

УДК 622.831(088.8)

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ КАМЕРНЫХ СИСТЕМ С ЗАКЛАДКОЙ ПРИ УВЕЛИЧЕНИИ ГЛУБИНЫ РАЗРАБОТКИ РУД

IMPROVEMENT OF FILLING SYSTEMS FOR DEEP ORE MINE DEPTH

O. Khomenko,

doctor of engineering sciences,
professor,

The National Technic University «Dnepr Polytechnic»,
Dnepr;

V. Lyashenko,

candidate of engineering sciences,
senior researcher,

Ukrainian Scientific-Research and Design-Prospecting
Institute of Industrial Technology,
Ukrain, Zheltye Vody.

Purpose of study – improvement of filling systems for deep ore mine depth. The studies have been undertaken for improvement of filling systems for deep ore mine depth and with purpose to increase the safety level of subsoil mining activities. A general method of determination of parameters for retention of drill drift stability, installed in the vicinity of a stope area down dip as well as along the strike of ore deposit.

Keywords: ore fields, filling systems, rock pressure, mines, operational efficiency.

Разработкой технологий подземной добычи полезных ископаемых в напряженных породах активно занимались ученые из Украины, России, Германии, Австрии, Швейцарии, Франции, Англии, США, Канады, ЮАР и других развитых горнодобывающих стран мира [1-8]. В большинстве исследователи учитывали изменения напряженности массива по степени влияния на параметры крепей выработок и систем разработки. Прикладной формат большинства научных разработок, которые основывались на принципе противодействия возрастающей энергии горного давления, ставил целью только минимизировать затраты на добычу. Такой подход сделал невозможным раскрытие физической сущности явления зональной дезинтеграции горных пород, которое проявляется вокруг всех без исключения подземных выработок, что несколько приостановило развитие фундаментальных теорий о горном давлении. Поэтому совершенствование камерных систем с закладкой при увеличении глубины разработки руд, обеспечивающих повышение эффективности добычи руд на основе данных устойчивости обнажений, их конструктивных элементов с помощью теоретических, лабораторных и промышленных методов на основе учета зональной дезинтеграции горных пород вокруг них, представляет важную научную, практическую и социальную задачу [9].

О.Е. Хоменко,

доктор технических наук,
профессор,

Национальный технический университет
«Днепропетровская политехника»,

г. Днепр;

В.И. Ляшенко,

кандидат технических наук,

начальник научно-исследовательского отдела,
старший научный сотрудник,

«Украинский научно-исследовательский и проектно-
изыскательский институт промышленной технологии»,

Украина, г. Желтые Воды.

Ключевые слова: рудные месторождения, камерные системы, горное давление, горные выработки, эффективность работ.

Для исследования авторами поставлены следующие задачи:

1. **Выполнить** теоретические, лабораторные и промышленные исследования камерных систем с увеличением глубины разработки железорудных месторождений на основе данных устойчивости обнажений горных массивов.

2. **Разработать** общую методику определения параметров по сохранению устойчивости буровых штреков от очистных камер как по падению, так и по простиранию рудной залежи.

3. **Предложить** новую конструкцию камерной системы разработки на базе Южно-Белозерского железорудного месторождения ЧАО «ЗЖРК» и других горнодобывающих комбинатах Украины.

Для решения поставленных задач авторами выполнены исследования в области совершенствования камерных систем с закладкой при увеличении глубины разработки руд, повышения безопасности подземной разработки месторождений на основе данных оперативного контроля и прогноза напряженного состояния горного массива с различными формами статического и динамического проявления горного давления. Проанализированы также физические свойства горных пород и новые гипотезы о горном давлении с учетом оценки степени устойчивости обнажений, выявления закономерностей их деформирования и разрушения, увязки выемки руды и пород во времени и пространстве, определения параметров конструктивных элементов систем разработки, шахтные, лабораторные и экспериментальные исследования, математическое и физическое моделирование, а также теоретический анализ и обобщение результатов исследований по стандартным и новым, разработанным авторами методикам [10].

