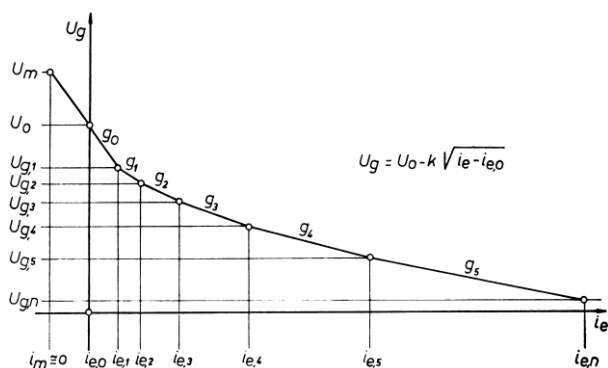


Fig. 2. The main parabola of the module K, V, I

A simulation on the ventilation network is possible using two optic alarms which signal at the extremities with a precision of 1%.

In fig.3. the adjustment of the module through the factor K (K_I , K_{II} , P), is represented the alternator with 6 steps K_{II} and the 2 diodes which allow the passage from a parabolic function to the function of the power stream regulator and into the wires at the alarm block [1].

In fig. 3, 4, 5 are described different steps of elaboration of the module K, V, I and in fig.6 is presented the description of the general diagram. In fig. 4. functioning with $U < 0$, $I < 0$ becomes possible. In fig. 5. the power of the divider K_I doesn't pass through the resistance K_{II} which delivers the tension "e" to the comparator [2].

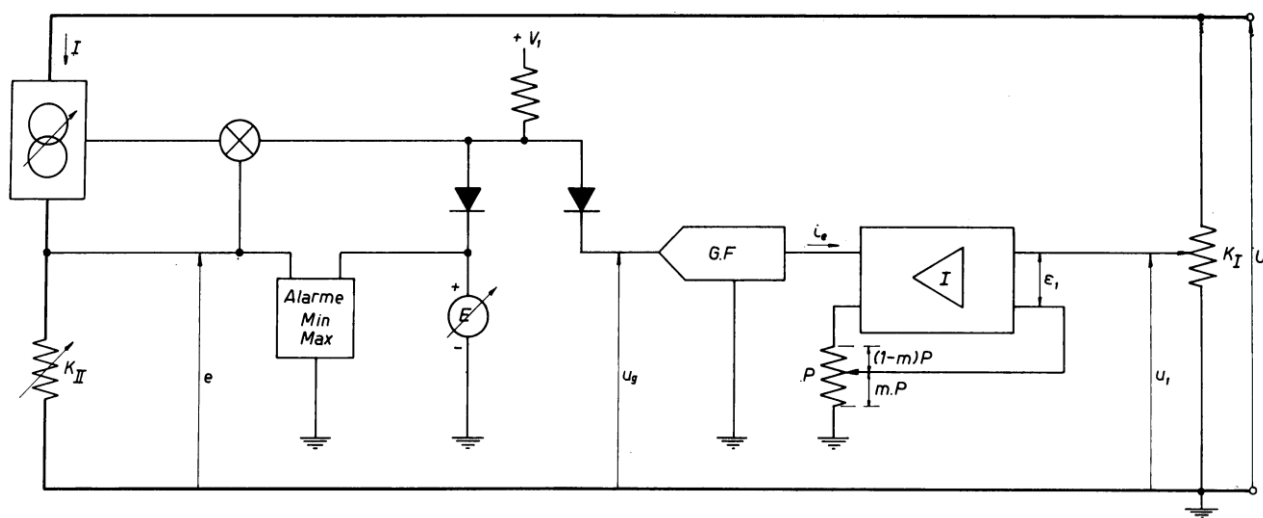


Fig. 3. The adjustment of the module through the factor K (K_I , K_{II} , P)

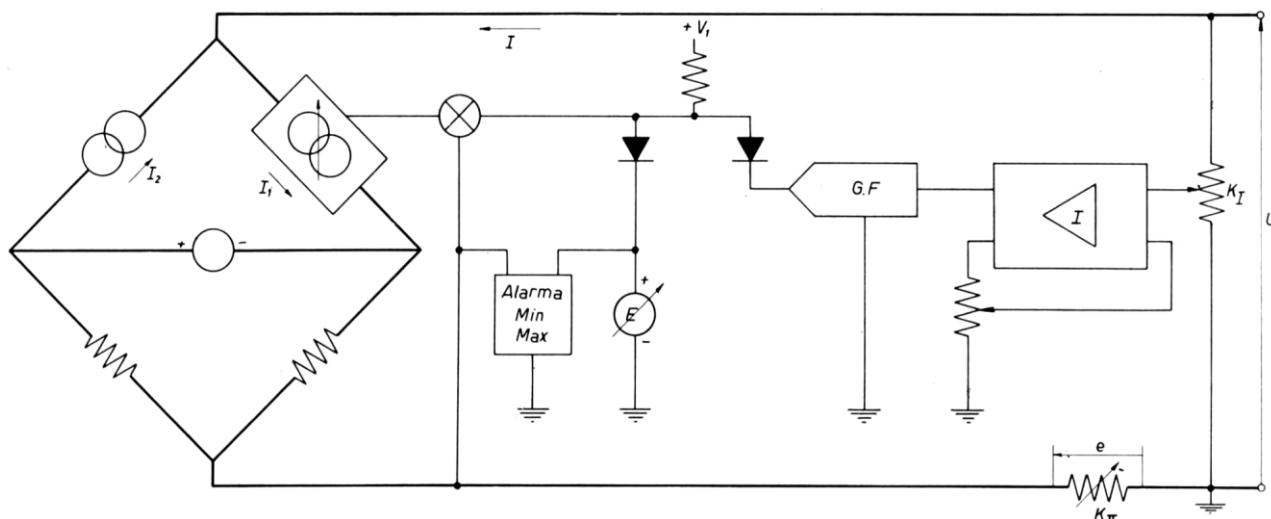


Fig. 4. The adjustment of the module through K_I

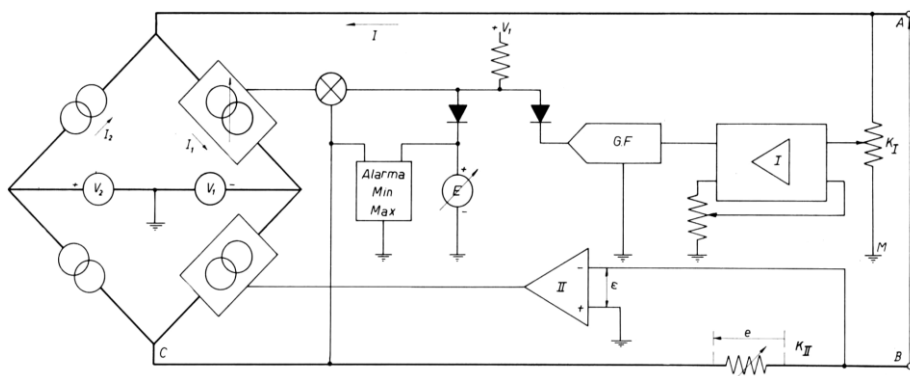


Fig. 5. Final elaboration of the module

For the extension of the parabolic feature in the frame $U < 0$, $I < 0$, the Wheatstone bridge assembly (fig.4). The adjustable dissipation element is conducted through the same circuits as the ones represented in fig. 3.

2.1. The calculation of some elements of the device

Considering the tension U , it has to be calculated the current I ; and the input signal U is reduced through the variolosses K_1 at a value of

$$\mathbf{u}_1 = \mathbf{K}_1 \mathbf{U} \quad (2)$$

The operational amplifier 1 receives the tension u_1 and applies a voltage u_2 to the level Q_1 and it results:

$$\mathbf{u}_1 + \varepsilon_1 \approx \mathbf{u}_1 = \mathbf{m} \cdot \mathbf{u}_p \quad (3)$$

u_p being the voltage in the potentiometer terminals P; n is the unclosed section of this potentiometer in the anti-reaction loop, and ε_1 is the difference of potential between the two inputs:

From fig.6. results:

$$i_1 + i_e - i_p = \frac{u_p + E_p}{Z_s} \quad (4)$$

If the power gain at the Q_1 level is enough and if the potentiometer resistance is very high, the power streams i_1 and i_p are negligible in relation to i_e , from which

$$i_e = \frac{u_p + E_p}{Z_s} = \frac{(u_1/m) + E_p}{Z_s} = \frac{K_I U/m + E_p}{Z_s} \quad (5)$$

The values U_1 , K_i , m , E_p and Z_1 are mainly random but the limits for the power i_e through level Q_1 and the function generator ($i_c < i_{max}$), must be respected.

The potential difference u_g is related to the i_e

$$u_g = u_0 - k\sqrt{i_e - i_{e,0}} = u_0 - k\sqrt{\frac{K_I U / m + E_p}{Z_s} - i_{e,0}} \quad (6)$$

K is being the parabola's parameter, while u_0 and i_{c0} represent the coordinates of the parabola's peak.

If the voltage at input $\varepsilon_2 \approx 0$:

$$e = K_{II} I \quad (7)$$

If it's considered the potential in D equal to 0 and the input power of the amplifier negligible, it could be:

$$\frac{e}{R_0} + u_g \cdot G_{01} - E_{02} \cdot G_{02} = 0 \quad (8)$$

$$U - U_0 = K(I - I_0)^2 \quad (9)$$

only if:

$$U_0 = -\frac{m}{K_I} (E_p - Z_S \cdot i_{e,0}) \quad (10)$$

$$K = \left(\frac{K_{II}}{R_0 \cdot k \cdot G_{01}} \right)^2 \frac{Z_S m}{K_I} \quad (11)$$

$$I_0 = \frac{R_0}{K_u} (E_{02} \cdot G_{02} - u_0 \cdot G_{01}) \quad (12)$$

The thinking that leads to relation (9) must have an established equilibrium status. If in a case of an external noise the relation (8), (9) is no longer valid, there will be a change in the division of power in the Wheatstone bridge. The power will vary in the branches Q_2 and Q_3 as well as crossing, until a new equilibrium status settles.

One can notice that due to the bridge device and the chosen values for given powers, the adjustment period obtained through Q_2 and Q_3 and allows the external power to reverse.

The relations (10), (11), (12) show the elements on which can be acted in order to notify the external parabola's parameters.

- an action on K_1 modifies in the same time the y axe U_{01} of the parabola's peak.

- an action on K_{II} modifies in the same time the x axe l_0 of the parabola's peak.

These 2 possibilities were used to modify the K parameter through 10 powers. Accordingly to the relation (11), the resistance K_I must be in geometrical progression of 10 ratio, while the resistance K_{II} must be in geometrical progression of $\sqrt{10}$ ratio.

- the adjustment of R_0 , $1/G_{01}$, Z_s parameters or the n ratio of the potentiometer P of anti-reaction of I amplifier.

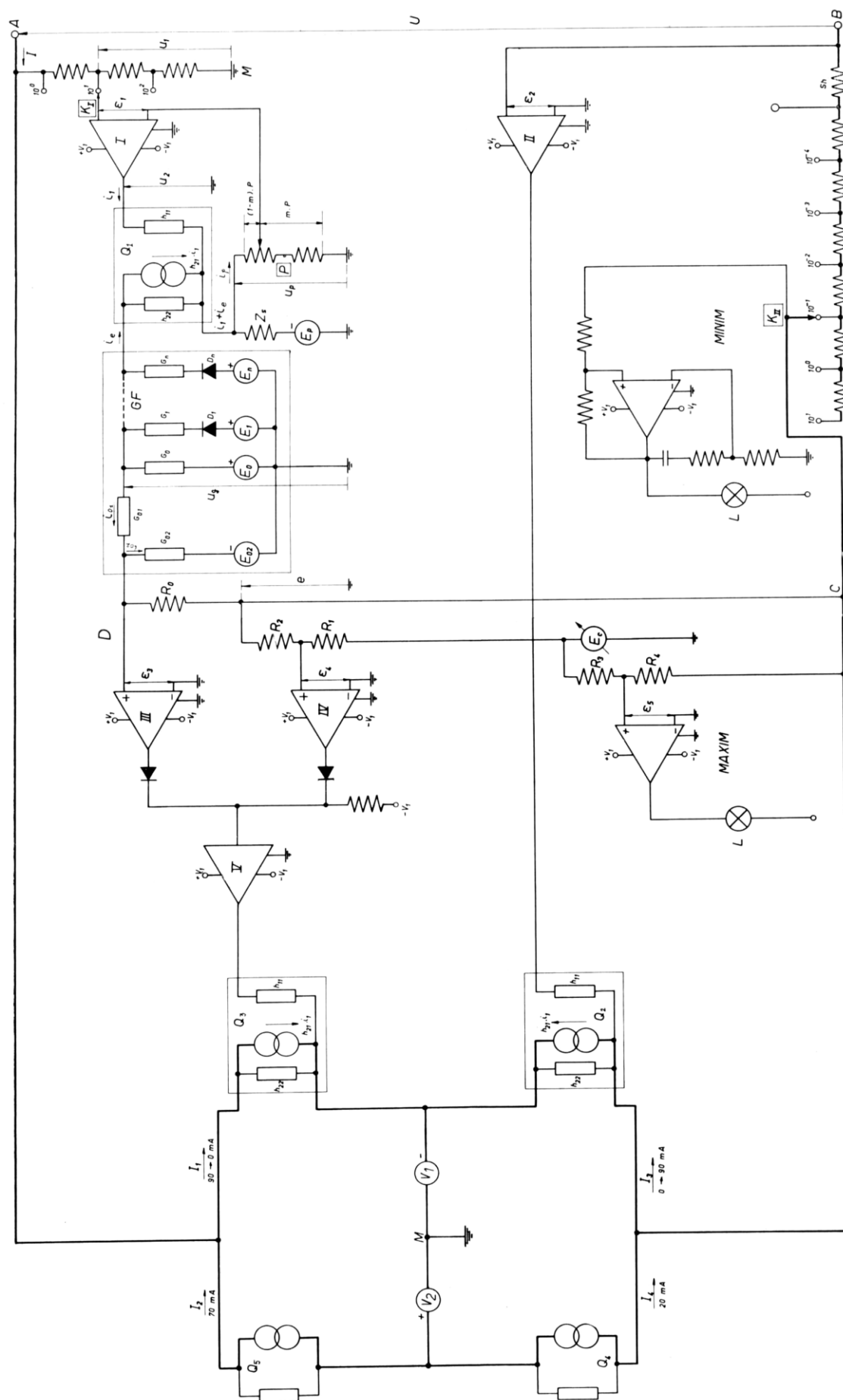


Fig. 6. The general diagram of the module K, V, I

To place parabola's peak exactly in the area is necessary to have both $U_0=0$ and $I_0=0$.

$$E_p = Z_S \cdot i_{e0} \quad \text{and} \quad (13)$$

$$E_{02} = u_0 \cdot \frac{G_{01}}{G_{02}} = \frac{G_{01}}{G_{02}} \cdot \frac{E_0 G_0 - i_{e,0}}{G_0 + G_{01}} \quad (14)$$

i_{20} being equal to the highest negative x axe taken for the function generator.

For the fan to function in the ventilation network we must have $E_p \neq E_{02}$. In practice, after choosing the scales for k_1 , n_0 and I_0 , it starts by adjusting the potentiometer P accordingly to the value of the k parameter and this parabola will be deviated in the plan U, I horizontally, acting on E_{02} or G_{02} , vertically acting on E_p .

In the function of the module as power limit, the amplifier IV intervenes.

The repartition of the power in the Wheatstone bridge makes the voltage E_4 to become negligible.

$$\varepsilon_4 = \frac{eR_1 - E_C R_2}{R_1 + R_2} \quad (15)$$

And it becomes 0 for:

$$e = K_{II} I = \frac{E_C R_2}{R_1} \quad (16)$$

The condition for power adaptation is:

$$I = \frac{E_C R_2}{K_{II} \cdot R_1} \quad (17)$$

Choosing K_{II} settles the scale of the current I and the progression has $\sqrt{10}$ ratio, and the fine adjustment is made acting on E_c . The passage from the functioning in K mode is obtained automatically due to the 2 diodes that precede 5th level.

The alarm maximum is commanded in the same way as the IV amplifier. Its input signal is:

$$\varepsilon_5 = \frac{eR_3 - E_C R_4}{R_3 + R_4} \quad (18)$$

And it becomes 0 for:

$$e = K_{II} I = \frac{E_C R_3}{R_4} \quad (19)$$

2.2. Description for alarm of minimum voltage

The bulb L is connected between the alimentation voltage V_1 and the output of the amplifier. When the current I is low, the

input signal is negative and the output of the amplifier is at the $-V_1$ potential, the bulb is off. When the current I grows wear the values given by (19) the output voltage of the amplifier varies from $-V_1$ to $+V_1$ and the voltage at the terminals of the bulb passes quickly from 0 to 2V the bulb is on (fig.7).

Through simple graphic constructions are obtained the voltages V_{CR} and V_R after every switching of the amplifier.

On the right side it is represented the U_R voltage as a function of time.

The system is stable when the controlled voltage E_i is maintained out of a certain period $[-E_{i,1}, +E_{i,1}]$. For $E_i < -E_{i,1}$ the lamp L is on. For $E_i < E_{i,1}$ it is off.

If E_i has an intermediary value the bulb L blinks; the ratio of the going on and off of the bulb varies progressively with E_i . One can observe if the voltage is closer to its inferior or superior limit by following which of the moments of going on or off of the bulb are more often.

2.2.1 The case of stable functioning

The voltage E_i doesn't influence the voltage E_0 if the amplifier is full. The voltages at the terminals of the C capacity is constant, the power I_c and the voltage V_r are 0. The input voltage will be:

$$\varepsilon = -V_{CR} = -E_0 m - E_i (1 - m) \quad (20)$$

And the output voltage (20)

$$E_0 = \pm V_1 \quad (21)$$

The relation (20) gives the values for E_i

$$\pm E_{i,1} = V_1 \frac{m + \alpha}{1 - m}, \text{ whit } \alpha = 1/A. \quad (22)$$

2.2.2 The case of unstable functioning

Considering that coming from a stable state with $E_i > E_{i,1}$, $E_0 = -V_1$, and $V_c = -E_0 = +V_1$ the voltage E_1 like that (23)

$$-V_1 \frac{m + \alpha}{1 - m} < E_i < +V_1 \frac{m + \alpha}{1 - m} \quad (23)$$

In certain circumstances the system becomes unstable.

Fig.7. shows the behavior in unstable regime on the left side there are the voltages $+V_1$ and $-V_1$ as well as the voltage E_i .

When V_c is constant, the voltage $E_0 \rightarrow -\infty$ for value from $-V_1$ to $+V_1$.

The p_1 , m and A values are choice in order to:

$$(p - m)A > 1 \text{ or } p > m + \alpha \quad (24)$$

this being the only condition for unstable functioning

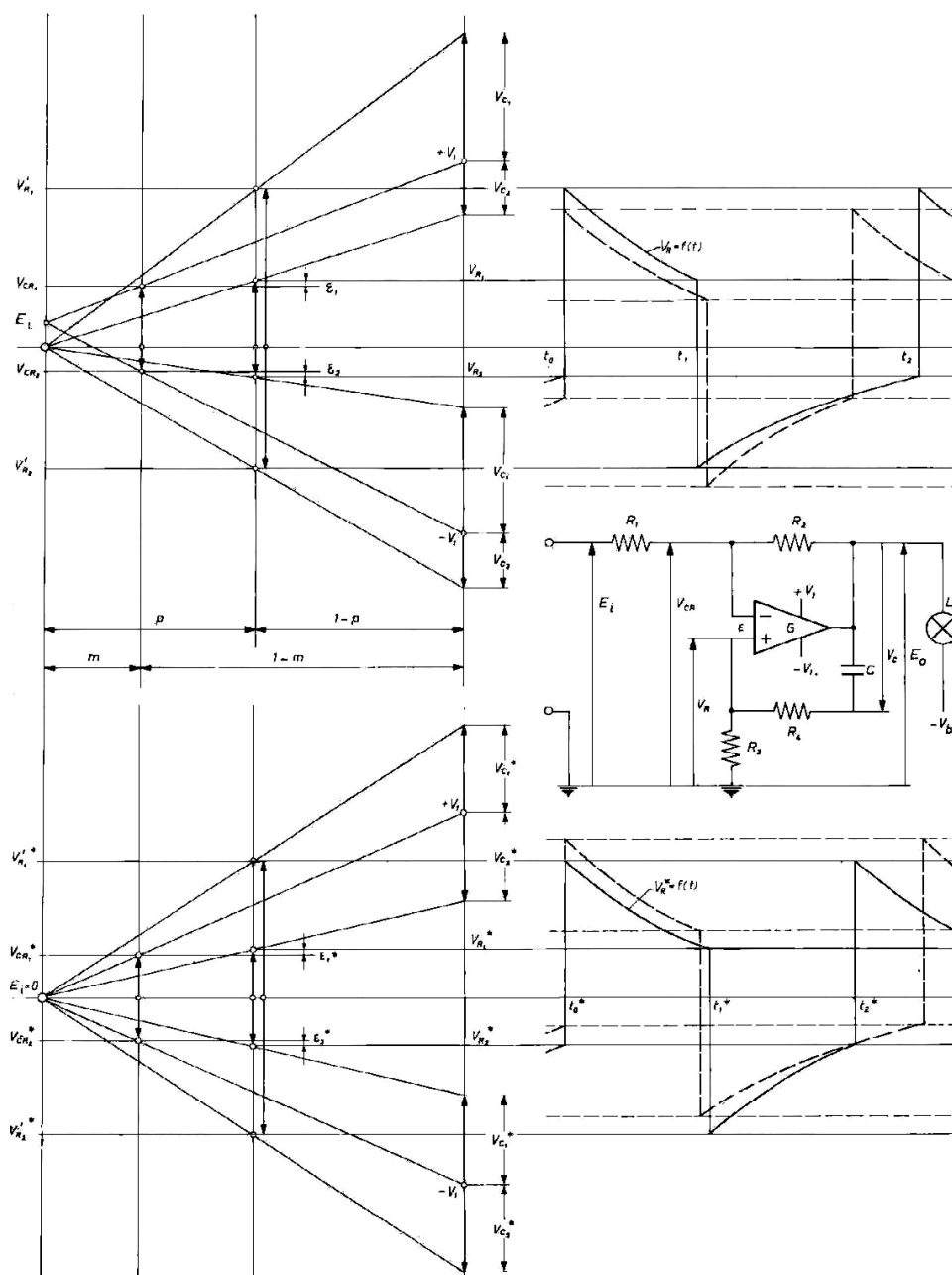


Fig. 7. Alarm for minimum voltage: the main diagram, the graphic representation of the voltage V_c , the evolution as function of time of the V_R voltage

3. Conclusions

The simulator can be used in stable functioning regime or unstable functioning regime when is knowing the parameter to be modified; It also establish the fun working type in the ventilation network.

4. References

Gavrilă M. (Ploiești 2003), *Optimizarea unor circuite electrice asociate sistemelor electromecanice*, Master's Degree Thesis.

Gavrilă M (2003), *Hydraulique et machines hydropneumatique*; Ed. Universitaria, Craiova.

Patigny J. (1999/41.), *L'amerioration de la ventilation par le réglage optimal des ventilateurs*; Ann. Mines Belgique.

Алгоритъм за определяне на потенциалната повърхнина на свличане в многослойна среда чрез динамично програмиране

Георги Трапов, Румяна Кашикова, Паулин Златанов, Пешка Стоева

Минно-геоложки университет "Св. Иван Рилски", 1700 София

РЕЗЮМЕ. Деформационните процеси в бордовете на откритите рудници, изградени в многослойна среда имат различно поведение във всеки пласт. При тези условия може да се приложи оптимизационният принцип на Ферма. Потенциалната плъзгателната повърхнина има различни направления на границите на две среди. За решаване на конкретни проблеми се прилага метода на динамичното програмиране. Разработен е алгоритъм за установяване на потенциалната плъзгателна повърхнина в технологичните стъпала. Създадените компютърни програми могат да бъдат приложени за определяне на формата на потенциалната повърхнина. Методът е приложен за откритите рудници на Марица-изток.

ALGORITHM FOR DETERMINING THE POTENTIAL SURFACE OF SLIDING IN A BEDDED MEDIUM BY DYNAMIC PROGRAMMING

ABSTRACT. The deformation process in the borders of open-pits constructed in a multimedia have different behaviors in the different layers. Under these conditions the extremity principal for optimal phenomena of Ferma can be applied. By analogy of this principal the potential surface of landslide has different directions between the limits of two media. For resolution of the concrete problems the method of Dynamic Programming is applied.

An algorithm is developed to obtain the potential surface of landslide in the technological steps. Computer programs have been established for the form and total resistance forces in the potential surface. The method is applicable for the open-pits in Maritza East.

Деформационните процеси в бордове и стъпала в многослойна среда зависят от свойствата на различните литоложки хоризонти. При оценка на устойчивостта им е много важно да се знае потенциалната повърхнина на деформиране и мобилизацията на всяка част от повърхнината в отделните пластове.

Определянето на най-опасната повърхнина на плъзгане може да стане с методите на математичното моделиране, които позволяват търсената повърхнина да е най-близка до реалната. Един от методите, който е използван за тази цел е динамичното програмиране [Златанов, 1992; Стоева и др., 2003] прилаган за двуслоен откос.

В Източномаришкия басейн технологичните стъпала се изграждат в трислоен или повечеслоен откос, тъй като плиоценския профил е разнороден във вертикално отношение.

Наблюдава се редуване от глини и пясъци, които са с малка дебелина и диктуват многослойността на стъпалата. За да се реши поставената задача е необходимо да се разработи алгоритъм за определяне на потенциалната повърхнина при три и повече слоеве.

В координатната система xOy се разглежда открито стъпало с широчина на призмата на възможно обрушване $AB=a$ (фиг. 1).

Стъпалото е изградено от три слоя с дебелина, съответно: m_1 (първи слой); m_2 (втори слой); m_3 (трети слой). Откосът на стъпалото е ограничен от линията BC . Вероятната повърхнина на плъзгане може да се опише с линията $AFGC$, която не отговаря на действителния характер на деформационния процес, тъй като е права. За да се опише реалния процес на деформиране се използва начупената линия $ALMC$, която в съответните слоеве се представя от отсечките AL , LM и MC .

Точката A много често отговаря на налична пукнатина, от която възниква деформационния процес. Съществува възможност в зоната AOC да се разполагат голям брой потенциални плъзгателни повърхнини. Определянето на най-опасната от тях става по критерия за минимални задържащи сили:

$$\sum_{i=1}^n Q_i \cdot \cos \beta_i \cdot \operatorname{tg} \varphi_i + \sum_{i=1}^n c_i l_i \rightarrow \min \quad (1)$$

Първото събираемо в използвания алгоритъм се пренебрегва поради малките стойности на $\operatorname{tg} \varphi_i$. Ако се приеме, че дебелината на трите слоя е постоянна, т.е. границите им са хоризонтални, то проекциите на трите участъка от плъзгателната повърхнина AL , LM и MC са съответно x_1 , x_2 и x_3 . Те еднозначно определят дължините на тези участъци:

$$l_{AL} = \sqrt{m_1^2 + x_1^2}, \quad (2)$$

$$l_{LM} = \sqrt{m_2^2 + x_2^2}, \quad (3)$$

$$l_{MC} = \sqrt{m_3^2 + x_3^2}, \quad (4)$$

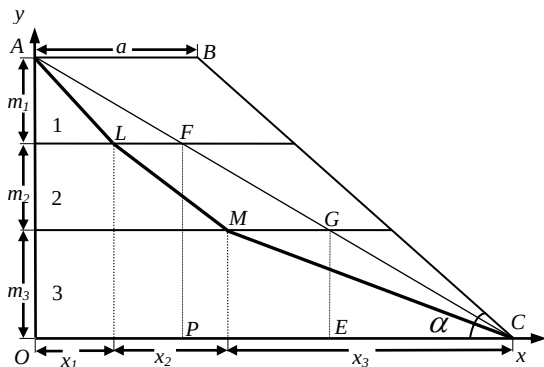
$$l_{OC} = x_1 + x_2 + x_3. \quad (5)$$

Приемаме x_1 , x_2 и x_3 за независими променливи, които определят линията на плъзгане ($ALMC$). Целевата функция, чрез която се изразяват силите на сцепление е:

$$Z = f(x_1, x_2, x_3) = c_1 \cdot l_{AL} + c_2 \cdot l_{LM} + c_3 \cdot l_{MC} =$$

$$c_1 \sqrt{m_1^2 + x_1^2} + c_2 \sqrt{m_2^2 + x_2^2} + c_3 \sqrt{m_3^2 + x_3^2} \rightarrow \min \quad (6)$$

Границите на изменение на независимите променливи са:



Фиг. 1. Схема на открито стъпало и вероятната повърхнина на плъзгане

$$0 \leq x_1 \leq l_{OP}, \quad 0 \leq x_2 \leq l_{OE}, \quad 0 \leq x_3 \leq l_{OC}. \quad (7)$$

Дължините l_{OP} и l_{OE} се определят по геометрични зависимости.

