

ISSN 0536-1028

ИЗВЕСТИЯ ВЫСШИХ УЧЕБНЫХ ЗАВЕДЕНИЙ

ГОРНЫЙ ЖУРНАЛ

4
2018



Редакция
Главный редактор Е. Ф. Цыпин
Зам. главного редактора О. Г. Латышев, М. Г. Бабенко
Ответственный секретарь Л. А. Решеткина
Редакторы Л. Г. Соколова, Л. Ю. Парамонова

Перевод И. В. Шайхутдиновой

Компьютерная верстка Ю. Б. Швецовой

Подп. в печать 09.06.2018. Дата выхода в свет 26.06.2018
Формат 70 x 108 1/16. Печать офсетная
12,0 усл. печ. л., 11,0 уч.-изд.л. Тираж 500. Заказ 6399
Цена свободная

Свидетельство о регистрации ПИ № ФС 77-57227 от 12.03.2014

Редакция «Изв. вузов. Горный журнал»
620144, Екатеринбург, ГСП, ул. Куйбышева, 30, тел.(факс) (343) 257-65-59
E-mail: gornij_journal@ursmu.ru
<http://mj.ursmu.ru>

Типография ООО «Издательство УМЦ УПИ»
620078, г. Екатеринбург, ул. Гагарина, 35а, оф. 2

ИЗВЕСТИЯ ВЫСШИХ УЧЕБНЫХ ЗАВЕДЕНИЙ ГОРНЫЙ ЖУРНАЛ

Научно-технический журнал. Издаётся с 1958 года

Выходит 8 раз в год

№ 4, 2018

12+

СОДЕРЖАНИЕ

РАЗРАБОТКА МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ И ТЕХНОГЕННЫХ ОБРАЗОВАНИЙ

- Кузнецов Д. В., Косолапов А. И.* Оценка целесообразности перехода на новые комплексы горнотранспортного оборудования при доработке глубоких карьеров..... 4
- Соколов И. В., Смирнов А. А., Антипин Ю. Г., Барановский К. В., Никитин И. В., Рожков А. А., Соломеин Ю. М., Дедов О. Ю.* Особенности подземной разработки Ветренского золоторудного месторождения..... 12

РЕГИОНАЛЬНЫЕ ПРОБЛЕМЫ ГОРНОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ

- Поленов Ю. А., Огородников В. Н., Савичев А. Н.* Надежные методы организации горных работ для получения концентратов особо чистого кварца..... 23

СТРОИТЕЛЬСТВО ШАХТ И ПОДЗЕМНЫХ СООРУЖЕНИЙ

- Орлов А. О., Смирнов Ю. Г.* Оценка конструктивно-компоновочных решений подземных комплексов для атомных станций малой мощности в Арктических регионах России..... 29

ГЕОМЕХАНИКА

- Ефремов Е. Ю., Панжин А. А., Харисов Т. Ф., Харисова О. Д.* Исследование геомеханических условий разработки Киембаевского месторождения открытым способом..... 35
- Абрамов Н. Н., Мелихов М. В.* Особенности обеспечения геодинамической безопасности скальных откосов при эксплуатации объектов капитального строительства..... 46
- Миренков В. Е.* Расчет деформирования пород с учетом статического, кинематического и динамического аспектов в процессе ведения очистных работ 54

РАЗРУШЕНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД. БУРОВЗРЫВНОЕ ДЕЛО

- Норов Ю. Д., Умаров Ф. Я., Уринов Ш. Р., Махмудов Д. Р., Заиров Ш. Ш.* Теоретические исследования параметров подпорной стенки при различных формах зажатой среды из взорванной горной массы..... 64
- Боровков Ю. А., Деревяшкин И. В., Якшибаев Т. М.* Аналитические исследования определения параметров полостей, создаваемых в многоярусном рудном штабеле для кучного выщелачивания золота при камуфлетном взрыве вертикальных скважин..... 72

МЕХАНИЗАЦИЯ ГОРНЫХ РАБОТ. ГОРНЫЕ МАШИНЫ И КОМПЛЕКСЫ

- Юдин А. В., Шестаков В. С., Абдулкаримов М. К.* Разработка расчетной схемы и описание движения грохота с каскадной просеивающей поверхностью на основе двухмассной колебательной системы..... 81