Проведение подготовительных работ в статических условиях капсулирования

На протяжении почти 140 лет Криворожский железорудный бассейн (Украина) является крупнейшим производи-

телем товарной железной руды в Европе. До 71% запасов богатых руд на шахтах Кривбасса добывается при помощи камерных систем разработки. В свою очередь, отработку очистных камер на высоту этажа производят в 45% добычных блоков и на высоту подэтажа – в 26%. При этом до 50% запасов руд от общего объема добывается с помощью этажно-камерной системы с отбойкой руды вертикальными веерами скважин, пробуренных из подэтажных буровых выработок, пройденных по породе (рис. 1) [11].

ЧАО «Запорожский ЖРК» более 50 лет работает на базе Южно-Белозерского месторождения использует вариант этажно-камерной системы разработки с заполнением выработанного пространства твердеющими смесями. Сущность данного варианта системы разработки заключается в том, что отработка этажа вкрест простирания осуществляется с помощью первичных и вторичных очистных камер. Для выполнения подготовительно-нарезных работ в пределах каждого очистного блока, который включает первичную и вторичную камеры, проводят в породах висячего и лежачего боков залежи по 10 полевых штреков общей длиной до 300 м. Недостатком используемого способа подготовки очистных блоков является отсутствие научного обоснования мест заложения этажных и подэтажных полевых штреков.

На протяжении более чем 40 лет эти системы практически не претерпели кардинальных технологических изменений, т.е. до 90% подготовительно-нарезных выработок проводится без учета процессов деформирования пород, вмещающих очистное пространство камер. Следствием такого подхода стало отсутствие методик по рационализации трас заложения нарезных выработок, по определению их устойчивых форм поперечного сечения и по применяемым видам крепей. Одним из актуальных направлений совершенствования камерных систем разработки с увеличе-

нием глубин их эффективного применения является выбор рациональных мест заложения нарезных выработок с учетом влияния энергетического состояния горных пород. В настоящее время на шахтах Криворожского бассейна проведение подэтажных буровых штреков осуществляется в породах лежачего бока на расстоянии 2-5 м от рудных залежей. Данное расстояние обусловлено минимизацией длины эксплуатационных скважин, пробуренных по породе, и не регламентируется действующими в бассейне инструктивными указаниями.

Такой подход влечет разрушение целиков между буровыми штреками (буровыми камерами) и очистными камерами в процессе производства буровзрывных работ в блоках. В результате чего увеличивается разубоживание руды породами лежачего бока, повышается опасность падения рабочих, оборудования и материалов в очистное пространство камер, а также открывается возможность выполнения несанкционированного, сотрясательного взрыва и т.д.

Исследования состояния горных пород вокруг очистных камер выполнялось для базового и предлагаемого вариантов заложения подэтажных буровых штреков на примере шахты «Терновская» ПАО «Криворожский ЖРК» горизонта 1200 м очистного блока в маркшейдерских осях 110-118 по залежи «Основная карьера-2». Теоретические исследования по определению размеров и форм областей возможного разрушения массива, производили с помощью энергетического метода. Распределение областей возможного разрушения в окрестности очистных камер представлено выделено красным фоном (см. рис. 1, б). Лабораторные исследования проводили на эквивалентных материалах, на стенде физического моделирования, установленном в лаборатории кафедры строительства, геомеханики и геотехники «Национального технического университета «Днепропетровская политехника» (Днепр, Украина) [5].