Разглежда се пример за трислойно стъпало с дебелини на слоевете: $m_1=6m$, $m_2=4m$, $m_3=6m$. Физичните и якостни свойства за всеки слой са:

$$\gamma_1 = 1,9 t/m^3, \quad \varphi_1 = 7^\circ, \quad c_1 = 8,5 t/m^2;$$

$$\gamma_2 = 1,82 t/m^3, \quad \varphi_2 = 5^\circ, \quad c_2 = 7 t/m^2;$$

$$\gamma_3 = 1,65 t/m^3, \quad \varphi_3 = 3^\circ, \quad c_3 = 5 t/m^2.$$

Определянето на оптималната линия на плъзгане става на три етапа, като се започне от последния участък. Съгласно метода на динамичното оптимизиране, това е единственият етап, който може да бъде определен, без да се отчита влиянието му върху бъдещите етапи.

Участък AL (трети етап). Изменя се независимата променлива x_1 съгласно формула (7) – за случая стъпката на изменение е $4m$. Стойностите на целевата функция

$$Z_1(x_1) = c_1 \sqrt{m_1^2 + x_1^2} \rightarrow \min$$

са дадени в таблица 1.

Таблица 1.

x_1, m	0	4*	8
$Z_1(x_1), t$	51,00*	61,29	85,00
x_1, m	12	16	16,20
$Z_1(x_1), t$	114,04	145,25	146,85

Таблица 2.

x_1+x_2, m	x_1, m	x_2, m	$Z_2(x_1, x_2), t$
0,00	0,00	0,00	79,00
4,00	0,00	4,00	90,60
4,00	4,00	0,00	89,29
8,00	0,00	8,00	113,61
8,00	4,00*	4,00*	100,89*
8,00	8,00	0,00	113,00
12,00	0,00	12,00	139,54
12,00	4,00	8,00	123,90
12,00	8,00	4,00	124,60
12,00	12,00	0,00	142,04
16,00	0,00	16,00	166,45
16,00	4,00	12,00	149,84
16,00	8,00	8,00	147,61
16,00	12,00	4,00	153,64
16,00	16,00	0,00	173,25
19,00	0,00	19,00	186,93
19,00	8,00	11,00	166,95
19,00	4,00	15,00	169,98
19,00	12,00	7,00	170,49
19,00	16,00	3,00	180,26
19,00	16,20	2,80	181,03

Участък LM (втори етап). Променливата x_2 се изменя съгласно (7). Стойностите на целевата функция

$$Z_2(x_1, x_2) = Z_1(x_1) + c_2 \sqrt{m_2^2 + x_2^2} \rightarrow \min$$

са дадени в таблица 2.

Участък MC (първи етап). Променливата x_3 се изменя съгласно (7). Стойностите на целевата функция

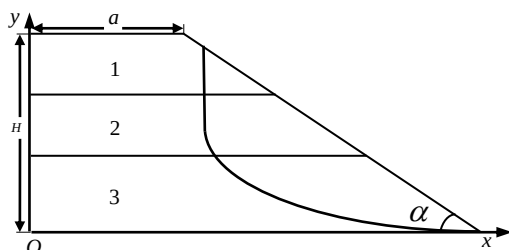
$$Z_3(x_1, x_2, x_3) = Z_2(x_1, x_2) + c_3 \cdot l_{MC} \rightarrow \min$$

са дадени в таблица 3.

Таблица 3.

x_1+x_2, m	x_3, m	$Z_2(x_1, x_2), t$	$Z_3(x_1, x_2, x_3), t$
0,00	23,20	79,00	198,83
4,00	19,20	90,60	191,19
4,00	19,20	89,29	189,89
8,00	15,20	113,61	195,33
8,00*	15,20*	100,89	182,62*
8,00	15,20	113,00	194,72
12,00	11,20	139,54	203,09
12,00	11,20	123,90	187,45
12,00	11,20	124,60	188,14
12,00	11,20	142,04	205,58
16,00	7,20	166,45	213,32
16,00	7,20	149,84	196,71
16,00	7,20	147,61	194,48
16,00	7,20	153,64	200,51
16,00	7,20	173,25	220,12
19,00	4,20	186,93	223,55
19,00	4,20	169,98	206,60
19,00	4,20	166,95	203,57
19,00	4,20	170,49	207,11
19,00	4,20	180,26	216,88
19,00	4,20	181,03	217,66

От таблица 3 се вижда, че минималното съпротивление $Z_3 = 182,62 t$ се получава при $Z_2 = 100,89 t$, $x_3 = 15,20$ и $x_1 + x_2 = 8m$. От таблица 2 се намират $x_1 = 4m$ и $x_2 = 4m$. По стойностите на x_1 , x_2 и x_3 се построява потенциалната плъзгателна повърхнина $ALMC$. За тази повърхнина коефициента на устойчивост е $F = 1,46$. Полученият резултат за коефициента на устойчивост (F) от прилагането на разработения алгоритъм е сравнен с метода на Г. Л. Фисенко [Фисенко, 1965] (фиг. 2), при условие, че са осреднени γ , φ и c за отделните слоеве. В този случай $F = 1,70$.



Фиг. 2. Схема на откоса и вероятна плъзгателна повърхнина, определена по метода на Г. Л. Фисенко

В заключение може да се каже, че класическите методи за оценка на устойчивостта на стъпала не са достатъчно достоверни. Методът на динамичното програмиране в настоящия момент е меродавен. Разработеният алгоритъм позволява итеративно да се търси повърхнина на свличане с коефициент на устойчивост около 1, което отговаря на неустойчиво стъпало.

Литература

- Златанов, П.Г. 1992. Метод за определяне на вероятната повърхнина на плъзгане в многослоен откос чрез динамично моделиране. *Годишник на МГУ "Св. Иван Рилски"*, т. XXXVIII св. II, София.
- Стоева, П. Хр. И др. 2003. Рационален подход за избор на изчислителна схема при оценка на устойчивостта на откоси. *Годишник на МГУ "Св. Иван Рилски"*, том 46 св. II, София.
- Фисенко, Г.Л. 1965. Устойчивост бортов карьеров и отвалов. М., "Недра".

Методи за стабилизация на свлачища в непродуктивни депа

Дарина Цацова, Юлиан Стоянов

Минно-геоложки университет "Св. Иван Рилски", 1700 София

РЕЗЮМЕ. При изграждане на непродуктивни минни депа (насипища), съставени главно от глинести разновидности, възникват деформационни процеси значително по – рано от формиране на новите структури.

Изследвани са глинени насипи при различни състояния – консистенция, степен и време на уплътняване, пластичност. Установените ниски съпротивителни възможности на насипния материал налага да се провеждат противосвлачищни мероприятия – пилоти, контрафорсни призми от скален материал, мелиорация на откосите и повърхнините на насипа, залесяване и др. Прилаганите методи имат ефект при стабилизация на насипищата на рудник "Христо Ботев", гр. Бобов дол

METHODS FOR STABILIZATION OF THE LANDSLIDES IN NON – PRODUCTIVE DEPOSITS

ABSTRACT. The construction of the non – productive deposits from clays is tied with deformation processes. It is investigation the clays in deposit by different state – consistence, degree and time of compaction, plasticity. The low resistance in the clayey material put up to melioration with draining, piles, contra force prism and afforestation. The applicable methods are effective for stabilization of slopes in open pit "Christo Botew", t. Bobow dol.

В района на гр. Бобов дол се разработва въглищно находище по открит и подземен начин. Надвъглищният комплекс от открития рудник "Христо Ботев" се насипва на непродуктивно депо в местността "Милов дол", северно от село Мламолово. В насипището възниква свлачище, което представлява опасност за селото. В тази връзка се изследват условията за изграждане на противосвлачищни мероприятия.

При изграждане на непродуктивни депа (насипища) от глинени от непродуктивния хоризонт на рудник "Христо Ботев" са допуснати редица нарушения по отношение на изискванията за устойчивост:

- Липсва отводняване на цялата повърхност на основата на насипището. Това е свързано с намокряне, набъбване на глините и намаляване на съпротивителните им възможности.
- По данни от местното население на терена преди насипването е имало локални езера, които не са отводнени са затрупани.
- Овлажняване на насипищния материал по капилярен път от неотводнената основа
- При изграждане на самото насипище материалът е натрупван без спазване на технологичните изисквания по отношение на съпалата и генералния откос.

В резултат от допускането на технологични грешки насипището се деформира със значителна продължителност и възникват локални свлачищни явления. Изследваното непродуктивно депо е започнато да се изгражда 1988-1989 г. Този факт има известно благоприятно влияние поради:

1. Дългият период на съществуване на насипището е предпоставка за формиране на нови свойства в глинестата маса, на контакта на късовете или агрегатите получени при изкопаване на глините.

2. Периодът на изграждане на непродуктивното депо от 1988 г. до сега е свързан с възникването на консолида-

ционни процеси, при които става значително уплътняване на общата маса.

Процесът на формиране на нови връзки и контакти между късовете е свързан и с формирането на нови физични и якостни свойства. Изграждането на насипа е със свободно отсипване. Дори при най-благоприятните условия (глината е при естествена или близка до естествената влажност) в момента на насипването се достига приблизително 70% от реалната (естествена) плътност. Поради това, че при изграждане на непродуктивното депо не са правени лабораторни и полеви изследвания, липсват данни за изменението на състоянието на насипаната маса. За сравнителна характеристика на разглеждания насип са използвани резултати за аналогични глинести насипища в Източно-Маришки басейн.

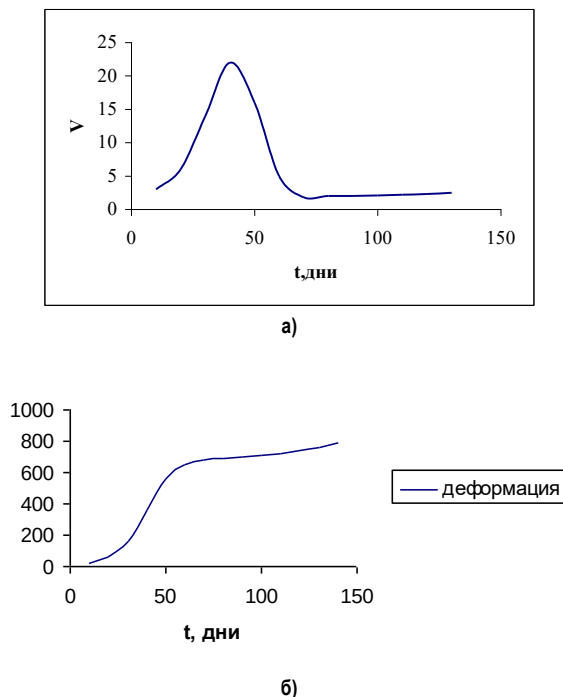
Направените лабораторни изследвания (Вълев и др., 1973 г.), с които се моделират условията на насипания материал в непродуктивните депа показват, че различното натоварване влияе върху състоянието и вида на насипания материал. При изследвания в компресионни апарати при напрежение $1 \cdot 10^5$ Pa късовият състав се запазва. При напрежение $3-4 \cdot 10^5$ Pa се загубват характерните форми на късовия състав и се намалява макропористостта (Фиг.1).



Фиг. 1. Почвени образци

Формирането на новите свойства по всички изследвания, извършвани в България и в чужбина става в дълъг период от време, който е напълно достатъчен за насипището в Бобов дол. В бъдеще не се очакват структурни изменения за нарастване на якостните свойства.

Като се основаваме на провеждани систематични наблюдения за изграждане на външни насипища в рудник "Трояново-1" (Марица-Изток) за период от 180 денонощия (Тодорова и др., 1970 г.) се вижда по кривата на слягане, че съществуват три етапа (фиг. 2).



Фиг. 2. График на изменение на скоростта на слягането и деформациите спрямо времето (а - $V_{\eta} = f(t)$; б - $\eta = f(t)$)

- Първият етап обхваща около 30 денонощия с бавно нарастване на слягането със скорост $V_{\eta} = 5 - 10 \text{ mm/dn}$ и абсолютна деформация $\eta = 150 \text{ mm}$.

- Вторият етап също обхваща около един месец, слягането има максимална скорост $V_{\eta} \approx 20 \text{ mm/dn}$ и сумарна абсолютна деформация $\eta = 650 \text{ mm}$.

- Третият етап е с продължителност 4 месеца, слягането е с постоянна скорост $V_{\eta} = 3 - 4 \text{ mm/dn}$ и сумарна деформация $\eta = 650 \text{ mm}$.

Както се вижда от графиката консолидационният процес е продължителен без да се наблюдава затихване на слягането. Уплътняването става за сметка на намаляването на макропорестостта и вътрешно преструктуриране на насипищната маса.

Формираните физични и якостни свойства по описаните схеми за непродуктивното депо в Бобов дол имат следните стойности:

Пълна (върхова) якост:

$$\varphi_f = 9^0$$

$$c_f = 109 \text{ kPa}$$

Остатъчна якост:

$$\varphi_r = 9^0$$

$$c_r = 71 \text{ kPa}$$

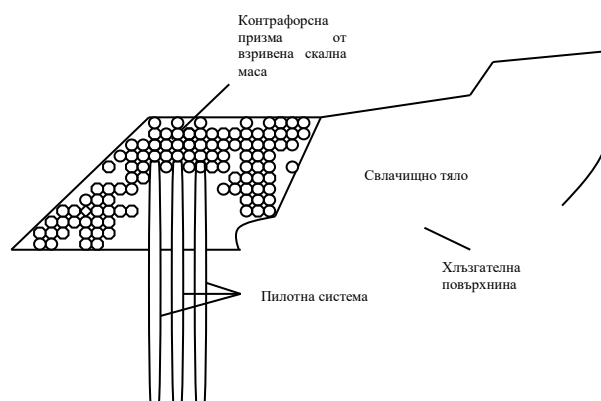
Поради наличието на проявено вече свлачище устойчивостта на насипището се обуславя от съществуващата хлъзгателна повърхнина. В този случай устойчивостта се оценява с остатъчната якост.

Установените ниски съпротивителни възможности на глините и проявеното свлачище наложи да се проведат противосвлачищни мероприятия

Първото средство за предотвратяване на свлачищни процеси в непродуктивни депа е доброто отводняване на основата и недопускане на повърхностно течащи води върху насипищната повърхност. Това става с изграждане на поясен канал и отводнителни канавки около депото, които да събират в максимална степен атмосферните води.

Установява се, че при липса на отводнителен комплекс коефициентът на устойчивост $F=0,99$, изчислен по метода на Шахунянц (Ангелов К, 1997), а при изграждане на посочените по-горе съоръжения коефициентът е $F=1,04$. Това показва, че първото мероприятие не е достатъчно тъй като това е граничен коефициент на устойчивост ($F=1,04$) и има опасност от бързото му намаляване, особено при проникване на води в свлачищното тяло.

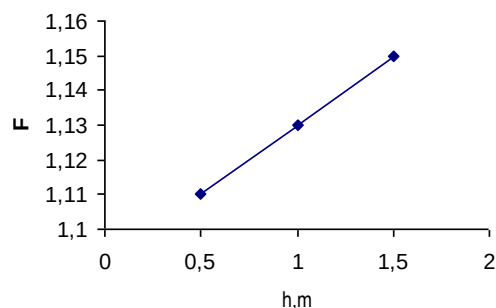
За стабилизация на свлачището е необходимо в петата на откоса да се изградят противосвлачищни съоръжения-призма от взривена скална маса, която играе контрафорсна роля и пилоти. Съгласно направените изчисления контрафорсната призма (фиг. 3) със ширина 14 m не е достатъчна да уравни активните свлачищни сили. За получаване на стабилен откос и предотвратяване на проявата на ново свлачище е изградена пилотна система от три реда по 14 бр. пилоти в ред. Това създава възможност за увеличаване на коефициента на устойчивост повече от 1,2.



Фиг. 3. Контрафорсна призма и пилотна система в петата на свлачището

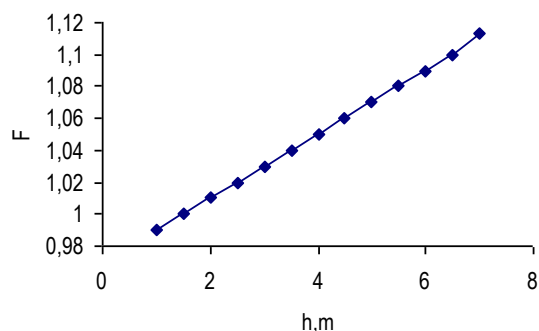
Направена е сравнителна характеристика за оценка на устойчивостта при преоткосиране на свлачището с намаляване на височината на стъпалата. За достигане на $F=1,15$ е необходимо непродуктивното депо да се разтовари пласт с дебелина 1,5 m (фиг. 4). Това мероприятие е

нерентабилно (технически и икономически) и се посочва само като възможност.



Фиг. 4. Определяне на дебелината на преоткосиране на свлачището

Може да се разтовари свлачището в областта на активната призма. За целта е необходимо да се изземат 7 м. от насипа за да се достигне до $F=1,1$ (фиг. 5).



Фиг. 5. Определяне на дебелината на разтоварване на активната призма

Оказва се, че най-ефективно противосвлачищно мероприятие е комбинирането на призма от взривена скална маса и пилотна система придружени задължително с отводнителни съоръжения.

Допълнително заздравяване на откоса и горната част на насипището се постига при рекултивацията чрез залесяване с дървесни видове подходящи за района. Корените на дърветата задържат почвата и активизират изпарението, както и намаляване на влажността в непродуктивното депо.

Литература

- Ангелов К., 1997. *Инженерна геодинамика*, С
- Вълев, Г. и др., 1973. *Формиране свойствата на глините в насипищата в Източномаришкия басейн*, отчет "Минпроект", С.
- Геофонд на СД "Геотехника", 1997. *Лабораторни изследвания*, С.
- Тодорова, М. П. Стоева, 1970. *Устойчивост на откосите на бордовете на насипищата в рудниците на "Марица-изток"*, научен доклад, "Минпроект", С.

Проблеми при изграждане на инженерни съоръжения в населени места

Петър Стойнов ¹, Юлиан Стоянов ²

¹ "Софинвест" ЕООД, 1000 София

² Минно-геоложки университет "Св. Иван Рилски", 1700 София

РЕЗЮМЕ. В процеса на изграждане на инженерно-технически съоръжения в големи населени места много често възникват геотехнически проблеми. Те се дължат на липсата на достатъчно инженерно-геоложка и хидрогеоложка информация и липсата на достатъчно познания за стандартните изисквания към земната основа, съгласно Закона за устройство на територията (ЗУТ). В статията се изброяват мерките, които са необходими за стабилизиране на земните масиви при изграждането на инженерни съоръжения.

PROBLEMS RELATED TO THE BUILDING OF ENGINEERING TECHNICAL FACILITIES IN LARGE SETTLEMENTS

ABSTRACT. In the process of building important engineering technical facilities in large settlements geotechnical problems are very often encountered. They are due to lack of enough engineering geological information and hydro-geological information and to lack of knowledge of the standard requirements for the land base from the Law of Arrangement of Territories (LAT). The necessary measures for appropriate building of facilities and for securing the stability of earth massifs and facilities are mentioned below.

В големите градове, черноморското крайбрежие и по специално в София се наблюдават деформационни процеси при склонове разположени в съседство с жилищни, индустриални сгради и съоръжения от инфраструктурата на страната. В последно време интерес представлява свлачищния терен прилежащ към АП "Земляне" и зоните около пробивана на бул. "Ив. Гешов" бивш бул. "Д. Несторов". Направени са комплексни изследвания, придружени от препоръки за провеждане на мероприятия, който да стабилизират терена.

Инженерно-геоложка характеристика на посочените обекти

Свлачището при гараж "Земляне" на десния бряг на р. Владайска е с хлъзгателната повърхнина под свлачищното тяло. Тя е плавна криволинейна и излиза в петата на склона. Максималната ѝ дълбочина под оформената повърхност на склона преди свличането достига до 4,0-4,5м.

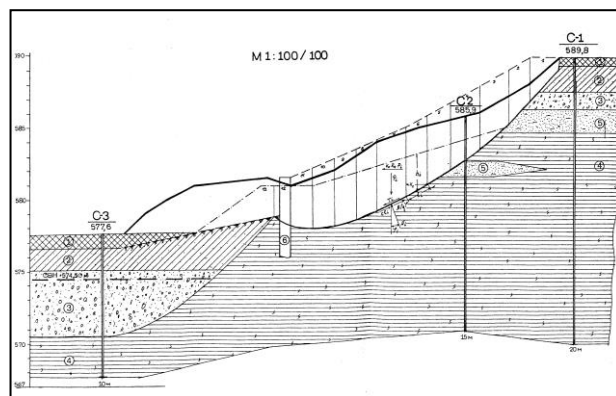
Приблизителните параметри на склона преди свличането са съставлявали:

- височина: 11-12м между абсолютни коти 578-590м и ъгъл на наклона - 11°-12° в основата между коти 578 - 579м и 32°-35° между коти 579-590м. Те са резултат от изграждането на насип с дебелина 2,5 - 3м над естествената повърхност на склона с преобладаващ наклон 20°- 25°.

Насипът първоначално е бил от пясъчливи глини с чакълести включения. Впоследствие са изсипвани едроблокови строителни отпадъци от асфалт, бетон, фаянс и др.

Геолого-литоложкият разрез на естествения терен е представен от:

- неогенски прахово-пясъчливи глини /средно - до твърдопластични/, сиви и сивозелени до сиворъждиви към повърхността, с прослойки от глинести пясъци;
- кватернерни делувиялно-алувиални, прахово-пясъчливи, кафяви глини и алувиални средни и едри чакъли с глинесто-пясъчлив запълнител, изграждащи първата съвременна и втората висока тераси на р. Владайска;



Фиг.1. Проектен изчислителен профил

- почвен слой с дебелина /мощност/ до 0,60м от черни глини със съдържание на органични вещества, разкриващи се по страничните граници на свлачището под насипа.

В свлачищното тяло се включват нарушени материали от строителни изкопи и отпадъци, от при повърхностната част на неогенските глини, делувиялно-алувиалните насипи на високата тераса на р.Владайска и от почвения слой. Неговата повърхност е разкъсана от множество отворени пукнатини до 10-20 см. Към долния северозападен край има изкоренени и полегнали храсти и дървета.

Над най-ниската тераса на р.Владайска в масива на

склона не се съдържат и не се наблюдава дренране на подземни води. Очевидно през определени периоди в него се инфилтрират дъждовни и повърхностни води с временен характер.

Водоносен хоризонт с постоянно статично водно ниво е формиран само в алувиалните чакъли на съвременната тераса, но той няма отношение към проявеното свлачище.

Масивен жилищен блок е построен на 12-15м югоизточно от горния ръб на свлачището, покрай който са монтирани гаражни клетки от железобетонни панели.

Върху свлачищното тяло е продължавало изсипване на строителни отпадъци през тесен достъп до него между две от гаражните клетки.

Обосноваването и проектирането на ефективни укрепителни мероприятия се базира на обобщени данни от инженерно геоложките свойства на отделните разновидности на масива както и вследствие с формираните хлъзгателни повърхнини.

Обратните изчисления са извършени по метода на алгебричното сумиране на силите за момента преди свличането при следните предпоставки:

- формираният след насипването откос на склона е бил в състояние на гранично равновесие, изразено чрез коефициент на сигурност $K_{уст}=1,0$;
- близките стойности на обемната плътност на скалите в масива и насипа позволяват да се приеме общо средно обемно тегло $\gamma = 1,80 \text{ г/см}^3$;

Извършвани са стабилитетни изчисления с решаване на обратна задача в резултат са получени данните в таблица 1. Свлачището по настоящем е в състояние, близко до гранично равновесие, изразяващо се с коефициент на сигурност, малко по-голям от единица. Неговата устойчивост се осигурява от остатъчната дълговременна якост по формулираната свлачищна повърхнина, както и от обемната плътност на нарушените и разбухнали земни и насипни маси. Съпротивлението по тази повърхнина ще се характеризира с ъгъл на вътрешно триене, близък по стойност до изчисленията и значително по малка кохезия от определената. С оглед на това изчислителните показатели по формираната хлъзгателна повърхнина е прогнозирана устойчивостта на свлачищното тяло с приети съответно стойности:

- обемно тегло : $\gamma = 17 \text{ кН/м}^3$;
- ъгъл на вътрешно триене: $\phi = 6^\circ$;
- кохезия: $c = 10 \text{ кПа}$;

Стабилитетните изчисления извършени на база посочените по горе предпоставки без и с отчитане на земетръсно въздействие от IX степен.

Свлачището е близо до гранично равновесие при параметрите отбелязани на фигура 2.

Таблица 1

Стабилизационни изчисления

№	X_i м	h_i м	$P=X_i \cdot h_i$ кН/м	β_i	$T=P \cdot \sin(\pm \beta_i)$ кН/м ²	$N=P \cdot \cos \beta_i$ кН/м	$L=N / \cos \beta_i$ м
1	2	3	4	5	6	7	8
1	2,0	2,0	72,0	53	57,50	43,33	3,32
2	1,5	3,7	99,9	45	70,64	70,64	2,12
3	2,0	4,3	154,8	40	99,50	118,58	2,61
4	2,0	4,7	169,2	35	97,05	138,60	2,44
5	1,5	4,8	129,6	33,7	71,91	107,82	1,80
6	1,5	4,9	132,3	31	68,14	113,40	1,75
7	2,0	4,7	169,2	24	68,82	154,57	2,19
8	1	4	113,4	20	38,79	106,56	1,60

В района на пробива и по точно прилежащите подпорни стени се наблюдава следната инженерно-геоложка характеристика в дълбочина:

Строителна почва №1 – насип от черна и тъмнокафява глина, чакъл и строителни отпадъци.

Таблица 2

Физико-механичните показатели на строителната почва

Физико-механичните показатели на тази строителна почва ги даваме съгласно (1) за проби с лабораторни номера 5.50, 551 и 554 - протокол № 52/6/ 02.1999г., както следва:		
Показател	нормативни	изчислителни
Обемна плътност	1,68 гр./куб.см	1,59 гр./куб.см
Обемна плътност на скелета	1,09 гр./куб.см	0,97 гр./куб.см
Порен коефициент	1,513	1,798
Естествена влажност	57p70	63p38
Консистенция	0,68	0,62
За проби с лабораторни номера 550, 551 и 554 са получени следните резултати		
Ъгъл на вътрешно триене	16°	
Кохезия	0,01 МПа	
Компресионен модул при $P = 0,2 \text{ МПа}$	3,7 МПа	5,9 МПа
Специфично слягане	4,1%	4,2%
Изчислително натоварване $Y_0 = 0,20 \text{ МПа}$		
Стойност на коефициента на леглото $K_3 = 15 \text{ МПа}$		

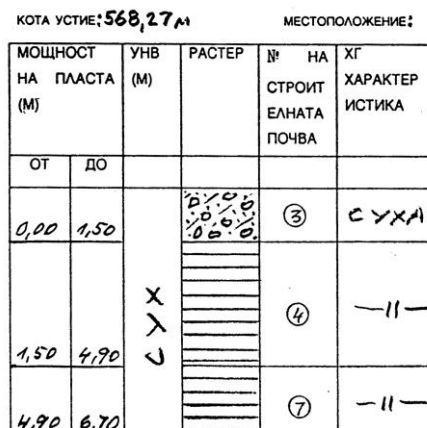
Строителна почва №4 – глина прахова на места с пясъчни лещи, сиво жълта, светло сиво зелена с ръждиви ивици средно и твърдопластична.

Строителна почва № 7 – глина прахова, тъмно сиво зелена, синя до черно мергелоподобна, твърда. Разкрита е под строително почва № 4.

Подземни води

В разкритията и на площадката по време на картирането не са установени подземни води. Не е установено свободно водно ниво. Можем да говорим за по-силно или по-слабо овлажняване дължащо се най-вероятно от течове във „В и К“ мрежата.