ЭЛЕКТРИФИКАЦИЯ ГОРНЫХ РАБОТ

- Лысова О. А., Фрайштетер В. П., Смирнов А. Ю.* Анализ способов пуска установок центробежных электронасосов в осложненных условиях..... 87

ГОРНОПРОМЫШЛЕННАЯ ГЕОЛОГИЯ, ГИДРОГЕОЛОГИЯ И ГЕОФИЗИКА

| | |
|--|-----|
| <i>Глушкова Т. А., Савин Е. А., Талалай А. Г.</i> Рентгенофлуоресцентный анализ титаноциркониевого сырья..... | 97 |
| <i>Калашиник А. И., Дьяков А. Ю., Абрамов Н. Н.</i> Комплексование георадарного и сейсмического зондирования дамбы хвостохранилища..... | 104 |
| <i>Давыдов В. А., Байдиков С. В., Горшков В. Ю., Маликов А. В., Федорова О. И., Астафьев П. Ф.</i> Результаты комплексных геофизических исследований на полигоне месторождения «Свердловское»..... | 112 |

ТЕОРИЯ МАШИН И МЕХАНИЗМОВ

| | |
|---|-----|
| <i>Таугер В. М., Мухачева Л. В., Волков Е. Б.</i> Предотвращение резонансных колебаний рабочих лопаток осевых вентиляторов..... | 119 |
|---|-----|

ПРОБЛЕМЫ ГОРНЫХ НАУК

| | |
|--|-----|
| <i>Ершова Т. Л., Бедрина С. А., Германович Ю. Г.</i> Внедрение «умных» технологий в горнодобывающей отрасли..... | 124 |
|--|-----|

CONTENTS

DEVELOPMENT OF MINERAL DEPOSITS AND TECHNOGENOUS FORMATIONS

| | |
|---|----|
| <i>Kuznetsov D. V., Kosolapov A. I.</i> Estimation of the advisability of the transition into new complexes of mining-and-transport equipment under deep open pits development..... | 4 |
| <i>Sokolov I. V., Smirnov A. A., Antipin Iu. G., Baranovskii K. V., Nikitin I. V., Rozhkov A. A., Solomein Iu. M., Dedov O. Iu.</i> Peculiarities of underground mining of Vetrensky gold mine | 12 |

REGIONAL PROBLEMS OF MINING

| | |
|---|----|
| <i>Polenov Iu. A., Ogorodnikov V. N., Savichev A. N.</i> Reliable methods of mining organization to get concentrates of high-purity quartz..... | 23 |
|---|----|

CONSTRUCTION OF SHAFTS AND UNDERGROUND STRUCTURES

| | |
|---|----|
| <i>Orlov A. O., Smirnov Iu. G.</i> Assessment of design-layout solutions of underground complexes for small nuclear power plants in Russian Arctic regions..... | 29 |
|---|----|

GEOMECHANICS

| | |
|---|----|
| <i>Efremov E. Iu., Panzhin A. A., Kharisov T. F., Kharisova O. D.</i> Research of geomechanical conditions of Kiembaev open pit opencast mining..... | 35 |
| <i>Abramov N. N., Melikhov M. V.</i> Features of providing geodynamic safety of the rock slopes during operation of capital construction objects..... | 46 |
| <i>Mirenkov V. E.</i> Calculation of rock deformation with the account of static, kinematic, and dynamic aspects in the process of stoping..... | 54 |

DESTRUCTION OF ROCKS. DRILLING-AND-BLASTING OPERATIONS

| | |
|---|----|
| <i>Norov Iu. D., Umarov F. Ia., Urinov Sh. R., Makhmudov D. R., Zairov Sh. Sh.</i> Theoretical study of relieving wall parameters under various forms of nipped environment from blasted rock mass..... | 64 |
| <i>Borovkov Iu. A., Dereviashkin I. V., Iakshibaev T. M.</i> Analytical researches of determination of parameters of cavities created in the multi-tiered ore stack for heap leaching of gold at vertical boreholes camoufflet explosion..... | 72 |

MECHANISATION OF MINING. MINING MACHINES AND COMPLEXES

| | |
|---|----|
| <i>Iudin A. V., Shestakov V. S., Abdulkarimov M. K.</i> Computational scheme development and movement description of a screen with the cascade screening surface on the basis of two-masses oscillatory system..... | 81 |
|---|----|