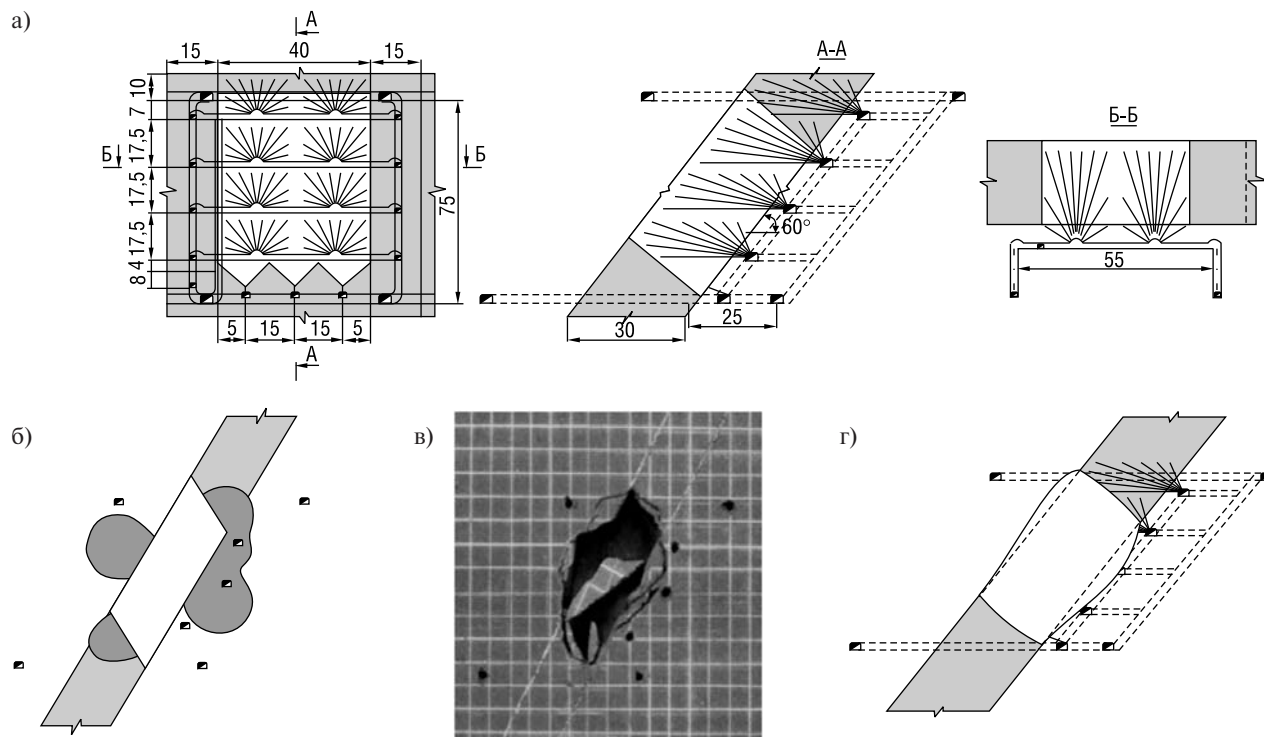


Рис. 1. Этажно-камерная система разработки с отбойкой руды из подэтажных буровых штреков, пройденных по породе (а); результаты теоретических (б), лабораторных (в) и промышленных (г) исследований предлагаемого способа нарезки очистных блоков на шахтах Кривбасса.

При моделировании базового варианта заложения буровых штреков расстояние от камеры принималось эквивалентным 5 м (см. рис. 1, б и г). Факт неустойчивости пород подтверждается и экспериментами, проведенными на эквивалентных материалах с высокой степенью достоверности. Промышленные исследования были реализованы с помощью инструментальных методов с использованием электронных приборов (тахометр, лазерная рулетка) по определению фактических размеров очистных камер (см. рис. 1, г). Полученные результаты исследований энергетического состояния горных пород в окрестности очистных камер дали возможность разработать методику по выбору рациональных мест заложения буровых выработок и выбора их рационального крепления [9].

Методика определения параметров по сохранению устойчивости буровых штреков включает следующие этапы [6].

1. Величина радиального напряжения вдоль трассы заложения выработки с учетом влияния очистного и выработанного пространств, МПа

$$\sigma_p = (-0,00005x^2 + 0,033x)(4,9\gamma - 0,715)(-0,096e^{0,002H}1622,8\alpha - 1,8), \quad (1)$$

где x – расстояние по нормали от проектного контура очистной камеры до геометрического центра буровой выработки, м; γ – объемная масса горных пород, изменяющаяся от 0,2 до 0,4 МН/м³; H – глубина заложения откаточного горизонта для расчетной камеры, м; α – угол падения рудной залежи, град.

2. Коэффициент запаса прочности n_{en} в породах лежачего бока залежи вдоль трассы заложения выработки [10]:

$$n_{en} = \sigma_{сж} K_{co} / 7,7 \sigma_p, \quad (2)$$

где $\sigma_{сж}$ – предел прочности пород на одноосное сжатие, изменяющийся от 40 до 160 МПа; K_{co} – коэффициент структурного ослабления массива, который принимают от 0,2 до 0,33 в зависимости от степени трещиноватости горных пород.