Провеждане на мероприятия за стабилизиране на разглежданите обекти и продължителни наблюдения в връзка със осигуряване на сигурността на населението.



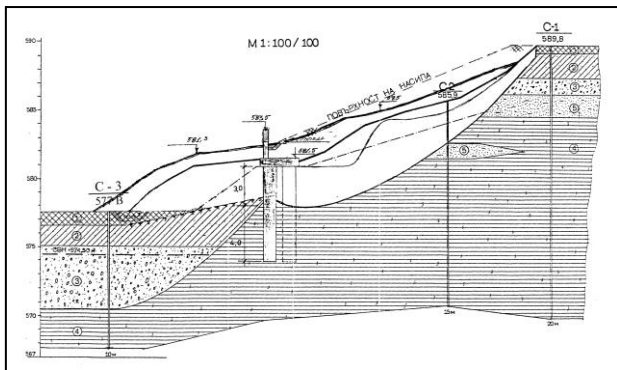
Фиг. 2. Моторен сондаж

Устойчивост на свлачищния масив

За поточно определяне на нормативните характеристики на свлачището, конструктивния проект е направена допълнителна проверка по метода на "обратните изчисления" и по схемата на Шахонянц. Приетият в изчисленията коефициент на сигурност е 0,98.

За изпълнение на силовата укрепителна конструкция е избран вариант с укрепване на участъка чрез 25бр. пилоти с дължина 35м, с диаметър 1000мм и дълбочина 7м всеки. Пилотите се разполагат шахматнообразно в два реда, всеки ред през 3м така, че след разминаването им осовите им разстояния да са на 1,5м от свличанията.

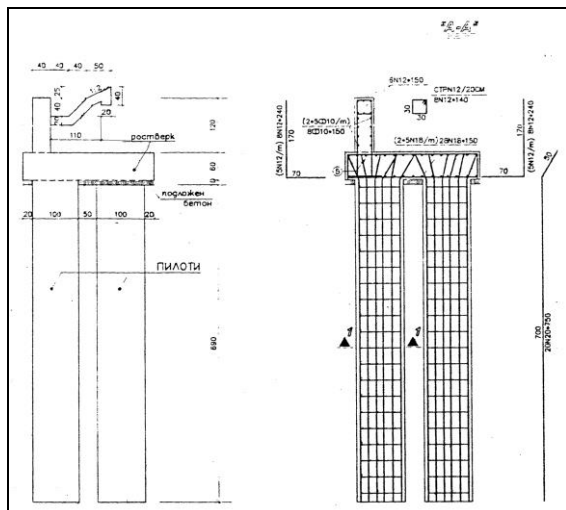
При пробива "Д. Нестеров" са предложени и изградени подпорни стени и пилоти от малка дълбочина и съвнително малък диаметър зада се предотвратят бъдещи провадания, локални слягания и деформации на прилежащите в близост жилищни сгради и новоизградените пътни платна.



Фиг.3. Проектен изчислителен профил

Поради високата отговорност на съоразеното като цяло и осъществяването на стабилитета на прилежащите жилищни сгради както и терените около тях е изграден контролно-измервателна система (КИС) която включва следните мероприятия:

Изграждане на пиезометрични инклинометрични сондажи както и геодезична мрежа обединени в КИС чрез която се провеждат периодично системни наблюдения за обобщена оценка на стабилитета за разглеждания терен.



Фиг. 4. Пилоти и ростверк

Контролно измервателна система (КИС)

Контролно измервателна система се състои от :

- Геодезични наблюдения за премествания на характерни точки от терена, подпорните стени, сградата на ГУСВ, бл. 62 и нивата на подземните води в пиезометричните кладенци. За целта могат да се използват и вече изградените репери на посочените съоръжения. Тъй като тази дейност вече е изпълнявана и има опит в нейното провеждане, не се дават други указания по геодезическите измервания.

- Изграждане на пиезометри в терена и следене на нивата на подземните води в тях, с изчертаване на хидро-изохипсите.

В изпълнение на тази точка, бяха посочени характерните места на изграждане на пиезометрите. Те са изпълнени и водните нива в тях се наблюдават.

Местата на пиезометрите, тяхната конструкция и екзекутивните чертежи, заедно с описанието на почвените видове и водните нива са дадени по-нататък.

- Инклинометрични измервания. Тези измервания дават преместванията на терена, диаграмата на преместванията в дълбочина и очертаване на евентуалната хлъзгателна повърхнина. Дава се и азимута на преместванията, което показва и мястото, вида и необходимата дълбочина на изпълнение на евентуалните укрепителни конструкции.

В изпълнението на тази точка от задачата, бяха посочени местата, на които се изпълниха пиезометрите и конструкцията на сондажните отвори. Те са изпълнени до състоянието на влагане на инклинометричните тръби.

Инструкция за наблюдение на системите.

Геодезически наблюдения.

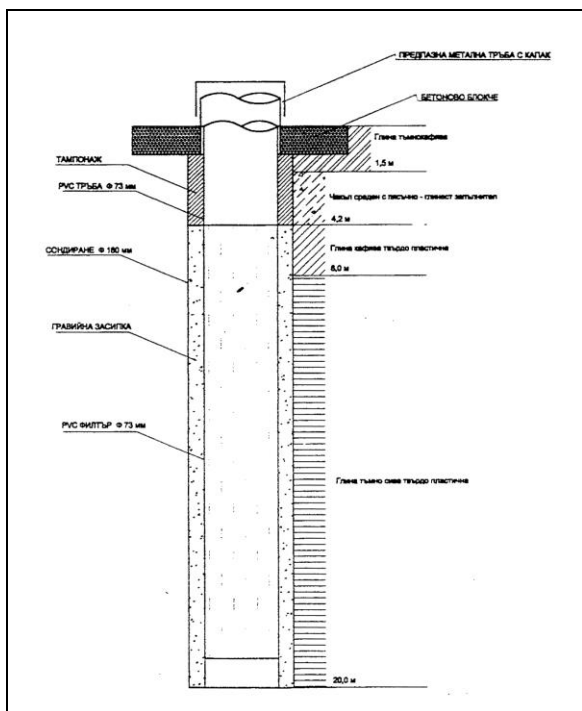
Геодезичните наблюдения трябва да се извършват по един път на три месеца. Измерванията трябва да регистрират преместванията по трите пространствени направления. В случай, че се регистрират премествания, измерванията се съставят по време - по едно наблюдение месечно.

Наблюдения на пиезометрите.

Измерват се нивата на подземните води във всеки пиезометър и се чертаят карти на хидроизохипсите. Измерванията се провеждат също по един път на три месеца и при повишение на нивата на подземните води се търси причината: запушване на дренажите или течове от ВК мрежите. Причината следва да се отстрани незабавно. През време на повишението на водните нива измерванията се съставят по време - един път месечно.

Инклинометрични наблюдения.

Измерванията се провеждат също един път на три месеца. При данни за измествания, се търси посоката и дълбочината на преместване на масива и се приемат мерки за неговото стабилизиране: понижение на нивата на подземните води или силови укрепителни конструкции.



Фиг. 5. Схема на пиезометричен сондаж

Заключение

От направените инженерно-геоложки проучвания и изследвания за посочените обекти предложените и осъществени стабилитетни мероприятия, както и контролно измервателна система от този тип допринасят за сигурността на живущите в района и за нормалното ползване от страна на гражданите на инфраструктурното съоръжение.

Най-новите наблюдения и изследвания са свързани с **коригираните** изисквания в закона за устройство на териториите (ЗУТ), по отношение на земната основа.

Литература

- Б. Божинов 1999. Укрепване свлачищен терен на територията на АП "Земляне",
- Б. Божинов 2000. Контролно измервателна система включваща пиезометрични, инклинометрични сондажи - Пробив бул. "Д.Нестеров"
- А. Викторов 1999. ИГХП за прилежащи подпорни стени Пробив бул. "Д.Нестеров"
- В. Николова 2000. Инженерно-геолошко проучвания свлачищен терен на територията на АП "Земляне" ОП "Софпроект"ОГП

Издаваме благодарност на проф. Б. Божинов, инж. А. Викторов и инж. В. Николова за любезното предоставените ни данни и материали!

A comparative multi-criterion analysis of possible technologies used for selective mining, conveyance and dumping of solum at coal open pit mines of the electric power industry of Serbia

Slobodan Vujic, Svetozar Kovacevic

Faculty of Mining and Geology, Department of Computers Application, Belgrade, Serbia & Montenegro

ABSTRACT. Selective mining of fertile soil – solum from the overburden at the coal open pit mines of the Electric Power Industry of Serbia, is of great significance for land-reclamation, revitalization and management of dumping space. For the purpose of the Coal Production Department of the Electric Power Industry of Serbia, the researches related to this problem have recently been carried out, with participation of the authors of this paper. The researches have encompassed five applicable technological solutions of selective mining, conveyance and dumping of solum. The paper presents both short reviews of technological solutions and multi-criterion approach in selecting the optimum solution.

KEY WORDS: OPEN PIT MINING, COAL, SELECTIVE EXCAVATION, OVERBURDEN, SOLUM, LAND-RECLAMATION, REVITALIZATION, MULTICRITERIA OPTIMIZATION, ELECTRIC POWER INDUSTRY OF SERBIA.

СРАВНИТЕЛЕН МНОГО-КРИТЕРИАЛЕН АНАЛИЗ НА ВЪЗМОЖНИТЕ ТЕХНОЛОГИЧНИ РЕШЕНИЯ ПРИ СЕЛЕКТИВЕН ДОБИВ, ТРАНСПОРТ И ДЕПОНИРАНЕ НА ХУМУСНИЯ СЛОЙ ОТ ОТКРИТИТЕ ВЪГЛИЩНИ МИНИ НА ЕНЕРГИЙНАТА ПРОМИШЛЕНОСТ НА СЪРБИЯ

РЕЗЮМЕ. Селективното изземване на плодородни почви – хумус от откривката на въглищни мини, част от топлоенергийната промишленост на Сърбия, е от изключително голямо значение за рекултивацията, възстановяването и управлението на отвалите. Отделът по въгледобив към топлоенергийната промишленост на Сърбия, с цел изясняване на този проблем, наскоро извърши изследвания, в които участваха и авторите на настоящия доклад. Изследванията обхващаха пет технологични решения за селективно изземване, транспортиране и депониране на хумусния слой. Докладът представя както кратки описания на технологичните решения, така и много-критериален подход за избор на оптималното решение.

1. Introduction

Land reclamation of waste dumps of coal open pit mines represents a series of works for preparing the stockpiled overburden masses for returning the original natural functions aimed for agriculture, forestry, recreation and other useful purposes. To be successful, the land-reclamation should fulfill both functional and economical criteria, should be technically-technologically and biologically feasible, aimed at arrangement of space and formation of land for useful purposes. Technical land-reclamation, preceding the biological one, comprises:

- Levelling and shaping the surfaces at waste dumps;
- Moderating inclinations and shaping waste dump slopes;
- Mining, loading, conveyance and overlying fertile soil – solum or appropriate (fertile or potentially fertile) soil from overburden at the open pit surface;
- Levelling the deposited solum at the waste dump;
- Removing the effects of eventual subsidence at the waste dump.

Considered from economical and technological aspects, the technical land-reclamation should be, in principle, coordinated with the mining works at open pit mines, namely should be carried out synchronized with the works of overburden mining and dumping. It may be carried out:

- Amalgamated or simultaneously with the technical process of mining, conveyance and dumping of overburden at the highest open pit level;

- Separated or divided from the technological process of mining the overburden at the open pit. Mining, conveyance and dumping of solum is carried out separately, prior to mining of overburden (waste) at the highest open pit level.

Hereinafter are given the reviews of the analysed both united and separated solutions of selective mining, conveyance and dumping of solum at waste dumps of coal open pit mines of the Electric Power Industry of Serbia.

2. The analysed technological solutions

A united technological process of selective mining, conveyance and dumping of solum understands utilization of the existing ECS (**Excavator-Conveyance-Spreader**) equipment operating at the highest open pit level. The bucket wheel excavator selectively excavates solum within the height block. The first cut of the height block, having the height equivalent to the solum thickness, the excavator mines fertile soil that is later conveyed by the existing belt conveyors to the spreader.

The spreader overlays solum over previously deposited masses of overburden, thus forming the surface of fertile soils required for biological land-reclamation. Upon completion of one operation at solum mining (down to the full cut depth), the excavator mines the rest of overburden-waste at the level. The spreader deposits these masses on the waste dump as a foundation for the subsequent dumping of solum. The deposited solum masses are smoothed and levelled by bulldozers. Figure 1. illustrates a schematic plan of technological process of amalgamated selective mining, conveyance and dumping of solum and waste.

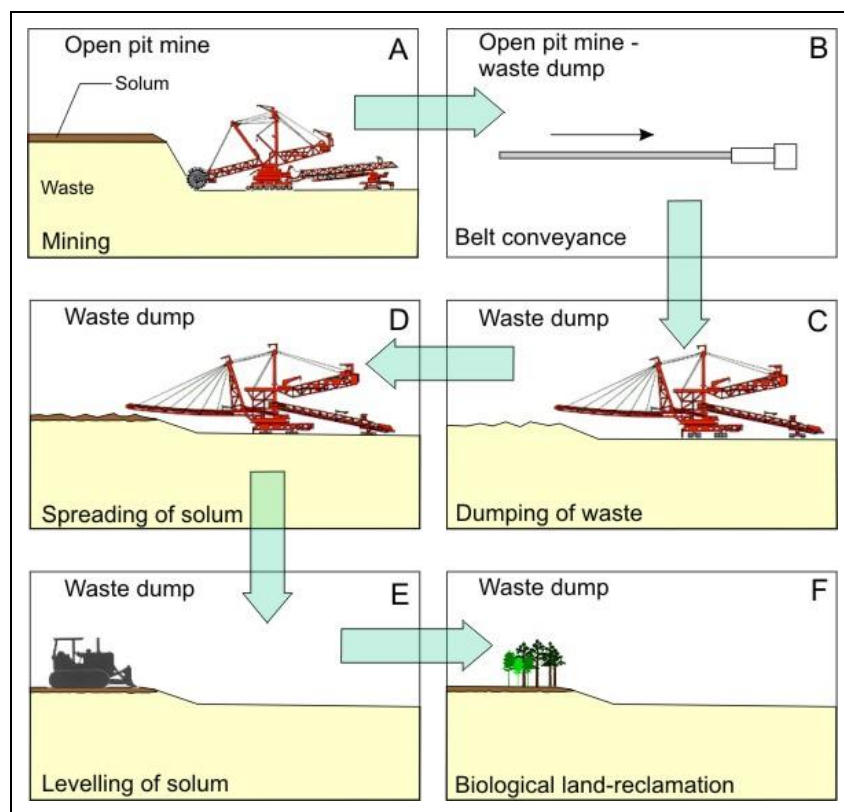


Fig 1. Technological process of amalgamated selective mining, conveyance and spreading of overburden, variant ECS

A separated technological process of selective mining, conveyance and dumping of solum, is carried out by specific equipment, namely the equipment not representing a part of the equipment existing at open pit mines. In principle, it could be with:

- Discontinuous equipment (analysed three variants);
- Continuous equipment (analysed the variant: excavator SM, belt conveyors and spreader).

Four variants of separated technological systems are analysed:

- Variant **A**: System SM excavator (Surface Miner) – dumpers – bulldozers;

- Variant **B**: System SM excavator – conveyors – spreader – bulldozer;
- Variant **C**: System of scrapers;
- Variant **D**: System of bulldozer with ripper – loader – dumper– bulldozer.

Figures 2, 3, 4 and 5 illustrate technological processes of the analysed variants of separated systems of selective mining, conveyance and dumping of solum.

Taking into consideration the objective of this paper as well as its limitations, we shall not dwell on topology and detailed structural presentation of technological variants.

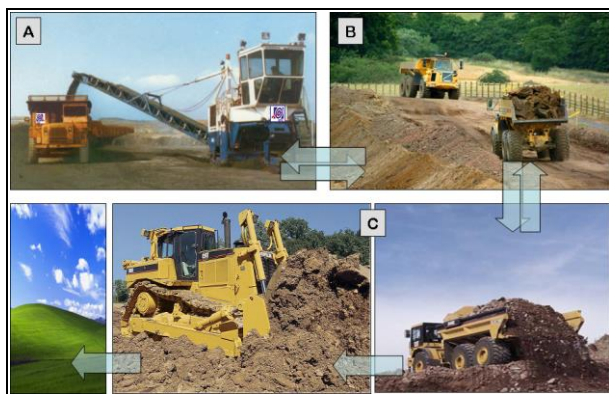


Fig. 2. Technological process, variant A

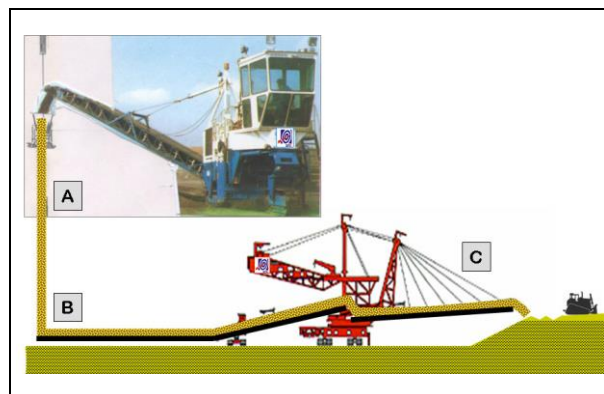


Fig. 3. Technological process, variant B

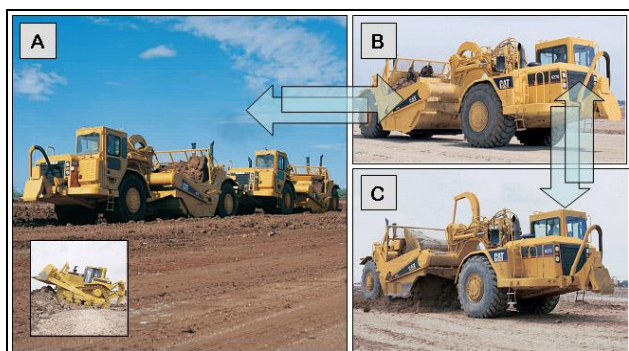


Fig. 4. Technological process, variant C

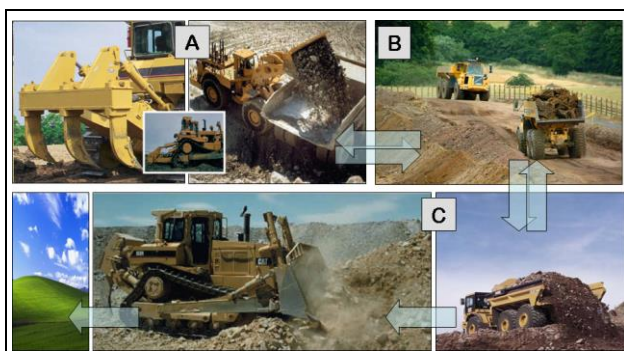


Fig. 5. Technological process, variant D

The decision making on selecting the most advantageous suggested technologies is exposed to several factors: economical (investments, exploitation costs), technological adaptability of the system, training of the existing and requirements for engagement of new labour, necessary logistics, qualification and state of equipment, ecological effects, etc. It is obvious that a typical multi-criterion problem is concerned.

3. A multi-criterion analysis

The purpose of a multi-criterion analysis represents the most optimum selection among the considered technological variants of selective mining, conveyance and dumping of solum at coal open pit surfaces of the Electric Power Industry of Serbia.

The Promethee method, as well as the following criteria, are used in the analysis:

- K1 - Investments in technological system;
- K2 - Specific costs per m³ of deposited solum;
- K3 - Technological adaptability of system;
- K4 - Technical training for adopting and maintenance of system;
- K5 - Necessary engagement of new labour;
- K6 - Ecological effects.

Table 1 shows the matrix containing the initial parameters for multi-criterion analysis, and Tables 2, 3 and 4 give interphase calculations.

The graph of the final rank of the five analysed technological solutions of selective mining, conveyance and dumping of solum, is given in Figure 6.

Table 1.
Initial matrix

Criterion	K1	K2	K3	K4	K5	K6
Estimation	min	min	max	max	min	min
Type	1,000	1,0	2,0	2,0	1,0	1,0
Weight	1,000	1,0	0,7	0,3	0,8	0,5
ECS	0,015	0,5	0,7	1,0	0,1	0,1
Variant A	0,201	6,5	1,0	0,5	0,7	0,8
Variant B	0,455	9,8	1,0	0,5	0,8	0,3
Variant C	0,169	4,7	1,0	0,5	0,5	0,6
Variant D	0,160	5,0	0,8	0,7	0,7	0,8

Table 2.
Correlation matrix

Criterion	K1	K2	K3	K4	K5	K6
K1	1,000					
K2	0,964	1,000				
K3	0,705	0,789	1,000			
K4	-0,720	-0,835	-0,968	1,000		
K5	0,802	0,919	0,696	-0,825	1,000	
K6	0,043	0,294	0,397	-0,564	0,615	1,000

Table 3.
Phi indication preferences

Technology	ECS	Variant A	Variant B	Variant C	Variant D	Phi+
ECS	0,000	0,837	0,837	0,837	0,837	0,834
Variant A	0,163	0,000	0,651	0,000	0,163	0,244
Variant B	0,163	0,116	0,000	0,116	0,279	0,169
Variant C	0,163	0,767	0,651	0,000	0,698	0,570
Variant D	0,163	0,535	0,721	0,302	0,000	0,430
Phi -	0,163	0,564	0,715	0,314	0,494	

Table 4.

The course of ranking according to the Promethee method

Technology	Phi+	Ra nk	Phi -	Ra nk	Phi	Ran k
ECS	0,837	1	0,163	1	0,674	1
Variant A	0,244	4	0,564	4	- 0,320	4
Variant B	0,169	5	0,715	5	- 0,547	5
Variant C	0,570	2	0,314	2	0,256	2
Variant D	0,430	3	0,494	3	- 0,064	3

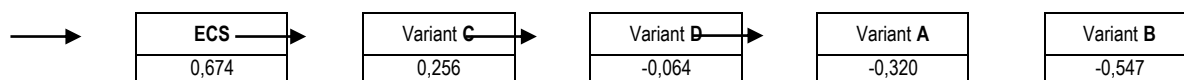


Fig. 6. A graph of the final rank of the analysed technological variants

4. Conclusion

According to the results of multi-criterion analysis, the highest rank (0,674) is characterized by the amalgamated technological solution, namely by the technology of selective mining, conveyance and dumping of solum based on the existing ECS systems. Then the separated, namely new technological solutions follow being ranked as:

- Variant C: Scraper system;
- Variant D: System of bulldozer with ripper – loader – dumper – bulldozer;
- Variant A: System of SM excavator – dumper – bulldozer;
- Variant B: System of SM excavator – conveyors – spreaders – bulldozer.

On the grounds of this analysis, the optimum technological solution of selective mining, conveyance and dumping of solum at coal open pit surface of the Electric Power Industry of Serbia, is represented by the existing ECS systems with the corresponding organizational adjustments for selective operating.

References

- Vujic, S., Kovacevic, R., et al., (2004.) THE FEASIBILITY STUDY ON SELECTIVE MINING AND OVERBURDEN DUMPING, Academy of Engineering Sciences of Serbia and Montenegro. Investor EPI – The main office for development and investments, Belgrade.
- Vujic, S., (2002.), APPLICATION OF MULTI-CRITERION METHODS IN DECISION MAKING WHEN DESIGNING IN MINING, The Proceedings devoted to the XXV anniversary of the Faculty of Mining and Geology in Stip, FYR Macedonia, p.1-8.
- Vujic, S., Simic, A., (1999.), MULTI-CRITERION OPTIMIZATION MODEL OF SPATIAL PLANNING FOR THE SYSTEM OF TECHNICAL STONE OPEN PITS, the Journal "INFO science" 1/99, Belgrade, January-February (pp 31-35).
- Vujic, S., et al., (1995.), SELECTION OF THE MOST OPTIMUM CLAY CONVEYANCE SYSTEM FROM THE OPEN PIT MINE "MAJDAN III" TO THE INDUSTRIAL COMPLEX SC POTISJE KANJIZA – MULTICRITERION ANALYSIS, I Meeting on open pit clay exploitation, Kanjiza, SCG, (pp 216-222).
- Vujic, S., et al., (1998.), A LOCATION-ALLOCATION MODEL OF MINING FACILITIES PLANNING AT STRATEGIC LEVEL, Proceedings: 7 International Symposium on Application of Mathematical Methods and Computers in Geology, Mining and Metallurgy, October 28-30 1998. (pp 5-12), Sophia, Bulgaria.

Биохимическа теория, методи за профилактика срещу самозапалването и гасенето на горящи въглищни находища

Михаил Зборщик¹, Владимир Осокин²

¹Донецки Национален технически университет

²Държавен университет по икономика и търговия

РЕЗЮМЕ. Показани са взаимосвързаните условия, особеностите и закономерностите за самозапалването и горенето на въглищни находища. Обосновани са ефективните пътища и новите методи за профилактика на тези опасни и екологични вредни природни явления.

BIOCHEMICAL THEORY, METHODS FOR PROPHYLACTIC OF SPONTANEOUS COMBUSTION AGAINST SPONTANEOUS COMBUSTION AND EXTINGUISHING OF FIRED COAL

ABSTRACT. The interrelated conditions, specific characteristics and regularities concerning the spontaneous combustion and firing of coal are discussed. The effective approaches and methods for prophylactic of those dangerous and environmentally harmful natural phenomena are suggested.

Проблемът за ранното откриване на признаци, показващи потенциалната опасност от повишаване на температурата самозапалването на въглищни находища и гасенето на възникнали пожари в тях се явява един от най-сериозните и актуални проблеми в минната промишленост за добив на въглища. Решаването на този проблем осигурява повишаване на безопасността на труда на подземните работници, съществено намалява броя на сложните и опасни аварии в подземните въглищни рудници, предотвратява големи материални загуби и рязко намалява вредното замърсяване на техногенната (подземната) и околната природна среда. През последното десетилетие в подземните въглищни рудници в Украйна, ежегодно възникват от 15 до 40 ендеогенни пожари в резултат на самозапалване на въглища и на нискокалорични въглищни отпадъци. Върху територията на Донецкия въглищен басейн в Украйна при строителството на подземни въглищни рудници са изградени около 1100 табана, в които е складирана над един милиард м³ скална маса. От табаните са заети и практически са загубени почти 6 хиляди хектара плодородна земя (чернозем). Около 360 табана са се самозапалили. От табаните вятърът разнася хиляди тонове прах. При пълното изгаряне на 1 кг въглища се получава замърсяване до опасни стойности от 6,7 до 8,7 мил. м³ атмосферен въздух. От горящите табани в атмосферата се отделят около двадесет вида вредни вещества: въглероден окис, сероводород, азотен окис, сярна киселина, циановодород, амоняк, цианиди, тиоцианиди и др.

Понастоящем няма единно мнение за природата на самозапалване на въглищни находища. Все още много специалисти смятат, че причина за самовъзпламеняване на въглищни масиви се явява тяхното взаимодействие с кислорода от атмосферния въздух. За да не се получи излишно разширяване на доклада, не е необходимо да се прави подробен анализ на особеностите, имащи за "доказателство" кислородната теория за само-

възпламеняване на въглищата и нискокалоричните въглищни отпадъци. За твърде недостатъчната обоснованост и достоверност на кислородната теория е достатъчно да се посочи само един решаващ довод. За цялата история и период на "развитие" на кислородната теория няма проведено нито едно експериментално доказателство в потвърждение на това, че при насищане на въглищата с кислород е възможно възникване и на тяхното самозапалване.

Практиката обаче показва, че към самозапалване са склонни обикновено влажни въглищни масиви при слаба аерация на тяхната повърхност. Потенциални пожароопасни огнища се откриват по отделяните железен сулфат и сярна киселина. Образоването на тези вещества, естествено е възможно само при окислителното извличане на пирита, който се съдържа в състава на въглищния масив.

Авторите на доклада са изпълнили комплекс от теоретични и приложни изследвания за определяне на условията и закономерностите за протичане във въглищни масиви на опасни и вредни геохимически процеси, а също така и за определяне на съществените фактори от действителността, които се явяват причина за повишаване на температурата и за самозапалването на въглищни находища и на въглищни табани. С микробиологични изследвания е показано, че подземните води в голяма част от рудниците в Донбас съдържат така наречените пръчковидни тионове бактерии (Th.ferrooxidans). Влагата и бактериите проникват във въглищния масив при кондензиране на парите, филтрация на водата от затопени минни изработки, високонапорно овлажняване на въглищни пластове, оросяването на въглищата в процеса на техния добив, при обогатяването и т.н. Микропукнатините и макропорите, в пластовете и лещообразни включения на пирита в скалния масив са благоприятни условия за жизнената дейност на тионовите бактерии. Средата, обитавана от тези бактерии, задължително трябва

съдържат следните два компонента: разтворен кислород и въглероден двуокис. Разтвореният газ на въглеродния двуокис се явява източник на въглерода за развитие на бактериите, а като източник на енергия за тях се явяват процесите на окисляване на желязото (II) и елементната сяра.