ELECTRIFICATION OF MINING OPERATIONS

Lysova O. A., Fraishteter V. P., Smirnov A. Iu. Centrifugal electric pumps units startup methods analysis in abnormal operating conditions..... 87

APPLIED MINING GEOLOGY, HYDROGEOLOGY AND GEOPHYSICS

Glushkova T. A., Savin E. A., Talalai A. G. X-ray fluorescence analysis of titanium and zirconium raw materials..... 97

Kalashnik A. I., D'iakov A. Iu., Abramov N. N. Combination of georadar and seismic sounding of tailingsstorage dum..... 104

Davydov V. A., Baidikov S. V., Gorshkov V. Iu., Malikov A. V., Fedorova O. I., Astaf'ev P. F. Results of complex geophysical research on the test site of sverdlovskoe deposit 112

THEORY OF MACHINES AND MECHANISMS

Tauger V. M., Mukhacheva L. V., Volkov E. B. Prevention of resonance oscillations of rotating blades of axial fans..... 119

PROBLEMS OF MINING SCIENCES

Ershova T. L., Bedrina S. A., Germanovich Iu. G. The introduction of "smart" technologies in the mining industry 124

ЖУРНАЛ ВКЛЮЧЕН В «ПЕРЕЧЕНЬ РЕЦЕНЗИРУЕМЫХ НАУЧНЫХ ИЗДАНИЙ,
В КОТОРЫХ ДОЛЖНЫ БЫТЬ ОПУБЛИКОВАНЫ ОСНОВНЫЕ НАУЧНЫЕ РЕЗУЛЬТАТЫ
ДИССЕРТАЦИЙ НА СОИСКАНИЕ УЧЕНОЙ СТЕПЕНИ КАНДИДАТА НАУК,
НА СОИСКАНИЕ УЧЕНОЙ СТЕПЕНИ ДОКТОРА НАУК»

(письмо Минобрнауки РФ от 1 декабря 2015 года № 13-6518)

В журнале публикуются статьи по следующим отраслям науки

и группам специальностей научных работников:

25.00.00 НАУКИ О ЗЕМЛЕ;

05.00.00 ТЕХНИЧЕСКИЕ НАУКИ: 05.09.00 Электротехника, 05.05.00 Транспортное, горное и
строительное машиностроение, 05.26.00 Безопасность деятельности человека;

08.00.00 ЭКОНОМИЧЕСКИЕ НАУКИ

РАЗРАБОТКА МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ И ТЕХНОГЕННЫХ ОБРАЗОВАНИЙ

УДК 622.232.8

DOI: 10.21440/0536-1028-2018-4-4-11

ОЦЕНКА ЦЕЛЕСООБРАЗНОСТИ ПЕРЕХОДА НА НОВЫЕ КОМПЛЕКСЫ ГОРНОТРАНСПОРТНОГО ОБОРУДОВАНИЯ ПРИ ДОРАБОТКЕ ГЛУБОКИХ КАРЬЕРОВ

КУЗНЕЦОВ Д. В., КОСОЛАПОВ А. И.

Рассмотрены особенности современного состояния горных работ на глубоких рудных карьерах. Дана классификация месторождений по трудности открытой разработки в зависимости от характеристик разрабатываемых горных пород, условий их залегания и жесткости климата. Предложена методика оценки необходимости перехода на новые комплексы горнотранспортного оборудования при доработке глубоких карьеров, позволяющие сократить объемы развоза бортов. Представлены схемы такого перехода, учитывающие расположение карьерных перегрузочных пунктов для комбинации комплексов оборудования различных типоразмеров и мощности, изменение объемов вскрышных работ, увеличение извлекаемых запасов руды и продление срока разработки месторождения. Приведены оценивающие критерии и установлены области их оптимальных значений. На примере самого крупного в России золоторудного карьера «Восточный» дано обоснование параметров горнотранспортного оборудования, глубины и границ разработки.

Ключевые слова: относительная трудность открытой разработки месторождений; параметры горнотранспортного оборудования; глубина карьера; борт карьера; угол откоса борта карьера; срок разработки; вскрыша; руда.

Современное состояние открытой геотехнологии свидетельствует о том, что открытые горные работы являются основным поставщиком твердых полезных ископаемых. Отсутствие ограничений мощности и энерговооруженности используемых в технологии открытой разработки месторождений технических средств обеспечивают реализацию возможностей тяжелого машиностроения и достижение высокого уровня производительности труда.