3. Коэффициент запаса прочности n_p в обнажении выработкой пород кровли

$$n_p = n_{en} - \frac{\sigma_{сж} e^{-0,0013H} (31,7\gamma - 4)}{7,14x}. \quad (3)$$

Максимальная величина возможного разрушения в породах кровли при расположении буровой выработки в массиве лежачего бока залежи изменяется от 0 до 1,75 м. Это говорит о двух возможных способах сохранения устойчивости буровых выработок. Первым и более рациональным технологическим решением является увеличение расстояния заложения буровых штреков по отношению к очистным камерам. Для этого необходимо в формуле (3) увеличивать значение x до тех пор, пока в формуле (1) n_{en} не станет равным 1. Обратным решением этой задачи является определение рационального способа крепления буровых выработок без изменения места их заложения. Для этого определяются следующие параметры [11].

4. Величина области возможного разрушения в породах кровли U по трассе заложения буровой выработки, м

$$U = 0,14 \left(\frac{12,5}{\lambda} - \frac{\frac{\sigma_{сж}}{e^{0,0013H}} (31,7\gamma - 4)}{n_{en} + 0,6} \right), \quad (4)$$

где λ – коэффициент формы энергетических зон, формирующейся вокруг нарезной выработки, включая породы украинского кристаллического щита (табл. 1).

Таблица 1

Компоненты перераспределения потенциальной энергии в породах.

Глубина, Н, м	Вертикальное давление, σ_z , МПа	Напряжения, МПа		Коэффициент формы энергетических зон, λ
		горизонтальные $\Delta\sigma_x = \Delta\sigma_y$	вертикальные $\Delta\sigma_z$	
333	10,0	5,07	4,93	1,00
666	20,0	10,28	9,72	0,97
1000	30,0	15,64	14,36	0,94
1331	40,0	21,20	18,20	0,91
1500	50,0	24,04	20,96	0,88

5. Длина анкеров

$$l_a = U + l_3 + l_n + l_k, \quad (5)$$

где $l_3 = 0,3-0,5$ м – величина заглубления анкера в устойчивую зону массива; $l_n = 0,05-0,2$ м – длина выступающей из шпура части анкера, зависящая от его конструкции и толщины опорно-поддерживающих элементов [12].

6. Плотность расстановки анкеров

$$n_a = \frac{P_a U \gamma k_n}{P_a}, \quad (6)$$

где $P_a = 10,1$ м – активный периметр забоя выработки; $\gamma = 30,0$ кН/м³ – объемный вес горных пород в пределах области возможного разрушения; $k_n = 1,2$ – коэффициент перегрузки анкера; $P_a = 20$ кН – несущая способность забивного металлического анкера.

7. Расстояние между анкерами

$$a_a = \sqrt{\frac{P_a}{U \gamma k_n}}, \quad (7)$$

Взаимосвязь между величиной разрушающей деформации в кровле подэтажных выработок и применяемой крепью (табл. 2).

Таблица 2

Деформация пород кровли применяемой крепи выработки.

Величина деформации кровли U , м	Отсутствует	0-0,1	0,1-2,8
	Применяемая крепь	Без крепи	Набрызг-бетон

Проведение очистных работ в динамических условиях капсулирования

В условиях ЧАО «Запорожский ЖРК» отработка запасов руды в этажах 640-740, 740-840 и 840-940 м осуществляется при делении залежи «Главная» вкрест простираения на пер-

вичные и вторичные очистные камеры. Во время отработки запасов руды во вторичных камерах проявляется ряд негативных явлений, вызванных первоначальной отработкой первичных камер. При механизированном зарядании восходящих вееров скважин происходит как недорасход, так и перерасход взрывчатых веществ. Недозарядание связано со смещением оси скважин и деформированием вмещающего массива руды, что приводит к полной или частичной потере скважин [13]. При соединении скважин трещинами и вывалами образуются полости, которые при зарядании способствуют перерасходу взрывчатого вещества. В среднем перерасход достигает 48 кг взрывчатого вещества на каждые 3 заряжаемые скважины при образовании отрезной щели или выполнении очистных работ. Результаты моделирования состояния массива руды во вторичных очистных камерах с помощью энергетического метода позволили определить поля суммарных напряжений и параметры областей возможного разрушения массива [14-18].