С лабораторни експерименти е установено, че при повишаване температурата на въглищния масив настъпват изменения в морфологията (формата на съществуване) на тионовите бактерии в разтвори в зависимост от изменението на неговите параметри (температура, киселинност, наличие на хранителни субстрати и източници на енергия). Същността на това неизвестно по-рано природно явление е в това, че едновременно с повишаване на температурата бактериите последователно приемат различни форми: подвижни пръчици със средни размери, преходни (раздути) форми и дълги пръчици, нишковидни структури, сферични форми. Тионовите бактерии с такива форми са подобни на аеробните хемалитотрофни бактерии, които при температура от 30 до 99 - 100° C и рН от 1 до 6,5 – 7,0 са способни да окисляват в хидротерми възстановени съединения на сярата и желязото. Експериментално е установено и второто, неизвестно по-рано явление – отделяне от пиритосъдържаща минна маса елементната сяра под действието на тионовите бактерии [4], което се състои в това, че в естествени водно – въздушни условия тионовите бактерии разлагат в пукнатините на скалните масиви, микрокристали на пирита по външната им повърхност на елементна сяра и съпътстващи компоненти (сярна киселина, сулфати, железен хидроокис и др.).

Процесът на бактериалното окислително извличане на пирита (сулфидни минерали) включва два тясно свързани и паралелно протичащи стадия: непосредствено окисляване на минерала и деградация на кристалната решетка; окисление на образували се при това нови вещества (двувалентно желязо и сяра). При този процес вследствие на отделянето на сярна киселина се образуват сярно-кисели разтвори. Част от неокислената сяра образува с йоните на тривалентното желязо и сулфат – йоните колоиден разтвор. Всички реакции, свързани с окислителното извличане на пирита, протичат самопроизволно и се явяват екзотермически. В процеса за повишаване температурата на въглищния масив ролята на бактериите се свежда до следното:

- разпокъсване повърхността на пирита и увеличаване на реакционноспособността на повърхността;
- окисляване на сярата и двувалентното желязо (при услови, че такова чисто химическо окисление е невъзможно);
- предотвратяване отлагането на новообразувани вещества върху повърхността на минерала;

непосредствено участие в екзотермическите реакции.

Тионовите бактерии, образно казано “пускат”, включват екзотермическите процеси за окислителното извличане на пирита. Без участието на бактериите такива процеси не протичат. Следва да се отбележи, че в кисела среда чисто химичното окисляване (без бактерии) на двувалентното желязо протича много бавно. При въздействието на бактериите, окисляването на двувалентното желязо до тривалентно протича със скорост, приблизително 500 хиляди пъти по-голяма скорост в сравнение със скоростта при чисто химическо окисляване. Заедно с това биохимичните процеси, увеличавайки реакционната способност на пирита и повишавайки температурата, интензифицират чисто химическите процеси за окислително извличане на този минерал. Това в определена степен способство за по-нататъшно нарастване на температурата и отделянето на новообразувани вещества (сяра, сярна киселина и съединения на желязото).

В естествени условия повишаване температурата на масива представлява по същество биохимически реактор, който при температура над 100° C става чисто химически реактор.

В него протича автоклавен процес за окислително извличане на пирита и повишаване температурата на масива. При по-нататъшното нагряване на масива елементната сяра се изпарява. Когато температурата на масива се повиши до 248 - 261° C, парите на сярата се възпламеняват на въздуха. Десорбиращия се от скалния масив метан се възпламенява от пламъка на сярата, в резултат на което повишаването на температурата на масива преминава в неговото самозапалване. При температура на горене около 300° C и повече, от въглищата и от нискокалоричните въглищни отпадъци се отделя все по-голямо количество твърде опасни и вредни новообразувани вещества, част от списък на които вече беше посочен.

Предотвратяване самозапалването на въглищни масиви и техните отпадъци (в самия начален стадий на възникването на пожар) е възможно да се осигури по два начина: да се изключи проникването на вода във въглищния масив, която съдържа тионове бактерии и разтворен газ, необходими за жизнената дейност на бактериите.

– целенасочено да се въздейства на средата, в която обитават бактериите; т.е. да се намали значително тяхната активност.

Практически по-прост и приемлив се явява вторият път – увеличаване показателят рН на водната среда (киселата среда да се превърне в алкална) или пък във водата рязко да се намали съдържанието на кислород и въглероден двуокис.

Сравнително просто може да се увеличи показателят рН на средата, ако към водата се добави хидрооксид или натриев карбонат, калиев, калциев, т.е. NaOH, KOH, Ca(OH)₂, Na₂CO₃, K₂CO₃, CaCO₃.

При въздействието с такава вода на пиритосъдържащи скални масиви се декарбонизират тези разтвори и настъпва свързване на веществата в новообразувания. Ако се използват разтвори на NaOH или KOH, процесът на декарбонизацията на поровите разтвори се съпровожда с образуването върху повърхността на въглищния масив на защитен слой от калциев карбонат CaCO₃ и магнезиев хидрооксид Mg(OH)₂. При декарбонизация на поровия разтвор на калциевия хидрооксид Ca(OH)₂, т.е. варовата суспензия образува също така защитен слой от CaCO₃ и Mg(OH)₂. Когато водата с посочените по-горе добавки попадне в пиритосъдържащите скали и в тях вече са започнали да протичат биохимическите процеси за окислително извличане на пирита, протичат реакции на взаимодействие на тези вещества с железен сулфат и се образува железен хидроокис (III), който се отделя като утайка. Неутрализацията на сярната киселина с варовита суспензия се съпровожда с образуването на защитен гипсов слой CaSO₄*2H₂O на повърхността на скалния

масив. Ефективността от използването на други вещества за предотвратяване самозапалването на въглищата и на нискокалорични въглищни отпадъци са достатъчно подробно разгледани в работата [5].

Разтворите и суспензиите на хидроксидите и карбонатите на N, K, Ca в еднаква степен е възможно да се използват и за гасене на пожарни огнища във въглищни масиви. При гасенето на пожари едновременно протичат процесите и на охлаждането на масива от течността и неутрализация на съдържащите се в нея новообразувани вещества. Следва да се акцентира вниманието към това, че през всичките стадии на повишаване на температурата и процеса на горене, пиритосъдържащите минни масиви, посочените по-горе разтвори и суспензии се явяват най-добри инхибитори по пълнота и ефективност на неутрализация на процесите, свързани с образуването на вредни и опасни вещества (газове, сярна киселина, сяра и т.н.).

Новите методи за профилактика срещу самозапалване на въглища и гасенето на възникнали пожари са достатъчно широко изпитани и използвани за условията на табаните към минните предприятия в Донбас. Във всички случаи в качеството на алкална течност се използва вода с добавки от варовик (варовита суспензия).

Негасената вар се явява сравнително евтина суровина. Много варови отпадъци се получават при металургичното производство. Обработвани са табани с 3 – 5 % варова суспензия. Разходът на гасена вар е както следва: 30 – 50 кг на 1 м³ вода; 6 – 15 кг на 1 м³ минна маса. По-пълни сведения за практическото използване на различните методи са дадени в [2].

Новите методи за профилактики срещу самозапалването на въглищни масиви и гасенето на горящи въглищни табани са достатъчно прости, надеждни и с ниска

стойност. За тяхното приложение не се изисква създаването на специални машини и обзавеждане. Понастоящем се намират в експлоатация цял комплекс от серийно произвеждани машини, изделия и прибори за техническо комплектоване на необходимите уредби и инсталации (електродвигатели, помпи, вакуумпомпи, тръби и т.н.). Като вещества – инхибитори е възможно да се използват отпадъчни материали от различни промишлени производства. Създаването на промишлени уредби е по силите на всяко действащо предприятие.

Използването на новите методи в значителна степен предопределят успехите, свързани с озеленяването на табаните и оздравяването на природната среда.

Литература

- Зборщик М.П., Осокин В.В. *Предотвращение самовозгорания горных пород*. – Киев, Техника, 1990. – 176 с.
- Зборщик М.П., Осокин В.В. *Предотвращение экологически вредных проявлений в породах угольных месторождений*. – Донецк, ДонГТУ, 1996. – 178 с.
- Зборщик М.П., Осокин В.В. *Горение пород угольных месторождений и их тушение*. – Донецк, ДонНТУ, 2000. – 180 с.
- Зборщик М.П., Осокин В.В. *Явление выделения из пиритсодержащей горной породы элементной серы под действием тионовых бактерий*. – Москва: Международная ассоциация авторов научных открытий, 1998. – Диплом № 79 на открытие.
- Зборщик М.П., Осокин В.В. *О веществах, предотвращающих и подавляющих опасные и вредные проявления в пиритсодержащих горных породах*. Уголь Украины. – 1997. - № 2. – С. 40 – 41.

По някои въпроси за прогнозиране на взривоопасните зони на въглищни пластове на основа геометрията на тяхното залягане

Евтим Кърцелин¹, Михаил Зборщик², Владимир Дворников², Владимир Пилюгин²

¹ Минно-геоложки университет "Св.Ив.Рилски" - Република България

² Донецки Национален технически университет - Украйна

РЕЗЮМЕ. В доклада е предложен нов метод за моделиране пространственото залягане на въглищния пласт, основан на построяването на апроксимираща функция на две променливи с използване на изходни данни от геоложкото проучване и маркшейдерски измервания. Предлага се горната граница на главните нормални огъващи напрежения в локална област от повърхнината на пласта да се извършва с помощта на главните стойности за деформациите на пласта. Прогнозата за потенциално аномални състояния на пласта се оценява по максималната стойност на средната и гаусовската крива в дадена зона.

ASPECTS OF THE PREDICTION OF HAZARDOUS ZONES IN COAL SEAMS BASED ON GEOMETRY OF OCCURRENCE

ABSTRACT. A new approach is presented in the paper for describing the occurrence of a coal seam. The approach is based on the compilation of an approximating function of two variables according to geological and mine surveying data. It is suggested that the upper boundary of main normal bending stress in the local planes to be performed by the main values for deformation of the seam. Prediction for potentially anomalous conditions of the seam is assessed according to the maximum values of average and Gaussian distribution in a certain zone.

За изминалия геологически период са се формирали пространствени геометрични конфигурации на пластове от утаечни скали, към които принадлежат и въглищните пластове. Този процес е обусловен от следните два най-вероятни фактора:

- формата на тези пластове се явява така да се каже "копие" на преди това формирали се профили на повърхности, служещи като основа за по-горе лежащи пластове;

- формообразуването на пластовете е настъпило в резултат на тектонични процеси под действието на постоянно действащи сили в продължение на един сравнително дълъг период от време.

Разбира се, през различните геологически периоди посочените фактори е било възможно да се редуват в трудно предсказуема последователност, както и някой от факторите да е имал доминиращ характер.

Съдейки по данните от геоложките проучвания, в района на съвременен Донбас са образувани мощни остатъци от растителна маса, които са послужили като суровина за образуването на бъдещите каменни въглища. Тяхното "покривие" с минерални утайки е протичало в почти равнинна местност, периодически потапяна с вода, в продължение на милиони години. Впоследствие, в резултат на тектонични процеси тези пластове са придобили форма, която се открива през настоящия етап при разработването на полезното изкопаемо. С други думи, пространствената геометрична конфигурация на въглищните пластове и вместващите ги скали са се оформили преди всичко, в резултат от действието на втория от посочените фактори с първоначално плоска форма. Тази концепция е и приета в основата на по-нататъшните теоретични построения, изложени в доклада.

Твърде бавното тектонично движение на пластовете, имащо реологичен характер, в съчетание с метаморфози-

те за техния състав е възможно да предизвика, както е известно, значителни изменения във формата на пластовете, тяхната деформация в различни посоки, понякога даже без видими разломи, пропукване или подуване.

При все това големината на деформациите при огъване не може да не окаже влияние на микроструктурата за строежа на пласта, особено в тези негови участъци, които са били подложени на деформационно огъване от действието на напреженията на разтегляне. Следователно, възможно е да се твърди, че физическите нарушения в целостта на пласта са най-вероятни в тези негови места, където пласта има максимална кривина, тъй като нормалните напрежения на разтегляне при огъване са пропорционални именно на тази геометрична характеристика на деформируемия обект.

Действително, добре е известно, че максималните стойности на нормалните напрежения σ_x , σ_y по двете взаимно перпендикулярни направления x и y на деформируема еднородна и изотропна плоча с дебелина h при относително малки нейни напречни провисвания $w(x)$ в границите на линейната теория на еластичността се определят със зависимостта [1]

$$\sigma_x = \frac{Eh}{2(1-\nu^2)} \left(\frac{\partial^2 w}{\partial x^2} + \nu \frac{\partial^2 w}{\partial y^2} \right), \quad \sigma_y = \frac{Eh}{2(1-\nu^2)} \left(\frac{\partial^2 w}{\partial y^2} + \nu \frac{\partial^2 w}{\partial x^2} \right) \quad (1)$$

където E и ν - съответно модул на еластичност и коефициент на Пуансон, като последния в сеизмологията и минното дело приема стойност, равна на 0,25.

Строго казано, във формула (1) вторите производни на $w(x, y)$ по x и y се явяват нарастване на тензора на кривината на пространствено огъната повърхност $z = z(x, y)$, при което $w(x, y)$ има малки нараствания по координатата Z . При такава интерпретация глав-

ните напрежения, записани с израза (1), е възможно да се представят по следния начин.

$$\sigma_1 = \frac{Eh}{2(1-\nu^2)}(K_1 + \nu K_2), \quad \sigma_2 = \frac{Eh}{2(1-\nu^2)}(K_2 + \nu K_1) \quad (2)$$

където K_1 и K_2 - нараствания за стойностите на кривината на повърхността $z = z(x, y)$ в две взаимно перпендикулярни главни нормални сечения.

Тъй като от нас се приема, че реално съществуващата на терена повърхност $z = z(x, y)$, имайки първоначално равнинна повърхност, се е изменила и е получила днешните формообразувания в резултат на бавно действащи, но постоянни сили, то в зависимост (2) кривините K_1 и K_2 следва да се приемат като техни реални и фактически стойности. Отчитайки това определяните по формула (2) напрежения $\sigma_{1,2}$ е възможно да се използват за оценка на максималните стойности за фактическите напрежения, тъй като релаксационните, реологическите и метаморфните процеси, естествено, неизбежно водят до "нивелиране" на действителното напрегнато състояние.

При все това, нарушаването в целостта на пласта и образуването на микропукнатини е най-вероятно именно в тези места, където оценъчните огъващи напрежения $\sigma_{1,2}$ по формула (2) приемат максимални стойности, то е налице в тези места и най-голяма кривина на повърхността. На свой ред, микропукнатините способстват за интензификация на газоотделянето и е възможно да се приемат за реална причина, предизвикваща внезапно изхвърляне на въглища и газ при разкриване на даден пласт.

По такъв начин, идеята за прогнозиране на опасностите по внезапно изхвърляне на въглища и газ участващи от въглищните пластове е възможно да бъде разработена върху основата за изчисляване на пространствената кривина на пласта, например по хипсометрични данни от геологическо-учувателни работи и маркшейдерски измервания. Разбира се, точността на такъв вид прогноза в значителна степен зависи не само от достоверността на хипсометричните данни, но и от метода за аналитично представяне на пространствената конфигурация на пласта, което представлява задача за построяване на интерполационна функция, която има най-голямо приближение до измерените вертикални координати на пласта в зададени опорни точки на рудничното поле.

И така, нека в декартова координатна система XYZ , свързана по съответен начин към изследваното руднично поле има n триади числа x_i, y_i, z_i ($i = 1, 2, \dots, n$),

където X_i и Y_i са хоризонтални координати на i -та опорна точка, а Z_i - вертикална координата на залягане на изследвания пласт в същата тази точка. Нека също така функцията $z = F(x, y)$ е такава, че скаларната величина

$$\delta = \sum_{i=1}^n [F(x_i, y_i) - z_i]^2 \quad (3)$$

приема минимални стойности от всички възможни представяния на $F(x, y)$ в класа на непрекъснатите функции. Тогава $F(x, y)$ е търсената интерполационна функция, която има най-малко отклонение в точките X_i, Y_i от Z_i .

Такава функция ще се построи във форма на билинейно разложение по известни линейно независими функции $\varphi_k(x)$ и $\psi_k(y)$, които е възможно да бъдат, например, ортогонални полиноми на Лежандр, Ермит, Лагер, Чебишев и др. [2]. С други думи, приемайки че,

$$F(x, y) = \sum_{j=1}^N \sum_{k=1}^N a_{jk} \varphi_j(x) \psi_k(y), \quad (4)$$

където N - някакво предварително зададено число ($N^2 < n$), явяващо се най-високата степен на приетата система полиноми $\varphi_k(x)$ и $\psi_k(y)$; a_{jk} - някакво подлежащо на определяне число, осигуряващо минимизацията на функционала (3), което се достига с приравняване на нула на първите производни от δ по всяко a_{jk} . Изпълнението на тези изисквания при заместването на (4) в (3) води до система от N^2 линейни алгебрични уравнения спрямо търсените a_{jk} :

$$\sum_{i=1}^n \left[\sum_{j=1}^N \sum_{k=1}^N a_{jk} \varphi_j(x_i) \psi_k(y_i) - z_i \right] \varphi_\alpha(x_i) \psi_\beta(y_i) = 0, \quad (5)$$

където $\alpha, \beta = 1, 2, \dots, N$. Определяйки по такъв начин всички стойности за a_{jk} , може да се счита, че функцията (4) е построена с известна степен на точност.

Изборът на рационална система линейно независими функции $\varphi_k(x)$ и $\psi_k(y)$ се явява самостоятелна задача, и на този въпрос подробно разглеждане няма да се прави. Само ще се отбележи, като сравнително най-просто представяне е възможно да бъдат приети също така системите степенни функции от типа $1, x, x^2, \dots, x^N$ и $1, y, y^2, \dots, y^N$. Възможно е също така използването и на тригонометрични функции с кратни аргументи.

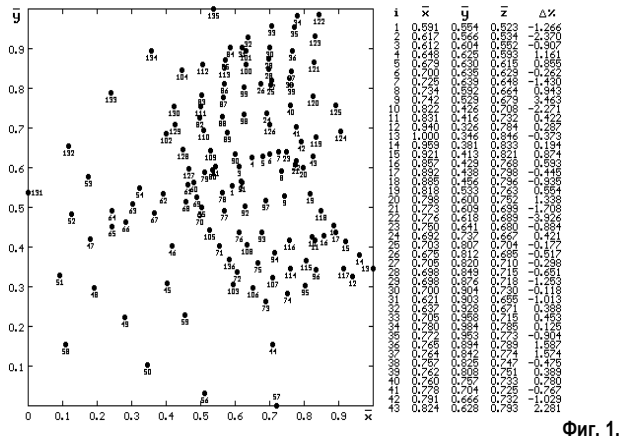
Като пример на фиг. 1 е представено разпределението на опорните точки за руднично поле в координати на канонически безразмерни променливи

$$\left. \begin{aligned} \bar{x} &= (x - \min x_i) / (\max x_i - \min x_i), \\ \bar{y} &= (y - \min y_i) / (\max y_i - \min y_i), \\ \bar{z} &= (z - \min z_i) / (\max z_i - \min z_i), \end{aligned} \right\} \quad (6)$$

получени на основата на данни от проучването в резултат на извършването на контролни сондажи на въглищния пласт на един от рудниците в Донбас. По условието (6) всички променливи са определени в интервала $[0, 1]$.

Опорните точки са номерирани от 1 до 43 (тяхната номерация е означена на фигурата). Отдадено за всяка от

тези точки са приведени техните канонични координати, изчислени по формула (6), при което в последната колона са дадени стойности за относителните отклонения (в проценти) на фактическите стойности на Z_i от изчисления с помощта на апроксимиращите функции (4).



Фиг. 1. Разпределение на опорните точки в пласта на рудничното поле

Апроксимацията е била изпълнена чрез използване на ортогоналните полиноми на Чебишев $T_j(x)$, като в изразите (4) и (5) са представени

$$\left. \begin{aligned} \varphi_j(x) &= 2^{-j+2} T_{j-1}(x), \\ \psi_j(y) &= 2^{-j+2} T_{j-1}(y), \end{aligned} \right\} \quad (7)$$

при $j = 1, 2, \dots, N$, което е отчетено с рекурентните зависимости

$$T_{j+1}(x) - 2xT_j(x) + T_{j-1}(x) = 0 \quad (8)$$

като при $T_0(x) = 1$ и $T_1(x) = x$ позволява да се получи пълна система функций за построяване на интерполационния многочлен (4), като при това е било прието $N = 5$. Тъй като от зависимостта (8) следва, че

$$T_2(x) = 2xT_1(x) - T_0(x), \quad T_3(x) = 2xT_2(x) - T_1(x),$$

и т.н. Формата на представяне на функцията (7) е обусловена със същите съображения, както и многочленът $2^{-j+1} T_j(x)$, или с аналогичния на него $2^{-j+1} T_j(y)$, в интервала $[0, 1]$ има най-малко отклонение от нула в сравнение с всички други полиноми от същата степен с най-голям коефициент, равен на 1. На свой ред това определя най-малко разсейване на изчисляваните интерполационни стойности на функцията.

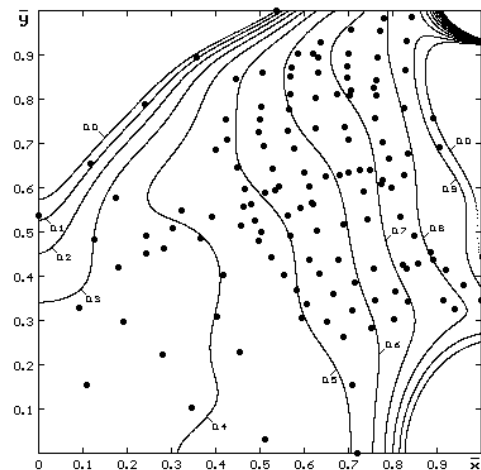
От числовите данни, показани на фиг.1, следва, че построяването по посочения по-горе метода на интерполационните функции с достатъчна степен на точност описват фактическите (по данни от сондирането) стойности на вертикалното изместване на изследвания пласт – максималните относителни отклонения в по-голяма част от случаите не превишават 10%, а средно са от порядъка на $\approx 2\%$. Във връзка с това ще се отбележи, че точността на измерване на стойността на Z_i при прокарването на сондажи значително отстъпва от получената тук точност при интерполационните изчисления.

На фиг. 2 са построени изохипси на пласта (линии с еднакви стойности на $\bar{Z}$, означени за всяка от кривите) с интервал $\Delta \bar{Z} = 0,1$ с помощта на апроксимиращата функция (4). Изохипсите дават нагледно представяне за релефа на пласта и ни убеждават в това, че в крайна сметка, в областите, където има опорни точки, намерената интерполационна функция принципно правилно отразява действителната картина.

Построяването на изохипсите е направено чрез решаване на уравнението от типа

$$F(\bar{x}, \bar{y}) = const$$

спрямо например $\bar{x}$ при последователно задаване на конкретни стойности на $\bar{y}$.



Фиг. 2. Изохипси на изследвания пласт

Благодарение на аналитично определената функция $z = F(x, y)$, която по същество се явява уравнение за повърхността на пласта, се явява възможно да се намери формален израз за кривината на такава повърхност. Като е известно, всяка точка от повърхността, ако тя е непрекъсната и върху нея отсъстват изломи, се характеризира с два така наречени главни радиуси на кривината R_1 и R_2 , от които R_1 се явява най-голям, а R_2 най-малък. Главните радиуси на кривината [3] се определят като корени на уравнението от втора степен

$$(rt - s^2)R^2 + h[2pqs - (1 + p^2)t - (1 + q^2)r]R + h^4 = 0, \quad (9)$$

в което са приети означенията:

$$p = \frac{\partial z}{\partial x}, \quad q = \frac{\partial z}{\partial y}, \quad r = \frac{\partial^2 z}{\partial x^2}, \quad s = \frac{\partial^2 z}{\partial x \partial y}, \quad t = \frac{\partial^2 z}{\partial y^2}, \quad h = \sqrt{1 + p^2 + q^2}. \quad (10)$$

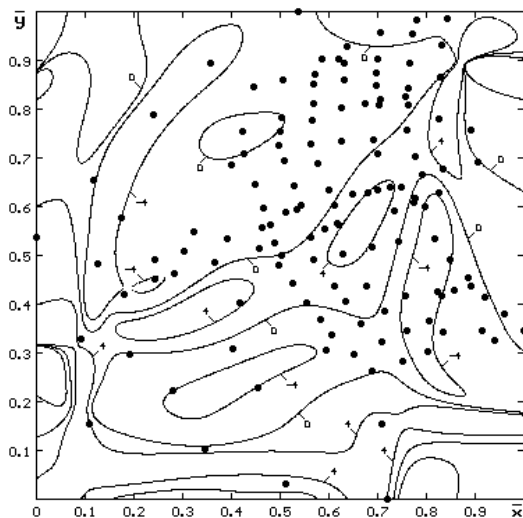
В диференциалната геометрия е прието да се оценява кривината на повърхност по средната и гаусовата крива, които се изчисляват по формулите

$$H = \frac{1}{2} \left(\frac{1}{R_1} + \frac{1}{R_2} \right), \quad K = \frac{1}{R_1 R_2},$$

при което, както следва от (9) и означенията (10)

$$H = \frac{r(1 + q^2) - 2pqs + t(1 + p^2)}{2\sqrt{(1 + p^2 + q^2)^3}}, \quad K = \frac{rt - s^2}{(1 + p^2 + q^2)^2}. \quad (11)$$

На фиг. 3 в изследваното поле на пласта са построени линии с еднаква средна кривина за три стойности на безразмерната средна кривина $\bar{H} = -4; 0; 4$.



Фиг. 3. Линии с еднаква средна кривина на пласта

Следва да се отбележи, че всички числени операции в (9), (10) и (11) са изпълнени с безразмерни променливи $\bar{x}$, $\bar{y}$, $\bar{z}$, ето защо размерната величина H е възможно да се получи от $\bar{H}$ чрез отчитане на каноничните преобразувания (6) с помощта на безразмерните параметри

$$\xi_x = \frac{\max z_i - \min z_i}{\max x_i - \min x_i}, \quad \xi_y = \frac{\max z_i - \min z_i}{\max y_i - \min y_i},$$

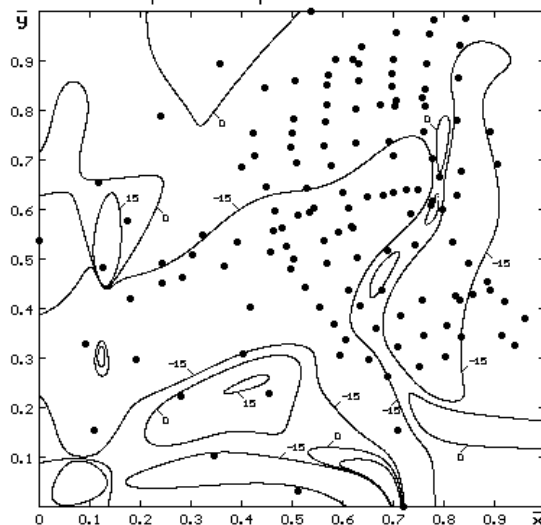
и съответните очевидни алгебрични замествания.

Предварителният анализ на показаната на фиг. 3 картина позволява да се направи извода за това, че най-голямата средна положителна кривина на пласта се среща в тези области, ограничени от линиите на ниво «4.0» и обхващащи точки с номера 3, 4, 5, 6, 7, 8 и точки 17, 18, 33 (виж фиг. 1). Както показват изчисленията, вътре в тези области максималната стойност на безразмерната средна кривина не превишава 7.3, както тук пласта образува един вид огъване с котлообразна форма. Тези две области са разделени от зоната с отрицателна кривина от линията на ниво «0.0». Зоната с отрицателна средна кривина, ограничена с линията на ниво «-4.0», обхваща точки 1, 2, 20, 21, 22, където пластът образува куполообразна форма.