Прогнозы исследователей Grand View Research (<http://www.grandviewresearch.com>), Parker Bay (<http://parkerbaymining.com>), BMI Research (<http://bmiresearch.com>) и др. показывают, что в ближайшей перспективе открытый способ разработки будет наиболее экономичным и эффективным благодаря дальнейшему совершенствованию высокопроизводительного горного оборудования.

Вместе с тем в настоящее время глубина целого ряда рудных карьеров в мире превышает 700 м, и такое увеличение глубины открытых горных работ ставит много проблем перед горной наукой и практикой. Несмотря на широкое развитие за рубежом методов обоснования горнотранспортного оборудования (от дискрет-

Кузнецов Дмитрий Владимирович – кандидат технических наук, ведущий инженер горно-геологического отдела. 660028, г. Красноярск, ул. Телевизорная, 1, стр. 9, ООО «Полнос Проект». E-mail: KuznetsovDV@mail.ru

Косолапов Александр Иннокентьевич – доктор технических наук, профессор, заведующий кафедрой открытых горных работ. 660025, г. Красноярск, просп. им. газеты «Красноярский рабочий», 95, Сибирский федеральный университет. E-mail: Kosolapov1953@mail.ru

ного программирования, моделирования и др. до использования субъективного искусственного интеллекта) [1], у них есть недостатки [2].

В России решение данных вопросов существенно осложнено смещением вектора развития открытых горных разработок в районы с суровым северным климатом. В Якутии и на севере Красноярского края, где продолжительная зима, температура воздуха может понижаться до -60°C и высокая норма выпадения осадков, глубина карьеров по добыче алмазов и золота в настоящее время достигла 500–600 м.

При этом за последние 15–20 лет годовая производительность карьеров по горной массе увеличилась более чем в 2 раза, а мощность оборудования возросла в 1,5–2 раза [3].

Анализ развития горных работ в данных условиях свидетельствует о том, что с глубиной разработки возрастают высота и дальность перемещения горной массы, резко сокращаются размеры рабочей зоны карьеров и рабочих площадок и, как следствие, существенно снижаются показатели использования горнотранспортного оборудования. Уменьшение длины экскаваторных блоков, обусловленное сокращением активного фронта работ, усложняет транспортную схему автодорог в целом. Кроме того, применение автосамосвалов большой грузоподъемности приводит к необходимости расширения транспортных коммуникаций и росту объемов вскрышных работ.

В совокупности эти факторы обозначили важную научную проблему формирования технологических комплексов открытых горных работ на рудных месторождениях в суровых климатических условиях.

Причем для проектирования открытых горных работ и их рационального выполнения на современном этапе в первую очередь необходимо установить и дополнить взаимосвязи между физико-техническими характеристиками разрабатываемых горных пород и условиями их залегания, с одной стороны, и видами и параметрами необходимого оборудования, технологией и организацией производственных процессов – с другой [4, 5].

В связи с этим авторами выполнены исследования [6], в результате которых классифицированы месторождения (табл. 1) и получено корреляционное уравнение для расчета оценивающего относительного показателя трудности открытой разработки месторождений в суровых климатических условиях $\Pi_{т.р.}$:

$$\Pi_{т.р.} = (2,2 + 0,09\sigma_{сж} - 1,34\gamma - 2,17l_{ср} - 0,05H_k + 5,2L_{тр})SK, \quad (1)$$

где $\sigma_{сж}$ – предел прочности пород на сжатие, МПа; γ – плотность пород, т/м³; $l_{ср}$ – средний размер структурного блока, м; H_k – глубина карьера, м; $L_{тр}$ – расстояние транспортирования, км; S – жесткость климата, по П. И. Коху; K – коэффициент, зависящий от жесткости климата. При $S = 50$ –65 баллов $K = 0,019$ –0,015; при $S = 65$ –80 баллов $K = 0,015$ –0,012; при $S = 80$ –95 баллов $K = 0,012$ –0,01; при $S = 95$ –110 баллов $K = 0,01$ –0,009; при $S > 110$ баллов $K = 0,009$.

С учетом этого в настоящей статье рассмотрены особенности ведения горных работ в глубинной части рудных карьеров и предложена методика оценки необходимости перехода на новые, менее мощные комплексы горнотранспортного оборудования, позволяющие сократить объемы развоза бортов.