Исследованиями проф. Ю.П. Капленко [19] была установлена взаимосвязь между линией наименьшего сопротивления W и уровнем напряженности в массиве σ_p , которая определяемая выражением $W = 1,1\sigma_p$, из которого, подставив значения изменения суммарных напряжений σ_p от расстояния до камер L , возможно найти значения W для исследуемых горизонтов. Для массива руды бурового горизонта 665 м, в сторону пород лежачего бока W от расстояния до первичной очистной камеры L , зависимость имеет вид $W = -0,0024L^2 - 0,0136L + 684$ м и для массива руды бурового горизонта 775 м, в сторону пород лежачего бока $W = -0,003L^2 - 0,0042L + 7,816$ м

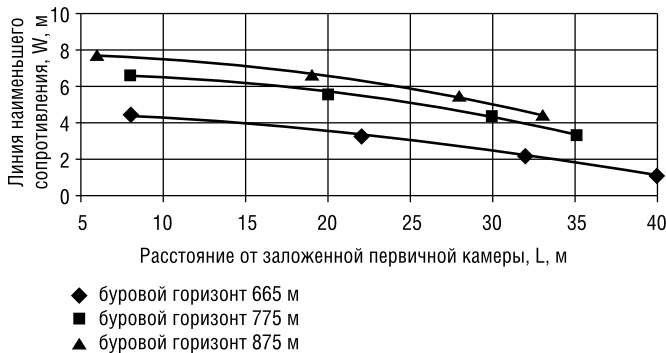


Рис. 2. Зависимости линии наименьшего сопротивления W от расстояния до первичных очистных камер L , м.

(рис. 2).

На трех буровых горизонтах 665, 775 и 875 м линия наименьшего сопротивления зарядов W изменяется по степенной зависимости $W = -aL^2 - bL + c$, где a , b и c – числа, содержащие известные значения, каждое из которых изменяется с глубиной заложения бурового горизонта H по следующим закономерностям $a = 0,0001e^{0,004H}$, $b = 35,846e^{-0,01H}$ и $c = 0,0145H - 4,75$. Подставив уравнения значений a , b и c , получим формулу для определения W с учетом расстояния от заложения первичной очистной камеры и глубины заложения бурового горизонта, м

$$W_n = L_n(0,0145H - 0,0001e^{0,0037H}L_n - 35,846e^{-0,0103H} - 4,75). \quad (8)$$

Оценка полученных результатов работы

Полученные результаты аналитического и физического моделирования, характеризующиеся удовлетворительной сходимостью и подтвержденные данными, полученными при опытно-промышленном внедрении разработанных технологических решений в условиях ЧАО «Запорожский ЖРК», позволили обосновать рациональные параметры крепления нарезных выработок для условий ПАО «Криворожский ЖРК» [12]. В результате проведения теоретических, лабораторных и промышленных исследований получено убедительное подтверждение необходимости отнесения подэтажных буровых штреков от очистных камер [13].

Согласно установленной необходимости отнесения подэтажных буровых штреков от очистных камер результаты расчетов по предложенной методике показали, что заложение буровых штреков по центру очистных блоков рационально проводить на расстоянии 8-12 м, а ближе к контурам блоков – 6-8 м. При невозможности изменения трасс заложения подэтажных буровых штреков существует и обратная задача сохранения устойчивости – обоснование типа их крепи [14]. Первоначально определяются размеры областей возможного разрушения массива, в том числе и целика между очистной камерой и буровым штреком. Затем эта область закрепляется анкерами. В результате решения прямой и обратной задач по повышению устойчивости нарезных выработок для данного варианта этажно-камерной системы разработки было найдено оптимальное решение, которое включает рациональные решения обеих задач одновременно. Имеется в виду проведение подэтажных штреков на безопасном расстоянии от камер с дальнейшей проходкой в направлении очистных камер, удлиненных ходков и буровых камер [15].

Для выполнения эффективного сравнения технологических решений по способам нарезки определяли себестоимость как для отдельных видов работ. Методика включала в себя определение основных затрат, связанных с проведением нарезных выработок. Себестоимость добычи рассчитывается по добычному участку в целом и относится к 1 т добытой рудной массы. В структуру себестоимости входят следующие элементы затрат: основная и дополнительная заработная плата рабочих и инженерно-технических работников, начисления на заработную плату, стоимость материалов и энергии, амортизационные отчисления и затраты на ремонт и содержание забойного оборудования. Основанием для определения себестоимости являются средневзвешенные показатели по расходу рабочей силы, материалов и энергии, количество механизмов и амортизационные отчисления, а также затраты на ремонт и содержание оборудования (табл. 3) [16].