Както се вижда от фигурата, съществуват още няколко области с отрицателна и положителна кривина, все пак тези области са разположени в местата или с единичен контролен сондаж (например, точка 14), или в места, където въобще не е извършено сондиране. По тази причина наличието в действителност на такива области е възможно да бъде установено в резултат на допълнителни изследвания.

Линии с еднаква гаусова кривина са показани на фиг. 4, от която се вижда, че преобладаващата част от изследвания пласт (долната част на фигурата) има отрицателна гаусова кривина, следователно, в тази област пласта има

седлообразна форма, при което «истинския» купол на пласта се намира в областта между точки 12 и 13. Ще се отбележи, че от фиг. 3 следва, че в тази зона има също така и екстремум за средната кривина. Съдейки по всичко, тази област представлява по същество предполагаема зона за потенциални аномални състояния на пласта.



Фиг. 4. Линии с еднаква гаусовска кривина на пласта

По-нататъшните изследвания в това направление е възможно да се проведат преди всичко за съпоставяне на прогнозируемите теоретически опасни зони с фактическите наблюдения на практике. Първа стъпка в този посока е направена в [4].

Изводи

1. Предложеният метод за апроксимация на пространствената форма на залягане на пласта по геологопроучвателни и маркшейдерски данни се явява ново направление в теорията и практиката на разработване на полезни изкопаеми.
2. Горните граници на нормалните напрежения в локална равнина на пласта се оценява с помощта на главните стойности на кривината на пласта, изчислени с помощта на апроксимиращи функции.
3. Потенциално опасни зони от гледна точка на възникването на динамични явления, свързани с внезапното изхвърляне на въглища и газ се явяват области от пласта с максимални стойности на средната гаусова кривина.

Литература

- Лейбензон Л. С. *Курс теории упругости*. ОГИЗ, Гостехиздат, М.-Л., 1947. – 464 с.
- Корн Г., Корн Т. *Справочник по математике*. – М. – Наука, 1968. – 720 с.
- Рашевский П. К. *Дифференциальная геометрия*. Физматгиз, М., 1956.
- Зборщик М. П., Дворников В. И., Пилугин В.И. *Прогноз природных аномальных зон напряженного состояния и свойств пород в горном массиве*. Уголь Украины, 11, 2003, с. 16-19.

Биосензорен екологичен мониторинг на тежки метали

Маргарита Стойчева

Минно-геоложки университет "Св. Иван Рилски", 1700 София

РЕЗЮМЕ. Осъществено е биоелектрокаталитично определение на йони на тежки метали (Hg^{2+} , Cu^{2+} , Cd^{2+} , Mn^{2+} , Fe^{3+} и AsO_3^{3-}), като за целта е използван ацетилхолинестеразен амперометричен сензор. Анализът се основава на електрохимичната регистрация на намалението на ензимната активност като функция от концентрацията на анализа, проявяващ инхибиторно действие. Количествената оценка на изменението на активността на имобилизираната върху електродната повърхност ацетилхолинестераза, на степента на инхибиране и на инхибиторните константи показва, че активността на инхибиторите намалява в реда Hg^{2+} , Cu^{2+} , Cd^{2+} , AsO_3^{3-} , Fe^{3+} , Mn^{2+} , факт позволяващ диференцирането им. Определението се отличава с чувствителност, варираща в границите $0.15 - 3.72 \mu\text{A/p}(\text{mol/L})$, широк диапазон на линейност на калибровъчната графика и особено ниска граница на откриване на определяните компоненти ($2 \times 10^{-10} - 10^{-14} \text{ mol/L}$). Направените изследвания са от интерес за екологичния мониторинг на тежки метали.

BIOSENSORS APPLICATION IN THE HEAVY METALS ECOLOGICAL MONITORING

ABSTRACT. A bioelectrocatalytic determination of heavy metals' ions (Hg^{2+} , Cu^{2+} , Cd^{2+} , Mn^{2+} , Fe^{3+} and AsO_3^{3-}) has been accomplished using an acetylcholinesterase amperometric sensor. The analysis is based on the electrochemical registration of the diminution of the enzyme activity as a function of the concentration of the analyte, having an inhibitory action. The quantitative evaluation of the variation of the activity of the immobilized acetylcholinesterase, the degree of inhibition and the inhibition constants shows that the activity of the inhibitors decreases in the order Hg^{2+} , Cu^{2+} , Cd^{2+} , AsO_3^{3-} , Fe^{3+} , Mn^{2+} . This fact allows their differentiation. The determination is sensitive ($0.15 - 3.72 \mu\text{A/p}(\text{mol/L})$), with an important linear dynamic range and low detection limit ($2 \times 10^{-10} - 10^{-14} \text{ mol/L}$). These studies represent an interest for the heavy metals ecological monitoring.

Въведение

По данни на ЕРА, NIOSH, AOAC и APHA, най-разпространените понастоящем методи за мониторинг на замърсяването на околната среда с тежки метали са рентгено флуоресцентният, атомно абсорбционният и атомно емисионният анализ с индуктивно свързана плазма. Те се отличават с точност и чувствителност и позволяват да бъдат измерени концентрации от порядъка на ПДК, но дават резултат само за общото съдържание на съответния елемент. От решаващо значение за екологичната експертиза обаче е разграничаването на отделните валентни форми, проявяващи различна токсичност, биологична активност и физиологично действие. Налагащата се поради тази причина предварителна химическа или физико-химическа обработка на пробата, обикновено чрез екстракционни или хроматографски методи усложнява определението, води до значително увеличение на времетраенето му и изисква провеждането му единствено в специализирани лаборатории. Не на последно място, недостатък на изброените методи е скъпо струващото оборудване, което повишава стойността на анализа.

Изброените факти показват, че е необходимо да се разработят алтернативни методи за екологичен мониторинг на тежки метали. Такава алтернатива представлява биосензорният електроанализ (Stoytcheva, 1994; Stoytcheva et al., 1998; Krawczynsky vel Krawczyk et al., 2000; Kormis et al., 2000; Botré et al., 2001; Gooding et al., 2002; Paitan et al., 2003). Електрохимичните биосензори – комбинация от електрохимичен преобразувател и тясно

свързан или интегриран с него биокomпонент (най-често ензим), се очертават като ефективни аналитични устройства поради това, че съчетават каталитичната активност и субстратна специфичност на биомолекулата с чувствителността на електрохимичните методи, увеличена многократно в резултат на биологичното усилване на аналитичния сигнал, дават възможност за детекция в реално време и измерване *in situ* и се поддават на автоматизация.

Целта на настоящата работа е да се проучи възможността за приложение на амперометричен ацетилхолинестеразен сензор за определяне на метални йони – приоритетни замърсители на околната среда.

Експериментална част

Реагенти и апаратура

Използвани бяха следните реагенти: ацетилхолинестераза Ach (E. C. 3.1.1.7, от говежди еритроцити, 1000 U/mg), BDH Chemicals Ltd., England; ацетилтиохолин йодид, Chemapol, Czechoslovakia; $\text{Hg}(\text{NO}_3)_2$ 0.05 mol/L, Merck; CuSO_4 0.1 mol/L, Fluka; $\text{Cd}(\text{NO}_3)_2$ 0.1 mol/L, Fluka; $\text{MnSO}_4 \cdot \text{H}_2\text{O}$, Sigma; $\text{FeCl}_3 \cdot 6\text{H}_2\text{O}$, Aldrich; As_2O_3 , Fluka. Определено pH се поддържа с помощта на буферен разтвор на Britton-Robinson – 0.1 mol/L (CH_3COOH , H_3PO_4 , H_3BO_3 , NaOH).

За провеждане на електрохимичните изследвания се използваше три електродна електролизна клетка от конвенционален тип. Индикаторният електрод от графит със спектроскопска чистота (Ringsdorf Werke, Germany) и диаметър на работната дискова повърхност 0.6 mm, бе модифициран с имобилизиран ензим. За сравнителен

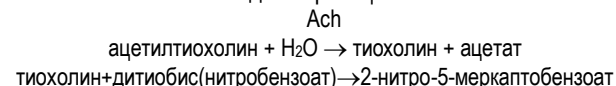
електрод служеше наситеният каломелов електрод (нке). Помощният електрод бе от платина или стъклографит.

Електрохимичната апаратура включваше потенциостат EG&G Princeton Applied Research 273A, амперометрична единица Tacussel и полярограф Radelkis OH 105.

Спектрофотометричните измервания се осъществяваха с помощта на спектрофотометър Varian-Cary 1, Perkin Elmer, Merck или Specol.

Определяне на ензимната активност

Активността на солибилизираната ацетилхолинестераза се определяше по метода на Ellman (Ellman et al., 1961). Той се основава на следните реакции:



Анализът се провеждаше в съответствие с протокол 124 117, разработен от Boehringer Mannheim GmbH. Към 3 ml фосфатен буферен разтвор (52 mmol/L, pH 7.2), съдържащ 5,5'-дитиобис(нитробензоена) киселина (0.26 mmol/L) се прибавяха 0.02 ml от разтвора на пробата и 0.10 ml разтвор на ацетилтиохолин йодид (156 mmol/L). Светлинната абсорбция А на сместа се отчиташе на интервали от 30 sec ($\tau = 0, 30, 60$ и 90 sec) при дължина на вълната 405 nm и оптичен пробег 1 cm. Ензимната активност U се изчисляваше по формулата:

$$\frac{U}{\tau} (25^\circ \text{C}) = 23460 \times \frac{\Delta A_{405\text{nm}}}{30 \text{ sec}}$$

Активността на имобилизираната ацетилхолинестераза се определяше електрохимично. За целта ензимният електрод се внасяше в електролизната клетка, съдържаща разтворен в буфериран воден разтвор (Britton-Robinson, 0.1 mol/L, pH 7) ацетилтиохолин. Регистрираше се, при потенциал +0.8 V, с помощта на индикаторен електрод от графит, токът на окисление на тиохолина, получаващ се при каталитичната хидролиза на ацетилтиохолина, инициирана от ензима ацетилхолинестераза. Активността на имобилизирания ензим се изчисляваше чрез сравняване на наклона на линейната част на кривата ток/време с този, получен при същите условия, но в присъствие на солибилизиран ензим с известна активност. Количеството на ацетилтиохолина в разтвора трябва да бъде достатъчно голямо, за да се наситят активните центрове на ензима.

Имобилизация на ацетилхолинестеразата

Ацетилхолинестеразата съдържа значително количество NH_2 - функционални групи с второстепенно значение, което прави възможна ковалентната ѝ имобилизация на повърхността на графитови електроди по описаната в (Stoytcheva, 1994; Stoytcheva, 1995; Stoytcheva, 1995) методика.

След полиране, обезмасляване с алкохол и промиване с дестилирана вода на електродната повърхност, графитът се подлагаше на електрохимично окисление и активиране с карбодиимид. За да се осъществи ковалентното свързване на ензима, върху дисковата повърхност на електрода се инжектираха 20 μL буферен разтвор (Britton-

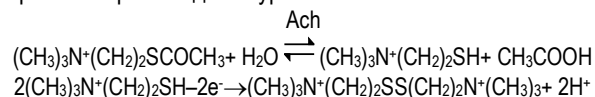
Robinson 0.1 mol/L, pH 8), съдържащ 0.5, 1, 2.5 или 5 mg/cm^3 ацетилхолинестераза. Имобилизацията протичаше за 2, 4, 5 или 12 часа при температура 4°C или за 0.5, 1, 2 или 4 часа при температура 30°C , като се поддържаше постоянна влажност на средата. Изборът на оптимални операционни параметри се извърши по три критерия: минимален разход на ензим, минимално времетраене на процеса и максимална чувствителност на определението. На тези изисквания отговаряха електродите, изготвени при следните условия: концентрация на разтвора на ацетилхолинестераза: 2.5 mg/cm^3 ; времетраене на процеса: 2 часа; температура: 30°C .

Следваше промиване (3 x 10 min) в буферния разтвор (Britton-Robinson 0.1 mol/L, pH 7) при скорост на въртене на електрода 1000 rpm.

Резултати и обсъждане

Принцип на определението

При потенциал +0.8 V/нке се регистрираше токът на окисление на тиохолина – продукт на хидролизата на субстрата ацетилтиохолин, катализирана от имобилизираната върху повърхността на индикаторния графитов електрод ацетилхолинестераза (Stoytcheva, 1995; Stoytcheva, 1995). Протичащите процеси се изразяват чрез следните уравнения:



В резултат на инхибирането на ензима, концентрацията на генерирания продукт намалява, което води до намаление на регистрирания аналитичен сигнал като функция от концентрацията на инхибитора.

Инхибиране на имобилизираната ацетилхолинестераза под действието на йони на тежки метали

Инхибиторното действие на йоните Hg^{2+} , Cu^{2+} , Cd^{2+} , Mn^{2+} , Fe^{3+} и AsO_3^{3-} върху активността на имобилизираната ацетилхолинестераза бе изследвано при следните експериментални условия: температура 25°C , концентрация на субстрата варираща в границите от 0.1 mmol/L до 1.2 mmol/L, при което се достигаше до насищане на активните центрове на имобилизирания биокomпонент и различни концентрации на инхибитора. Хидролизата на солите FeCl_3 , CuSO_4 , $\text{Cd}(\text{NO}_3)_2$ и MnSO_4 се избягваше чрез избор на подходящо pH на средата (0.1 mol/L буфер на Britton-Robinson) – 2 за Fe^{3+} и 4.5 за Cu^{2+} , Cd^{2+} и Mn^{2+} . В останалите случаи - Hg^{2+} и AsO_3^{3-} се поддържаше pH 7.

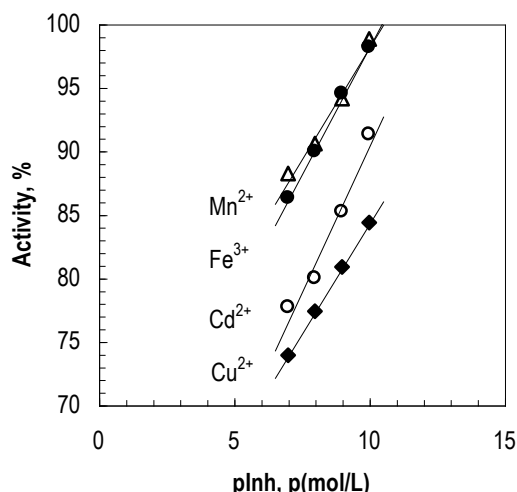
Получените опитни данни и направените изчисления показаха, че максимална степен на инхибиране D (при условия на насищане на ензима) се достига при концентрация на Cu^{2+} или Cd^{2+} 10 mmol/L, концентрация на Mn^{2+} 0.1 mmol/L, концентрация на Fe^{3+} 1 mmol/L, концентрация на Hg^{2+} 0.01 mmol/L и концентрация на AsO_3^{3-} 0.002 mmol/L. Получените стойности са посочени в таблица 1.

Таблица 1

Максимална степен на инхибиране D на имобилизираната ацетилхолинестераза

Инхибитор	D , %	Инхибитор	D , %
10 mmol/L Cu^{2+}	28.69	0.1 mmol/L Mn^{2+}	11.76
10 mmol/L Cd^{2+}	21.83	0.01 mmol/L Hg^{2+}	64.44
1 mmol/L Fe^{3+}	15.78	0.002 mmol/L AsO_3^{3-}	19

Изменението на активността на имобилизирания ензим като функция от концентрацията на инхибиторите Cu^{2+} , Cd^{2+} , Mn^{2+} и Fe^{3+} е представено графично на фиг. 1.



Фиг. 1. Изменение на активността на имобилизираната ацетилхолинестераза като функция от концентрацията на инхибитора $[\text{Inh}]$ ($\text{pInh} = -\lg[\text{Inh}]$). Концентрация на субстрата = 1 mmol/L.

Кинетичните параметри на ензимната реакция: привидна константа на Michaelis-Menten K_m^{app} , максимална скорост I_{max} и инхибиторна константа K_i , определени по метода на Lineweaver-Burk (Lineweaver et al., 1934) и по метода на Dixon (Dixon, 1972) са посочени в таблица 2 и таблица 3.

Таблица 2

Кинетични параметри на хетерогенната ензимна реакция ($r^2 > 0.98$).

Инхибитор	pH	$K_m^{\text{app}} \times 10^{-4}$, mol/L	$I_{\text{max}} \times 10^{-6}$, A
-	2	2.04	9.41
Fe^{3+}	2	2.16	7.45
-	4.5	1.81	11.63
Cu^{2+}	4.5	1.99	8.39
Cd^{2+}	4.5	1.87	8.95
Mn^{2+}	4.5	1.86	9.84
-	7	2.06	63.81
Hg^{2+}	7	1.89	28.93
AsO_3^{3-}	7	2.23	52.96

(I_{max} е определен за концентрация на инхибиторите, посочена в таблица 1)

Таблица 3

Инхибиторни константи ($r^2 > 0.98$)

Инхибитор	pH	$K_i \times 10^{-4}$, mol/L
Fe^{3+}	2	14.71
Cu^{2+}	4.5	2.72
Cd^{2+}	4.5	3.41
Mn^{2+}	4.5	6.84
Hg^{2+}	7	0.59
AsO_3^{3-}	7	1.21

Анализът на опитните данни и резултати показва, че привидната константа на Michaelis-Menten K_m^{app} запазва постоянна стойност, докато максималната скорост на ензимната реакция I_{max} намалява с нарастването на концентрацията на инхибитора. Подобен тип инхибиране се счита за неконкурентно.

Посочените в таблица 2 стойности на I_{max} позволиха да се оцени количествено ензимната активност в отсъствие и в присъствие на инхибитори. При изчисленията се вземаше пред вид, че при окислението на тиохалина, генериран в еквивалентно на субстрата количество, се отдава един електрон. Получените резултати са представени в таблица 4.

Таблица 4

Активност на имобилизираната ацетилхолинестераза

Инхибитор	pH	i_{max} , $\mu\text{A} \cdot \text{cm}^{-2}$	V , $\text{mol} \cdot \text{s}^{-1} \cdot \text{cm}^{-2}$	U , $\text{mU} \cdot \text{s}^{-1} \cdot \text{cm}^{-2}$	U , %
-	2	33.29	3.45×10^{-10}	20.70	100
Fe^{3+}	2	26.38	2.73×10^{-10}	16.38	79.13
-	4.5	41.15	4.26×10^{-10}	25.56	100
Cu^{2+}	4.5	29.69	3.08×10^{-10}	18.48	72.31
Cd^{2+}	4.5	31.68	3.28×10^{-10}	19.68	77.00
Mn^{2+}	4.5	34.81	3.61×10^{-10}	21.66	84.74
-	7	225.79	23.41	140.46	100
Hg^{2+}	7	102.37	10.61	63.68	45.34
AsO_3^{3-}	7	187.40	19.42	116.53	82.96

V – скорост на ензимната реакция;

i_{max} – максимална скорост на ензимната реакция, изразена чрез плътността на тока.

Те са в съгласие с данните в таблица 1 и показват, че активността на инхибиторите намалява в реда Hg^{2+} , Cu^{2+} , Cd^{2+} , AsO_3^{3-} , Fe^{3+} , Mn^{2+} . Този факт осигурява селективност на определението.

Съгласно стойностите на K_i , активността на инхибиторите намалява в реда Cu^{2+} , Cd^{2+} , Mn^{2+} . Различната киселинност на изследваните разтвори не позволява сравняването на всички инхибиторни константи, поради тяхната зависимост от pH на средата.

Аналитични и метрологични характеристики на биоелектрокаталитичното определение на йони на тежки метали, основаващо се на инхибиторното им действие

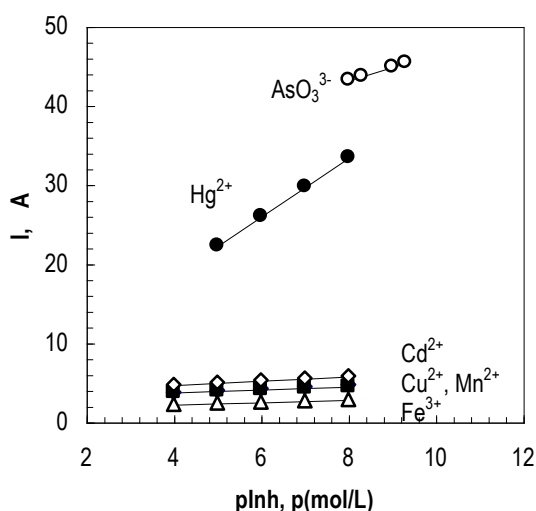
С оглед на аналитичното приложение на ензимния електрод за количествен анализ на метални йони - инхибитори на ацетилхолинестеразата, се правеше оценка на следните показатели: граница на откриване,

чувствителност, диапазон на линейност на калибровъчната графика, точност и възпроизводимост.

Анализът се основаваше на определянето на намалението ΔI на големината на тока на окисление на тиохилиниодида в зависимост от концентрацията на инхибитора [Inh].

Пред вид въздействието на инхибиторите на ацетилхолинестеразата върху човешкия организъм и изискванията на екологичния мониторинг, от съществено значение бе да се определи границата на откриване на изследваните вещества. Тя се дефинираше чрез установяване на минималното съдържание на компонента, което може да се определи с относително стандартно отклонение в регистрирания аналитичен сигнал 0.33.

Чувствителността на анализа се определяше от наклона на линейната част на калибровъчната крива (фиг. 2).



Фиг. 2. Калибровъчна графика за определяне на метални йони на базата на инхибиторното им действие

Възпроизводимостта на определенията се изразяваше посредством величината относително стандартно отклонение RSD. Точността на аналитичния метод се оценяваше количествено чрез процентната грешка на определенията.

Анализът на получените опитни данни при вариране на pH на средата, температурата, скоростта на въртене на ротиращия индикаторен електрод и концентрацията на субстрата позволи да се оптимизират условията за провеждане на определенията.

Характеристиките на определенията, проведени при температура 25°C, pH 7, скорост на въртене на електрода 1000 rpm и количество на ацетилхолинестеразата в разтвора за имобилизация 2.5 mg/cm³, са посочени в табл. 5. Чувствителността на анализите бе определена при условията на насищане на ензима.

Таблица 5

Характеристики на определението на инхибитори на ацетилхолинестеразата ($r^2 > 0.98$)

Инхибитор	Граница на откриване, mol/L	Градуировъчна функция		Линеен диапазон, mol/L
		$\Delta I = a + b \lg[Inh]$		
		a, μA	b, $\mu A/p(mol/L)$	
Mn ²⁺	10 ⁻¹¹	-2.80±0.10	0.24±0.02	До 10 ⁻⁴
Cu ²⁺	10 ⁻¹⁴	-3.10±0.11	0.18±0.01	До 10 ⁻²
Fe ³⁺	10 ⁻¹⁰	-1.66±0.06	0.15±0.01	До 10 ⁻⁴
Cd ²⁺	10 ⁻¹²	-3.60±0.14	0.28±0.03	До 10 ⁻²
Hg ²⁺	10 ⁻¹⁰	-3.72±0.11	3.72±0.06	До 10 ⁻⁵
AsO ₃ ³⁻	2x10 ⁻¹⁰	-30.10±0.77	1.65±0.04	До 2x10 ⁻⁸

Изчислено бе, въз основа на опитните данни, че RSD < 5%. Сравнението на резултатите с получените по други методи в независими лаборатории показва, че точността на определенията е много добра (относителната грешка не надвишава 4 %).

Получените експериментални данни и резултати послужиха като основа за разработването на методика за определяне на AsO₃³⁻ в проби промивни и отпадни води от МДК-Пирдоп (Stoytcheva et al., 1998). Методът предлага решение на двата основни проблема, свързани с определянето на арсен – снижаване на границата на откриване и разграничаване на AsO₃³⁻ от AsO₄³⁻, не проявяващ инхибиторно действие.

Изводи

Извършени са имащи практическо значение изследвания върху процеса на инхибиране на имобилизираната ацетилхолинестераза под действието на йони на тежки метали. Чрез използвания електрохимичен подход, различаващ се от конвенционалните, са получени нови данни, свързани с кинетичните параметри на хетерогенната ензимна реакция. Направена е комплексна оценка на аналитичните и метрологични характеристики на биоелектрокаталитичните определения, основаващи се на амперометричната регистрация на намалението на активността на ензима като функция от концентрацията на инхибитора, с оглед разработването на методи за биосензорен екологичен мониторинг на тежки метали.

Използвани съкращения

EPA - Environmental Protection Agency
NIOSH - National Institute for Occupational Safety and Health
AOAC - Association of Official Analytical Chemists
APHA - American Public Health Association

Литература

- Botré, F., E. Podesta, B. Silvestrini, C. Botré. 2001. Toxicity testing in environmental monitoring: the role of enzymatic biosensors. – *Ann. Ist Super. Sanità*, 37, 607-613
Dixon, M. 1972. The graphical determination of K_m and K_i . – *Biochem. J.*, 129, 197-202
Ellman, G., K. Courtney, V. Andres, R. Featherstone. 1961. A new and rapid colorimetric determination of

- acetylcholinesterase activity. - *Biochem. Pharmacol.*, 7, 88-95
- Gooding, G., E. Chow, R. Finlayson. 2002. Biosensors for detecting metal ions: new trends. - *Aust. J. Chem.*, 56, 159-162
- Kormis, F., A. Lengauer. 2000. Studies concerning the biomonitoring of the degree of environmental pollution using urea-sensitive enzymatic sensor. - *Lab. Robotics. Automat.*, 12, 27-30
- Krawczynsky vel Krawczyk, T., M. Moszczynska, M. Trojanowicz. 2000. Inhibitive determination of mercury and other metal ions by potentiometric urea biosensor. - *Biosens. Bioelectron.*, 15, 681-691
- Lineweaver, H., B. Burk. 1934. The determination of enzyme dissociation constants. - *J. Am. Chem. Soc.*, 56, 658-666
- Michel, C., F. Battaglia-Brunet, C. T. Minh, M. Bruschi, I. Ignatiadis. 2003. Amperometric cytochrome c3-based biosensor from chromate determination. - *Biosens. Bioelectron.*, 19, 345-352
- Paitan, Y., D. Biran, I. Biran, N. Shechter, R. Babai, J. Rishpon, E. Ron. 2003. On-line and in situ biosensors for monitoring environmental pollution. - *Biotechnol. Advances*, 22, 27-33
- Stoytcheva, M. 1994. Bioelectrocatalytic determination of some heavy metals and their influence on the catalytic activity of the immobilized acetylcholinesterase. - *Bull. Soc. Chim. Belge*, 103, 147-149
- Stoytcheva, M. 1994. Acetylcholinesterase based amperometric sensor – inhibitor detection. - *Anal. Letters*, 27, 3065-3080
- Stoytcheva, M. 1995. Acetylcholinesterase based amperometric sensor. - *Electroanalysis*, 7, 560-562
- Stoytcheva, M. 1995. Electrocatalysis with an acetylcholinesterase immobilized graphite electrode. - *Electroanalysis*, 7, 660-662
- Stoytcheva, M., V. Sharkova, M. Panayotova. 1998. Electrochemical approach in studying the inhibition of acetylcholinesterase by arsenate(III) – analytical characterization and application for arsenic determination. - *Anal. Chim. Acta*, 364, 195-201

Wastewater Treatment by Flotation

Romulus Sarbu, Nicolae Cristea, Toth Lorand, Elin Hristov

University of Petrosani, Romania

ABSTRACT. The flotation is successfully applied as cleaning method of the wastewaters refineries, textile fabrics (tissues), food industry, paper plants, oils plants, etc. In the flotation process with air released, first of all the water is saturated with air compressed at pressures between 0,3 – 3 bar, followed by the relaxed phenomenon of the air-water solution, in a flotation cell with slowly flowing. The supersaturation condition could be applied on the wastewaters treatment. In this case the wastewaters which is in atmospheric equilibrium is introduced in a closed space where the depression is 0,3 – 0,5 bar. Our paper presents the hypobaric flotation cell and the technological flow of the cleaning the domestic wastewaters.

ПРЕЧИСТВАНЕ НА ОТПАДНИ ВОДИ ЧРЕЗ ФЛОТАЦИЯ

РЕЗЮМЕ: Флотацията успешно се използва като метод за почистване на отпадъчни води от рафинерии, текстилни предприятия, предприятия на хранително-вкусова промишленост, производство на хартия и др. При флотационния процес с въздух, първо водата се насища с въздух под налягане от 0,3 до 3 bar, следва релаксация на разтвора от въздух и вода във флотационна камера с бавен поток. Условия на пренасищане могат да се прилагат към процеса на третиране на отпадъчни води. В този случай отпадъчните води, които са в равновесно състояние с атмосферата се поставят в затворено пространство, където депресията е 0,3 – 0,5 bar. Докладът представя флотационна камера с ниско налягане и технологична схема за почистване на битови отпадъчни води.