Причем исходили из того, что основным видом транспорта в рассматриваемых условиях является автомобильный [7, 8]. Для месторождений II, III, IV и V классов с карьерами глубиной более 200 м характерна поэтапная схема разработки с временной консервацией бортов и рабочих уступов. Чем глубже и крупнее карьер или его промежуточная очередь с установленной производственной мощ-

ностью и сроком разработки, сопоставимым со сроком эксплуатации экскаваторов, тем мощнее должно быть основное горнотранспортное оборудование и больше его рабочие параметры. В то же время при доработке карьера или его очереди рационален переход на модели горнотранспортного оборудования меньшей мощности с соответствующими рабочими параметрами [9, 10]. Это позволит уменьшить размеры рабочих площадок, ширину автодорог, радиусы их закруглений и, как следствие, сократить объемы извлекаемой вскрыши или обеспечить ускоренный доступ к полезному ископаемому.

Таблица 1

Классификация месторождений по относительной трудности разработки [6]

| Класс месторождения | Категория | Параметры месторождения | | | | | |
|--------------------------------------|--------------------|-------------------------|--------------|-----------------------------|------------|---------------|------------|
| | | $\sigma_{сж}$, МПа | $l_{ср}$, м | γ , т/м ³ | H_k , м | $L_{тр}$, км | S , балл |
| I. Легкоразрабатываемые | 1, 2, 3, 4, 5 | ≤ 40 | $\leq 0,4$ | $\leq 1,8$ | ≤ 200 | ≤ 3 | ≤ 50 |
| II. Средней трудности разработки | 6, 7, 8, 9, 10 | > 40 | $> 0,4$ | $> 1,8$ | > 200 | > 3 | > 50 |
| | | ≤ 80 | $\leq 0,6$ | $\leq 2,4$ | ≤ 320 | $\leq 4,5$ | ≤ 65 |
| III. Трудноразрабатываемые | 11, 12, 13, 14, 15 | > 80 | $> 0,6$ | $> 2,4$ | > 320 | $> 4,5$ | > 65 |
| | | ≤ 120 | $\leq 1,0$ | $\leq 2,9$ | ≤ 500 | ≤ 7 | ≤ 80 |
| IV. Очень трудноразрабатываемые | 16, 17, 18, 19, 20 | > 120 | $> 1,0$ | $> 2,9$ | > 500 | > 7 | > 95 |
| | | ≤ 160 | $\leq 1,8$ | $\leq 3,3$ | ≤ 700 | ≤ 10 | ≤ 110 |
| V. Чрезвычайно трудноразрабатываемые | 21, 22, 23, 24, 25 | > 160 | $> 1,8$ | $> 3,3$ | > 700 | > 10 | > 110 |

Эффективность перехода на новые комплексы оборудования зависит от принятой схемы (рис. 1).

По схеме А рис. 1 нерабочий борт карьера формируют под углом β_1 комплексами оборудования с буровыми станками, имеющими диаметр бурового долота d_1 , экскаваторами с вместимостью ковша E_1 , автосамосвалами грузоподъемностью q_1 , способными преодолевать транспортный уклон i_1 . Положение нерабочего борта соответствует линии ABD . При достижении глубины карьера h_1 принимают решение о переходе на комплексы оборудования меньшей мощности с диаметром бурового долота d_2 , вместимостью ковша экскаваторов E_2 и грузоподъемностью автосамосвалов q_2 , обеспечивающие дальнейшее увеличение угла откоса нерабочего борта до значения β_2 . То есть при доработке карьера до глубины h_2 справедливы условия: $d_2 \leq d_1$, $E_2 \leq E_1$, $q_2 < q_1$, $i_2 \geq i_1$, $\beta_2 > \beta_1$, а новое положение борта соответствует линии $ABCD$ и позволяет сократить объемы вскрышных работ на величину ΔV . Причем образуется переходная зона BC высотой $h_{п1}$, представляющая выположенный участок борта с перегрузочным пунктом. Это обеспечивает простоту реализации схемы, однако значительно влияет на объемы сокращаемой вскрыши, и данное влияние возрастает с увеличением глубины перехода.