Таким образом, повышение эффективности добычи железорудного сырья при увеличении глубины разработки обеспечивается камерными системами с закладкой выработанного пространства различного состава и прочности на основе данных устойчивости обнажений горных массивов, с помощью теоретических, лабораторных и промышленных методов путем раскрытия сущности зонального структурирования массива вокруг выработок, описания процессов и закономерностей этого феноменального явления, обоснования принципов управления природными факторами и использования

в геоэнергетических технологиях разработки рудных месторождений.

Таблица 3

Калькуляция себестоимости крепления штоков.

Наименование статей затрат	Базовый вариант, грн. на м	Предлагаемый вариант, грн. на м
Фонд оплаты труда рабочих	166,73	141,01
Фонд оплаты труда ИТР	344,93	344,93
Начисления на зарплату	764,12	754,95
Стоимость материалов	109,35	104,79
Стоимость энергии	2,08	2,06
Амортизационные отчисления	0,86	0,86
Затраты на текущий ремонт и содержание оборудования	3,52	3,52
Итого	3282,99	3223,78

Перспективные направления исследований

В последнее время глубины разработки отечественных месторождений достигли отметки в 1500 м, что привело к значительному ухудшению геодинамических условий добычи. В частности, упругая потенциальная энергия Ук-

раинского кристаллического шита начала проявляться в виде шелушений, заколообразований и стреляний, горных ударов и землетрясений различной амплитуды. Это приводит к потере горных выработок и запасов полезных ископаемых, повреждению объектов на поверхности и в недрах и, к сожалению, к травмированию и гибели людей [17-19]. Совершенствование существующего энтропийного метода как части термодинамической теории и создание нового – энергетического – позволят исследовать указанные процессы и закономерности, формирующие и управляющие зональным капсулированием горных выработок [20-28].

Выводы

1. Рекомендовано заложение буровых штоков по центру очистных камер. Их рационально проводить на расстоянии 8-12 м, и ближе к контурам камер – 6-8 м.

2. Показано, что на трех буровых горизонтах 665, 775 и 875 м линия наименьшего сопротивления зарядов W изменяется по степенной зависимости вида $W = -aL^2 - bL + c$, где a , b и c – числа, содержащие известные значения, каждое из которых изменяется с глубиной заложения бурового горизонта H по следующим закономерностям $a = 0,0001e^{0,004H}$, $b = 35,846e^{-0,01H}$ и $c = 0,0145H - 4,75$.

3. Установлено, что себестоимость проведения подэтажных выработок по базовому и предлагаемому вариантам различается на 59,21 грн. на м, а при их длине на эксплуатационный блок в 300 м, экономический эффект достигает 17763 грн. ■