Introduction

In practice, the normal (natural) flotation process is different by the flotation with air. In the first case, the material particles lighter than the water (oils, greases) eventually associated with gas bubbles have the tendency to raise to the liquid stationary surface. In the flotation process with air, the material particles heavier than the water are transported to the liquid surface by attaching them with air bubbles.

In this case, the air could be introduced in water likes a very fine bubbles by porous surfaces or by mechanical agitation (flotation with dispersed air); a second modality to obtain the gaseous phase is by the releasing of the solved air in water, as a consequence of abrupt decreasing of the gas pressure lied in equilibrium with the water, case when the became supersaturated with gaseous phase [1].

The main advantages of the aerating system with air released from pulp are:

- the gas micro bubbles are formed directly on the solid hydrophobic particles surfaces; this aspect excludes the necessity of the collision between the particles and bubbles without negative effect on the selectivity of the process;
- the micro bubbles are in a high number offering a liquid-gas surface greatest than the normal bubbles dimension, in correlation with the specific surface of very fine particles from pulp [2].

We can appreciate that the bubbles from the floater device after a pressurization of the wastewater at 2-5 atm is between 30 – 120 microns.

The ascension velocity follows the Stokes law and the elevating velocity of the complex bubble-particle is between

$(0.4 - 2) \cdot 10^{-3}$ m/s, but this velocity increases with air/suspensions report. [4].

The air releasing takes place in reverse condition those which determines the air solving in liquid phase; if a pressure increasing of the pressure from p_1 to p_2 , the air quantity solved in the water will be in accordance with the Henry low:

$$q = k_h (p_2 - p_1)$$

to a decreasing of the pressure under the p_2 value, will takes place a releasing of an adequate quantity of air.

Rays pointed out that the saturation degree is in correlation with the type (shape) of the pressurization container. So, the static containers conduct to a saturation rate about 50 %, but the using of agitation system increases the air solubility to the 90 % comparatively with the conventional retention time.

The air quantity released theoretically from pulp when the pressure will be reduced from p_2 to p_1 , can be calculated with the relation:

$$q' = q_a [fp_2 / p_1 - 1]$$

where: q_a – the water saturation with air to the atmospheric pressure, cm^3/dm^3

f – the saturation fraction in the pressurization container [4].

The influence parameters of the process are: the pressure difference, the expansion duration and the solid concentration.

The suspension concentration is in correlation with the air/suspensions report (A/S). When it is used recycling water for pressurization, A/S report is calculated with the formula:

$$A/S = 1.3R(p_2 - p_1)/p_1 \cdot Q \cdot c$$

where: R is the volume of recycling water pressurized, dm³

Q is wastewater flow, dm³

c is the suspensions concentration from feeding, mg/dm³

To increase the separation efficiency often is necessary to add flocculation agents in feeding, before their mixing with the recycling water.

The Design and the Functioning of the Hypobaric Flotation Cell

The hypo baric cell flotation cell is an installation with depression, with two novelty elements e.g. a hypo baric static cell and a hydroairator (a special device) which realize the necessary depression above the water mirror and on the other hand, enriching with air of the recycling water.

In the technical references there are some types of vacuum flotation cells whose functioning principle consists of the saturation of pulp with air followed by their introducing in a closed space with lower air pressure. To a decreasing of air pressure a part of solved air releases under micro bubbles form and in their elevating will rally in the froth layer the hydrophobic particles. In order to assure the resistance of bubbles, in the pulp is added frothing agents.

The main disadvantages of these installations are in connection with the products evacuation, because the flotation cells are disposed in vacuum spaces, great energy consumptions and moving parts of installation.

The hypobaric flotation installation presented in figure 1 eliminates these disadvantages, having in component part a flotation cell (1) with hydroairator (9), hermetically closed and with any part in moving. The feeding saturated with air by

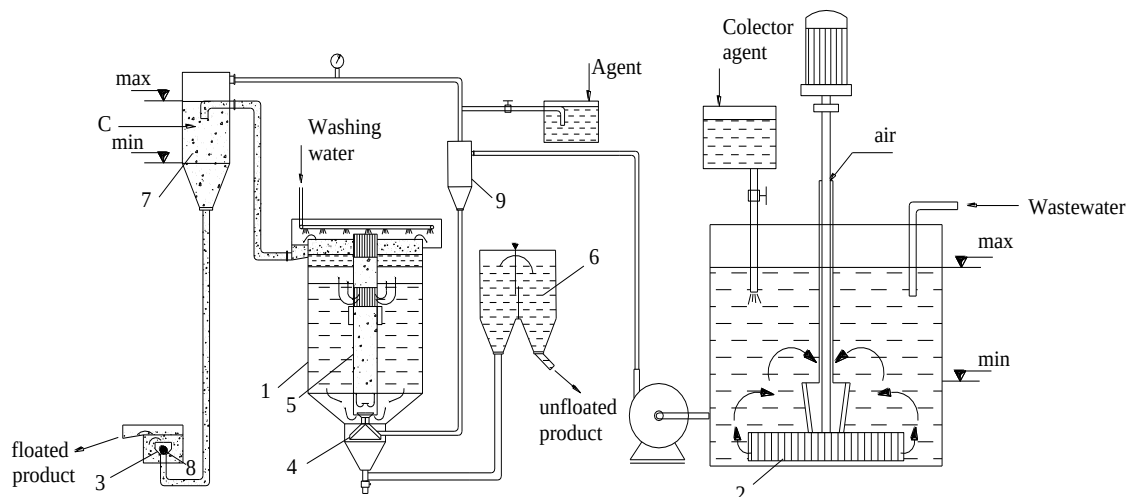
agitating in the agitator (2), assures the depression necessary to the air releasing and to the froth elevating in the separation basin (7). In this basin, the pulp weight containing the floated product is greater than the ball weight with role of valve of the evacuation hydraulic device (8).

The unfloated product is evacuated to the bottom of cell by the device (6). A part of this product is the recycling water, which feed the hydroairator (9). The emulsion water-air fed tangentially in the accelerating device (4) is interfered with the pulp feeding in floatator device (5), which has oblique slits trough to go out the mineralized bubbles. The floated product is evacuated by the cell overflow in the basin (7). This product that is rich in organic matter can be used in future agricultural activities, like fertilizer agent. The rest of unfloated product can be used in another domains or can be treated in a secondary cleaning phase. [3]

Experiments and Results

The research to the laboratory scale was carried out on domestic wastewaters from Danutoni station and the aim of these researches was to eliminate the organic matter (CCO) and the suspensions from waters. The technological parameters were: the agitation time; the recycling report; the temperature and the separation time.

The simple flotation (without flocculant reagents adding), at recycling reports between 10 – 30 % pointed out the experience of a linear correlation between the process efficiency (the organic matter removal) and the recycling report. To a conditioning time about 3 minutes, the efficiency process of the suspensions removal was in the domain 60 – 80 % and for the organic matter removal, between 45 – 75 %. An increasing of the conditioning time by agitating had a low influence on the flotation efficiency.



HYPOBARIC FLOTATION CELL

- | | | |
|----------------------------|------------------------------|-----------------------|
| 1 - flotation cell | 4 - Accelerating device | 7 - Separation device |
| 2 - Agitator | 5 - Flotator device | 8 - Hydraulic device |
| 3 - Flotated product basin | 6 - Unfloated product device | 9 - Hydroairtor |

Conclusions

This new hypo baric flotation installation presents some advantages such as:

- A higher efficiency of collision between the solid suspensions and the released bubbles gas;
- The flotation machine has no moving part and the novelty character is absolutely by the fact that whole process (aerating, adhesion, internal circulation, the products evacuation) is a consequence of a synergism between the gravimetric and centrifugal field;

- The obtained results justify the continuation of the research on other wastewaters types.

References

- Haneş N., Sârbu R., Bădulescu C. – Protecția mediului și a muncii în procesarea resurselor minerale, Ed. Infomin, Deva, 1999.
- Sârbu R. – Instalație de flotație hipobarică, OSIM, C 22B/02, Medaille d'or, Bruxelles, 2003
- Krausz S. – Teoria și tehnologia flotației, Ed. Matrix, București, 2001

Биологично пречистване на кисели руднични води посредством аноксични алкални дренажи

Светлана Браткова, Стоян Грудев

Минно-геоложки университет "Св. Иван Рилски", 1700 София

РЕЗЮМЕ. Екстремално кисели руднични води (с pH 2.0 – 2.4), съдържащи тежки метали (Cu, Zn, Cd, Pb, Fe), уран, арсен и сулфати са третираны посредством различни аноксични алкални дренажи. Всички дренажи съдържат натрошен варовик и смес от твърди биологично разградими органични субстрати (говежда тор, отработен гъбен компост и дървени стърготини), и са местообитание на разнообразна анаеробна микрофлора, в която доминират сулфат-редуциращи бактерии. Отделните дренажи се различават по съдържанието и едрината на натрошения варовик, съдържанието на органични субстрати, както и по разпределението на тези два компонента в аноксичните дренажи. В повечето случаи pH на третираните води се повишава до около 6.0 - 6.4 и концентрациите на замърсителите спадат под пределно допустимите концентрации за води, използвани за селскостопански и/или индустриални нужди. Главните процеси, участващи в очистването на водите са дисимилативната микробна сулфат-редукция и сорбция на замърсителите върху варовика и органичната материя, присъстващи в дренажите.

BIOREMEDIATION OF ACID MINE WATERS BY MEANS OF ANOXIC ALKALIZING DRAINS

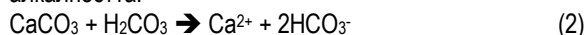
ABSTRACT. Highly acidic mine waters (with pH 2.0 – 2.4) containing heavy metals (Cu, Zn, Cd, Pb, Fe), uranium, arsenic and sulphates were treated by means of different anoxic alkalizing drains. All drains contained crushed limestone and a mixture of solid biodegradable organic substrates (cow manure, spent mushroom compost and wood chips) and were inhabited by a diverse anaerobic microflora in which the sulphate-reducing bacteria were the prevalent microorganisms. The individual drains differed with respect to the content and particle size of the limestone, the content of organic substrates as well as with respect to the distribution of these two components in the anoxic drains. In most cases the pH of the treated waters was increased to about 6.0-6.4 and the concentrations of the pollutants were decreased below the relevant permissible levels for waters intended for use in the agriculture and/or industry. The microbial dissimilatory sulphate reduction and the sorption of pollutants on the limestone and organic matter present in the drains were the main processes involved in the water clean-up.

Въведение

Неутрализирането на кисели руднични води посредством пасивни системи се базира на преминаването им през натрошен варовик в безкислородна среда (Cravotta et al., 1999). При контакт на кисели води (pH<6.4) с варовика протича реакция, при която се продуцира въглена киселина:



Въглената киселина продължава взаимодействието си с варовика, в резултат на което се отделят хидрогенкарбонатни аниони и съответно се повишава алкалността:



Неутрализирането на кисели руднични води посредством преминаването им през натрошен варовик в безкислородни условия се прилага за повишаване на алкалността на води, съдържащи Fe^{3+} и Al^{3+} <2 mg/l и разтворен O_2 <1 mg/l. Наличието на високи концентрации тривалентно желязо и разтворен кислород водят до формиране на големи количества ферихидроокиси, които пасивират варовика и възпрепятстват неговото разтваряне, и генерирането на алкалност.

В аноксичния алкален дренаж варовикът е смесен с твърд, биологично разградим органичен субстрат,

използван като източник на въглерод и енергия за разнообразни анаеробни хетеротрофни микроорганизми. Посредством използването на аноксичен алкален дренаж се осъществява неутрализация на кисели руднични води, характеризиращи се с висока киселинност, разтворен кислород и с високи концентрации тривалентно желязо. Пасивирането на варовика се предотвратява поради редукцията на тривалентното желязо до неговата двувалентна форма от обитаващите дренажа анаеробни желязо-редуциращи хетеротрофни бактерии (Straub et al., 2001). Разтвореният кислород се консумира от разнообразни факултативни аеробни бактерии, което възпрепятства окислението на съдържащите се във водите феройони. Генерираната алкалност е резултат както от разтварянето на варовика, така и от бактериалната активност. Наличието на високи концентрации сулфати във водите благоприятства осъществяването на процеса дисимилативна микробна сулфат-редукция (Benner et al. 2000):



където CH_2O представлява разтворими нискомолекулни органични съединения.

Генерираният сероводород взаимодейства с разтворените тежки метали във водите, в резултат на което те се утаяват като неразтворими метални сулфиди:



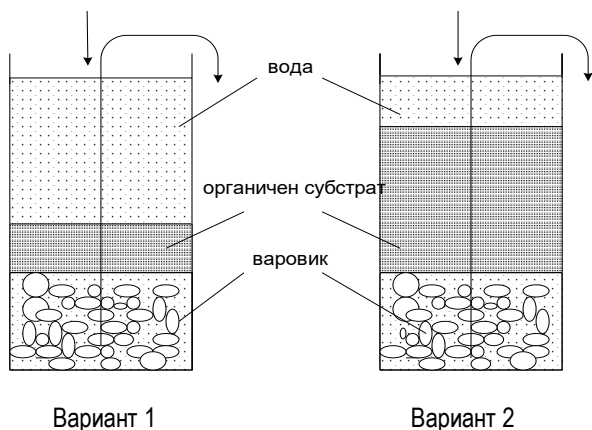
където М представлява двувалентен метален катион (Fe^{2+} , Cu^{2+} , Zn^{2+} , Ni^{2+} , Cd^{2+} и др.)

В тези анаеробни условия се осъществява също така и утаяването на арсена, във вид на As_2S_3 и As_2S_5 (Macy et al., 2000), както и редукцията на шествалентния уран с последваща преципитация на неразтворим уранинит (UO_2) (Lovley et al., 1992).

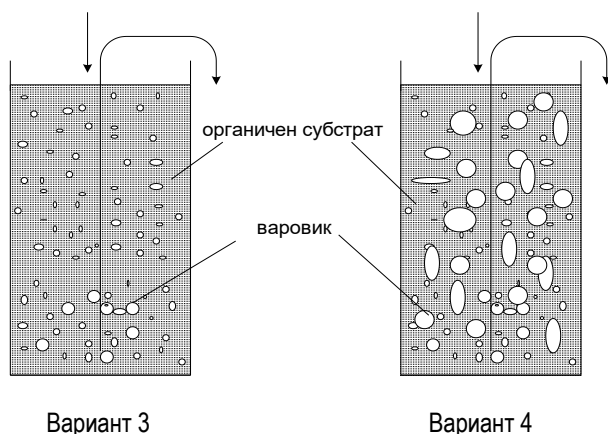
Целите на настоящата работа са в контролирани лабораторни условия да се установи влиянието на едрината на натрошения варовик, съдържанието на органичен субстрат, както и на разпределението на тези два компонента в аноксичните дренажи върху ефективността на неутрализация на киселите руднични води и върху ефективността на отстраняване на съдържащите се в тях тежки метали, токсични и радиоактивни елементи.

Материали и методи

За реализиране на поставените цели са конструирани четири варианта аноксични алкални дренажи (фигури 1 и 2).



Фиг. 1. Варовик и органичен субстрат, разделени в два отделни слоя



Фиг. 2. Варовик, смесен с органичен субстрат.

Използваните съдове имат форма на паралелепипед с дължина 200 mm, ширина 80 mm и височина 450 mm, и имат геометричен обем 7,2 L. На дъното на всеки един от тях е насипан 4 cm слой кварц с едрина 5 – 10 mm, в който

е поместен долния край на армиран полиетиленов маркуч за отвеждане на изходящите води.

Органичният материал представлява смес в равни обемни отношения отработен гъбен компост, говежда тор и дървени стърготини, и е с начална влажност 67,7 %.

Използваният варовик съдържа 92% CaCO_3 . Варовикът е натрошен на челюстна трошачка и разпределен в класи < 5 mm и 10 – 15 mm.

Във всички аноксични алкални дренажи количеството на варовика е 5 kg.

При първите два аноксични алкални дренажи варовикът е с едрина 10 – 15 mm и е пространствено разделен от твърдия органичен материал. Във вариант 1 варовикът е покрит със 12 cm слой органичен субстрат с влажно тегло 2 kg. Във вариант 2 варовикът е покрит с 4 kg органична материя, формираща слой с височина 26 cm.

При останалите два варианта варовикът е смесен с 4 kg органичен субстрат, като в аноксичен алкален дренаж 3 варовикът е с едрина < 5 mm, а в последния – вариант 4 е с едрина 10 – 15 mm.

След запълването на съдовете с желаните количества варовик и органична материя е налята чешмяна вода до получаване на височина на водния стълб 420 mm от дъното на аноксичните алкални дренажи.

Синтетични кисели руднични води, с pH 2.0 – 2.4, съдържащи Fe^{3+} - 900 mg/l, Zn – 50 mg/l, Cu – 10 mg/l, Cd и Pb – 4 mg/l, U – 6 mg/l, As – 3 mg/l и сулфати 2 900 mg/l са третираны посредством четирите аноксични алкални дренажи при температура 18 – 22 °C и поддържане на контактно време 12, 6 и 3 денонощия. Влиянието на всяко контактно време върху неутрализационния капацитет и ефективността на отстраняване на присъстващите във водите замърсители е изследвано за период от два месеца.

Аналитични техники

Концентрациите на разтворените метали и арсена се измерваха чрез ICP спектрофотометрия. Концентрацията на урана се измерваше спектрофотометрично чрез използването на реагента арсеназо III. Концентрациите на сулфатите, фосфатите, амониевите йони и сероводорода се определяха също спектрофотометрично. Съдържанието на разтворени органични съединения се определяше чрез измерване на тяхната окисляемост посредством титруване с KMnO_4 .

Основните физиологични групи микроорганизми са характеризирани количествено чрез използването на стандартни микробиологични методи, включващи метод на пределните разреждания и метод на Кох.

Резултати и обсъждане

Третирането на кисели руднични води посредством аноксичните алкални дренажи започна месец след запълването на съдовете с желаните съотношения варовик, твърд органичен субстрат и чешмяна вода. През този период протече интензивна хидролиза и ферментация на лесно-разградимите органични полимери с бурно отделяне на газ. В аноксичните алкални дренажи се

формираха стабилни микробни ценози от разнообразни анаеробни хетеротрофни микроорганизми.

Анализът на получените резултати (Таблицы 1 – 3 и

Фигура 3 показва, че в болшинството от случаите при различните експерименти се постига адекватно неутрализиране на киселите руднични води, като pH се повишава над 6.0.

Таблица 1.

Третиране на кисели руднични води посредством аноксични алкални дренажи – контактното време 12 денонощия

Параметър	Преди третиране	След третиране	След третиране	След третиране	След третиране
		Вариант 1	Вариант 2	Вариант 3	Вариант 4
pH	2.00 - 2.40	5.88 - 5.98	6.84 - 7.07	6.85 - 7.10	6.87 - 6.93
Eh, mV	(+ 598) – (+ 604)	(- 26) – (+5)	(-126) – (-110)	(-254) – (- 175)	(-183) – (-168)
Fe _{об.} , mg/l	864 - 912	177.7 – 210.2	29.56 – 47.98	0.66 – 1.50	2.34 – 4.18
Fe ²⁺ , mg/l	0	166.5 – 208.8	21.4 – 35.5	0.4 – 1.1	0.7 – 3.7
Zn, mg/l	49.7 - 55.5	5.77 - 7.62	0.495 – 0.521	<0.004 – 0.217	0.078 - 0.478
Cu, mg/l	9.88 - 10.77	0.125 - 0.253	0.050 - 0.167	<0.004	0.073 – 0.105
Pb, mg/l	3.98 - 4.19	<0.04 - 0.07	<0.03 - 0.05	<0.04 – 0.05	<0.03 – 0.05
Cd, mg/l	3.83 - 3.95	0.122 – 0.136	<0.004 - 0.066	<0.004 – 0.008	<0.004
U, mg/l	5.62 - 6.15	0.35 – 0.48	0.02 – 0.06	0.046 - 0.064	0.008 – 0.012
As, mg/l	2.57 - 3.21	<0.03	<0.03	<0.05 – 0.05	<0.03 – 0.05
SO ₄ ²⁻ , mg/l	2 820 – 2 950	2 375 – 2 430	1 800 – 2 165	1 075 – 1 375	1 080 – 1 360
H ₂ S, mg/l	0	0	0 - 2	1 - 2	2 – 3
Перм.окисл., mg/l	3.0 - 5.4	17.23 – 20.5	37.5 – 48.2	58.6 – 79.8	69.5 – 87

Таблица 2.

Третиране на кисели руднични води посредством аноксични алкални дренажи – контактното време 6 денонощия

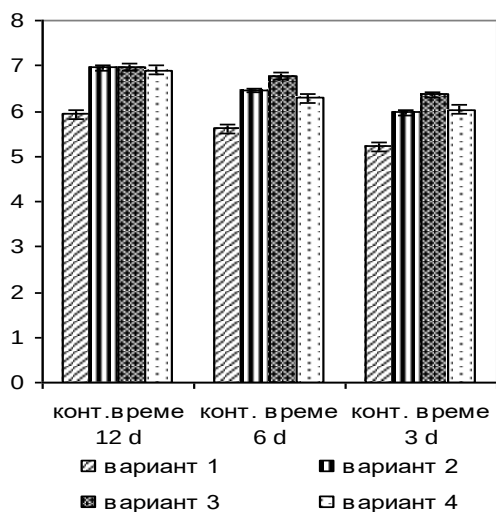
Параметър	Преди третиране	След третиране	След третиране	След третиране	След третиране
		Вариант 1	Вариант 2	Вариант 3	Вариант 4
pH	2.00 - 2.40	5.36 – 5.87	6.25 - 6.68	6.71 – 6.86	6.24 - 6.33
Eh, mV	(+ 598) – (+ 604)	(-20) – (+56)	(- 87) – (- 69)	(- 203) – (- 125)	(- 143) – (-107)
Fe _{об.} , mg/l	864 - 912	256.9 – 285.3	141.7 – 169.4	1.43 – 1.57	8.17 – 13.76
Fe ²⁺ , mg/l	0	242.2 – 269.6	125.6 – 154.8	0.5 – 0.8	5.6 - 9.4
Zn, mg/l	49.7 - 55.5	9.83 - 12.99	0.643 – 0.805	0.105 – 0.120	0.043 – 0.134
Cu, mg/l	9.88 - 10.77	0.316 - 1.86	0.273 – 0.292	0.123 – 0.242	0.190 – 0.221
Pb, mg/l	3.98 - 4.19	0.06 - 0.08	<0.03 - 0.06	<0.04	<0.03
Cd, mg/l	3.83 - 3.95	0.142 - 0.237	0.007 - 0.012	<0.004	<0.004
U, mg/l	5.62 - 6.15	0.54 – 0.66	0.26 - 0.46	0.069 - 0.076	0.067 – 0.105
As, mg/l	2.57 - 3.21	<0.03	<0.03	<0.05	<0.03
SO ₄ ²⁻ , mg/l	2 820 – 2 950	2 600 – 2 700	2 280 – 2 470	1 650 - 1 900	1 600 - 1 930
H ₂ S, mg/l	0	0	0	0	0
Перм.окисл., mg/l	3.0 - 5.4	15.5 – 18.7	26.4 – 38.1	45.2 - 64.5	49.4 – 66.3

Таблица 3.

Третиране на кисели руднични води посредством аноксични алкални дренажи – контактното време 3 денонощия

Параметър	Преди третиране	След третиране	След третиране	След третиране	След третиране
		Вариант 1	Вариант 2	Вариант 3	Вариант 4
pH	2.00 - 2.40	5.13 - 5.28	5.90 – 6.04	6.32 - 6.41	5.98 – 6.08
Eh, mV	(+ 598) – (+ 604)	(-5) – (+ 68)	(- 53) – (- 46)	(- 132) – (-117)	(-76) – (-25)
Fe _{об.} , mg/l	864 - 912	296.6 – 389.0	253.9 – 303.8	4.98 – 5.0	48.57 – 64.32
Fe ²⁺ , mg/l	0	285.8 – 374.7	246.2 – 298.6	2.4 – 4.5	42.7 – 58.4
Zn, mg/l	49.7 - 55.5	14.85 – 16. 23	0.956 – 0.202	0.122 – 0.156	0.164 – 1.352
Cu, mg/l	9.88 - 10.77	1.54 – 1.79	0.225 – 0.393	0.260 – 0.276	0.239 – 0.370
Pb, mg/l	3.98 - 4.19	0.06 – 0.08	<0.03 - 0.12	<0.04	<0.03
Cd, mg/l	3.83 - 3.95	0.178 – 0.337	0.009 - 0.013	<0.004	<0.004 – 0.005
U, mg/l	5.62 - 6.15	0.59 – 0.71	0.55 - 0.6	0.077 - 0.089	0.095 – 0.200
As, mg/l	2.57 - 3.21	<0.03	<0.03	<0.05	<0.03
SO ₄ ²⁻ , mg/l	2 820 – 2 950	2 650 – 2 860	2 500 - 2.750	2 030 – 2 140	2 150 - 2 300
H ₂ S, mg/l	0	0	0	0	0
Перм.окисл., mg/l	3.0 - 5.4	9.6 – 12.8	19.4 – 27.8	34.7 – 42.9	35.8 - 40.6

Върху степента на неутрализация на третираните води значително влияние оказват главно два фактора - количеството на твърдия органичен субстрат и едрината на натрошения варовик.



Фиг. 3. pH на изходящите от аноксичните алкални дренажи води.

Отпадъчният органичен материал се използва като източник на въглерод и енергия от разнообразни, метаболитно свързани анаеробни хетеротрофни бактерии, играещи ключова роля в анаеробното разграждане на биополимерите, консумацията на разтворения кислород и редукцията на съдържащите се във високи концентрации във водите ферийони и сулфати. Високата активност на анаеробната микрофлора в алкалните дренажи варианти 2 – 4 предотвратява формирането на ферихидроокиси, пасивиращи неутрализационния агент. От друга страна, доминираща популация в микробните ценози са сулфатредуциращите бактерии (Таблица 4), които в процеса на своята жизнена дейност генерират бикарбонатни аниони, с което способстват за допълнително добавяне на алкалност към водите. Ефективността на неутрализация е най-ниска при третирането на води посредством алкален дренаж - вариант 1 (Фигура 3), поради лимитиране на анаеробната микрофлора и пасивирането на варовика от $\text{Fe}(\text{OH})_3$.

Използването на натрошен варовик с размери $< 5\text{mm}$ във вариант 3 логично доведе до най-ефикасно неутрализиране на киселите води поради увеличаването на повърхността на неутрализиращия агент. Дори при контактно време 3 денонощия pH на изходящите води се поддържа винаги над 6.3.

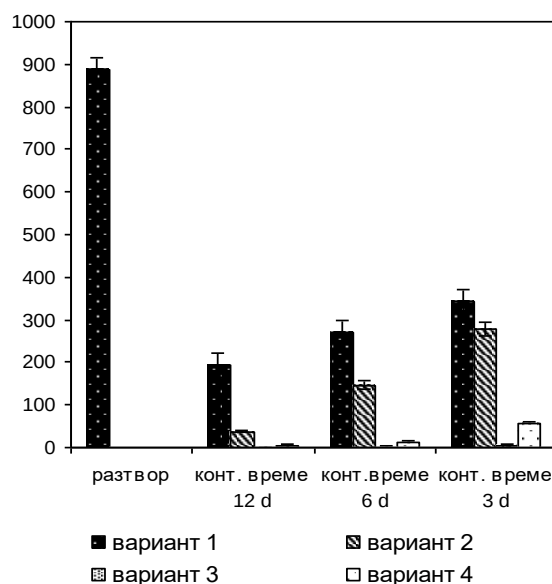
Намаляването на контактното време от 12 на 6, а в последствие на 3 денонощия подчерта ролята на гореспоменатите два фактора върху неутрализацията на киселите руднични води посредством аноксични алкални дренажи (Фигура 3).

Пространственото разпределение на неутрализиращия агент и твърдия органичен субстрат не оказва съществена роля върху степента на неутрализация на третираните води.

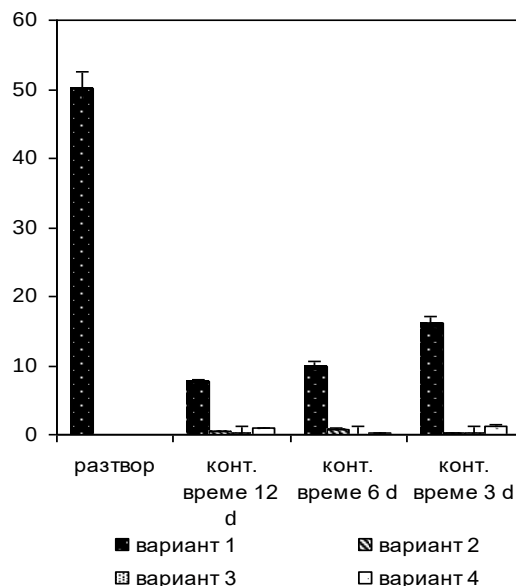
Третирането на кисели руднични води посредством алкални дренажи доведе до значително намаляване на концентрациите на йоните на тежки метали, арсен и уран

(Таблицы 1. 2 и 3), като в някои случаи съдържанието им в изходящите води е под ПДК за води II категория. Главните процеси, участващи в очистването на водите са дисимилативната микробна сулфат-редукция и сорбция на замърсителите върху варовика и органичната материя, присъстващи в дренажите.

Върху ефективността на отстраняване на изследваните замърсители от водите оказва влияние разпределението на натрошения варовик и органичната материя в алкалните генератори и осигуреното контактно време (Фигури 4. 5 и 6).

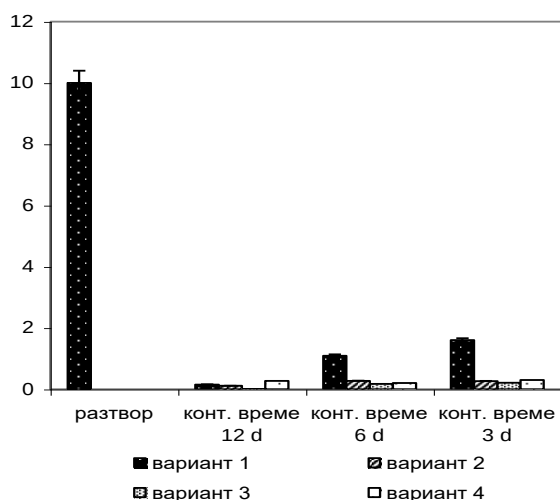


Фиг. 4. Концентрация на общо Fe. mg/l



Фиг. 5. Концентрация на Zn. mg/l

При поддържане на контактно време 12 и 6 денонощия се установи 97.9 – 99.7 % отстраняване на Fe, Zn, Cu, Pb, Cd, As и U от водите посредством варианти 3 и 4, в които натрошения варовик и твърдия органичен субстрат са в хомогенна смес. Пространственото разделяне на двата



Фиг.6. Концентрация на Cu, mg/l

Таблица 4.

Състав на микрофлората в течната фаза на аноксичните алкални дренажи.

Физиологични групи микроорганизми	Вариант 1 кл/ml	Вариант 2 кл/ml	Вариант 3 кл/ml	Вариант 4 кл/ml
Общ брой аероби хетеротрофи	$10^2 - 10^4$	$10^2 - 10^5$	$10^4 - 10^7$	$10^4 - 10^6$
Общ брой анаероби хетеротрофи	$10^3 - 10^4$	$10^3 - 10^6$	$10^5 - 10^7$	$10^4 - 10^6$
Ферментиращи въглехидрати с отделяне на газ	$10^0 - 10^2$	$10^1 - 10^3$	$10^2 - 10^4$	$10^2 - 10^4$
Целулозоразграждащи бактерии	$10^0 - 10^1$	$10^1 - 10^3$	$10^2 - 10^5$	$10^2 - 10^4$
Сульфат-редуциращи бактерии	$10^2 - 10^4$	$10^3 - 10^5$	$10^7 - 10^8$	$10^6 - 10^8$
Денитрифициращи бактерии	$10^2 - 10^4$	$10^3 - 10^6$	$10^5 - 10^7$	$10^5 - 10^6$
Fe ³⁺ - редуциращи бактерии	$10^2 - 10^4$	$10^4 - 10^5$	$10^5 - 10^6$	$10^4 - 10^6$
Fe ²⁺ - окисляващи бактерии. pH 7.0	$10^2 - 10^4$	$10^2 - 10^3$	$10^3 - 10^5$	$10^3 - 10^5$
S ₂ O ₃ ²⁻ - окисляващи бактерии. pH 7.0	$10^4 - 10^6$	$10^5 - 10^7$	$10^5 - 10^6$	$10^5 - 10^7$
Fe ²⁺ -окисляващи бактерии. pH 2.5	$10^1 - 10^2$	$<10^1$	$<10^1$	$<10^1$
S ⁰ -окисляващи бактерии. pH 2.5	$10^0 - 10^1$	$<10^1$	$<10^1$	$<10^1$

Изводи

В неутрализацията на кисели руднични води посредством алкални дренажи участват два процеса – разваряване на варовика при контакта с киселите води и буферизиране на pH на водите в резултат на микробно генерирани бикарбонатни йони при осъществяване на дисимилативна микробна сулфат-редукция. Важни фактори, влияещи върху ефективността на процеса са съдържанието на твърдия органичен субстрат и размера на натрошения варовик.

Условията в аноксичните алкални дренажи, при които варовикът и органичната материя са в хомогенна смес позволяват осъществяването на процеса дисимилативна микробна сулфат-редукция с високи скорости (от 199 до 300 mg SO₄²⁻/l.d). Главни механизми в почистването на водите са микробната сулфатредукция и сорбцията на замърсителите върху варовика и органичната материя. При осигуряване на контактно време 12 и 6 денонощия pH на третираните води се повишава над 6.0, а концентрациите на изследваните тежки метали, арсен и уран спадат под пределно допустимите концентрации за

компонента, особено при вариант 1, в който органичната материя е в най-малко количество води до снижаване на ефективността на отстраняване на тежките метали, арсена и урана. Така например, при изследваните контактни времена се установи между 57.3 и 76.9 % отстраняване на желязото от третираните води.

Получените резултати корелират с установените високи скорости на протичане на дисимилативна микробна сулфат-редукция (между 199 и 300 mg SO₄²⁻/l.d) във варианти 3 и 4. Скоростта на редукцията на сулфати във варианти 1 и 2 е в диапазона 38.4 – 93.9 mg SO₄²⁻/l.d за различните контактни времена. Важната роля на процеса дисимилативна микробна сулфат-редукция в почистването на водите от изследваните замърсители се потвърждава и от данните за състава на микрофлората в обема на аноксичните алкални дренажи (таблица 4). Микробиологичният анализ установи доминиращи многочислени популации сулфат-редуциращи бактерии в течната фаза на аноксичните алкални дренажи, в които варовикът и твърдия органичен субстрат са в хомогенна смес.

води, използвани за селскостопански и/или индустриални нужди.

Литература

- Cravotta. C. A., M. K. Trahan. 1999. Limestone drains to increase pH and remove dissolved metals from acidic mine drainage. – In: *Applied Geochemistry*, 14, 581–606.
- Benner. S. G., W. D. Gould, D. W. Blowes. 2000. Microbial populations associated with the generation and treatment of acid mine drainage. – In: *Chemical Geology*, 169, 435–448.
- Lovley. D. R., E. J. P. Phillips. 1992. Bioremediation of uranium contamination with enzymatic uranium reduction. – In: *Environ. Sci. Technol.*, 26, 2228–2234.
- Macy. J. M., J. M. Santini, B. V. Pauling, A. H. O'Neill, L. I. Sly. 2000. Two new arsenate/sulfate-reducing bacteria: mechanisms of arsenate reduction. – In: *Arch. Microbiol.*, 173, 49–57.
- Straub. K. L., M. Benz, B. Schink. 2001. Iron metabolism in anoxic environments at near neutral pH. – In: *FEMS Microbiology Ecology*, 34, 181–186.

Treatment of Acid Drainage by Means of a Permeable Reactive Multibarrier

Stoyan Groudev, Plamen Georgiev, Marina Nicolova, Irena Spasova

Department of Engineering Geoecology, University of Mining and Geology, Sofia 1700, Bulgaria

ABSTRACT: Acid drainage waters with a pH of about 2.8 and containing several heavy metals (Cu, Zn, Cd, Pb, Ni, Co, Fe, Mn), radionuclides (U, Ra), arsenic and sulphates as pollutants were treated under laboratory conditions by means of a permeable reactive multibarrier consisting of two barriers connected in a series. The first barrier was a plastic column filled with crushed limestone and a mixture of solid biodegradable organic substrates (cow manure, plant compost, sewage sludge, hay). The barrier was inhabited by a diverse anaerobic microflora consisting of sulphate-reducing bacteria and other metabolically interdependent microorganisms. The water flow rate was steadily increased reflecting residence times from the initial 120 hours to 48 hours after 30 days of treatment. The concentrations of all pollutants, apart manganese, were decreased below the relevant permissible levels for waters intended for use in the agriculture and/or industry. The microbial dissimilatory sulphate reduction and the biosorption were the main mechanisms involved in the water clean-up. The manganese in the effluents from the first barrier was then efficiently removed in the second barrier by oxidation by heterotrophic bacteria producing peroxide compounds and the enzyme catalase.

ТРЕТИРАНЕ НА КИСЕЛИ ДРЕНАЖИ ПОСРЕДСТВОМ ПРОПУСКЛИВА, РЕАКТИВНА МУЛТИБАРИЕРА

РЕЗЮМЕ: Кисели дренажни води с pH около 2,8 и съдържащи различни тежки метали (Cu, Zn, Cd, Pb, Ni, Co, Fe, Mn), радионуклиди (U, Ra), арсен и сулфати, бяха третирани в лабораторни условия, посредством пропусклива реактивна мултибарьера, състояща се от две последователно свързани бариери. Първата бариера представляваше пластмасова колона, пълна с натрошен варовик и смес от твърди, биологично разградими, органични субстрати (оборска тор, растителен компост, активна утайка, слама). Барьерата се характеризираше с разнообразна, анаеробна микрофлора, състояща се от сулфат-редуциращи бактерии и други метаболитно свързани микроорганизми. Дебитът постепенно се увеличаваше отразявайки контактни времена от първоначалните 120 часа до 48 часа след 30 дневно третиране. Концентрациите на замърсителите, с изключение на мангана, намаляха под пределно допустимите концентрации за води, предназначени за използване в селското стопанство и/или за индустриални нужди. Основните механизми, играещи роля в почистването на водите, бяха микробната сулфат редукция и биосорбцията. Манганът, съдържащ се във водите изтичащи от първата бариера, бе ефективно отстранен във втората бариера, посредством окисление от хетеротрофни бактерии продуциращи прекисни съединения и ензима каталаза.

Introduction

Acid drainage water are a persistent environmental problem at many active and abandoned mine sites. These waters are generated as a result of the oxidation of pyrite and other sulphide minerals present in the relevant mineral raw materials. The oxidation is mainly a biological process carried out by the indigenous acidophilic chemolithotrophic bacteria inhibiting the sulphide mineral deposits. This process is connected with the production of sulphuric acid and the solubilization of different toxic elements such as radionuclides, heavy metals and arsenic.

Several methods for treatment of acid drainage are known but until recently only the chemical neutralization of the waters followed by the hydrolysis and precipitation of metals have been largely applied under commercial-scale conditions. Such active treatment is a high-cost operation. Its only alternative are some passive treatment systems (Cambridge, 1995; Gusek, 1995; Groudev et al., 2003). Those systems have been developed on the basis of naturally occurring biological and geochemical processes and are characterized by minimal operation and maintenance costs. The main advantage of these systems over chemical neutralization is that large volumes of sludge are not generated, the contaminants being precipitated mainly as sulphides.

Different permeable reactive barriers are among the most promising passive systems with respect to water cleanup (U.S. Environmental Protection Agency, 1998; Groudev et al., 2003). These barriers usually consist of inorganic (natural aquifer,

sand, soil, gravel, limestone) and/or organic (sewage sludge, manure, plant compost, hay) components and can use both biological (mainly microbial dissimilatory sulphate reduction and biosorption) and chemical (sorption by inorganic sorbent, reaction with Fe^0) mechanisms. The construction of such barriers requires a detailed information about the geologic and hydrogeologic conditions of the relevant sites.

Some data about the treatment of acid drainage waters by means of a laboratory-scale permeable reactive multibarrier are shown in this paper.

Materials and Methods

The acid drainage waters used in this study were taken from the uranium deposit Curilo. They had a pH of about 2.8 and contained several heavy metals, radionuclides, arsenic and sulphates as pollutants. The waters were stored in refrigerator at 4°C and before use as influent into the barrier their temperature was increased to the desired level (8, 16 or 24°C). The multibarrier consisted of two barriers, which were cylindrical plastic columns with a volume of 1600 ml each. The polluted waters were directed to the barriers by means of a peristaltic pump at rates reflecting residence times varying from 120 to 24 hours.

The first barrier was anaerobic and was filled with a mixture of crushed limestone and solid biodegradable organic substrates (cow manure, plant compost, sewage sludge, hay). The barrier was inhabited by an abundant and diverse community of sulphate-reducing bacteria and other

metabolically interdependent microorganisms (Table 1). The second barrier was aerobic and was filled with pieces of gravel supporting biofilms of algae and different heterotrophic microorganisms, including such able to oxidize the bivalent manganese to the tetravalent state.

The quality of the waters being treated was monitored at last once per day at the inlet and outlet of each individual barriers. Elemental analysis of the liquid samples was done by atomic absorption spectrometry and induced coupled plasma spectrometry. The radioactivity of the samples was measured, using the solid residues remaining after their evaporation, by means of a low background gamma-spectrophotometer ORTEC (HpGe-detector with a high distinguishing ability). The specific activity of Ra-226 was measured using a 1 l ionization chamber. Elemental analysis of the sediment samples collected from the barriers was performed by digestion and measurement of the ion concentration in solution by the above-mentioned methods. Mineralogical analysis was carried out by X-ray diffraction techniques. The mobility of the pollutants was determined by the sequential extraction procedure (Tessier et al., 1979).

Table 1

Microflora of the water before and after their treatment by the permeable reactive barriers

Microorganisms	Acid drainage before treatment	Effluents from the first barrier	Effluents from the second barrier
	Cells/ml		
Fe ²⁺ -oxidising chemolithotrophic bacteria (at pH 2)	10 ⁶ - 10 ⁷	0 - 10 ¹	ND
S ₂ O ₃ ²⁻ - oxidising chemolithotrophic bacteria (at pH 7)	0 - 10 ¹	0 - 10 ²	10 ² - 10 ⁴
Aerobic heterotrophic bacteria (at pH 7)	0 - 10 ¹	10 ¹ - 10 ³	10 ⁵ - 10 ⁷
Anaerobic heterotrophic bacteria (at pH 7)	ND	10 ⁵ - 10 ⁷	10 ² - 10 ⁴
Sulphate-reducing bacteria	ND	10 ⁵ - 10 ⁷	10 ² - 10 ³
Methanogenic bacteria	ND	10 ² - 10 ⁴	ND
Cellulose-degrading anaerobic bacteria	ND	10 ² - 10 ⁶	0 - 10 ²

Note: ND=not detected

The isolation identification and enumeration of microorganisms were carried out by methods described elsewhere (Karavaiko et al., 1988; Groudeva et al., 1993).

Results and Discussion

A very efficient cleanup of the waters was carried out in the first barrier (Table 2). The microbial dissimilatory sulphate reduction and the sorption of pollutants on the solid organic

matter present in the barrier were the main processes involved in this cleanup. The pH of the waters was increased and stabilized in the slightly alkaline range as a result of the alkalinity produced during the sulphate reduction in the form of hydrocarbonate ions. The different heavy metals and arsenic were precipitated mainly in the form of the relevant insoluble sulphides. The hexavalent uranium was reduced to the tetravalent state and was precipitated mainly as the mineral uraninite (UO₂). Most of the radium as well as portions of the other heavy metals, uranium and arsenic were removed by sorption on the solid organic matter and were detected in the form of the exchangeable mobility fractions of the relevant pollutants. In the course of time, the initially adsorbed forms of these pollutants were turned into the less mobile and more refractory to solubilization fractions. Thus, the non-ferrous metals, iron and arsenic were detected in the oxidizable mobility fractions as the relevant sulphides. Uranium was also found mainly in this fraction in the form of uraninite. However, a part of radium was precipitated as sulphate, which was soluble in the presence of hydrocarbonate and carbonate ions and to a lower extent in the presence of sulphuric or some organic acids.

Table 2

Data about the drainage waters before and after their treatment by the permeable reactive barrier

Parameters	Before treatment	After the first barrier	After the second barrier	Permissible levels for waters used in the agriculture and industry
pH	2.71-2.90	7.85-8.02	7.80-7.99	6-9
Dissolved O ₂ , mg/l	2.1 - 2.8	0.4-0.6	3.2-4.1	2
Total dissolved solids, mg/l	1144-1580	712-815	684-777	1500
Dissolved organic carbon, mg/l	0.7 - 1.0	32-73	14-21	20
SO ₄ ²⁻ , mg/l	657-910	321-420	312-411	400
U, mg/l	2.60-3.74	<0.1	<0.1	0.6
Ra, Bq/l	0.35-0.45	<0.05	<0.05	0.15
Cu, mg/l	1.72-3.41	<0.2	<0.2	0.5
Zn, mg/l	12.5-19.8	<1.0	<1.0	10
Cd, mg/l	0.08-0.10	<0.01	<0.01	0.02
Pb, mg/l	0.41-0.77	<0.1	<0.1	0.2
Ni, mg/l	1.09-1.85	<0.1	<0.1	0.5
Co, mg/l	0.91-1.70	<0.1	<0.1	0.5
Fe, mg/l	217-352	<1.0	<1.0	5
Mn, mg/l	27.1-37.4	0.7-5.3	0.4-0.8	0.8

In the effluents from the first barrier the concentrations of all pollutants with the exception of manganese, were decreased below the relevant permissible levels for waters intended for use in the agriculture and/or industry.

It must be noted that during the first 10-15 days of treatment the concentration of dissolved manganese was also decreased

below the relevant permissible level for such waters, i.e. below 0.8 mg/l, mainly by sorption of manganese on the solid organic matter. However, later this concentration increased to some extent and a tendency to fluctuations was observed. This was probably connected with a competition between the different bivalent cations for the active sites on the surface of the dead plant biomass. Only small amount of manganese precipitated in this barrier, mainly as MnCO_3 . The effluent from the barrier were enriched in dissolved organic compounds.

These effluents were treated efficiently in the aerobic organic-bearing barrier. In this barrier the bivalent manganese was oxidized to the tetravalent state by heterotrophic bacteria producing hydrogen peroxide and the enzyme catalase. The Mn^{4+} ions were then precipitated as MnO_2 . The concentration of dissolved organic compounds was also decreased as a result of their oxidation by different heterotrophs inhabiting this barrier.

The efficiency of the water cleanup depended markedly on the temperature but good results were achieved even at 4°C, however, at longer residence times. The growth and activity of the microorganisms at this temperature were severely inhibited but the relative role played by the biosorption in the water cleanup was more essential than that during the warmer months.

The results from this study revealed that the combination of a barrier for microbial dissimilatory sulphate reduction and biosorption with a barrier for microbial oxidation of manganese and organic compounds is a suitable way to treat acid drainage waters polluted with radionuclides, heavy metals and arsenic.

Acknowledgements: A part of this work was financially supported by the European Commission under the project No QLRT – 2001 – 02916 “Multifunctional permeable barriers

carrying well-performing microbial biofilms for treatment of mixed polluted plumes”.

References

- Cambridge, M., 1995. Use of passive system for the treatment and remediation of mine out-flows and seepages, *Minerals Industry International*, May, 35-42.
- Groudev, S.N., K. Komnitsas, I.I. Spasova and I. Paspaliaris, 2003. Treatment of acid drainage from a uranium mine by means of a permeable reactive barrier, Paper presented at the *Seventh International Symposium “In situ and On-Site Bioremediation”*, Orlando, Florida, 2-5 June.
- Groudeva, V.I., I.A. Ivanova, S.N. Groudev and G.C. Uzunov, 1993. Enhanced oil recovery by stimulating the activity of the indigenous microflora of oil reservoirs. In A.E. Torma, M.L. Apel and C.L. Brierly (Eds.), *Biohydrometallurgical Technologies*, vol. II, pp. 249-356, TMS, The Minerals, Metals & Materials Society, Warrendale, PA.
- Gusek, J.J., 1995. Passive-treatment of acid rock drainage: What is the potential bottom line?, *Mining Engineering*, March, 250-253.
- Karavaiko, G.I., G. Rossi, A.D. Agate, S.N. Groudev and Z.A. Avakyan, (Eds.), 1988. *Biogeotechnology of Metals*, Manual, Centre for International Projects GKNT, Moscow.
- Tessier, A.P., G.C. Campbell and M. Bison, 1979. Sequential extraction procedure for speciation of particulate trace metals, *Analytical Chemistry*, 51 (7), 844-851.
- U.S. Environmental Protection Agency, (1998). Permeable Reactive Barrier Technologies for Contaminant Remediation, EPA/600/R-98/125.

Редукция на серен диоксид до сяра върху природен клиноптилолит

Славейко Цветков

Минно-геоложки университет "Св. Иван Рилски", 1700 София

РЕЗЮМЕ. Изследвана е адсорбционната и каталитична активност на природен клиноптилолит от Североизточните Родопи на България по отношение на серен диоксид от отпадни газове.

Показано е, че модифицираната форма на клиноптилолита притежава най-добра сорбционна активност по SO_2 и около 70 - 75 % добив на елементна сяра след редукция на десорбирания газ с метан.

STUDY OF NATURAL CLINOPTILOLITE IN SULFUROUS DIOXIDE REDUCTION TO ELEMENTARY SULFUR

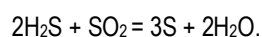
ABSTRACT. An effective adsorbent - catalyst for sulfurous dioxide adsorption from waste gas mixtures has been investigated from the natural clinoptilolite of North-Eastern Rhodopes, Bulgaria.

It is shown that the modified form of clinoptilolite possessed maximum sorption capacity to SO_2 and 70 - 75 % yield of elementary sulfur after desorbing and reducing of SO_2 by methane.

Едни от най-често срещаните замърсители на атмосферата са SO_2 , NO_x , CO и въглеводороди. От тях, макар и не най-токсичен, но безспорно с най-голямо присъствие, е серният диоксид. По данни на световно направени измервания и прогнози се наблюдава тенденция към нарастване масата на изхвърлените в атмосферата количества SO_2 . За държавите с типично представителство в замърсяване на въздуха това прогресиращо количество на изхвърления диоксид по години е както следва, в млн.т.: САЩ – 1980г. – 60.9; 1990г. – 86.4; 2000г. – 125.8; 2010г. – 197.3. През 1980 г. количеството на това вещество (млн.т.) за Япония е 4.5, за Англия – 7.0, за ГФР – 4.5. Световните данни показват тенденция към увеличаване съдържанието на SO_2 в атмосферата, ако не се вземат своевременно предпазни мерки.

От известните хемосорбционни (мокри и сухи), адсорбционни (на въглеродни и алумосиликатни адсорбенти) и каталитични (на синтетични и природни катализатори) методи за улавяне на SO_2 най-голямо внимание в последно време се отделя на каталитичния вариант поради редица технически и технологични предимства.

Съществуват много възможности за каталитично превръщане на серен диоксид в сяра. В Канада такъв процес е осъществен върху мед, нанесена на повърхността на Al_2O_3 с редуктор CO и в присъствие на водни пари (Thomas et al., 1978). Според някои автори (Burnett et al., 1975) синтетичните зеолити от типа Y притежават висока каталитична активност относно реакцията на Клаус - Ченс:



Изследвайки действието на синтетичния клиноптилолит NaY в тази реакция, други автори (Deo et al., 1971) показват, че ролята на зеолита се свежда до задържане на двата компонента SO_2 и H_2S върху повърхността и концентрирането им до количества достатъчни за тяхното взаимодействие. Според тях предварителната адсорбция и концентрация допълнително улесняват химичния процес.

За пряката каталитична редукция на серния диоксид до сяра върху природни зеолити съществуват определен брой публикации, отнасящи се главно до отделни етапи на процеса.

Настоящата работа предлага проучванията за почистване на отпадни газове от SO_2 чрез пряката му редукция до сяра с помощта на природни и модифицирани клиноптилолитови туфи. Методът включва два етапа – селективно адсорбционно концентриране на SO_2 и последващата му десорбция и редукция с метан. Разработен е модел на газова смес, подобна на изхвърляните димни газове от ТЕЦ, съдържаща CO_2 , SO_2 и водни пари. Като адсорбенти и катализатори са изпитани образци от Североизточните Родопи на България и от областта Дзегви на Грузия. От българските природни клиноптилолитови минерали са получени и изследвани някои модифицирани форми. Те са получени по стандартна методика (Цветков, 1981) с използване на 2N разтвори на HCl, NH_4Cl и KCl. Химичният състав на пробите е представен в Таблица 1.

По предварителни данни най-добри адсорбционни показатели по SO_2 от модифицираните форми притежават H-форма и NH_4 – форма. Чрез експериментални данни е показано, че след термично активиране последната преминава в H-форма с определена структура и повърхност.

Таблица 1

Химичен състав на изследваните проби

Образец %	Зеолит РБ	Зеолит Грузия	Модифицирани форми		
			H-	NH ₄	K-
SiO ₂	66.40	60.70	66.50	66.43	66.44
Al ₂ O ₃	12.35	12.01	10.55	11.60	12.02
Fe ₂ O ₃	2.20	0.93	0.82	0.78	0.80
CaO	2.10	4.01	1.26	1.85	1.78
MgO	0.46	0.20	0.38	0.38	0.40
Na ₂ O	1.86	1.08	0.62	0.86	0.55
K ₂ O	4.10	3.80	1.88	1.90	6.18
SiO ₂ /Al ₂ O ₃	9.17	8.43	10.50	10.00	9.46

Сравнителните резултати за адсорбционния капацитет на опитните образци, показани в Таблица 2, са получени по динамичния метод с отчитане влиянието на размера на частиците, температурата, повърхността на адсорбента, дебита на газа и др.

През предварително активирания при 340 – 350 °C клинотилолитов слой се пропуска изсушения въздушен поток, носещ SO₂ и CO₂. След насищане на адсорбента, което се установява по тегловния метод с помощта на специално конструирана колонка, показана на Фиг. 2, газовъздушната смес се изключва, температурата на адсорбера се повишава до 350 °C и десорбцията на SO₂ се осъществява с азото-метанова смес.

Таблица 2

Динамична активност на природни и модифицирани зеолити

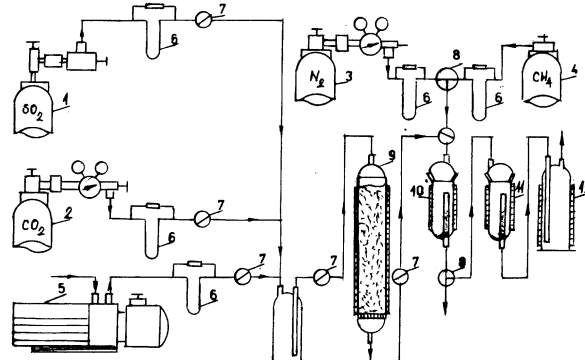
Брой цикли	Динамична активност по SO ₂ , g/g				
	Зеолит РБ	H- форма	NH ₄ - форма	K- форма	Зеолит Грузия
0	0.101	0.126	0.123	0.099	0.052
2	0.128	0.125	0.128	0.081	0.068
4	0.098	0.103	0.118	0.070	0.047
6	0.086	0.096	0.102	0.069	0.042
8	0.075	0.085	0.092	0.064	0.038
10	0.064	0.072	0.075	0.054	0.032
12	0.050	0.060	0.067	0.028	0.019
16	0.030	0.048	0.051	0.017	0.003
20	0.003	0.006	0.007	0.002	0.001

Подлежащият на почистване газ съдържащ 3% CO₂, 2% SO₂ и 18-20 mg/m³ H₂O, предварително се изсушава до 0.10 - 0.12 mg/m³ H₂O, като се пропуска през колонка със силикагел. Според Фейлс и Харис (Fails et al., 1960) зеолитите селективно извличат серния диоксид от негови сухи смеси с въглеродния диоксид. Дори при молно съотношение SO₂:CO₂ = 1:1 адсорбцията на сяратата компонента достига до 90%. По този начин обогатеният с CO₂ газов поток след зеолита може да бъде използван като суровина в химичната индустрия.