ЛИТЕРАТУРА

1. Ляшенко В.И. Совершенствование камерной системы разработки с твердеющей закладкой // Горный журнал. - 1987. - №12. - С.26- 29.
2. Ляшенко В.И., Голик В.И. Средства геомеханического мониторинга породного массива при подземной разработке рудных месторождения // Горный журнал. - 2004. - №5. - С.47- 50.
3. Цариковский В.В., Цариковский Вал. В., Ляшенко В.И. Повышение эффективности камерных систем разработки рудных месторождений // Горный журнал. - 2011. - №11. - С.49- 52.
4. Опыт повышения эффективности камерных систем разработки в Кривбассе / Н.И. Ступник, В.В. Цариковский, Вал.В. Цариковский, Е.И. Яценко // Разработка рудных месторождений. - 2011. - № 94. - С. 17 - 20.
5. Stupnik N., Kalinichenko V., Pismennyi S. Pillars sizing at magnetite quartzites room-work // Mining of Mineral Deposite. A Balkema Book. 2013, pp. 11-15.
6. Stupnik M., Kalinichenko V., Pysmennyi S., Fedko M. and Kalinichenko O. Method of simulation of rock mass stability in laboratory conditions on equivalent materials. Mining of Mineral Deposits, 2016. 10(3), pp. 46-51.
7. Khomenko, O. Ye. Implementation of energy method in study of zonal disintegration of rocks /Naukovyi Visnyk Natsionalnoho Hirnychoho Universytetu, 2012. - No. 4. P. 44 - 54.
8. Stupnik, N. Modeling of stopes in soft ores during ore mining / N. Stupnik, V. Kalinichenko, V. Kolosov, S. Pismennyi, A. Shepel // Metallurgical and mining industry. - 2014. - No. 3. - P. 32-36.
9. Kuz'menko, O., Petlyovanyy, M., Stupnik, M. The influence of fine particles of binding materials on the strengt hproperties of hardening back fill// Mining of Mineral Deposits, 2013. - pp. 45-48.
10. Bulat, A.F., Mineev, S.P., Bryukhanov, A.M., Nikiforov, A.V. (2013). Development of classification procedure for gas-dynamic events in coal mines. Journal of Mining Science, 49, 894 - 901.
11. Khalymendyk, Yu., Baryshnikov, A. (2016). Substantiation of cable bolts parameters for supporting mine workings in conditions of laminated rocks. Mining of Mineral Deposits, 10 (1), 9 - 15.
12. Bondarenko, V., Symanovych, G., Koval, O. (2012). The Mechanism of Over-Coal Thin-Layered Massif Deformation of Weak Rocks in a Longwall. Geomechanical Processes during Underground Mining. 6, 41 - 44.
13. Busylo, V., Savelieva, T., Serdyuk, V. (2016). Applying noncantilevered support of mechanized complexes for developing flat seams. Mining of Mineral Deposits, 10 (2), 9-17.
14. Kovalevska, I., Barabash, M., Gusiev, O. (2016). Research into stress-strain state of reinforced marginal massif of extraction mine working by combined anchoring system. Mining of Mineral Deposits, 10 (1), 31 - 36.
15. Potvin Y., Wesseloo J. Towards an understanding of dynamic demand on ground support, Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy, 2013, Vol. 113, No. 12, pp. 913 - 922.

16. Russkikh, V., Yavors'kiy, A., Chistyakov, Y., & Zubko, S. Study of rock geomechanical processes while mining twolevel interchamber pillars // Mining of Mineral Deposits, 2013, 149 - 153.
17. Лавриненко В.Ф. Преобразование энергии и формирование полей напряжений в массиве вокруг выработки // Известия вузов. Горный журнал. - 1986. - № 4. - С. 5 - 11.
18. Лавриненко В.Ф., Лысак В.И. Физические процессы в массиве пород при нарушении равновесия // Известия вузов. Горный журнал. - 1993. - № 1. - С. 1 - 6.
19. Капленко Ю.П., Колосов В.А. Моделирование технологии очистной выемки, обеспечивающей повышение показателей извлечения руды. - Кривой Рог: Минерал, 2000. - 175 с.
20. Khomenko, O., Sudakov, A., Malanchuk, Z., Malanchuk, Ye. Principles of rock pressure energy us a geduring underground mining of deposits// Naukovyi Visnyk Natsional noho Hirnychoho Universytetu, 2017. -№ 2, pp. 35 - 43.
21. Khomenko, O., Maltsev, D. Laboratory research of influence of face area dimensions on the state of uranium ore layers being broken // Naukovyi Visnyk Natsionalnoho Hirnychoho Universytetu, 2013. -№ 2,pp. 31 - 37.
22. Чистяков Е.П. Совершенствование способов поддержания подземных горных выработок шахт Криворожского бассейна // Вісник Криворізького технічного університету. -2006. - № 13. - С. 16-20.
23. Ляшенко В.И., Дядечкин Н.И. Определение параметров технологии подземной разработки урановых месторождений // Горный журнал. - 2009. - № 10. - С. 55-58.
24. Ляшенко В.И. Природоохранные технологии освоения сложноструктурных месторождений полезных ископаемых // Маркшейдерский вестник. -2015. -№ 1. -С.10-15.
25. Еременко В. А., Есина Е. Н., Семенякин Е. Н. Технология оперативного мониторинга напряженно-деформированного состояния разрабатываемого массива горных пород // Горный журнал. - 2015. - № 8. - С. 42 - 47.
26. Опарин В. Н., Тимонин В. В., Карпов В. Н. Количественная оценка эффективности процесса разрушения горных пород при ударно-вращательном бурении скважин // ФТПРПИ. -2016. -№ 6. -С. 60 -74.
27. Еременко В. А., Айбиндер И. И., Пацкевич П. Г., Бабкин Е. А. Оценка состояния массива горных пород на рудниках ЗФ ОАО «ГМК «Норильский Никель» // Горный информационно-аналитический бюллетень. -2017. -№ 1. -С. 5-17.
28. Lyashenko, V., Vorobyov, A., Nebogin V., Vorobyev K. Improving The Efficiency Of Blasting Operations In Mines With The Help Of Emulsion Explosives // Mining of Mineral Deposits 2018. 1 (12), 95 - 102.