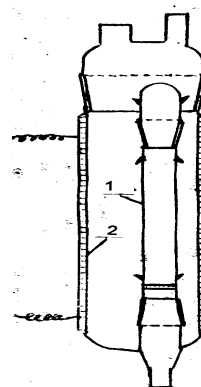
Експериментите са проведени на лабораторна инсталация, чиято схема е показана на Фиг. 1.

Съдържанието на метана в сместа трябва да бъде не по-ниско от съотношението 1:1 спрямо количеството на

адсорбирания SO₂, за да се обезпечи 50% му излишък спрямо стехиометрично необходимото количество.

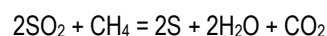


Фиг. 1. Инсталация за изучаване адсорбцията и редукцията на серен диоксид до сяра: 1, 2, 3, 4 – бутилки съответно с SO₂, CO₂, N₂ и CH₄; 5 – въздушна помпа; 6 – реометри; 7 – спирателни кранове; 8 – трипътен кран; 9 – сушиелна колона; 10 – адсорбер; 11 – реактор; 12 – утаител на сярата.



Фиг. 2. Схема на колонката за изучаване на равновесна адсорбция по тегловен метод: 1 – адсорбционна колонка; 2 – термостатиран корпус.

Полученият десорбиран газ се подава в реактор, където при температура 750 - 760 °C върху катализатора протича конверсията по уравнението:



В ролята на катализатор на редукцията е използвана само пробата на зеолита с най-висок адсорбционен капацитет, а именно NH₄ – формата.

Газът, излизащ от реактора с катализатора и съдържащ CO₂, S и H₂O, се охлажда до 200 - 250 °C, при което сярата кондензира. След темпериране до стайна температура тя се обира и претегля. При средна адсорбционна активност 0.07 g SO₂ / g зеолит (за около 10 цикъла адсорбция-десорбция) подаваният газ за редукция носи около 0.7 g SO₂. Теоретично от това количество серен диоксид трябва да се получи 0.35 g сяра. Получената сяра при експерименталните изследвания в нашия случай е 0.25 – 0.28 g, което показва 70 – 75% степен на превръщане.

Получените резултати дават основание да се направят следните изводи:

1. От използваните природни и модифицирани клиноптилолитови проби H^- форма и NH_4^- форма притежават най-висок адсорбционен капацитет по SO_2 и каталитична редукция на серния диоксид до сяра

2. Чистотата на крайния продукт и добрата степен на превръщане на SO_2 в S , както и възможността за нейното повишаване при следващите технологични пресмятания, определят предлагания метод като икономически целесъобразен.

3. Възможността за използване на газа след адсорбция на SO_2 като суровина, носеща CO_2 , както и връщането на газовия поток след реактора за редукция в цикъла адсорбция – конверсия, определят метода като вариант на безотпадна технология.

4. Решаването на тази задача в промишлен мащаб осигурява директно получаване на продукт с висока чистота без последици за околната среда.

Литература

- Burnett R. W., W.T. Tumbul. 1975. *Brit. Chem. Eng.* v.11, № 4.
Deo A. V., I. G. Dalla Lana, H. W. Habgood. 1971. *J. Catal.*, v. 21, p. 270,
Fails J. C., W. D. Harris. 1960. *Oil and Gas J*, v. 50, № 28.
Thomas T. L., E. L. Clark. 1978. *SO_x scrubbing: cleaning the air – Environmental Science and Technology*, v. 12, № 1.
Цветков С. Х. 1981. Дисс.

Polish Experiences in Design of Treatment of Disused Mine Shafts

Piotr Czaja

AGH University of Science and Technology Kraków, Poland

ABSTRACT: In last ten year a lot of polish hard coal mines have been closed down. A very important part of the mine closure is process of the treatment disused mine shaft, especially when the are last shafts in the mining area. Disused mine shafts use to be closed down by filling them with the granular material and covering by concrete cap. Stability of shaft fills ensure the safety for the underground workings and disused shafts sites. For ensure the equilibrium of shaft fills and decreasing costs connected with shaft closure shaft plugs built of concrete can be replaced by hardcore plugs made of coarse aggregate partly aggregated with concrete. The paper presents a some polish experience in preparing end executing of the shaft closing procedures.

ПОЛСКИЯТ ОПИТ ПРИ ПРОЕКТИРАНЕ НА ОБРАБОТВАНЕТО НА НЕИЗПОЛЗВАЕМИ МИННИ ИЗРАБОТКИ

РЕЗЮМЕ. През последните десет години бяха затворени много от полски мини за добив на антрацитни въглища. Съществен момент от процеса на закриване е обработката на неизползваните минни шахти, особено когато в района им много шахти. Неизползваните минни шахти се затварят посредством запълване с насипен зърнест материал и се запечатват с бетон. Устойчивостта на запълването на шахтите е гаранция за безопасността на подземните изработки и обектите с неизползвани шахти. С цел осигуряване на равновесие на запълването и намаляване на стойността на затваряне на шахтите запълването с бетон може да се подмени със грубозърнест агрегат, слабо свързан с бетон. Докладът представя известен полски опит от подготовка за затваряне и изпълнение на процедурите по затваряне на шахти.

Introduction

A permanent and complete liquidation of mines, which started in Poland after 1990 proved in a sense to be a fully new problem for the majority of mining engineers. Till that time the process of transformation in the mining industry had been carried out mainly by means of restructuring through consolidation of mining areas functioning within bigger units

The first example of a complete liquidation of a coal basin in the Polish history of the mining industry was the closing down of the Wałbrzych Basin which after 400 years of production

definitely ceased its activities in 1999. The liquidation of the four last shafts that had functioned till the end of 1998 marked the end of the rich and beautiful history of the Basin.

The last decade of the 20th century was a hot period for the whole Polish mining industry. At the end of 1990 in Poland there were 73 mines in operation (three of them were under construction). The mining industry employed 387.9 thousand people and produced 147.4 mln tons (Szłazak, 2004). The changes in the Polish mining industry are presented in Table 1.

Table 1.

The characteristics of the Polish hard coal mining industry in the years 1990 – 2002 (Szłazak, 2004)

No	Parameter	unit	Year												
			1990	1991	1992	1993	1994	1995	1996	1997	1998	1999	2000	2001	2002
1	No of mines in operation	pieces	70	70	69	65	63	62	58	57	54	48	41	40	41
2	Production	mln tons	147.4	140.1	131.3	130.2	132.6	135.3	136.2	137.1	116.0	109.2	102.2	102.8	102.0
3	Employment	thousands of employees	387.9	352.9	336.4	319.6	291.9	274.8	251.9	243.3	207.9	173.6	155.0	146.0	140.7
4	No of longwalls	Pieces	766	702	654	545	464	415	335	302	252	233	183	161	151
5.	Production in one longwall	tons/24 hrs	863	918	962	1082	1286	1470	1678	1880	1890	2210	2437	2729	2814
	Productivity	Tons/manshift	1,46	1,53	1,50	1,57	1,75	1,89	2,02	2,16	1,99	2,23	2,46	2,70	2,79

Table 1 shows very precisely the dynamics and the range of changes that occurred in one decade . It should be pointed

out that similar changes in West Europe took several decades.

In the period of the profound economic transformation of the country, especially in the fuel and power sectors, the specialists in underground mining faced several problems that had not been known and coped with on such a vast scale so far. The experience of other European and non-European countries that had been analyzed then indicated the necessity to be particularly careful at the final stages of closing down mines or whole basins, especially in the cases when all natural hazards occurred there.

In the process of closing down a mine the phase of engineering design is of vital significance. Its main purpose is to decide on the technology of the liquidation itself and to point at the hazards that may occur in the course and after the liquidation process. Technical solutions applied when closing down mines must conform to the situation and development of the mining industry in the basin in question. There are many cases in the world that mining regions were closed down or "deserted" without any liquidation procedures. That is why the world is making attempts to deal with the hazards related to abandoned mines. For example, in the United States in most "coal states" special institutions have been established which are responsible for the minimization of hazards and reclamation of former mining areas. Since 1840 only in the state of Iowa approximately 6000 mines have been abandoned (VanDorpe, 1992); they covered about 32 000 hectares out of which about 1 520 ha are highly urbanized at present. It is a frequent paradox that the inhabitants of mining areas are affected by the mining industry twice. The first time is when the area is dewatered by an operating mine and the second when the mine stops dewatering the area and as a result overflow land appears in subsided sites.

It is estimated that in the British mining industry there are 100 000 abandoned shafts (Dun, 1982, Georgy, 1982). What is more, it is quite common that there is lack of information concerning their location, size and the liquidation method applied. Some scientific methods have been recently developed to search such shafts.

A coal basin that has been closed down poses a significant danger to the atmosphere. From the abandoned workings huge amounts of gases are released, especially of methane, whose presence in the air - according to recent research - is very harmful to man. A United States Administration report states that only in 1994 280 000 tons of methane were released from the abandoned mines. Similarly an incredibly large amount of methane is released into the atmosphere from the area of the former Ruhr Basin (Germany) which has been practically closed down.

In 1991 in the three mines in Wałbrzych there were 26 active shafts with a total depth of approx. 15 km and 16 active levels with the total length of workings amounting to 270 km. Moreover, in the mines there were several abandoned and unavailable levels.

Already in the middle of 1999 all Wałbrzych mines were completely closed down. The aim of the liquidation process is that the mines that had contributed to the economic development of the region should not become a burden after being closed down. The burden is associated not only with the commonly known problem of mining damages but also with such newly recognized phenomena as the increased emission of methane and carbon dioxide or the changes in water conditions caused by the increased level of underground waters. In order to bring back the previous beauty of the

Wałbrzych's landscape, all heaps and storage yards of waste must be reclaimed.

Basic methods of shaft liquidation in Poland.

The rules applied to the liquidation of mines or their sections are formulated by the Mining Law (Section X) which imposes several responsibilities onto the liquidators in the field of:

1. the protection of the deposit and the buildings on the surface with the consideration of public safety,
2. the safety of work conditions in the course of the liquidation activities, especially in the cases when such phenomena occur as water and methane hazards, squealers or rock outbursts.
3. the determination of a unit responsible for financing the damages that will occur after the liquidation of a mine,
4. filing all the materials concerning the underground and surface installations and buildings in liquidation, especially the mining maps, in accordance with the PN-84/G-09000/03 standard,
5. the preparation of suitable documents that will help the Poland's Chief Geologist qualify the unexploited sections of a deposit, if any.

The permanent and temporary liquidation of workings should be conducted on the basis of:

- detailed regulations of the Ministry of Mining and Power Industry on mine operating and deposit management in hard and brown coal underground mines- 1984.
- the Ministry instruction on the liquidation of unnecessary shafts - 1975 r..
- the accepted application for the shaft liquidation and the conditions included.

There are following basic techniques of the liquidation of workings:

1. filling them with fine-grained rock (unsorted) - applied in shafts with an insignificant inflow of water,
2. filling the working with coarse-grained rock (16 - 40 mm) - applied in the case of an inflow of water into the shaft and the necessity to protect the neighbouring workings against water hazard,
3. backfilling with concrete-like materials, water-fly ash mixtures including, which have binding properties - applied mainly in the case when there is a necessity to backfill tightly, for example, a non-reinforced ladder compartment (together with shields and landings),
4. filling the working with rock and closing it with a tight reinforced concrete panel with a manhole,
5. closing the shaft without filling the shaft column - applied to small winzes at big depths,
6. flooding the shafts.

As a rule, the most correct and safe liquidation of a shaft consists in designing a multilayer shaft fill which serves several functions; one of the most important functions is to guarantee the stability of the lining.

Liquidation of a shaft by filling

Considering the safety of a shaft column and its immediate neighbourhood, the liquidation of a shaft by filling it with a rock material is the most efficient method. However, in order to

carry out a correct liquidation by filling, several conditions must be fulfilled. Otherwise, a major catastrophe may happen. The greatest hazard to the shafts of mines that are liquidated by flooding is constituted by gradual filling of the shaft column with water. The change of the wetness of the rock material may result in its liquefaction. As a result the hydrostatic pressure increases by several times, which may cause the destruction of stanks and the escape of the material to the workings adjacent to the shaft. Thus, the section of the shaft column which has not been filled may become a gas reservoir or a well that will gradually be filled causing rock slides around the shaft. The unfilled shaft II in the Kirklees mine (UK) collapsed in 1955, which resulted in the formation of a crater that was 80 m in diameter and into which several buildings and constructions were pushed down from the surface (Gregory, 1982). Similarly, the Dobrava shaft in the Ostrava Basin (the Czech Republic) has collapsed causing much damage on the surface. When designing a liquidation by filling one should analyze thoroughly the behaviour of the filling material in various conditions.

The paper presents the latest trends in designing shaft liquidations by filling with rock material.

General remarks

Proper liquidation of a shaft consists first of all in filling it in such a way that the shaft does not become a reservoir of water or gas, the movement along the shaft fill of these media is made impossible and the stability of the shaft lining is ensured both in the course of the liquidation process and a long time afterwards. These conditions can be met only when the shaft fill has been given proper constructional parameters.

In the last few years dozens of shafts have been closed down in Poland, which resulted in gaining considerable experience, either positive or negative in nature. It is required by the Polish mining law that all horizontal workings running from the shafts that are to be liquidated must have stanks and resistant and non-combustible shaft plugs. Their purpose is to stop the outflow of gases from the workings to the shaft column and to protect the shaft fill from sliding into the workings of the shaft bottom. If they are to be water- and gas-tight, a very costly separate ventilation must be provided in the course of the building activities.

The requirement of constructing a shaft plug in accordance with the Polish design standards (PN-G-05019: 1997) that would be sufficiently resistant to the hydrostatic pressure (of the liquefied fill) valued at $p = \gamma Z$, where Z is the depth of the shaft, will result in the fact that at greater depths the shaft plug will be a highly complicated and expensive structure to be constructed underground (Czaja et al., 2002).

Having taken into consideration the fact that some shafts have several connections with the workings, e.g. the "Lompa" shaft in the Rozbark hard coal mine in liquidation had 17 entries to the levels – and the majority of them were two-sided (Czaja, 1999) – one must conclude that it is not feasible to construct expensive shaft plugs. One should rather consider the application of such solutions of a shaft fill that would ensure its stability without the necessity to construct shaft plugs at the entries. Such a solution has been presented in this paper.

The structure and parameters of the shaft fill

Contrary to common belief, the shaft that has been closed down cannot serve as a storage site for superfluous and troublesome materials. The shaft fill is a construction whose function is to:

- exert horizontal pressure permanently onto the shaft lining,
- seal off the underground workings from the surface,
- stop the migration of water between the water-bearing strata,
- make it impossible for mine gases, such as methane and carbon dioxide to come up to the surface.

In order to meet these conditions the structure must be durable, stable and water- and gas-tight. Thus, the shaft fill should consist of several typical elements:

- hardcore or hardcore free draining plugs which constitute a load-carrying element of the remaining part of the shaft fill,
- insulation plugs over and under the shaft bottom that would make the movement of water and gases along the shaft column impossible,
- concrete shaft plugs introduced in places where the shaft lining has been weakened,
- stone-concrete layers to protect the shaft plugs from silty fractions entering them from the overlaying strata of the shaft fill,
- filtration layers over the insulation shaft plugs that enable the intake of the water coming from the upper parts of the shaft fill,
- sections that can be filled with any non-toxic rock material,
- a suitably constructed and equipped carcass panel that finally secures the shaft top.

The efficiency of the shaft fill depends entirely on the stability of shaft plugs formed in the entries to shaft bottoms.

The parameters and stability of the shaft plugs formed by an autogenous talus

In the phase of formation the shaft plug formed by an autogenous talus will have a shape of a pile with its lateral surface inclined like a natural slope. If the rock material fills the shaft column over the entry to the shaft bottom at the length bigger than approximately eight shaft diameters, the vertical pressure p_z in the horizontal plane at the height of the entry will be given by the Jansen formula (for significant depths) (NCB, 1982):

$$p_z = \frac{k_2 \gamma F}{fU} \quad (1)$$

where:

- γ - weight by volume of the filling material, kN/m³,
- F - surface of the shaft cross-section, m²,
- U - shaft perimeter in the clear of the lining, m,
- f - friction factor between the filling material and the shaft lining,

k_2 - vertical to horizontal pressure ratio, acc. to Koenen :

$$k_2 = \frac{1}{\lambda}$$

in which λ is the horizontal pressure factor given by:

$$\lambda = \tan^2 \left(45 - \frac{\phi}{2} \right) \quad (2)$$

where ϕ is the internal friction angle of the filling material.

If one knows the value of the vertical pressure in the shaft fill in the plane of the roof of the shaft bottom entry, the value of the lateral pressure at the depths Z and $Z+h$ can be defined as:

$$p_{x1} = p_z \cdot \lambda \quad (3)$$

$$p_{x2} = (p_z + \gamma h) \lambda \quad (4)$$

In order to determine the length of the slope of the breakstone pile whose friction against the floor and the walls compensates the lateral pressure of the rock at the entry, a simplified analysis of a computational scheme (presented in fig.1) was carried out.

Assuming that the value of the static friction of the rock pile is T_1 , and the value of its friction against the floor - T_2 , the condition of equilibrium will be given as:

$$P_x = T_1 + 2T_2 \quad (5)$$

where:

P_x - the value of the total breakstone pressure at the surface of the entry.

For a working with the average width s , the average value of pressure P_x will be given by:

$$P_x = \frac{p_{x1} + p_{x2}}{2} s \cdot h \quad (6)$$

Similarly the friction of the rock material against the floor and the walls will be determined in a simplified way by the formulae:

$$T_1 = \frac{s \cdot l \cdot h}{2} \cdot \gamma \cdot f_s \quad (7)$$

$$T_2 = \frac{\gamma \cdot h^2 \cdot \lambda \cdot l \cdot f_s}{4} \quad (8)$$

The value of the pressure P_x equals:

$$P_x = \frac{(2p_z + \gamma h) \lambda \cdot s \cdot h}{2} \quad (9)$$

Having introduced (7), (8) i (9) to the equation of equilibrium (5), after reductions a formula for a minimum length l of the slope in the shaft bottom that would ensure the equilibrium of the shaft plug has been obtained:

$$l = \frac{(2p_z + \gamma h) \lambda \cdot s}{\gamma \cdot f_s (s + h \cdot \lambda)} \quad (10)$$

It can be concluded from the formula (10) that the length l of the slope will reach a value that will depend – apart from the size of the working – on the vertical pressure in the shaft column p_z , the horizontal pressure factor λ that depends only on the angle of the rock internal friction ϕ and the coefficient of friction of the breakstone against the floor and the walls f_s . The equation of equilibrium (5) does not take into consideration the resistance forces given by the planes of the inclined parts of the entry and the vertical walls of the basement in the shaft bottom. Most probably it is due to these forces that such shaft plugs, despite the stability factor equalling one, still play their role after the static force system in the liquidated shaft has been changed. An attempt to force in breakstone plugs into narrowing workings results in the formation of an artificial rock vault (fig. 2) which resists successfully the pressure of the breakstone from the shaft column.

It is obvious that the introduction of a fine-grained material (of sand or clay) into the structure of the shaft plug is unacceptable. However, the increase of the grain diameter improves the load capacity of the shaft plug for two reasons:

- the increase of the natural coarseness of the potential sliding surfaces,
- the decrease of the impact of humidity (of the watering of the shaft plug) on the value of the friction factor f_s and the angle of the internal friction ϕ .

Shaft plugs aggregated with concrete

The shape and the size of the breakstone shaft plugs in the shaft bottoms which are formed by an autogenous talus result from the condition of equilibrium (6). In this situation the factor of safety of such a structure equals one. A slight change in the geotechnical properties of the material that constitutes the shaft fill must lead to a change in the original geometry of the shaft plugs, i.e. the slopes in the shaft bottom workings will be lengthened. In this case, flowing away of the filling material to the shaft bottom workings can be prevented by an additional portion of breakstone accumulated in the shaft column over the entry. To achieve this, the height of the shaft plug measured from the roof of the highest entry is significantly increased.

The common practice is that when designing a shaft fill it is a rule that the height of the shaft plug over the entry must be at least five times the diameter of the shaft in liquidation. Thus the increase of the vertical pressure over the shaft plug or the decrease of its load capacity – e.g. due to watering – should not result in the movement of the material from over the shaft plug to the horizontal workings.

A problem arises how the factor of the stability of the shaft fill can be increased immediately after it has been constructed so that the construction of a shaft bottom in the working will be unnecessary. A partial aggregation of the breakstone shaft plug with the application of concrete seems to be one of the simplest ways to deal with this problem.

In the area of the shaft bottom entry a sealed stratified load carrying section should be constructed as in fig. 3. After the concrete has set and hardened, the aggregated laminar structure will significantly increase the shear strength of the breakstone pile in the horizontal plane. The application of a high-early strength cement (with the R symbol) ensures the

strength of up to 15 MPa already two days after the preparation of the mix

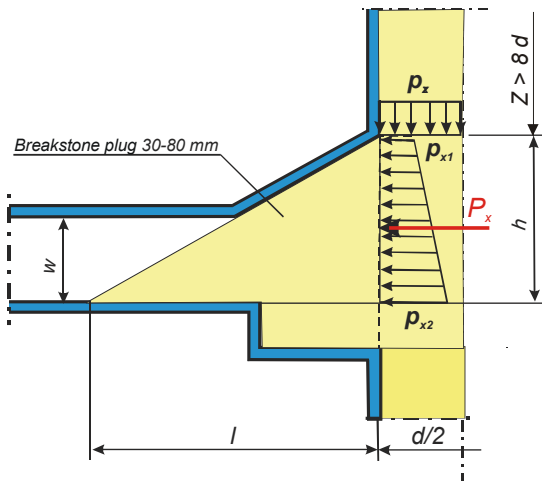


Fig. 1. Computational diagram applied to determine the slope length of the shaft plugs

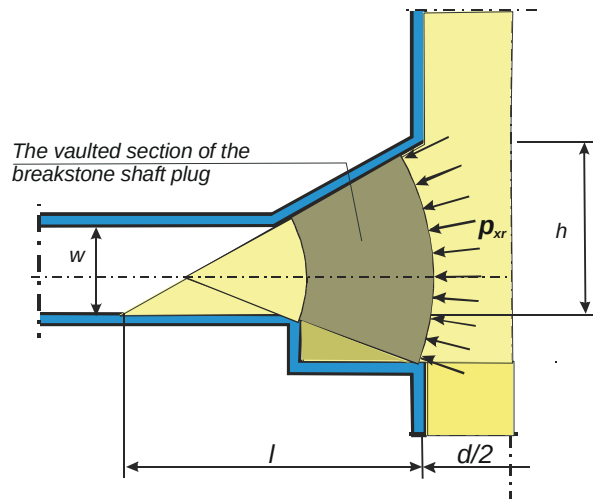


Fig. 2. Hypothetical artificial vault in the shaft plugs

As the volume of the shaft plugs may be even several hundred cubic meters, their construction must be planned in time carefully so that the results are as advantageous as possible. It is vital that in the course of building such a structure there is a technical possibility to lower the components freely from the shaft top. There are two important factors in the presented technology: the volume of the layers must be precisely determined and the consistence of the concrete mix must be carefully selected.

All the considerations indicate that the breakstone shaft plugs that have been aggregated with concrete in layers will have significantly higher load capacity than typical shaft plugs since:

- the grain diameter of the rock material will increase locally, and in some sections loose breakstone will aggregate into big-size blocks which will substantially improve the stability of the shaft plug (and such blocks cannot be introduced from the top of the shaft due to the safety of the structure),

- the introduction of layers of a set concrete formed at the sides of taluses to the pile of breakstone will result in their stabilisation,
- the binding of the pile of the aggregate with the reinforcement of the shaft by means of the layers of concrete will constitute an element of additional stability of the shaft plug.

The formation of shaft plugs that are aggregated with concrete that are combined with each other through the structure of the shaft reinforcement which is fixed to the shaft lining constitutes a spatial load-bearing structure and its removal from the shaft column will be unlikely.

The aggregation with concrete should be continued until the fill reaches the roof of the shaft bottom entry at the height h equal at least to the distance between the main girders of the reinforcement (compare fig. 3).

The additional advantage of this solution is the water- and gas-permeability of the plug until the formation of the stone-concrete and clay plugs. Thus the run-off of the water that dribbles along shaft lining and the flow of some ventilation air is made possible, which is vital in gasified mines.

As the concrete mix may constitute up to 20% of the volume of the plug that has been aggregated, doubts may arise concerning the increase of the construction costs. Nevertheless it can be stated that the difference of costs between a partially aggregated shaft plug and a common one will never exceed the construction costs of stoppings in shaft bottoms.

The issue requires further investigation into several problems concerning the technologies applied when constructing the aggregated plugs, the monitoring of the plug formation, the determination of the influence of water on the formation process and the strengths obtained after the setting of the cement.

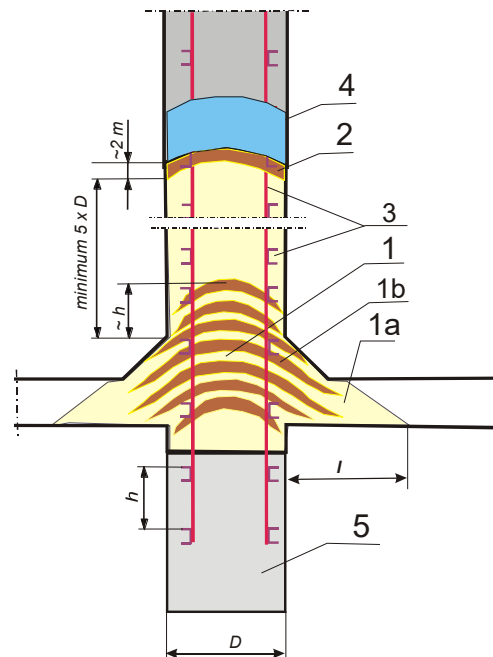


Fig. 3. Scheme of a shaft plug aggregated with concrete
1 – hardcore or hardcore free draining plug, 1a – gallery section of the plug, 1b – shaft section of the plug, 2 – stone-concrete layer that protects the plug from the clay material, 3 – structure of the shaft reinforcement, 4 – clay insulation plug, 5 – unsorted rock material

Conclusions

The suggested solution is a logical and realistic set of technological procedures that make the liquidation of shafts easier. The expanding and laminar structure of the concrete panels which is fixed to the shaft reinforcement will play the identical role as the one played by a root system which helps a tree to stand vertically despite strong winds. It is a significant force which is also visible when exerted in the other direction. A tree which is blown down by a hurricane loosens through its roots an immense lump of ground. In the same way the shaft reinforcement – through a network of concrete panels submerged in the stone pile – will protect it from falling away into the shaft bottom workings.

However, many aspects of this problem require further theoretical studies and laboratory, model and numerical research investigations. In situ research on a particular shaft to be closed down would be a valuable experience. This, however - due to a complete inaccessibility of the place where plugs are constructed - can be done only by a remote control system of cameras that have been prepared and suitably installed underground well in advance.

Bibliography

- Czaja P., 1999. *Likwidacja szybu zagrożonego skutkami eksploatacji filara szybowego ze szczególnym uwzględnieniem zagrożenia wodnego*. Materiały z Konferencji Naukowo-Technicznej „Przemysł wydobywczy – terażniejszość i przyszłość” Kraków. 1999, s.67-76.
- Czaja P., Klich S., 2002, *Ciśnieniowa tama wodna oddzielająca kopalnię czynną od kopalni trwale zlikwidowanej*. Materiały XXV Zimowej Szkoły Mechaniki Górniczej „Geotechnika i Budownictwo Specjalne”. Zakopane 2002 s. 123-133
- Dun R. B. 1982: *The Treatment of the Disused Mine Shafts and Adits*. Mining Department, National Coal Board, London 1982.
- Georgy O. 1982 *The Definition of the Problems of Disused Coal Mine Shafts*. Colliery Guardian, November 1982.
- PN-G-05019:1997 Kopalniane tamy wodne pełne. Zasady projektowania i wykonania.
- Szłazak J. 2004: *Restrukturyzacja górnictwa węgla kamiennego w Polsce w latach 1990-2002*. Biblioteka Szkoły Eksploatacji Podziemnej. Kraków, 2004.
- NCB, 1982: *The Treatment of the Disused Mine Shafts and Adits*. National Coal Board. Mining Department 1982
- VanDorpe P.E. 1992: *Ground Colapse Over Abandoned Mines*. Iowa Geology 1992, Nr 17
- Praca wykonana w ramach badań własnych dofinansowywanych przez KBN. Umowa nr 10.10.100.732