SOKKIA SX-105L

ТЕХНИЧЕСКИЙ ТАХЕОМЕТР

МОДЕРНИЗИРОВАННЫЙ ДАЛЬНОМЕР REDTECH ПОЗВОЛЯЕТ УВЕРЕННО ИЗМЕРЯТЬ РАССТОЯНИЯ БЕЗ ОТРАЖАТЕЛЯ ДО 500 МЕТРОВ. БЛАГОДАРЯ ПОСЛЕДНИМ ТЕХНИЧЕСКИМ РАЗРАБОТКАМ СТАЛИ ВОЗМОЖНЫ БЫСТРЫЕ ИЗМЕРЕНИЯ НА ТРУДНОДОСТУПНЫЕ ЦЕЛИ - ТЕМНЫЕ ПОВЕРХНОСТИ, УГЛЫ ЗДАНИЙ И КОНСТРУКЦИЙ, ЛЮКИ, ПРОВОДА, ИЗМЕРЕНИЯ СКВОЗЬ ЛИСТВУ, ВЕТВИ, ЗАБОРЫ И ПОДОБНЫЕ ПРЕПЯТСТВИЯ. ОПЕРАТИВНОЕ ИЗМЕНЕНИЕ НАСТРОЕК ВО ВРЕМЯ РАБОТЫ ПРОИЗВОДИТСЯ С ПОМОЩЬЮ СПЕЦИАЛЬНОЙ КЛАВИШИ НА КЛАВИАТУРЕ, А БЫСТРЫЙ ЗАПУСК ИЗМЕРЕНИЙ ВЫПОЛНЯЕТСЯ С ПОМОЩЬЮ КЛАВИШИ, РАСПОЛОЖЕННОЙ НА БОКОВОЙ ПАНЕЛИ ИНСТРУМЕНТА. ЭТА ФУНКЦИЯ ПОЗВОЛЯЕТ ПРОВОДИТЬ ИЗМЕРЕНИЯ, НЕ ОТРЫВАЯСЬ ОТ ОКУЛЯРА И НЕ ТЕРЯЯ ВИЗУАЛЬНОГО КОНТРОЛЯ ТОЧНОСТИ НАВЕДЕНИЯ НА ЦЕЛЬ.

СТАНДАРТНЫЙ КОМПЛЕКТ:

- ЭЛЕКТРОННЫЙ ТАХЕОМЕТР НА ТРЕГЕРЕ,
- LI-ION АККУМУЛЯТОР BDC70,
- ЗАРЯДНОЕ УСТРОЙСТВО CDC68,
- USB FLASH ДИСК,
- КРЫШКА ОБЪЕКТИВА,
- БЛЕНДА,
- ЮСТИРОВОЧНЫЕ ИНСТРУМЕНТЫ,
- РУКОВОДСТВО ПОЛЬЗОВАТЕЛЯ НА РУССКОМ ЯЗЫКЕ,
- ФУТЛЯР, ПЛЕЧЕВЫЕ РЕМНИ,
- ПРОГРАММА SOKKIA SPECTRUM LINK,
- СВИДЕТЕЛЬСТВО О ПОВЕРКЕ.



ГАРАНТИЙНЫЙ ПЕРИОД СОСТАВЛЯЕТ 5 ЛЕТ
(ЕЖЕГОДНОЕ ПРОХОЖДЕНИЕ ТО В АВТОРИЗОВАННОМ СЕРВИСНОМ ЦЕНТРЕ В ГАРАНТИЙНЫЙ ПЕРИОД ОБЯЗАТЕЛЬНО).

ООО «Геомар Недра», 127521, Москва, 17-й проезд Марьиной рощи, д.9
Тел./факс (495) 618-7001, 618-6207, e-mail: geomarnedra@mail.ru