При формировании нерабочего борта по линии ECD такой переходной зоны нет. Здесь разработку карьера также ведут сначала комплексами большей мощности (по линии EC , обеспечивая угол откоса борта β_3), затем менее мощными (по линии CD). При этом возникает больший эффект от сокращения объемов вскрыши, но усложняется организация горных работ или возрастают эксплуатационные затраты, так как в данном случае перегрузочные пункты можно разместить на борту карьера только на поверхности либо в стесненных условиях внутри карьера (на горизонтальных участках транспортных съездов, возле вынимаемых экскаваторных блоков и др.).

Схема А позволяет оценить эффективность перехода на новые комплексы оборудования для доработки карьера при условии отсутствия разведанных запасов полезного ископаемого на глубине, превышающей $H_{к1}$. При их наличии актуальна **схема Б**, когда, дорабатывая карьер или его промежуточный этап до глубины $H_{к2}$, добывают полезное ископаемое ΔP (на глубине h_5) и получают

Схема А

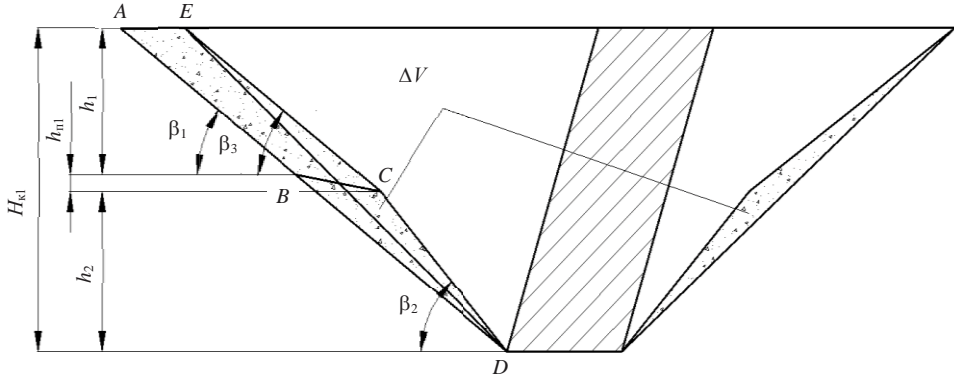


Схема Б

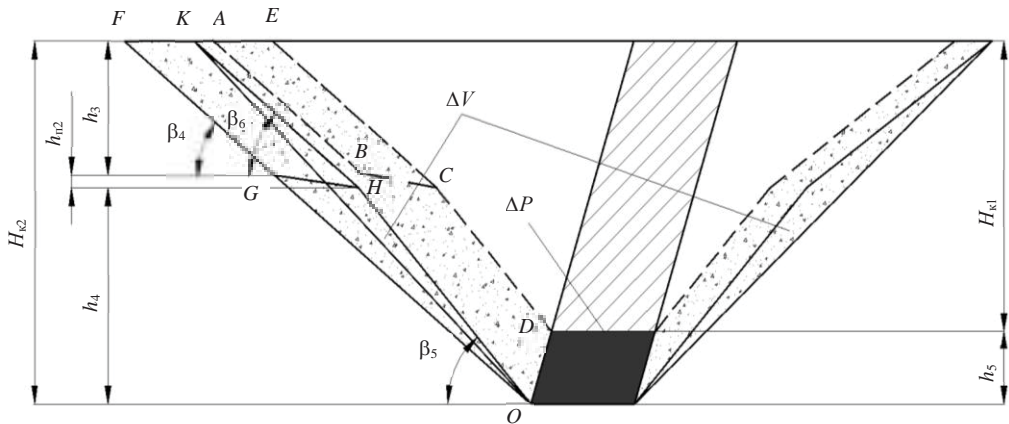


Рис. 1. Схемы перехода на новые комплексы горнотранспортного оборудования при доработке глубоких карьеров:

схема А – без изменения объемов добычи руды; **схема Б** – с увеличением объемов добычи руды

дополнительный доход. Положение нерабочего борта соответствует линии FO , когда борт формируют под углом β_4 комплексами оборудования с ранее принятыми или новыми параметрами, при этом не комбинируя их по мере увеличения глубины разработки, либо линиям $FGHO$ и KHO с общим участком HO , разрабатываемым под углом β_5 , и более пологими участками FG с углом β_4 и KH с углом β_6 (когда соответственно есть или отсутствует переходная зона GH высотой $h_{п2}$, а параметры оборудования имеют комбинации).

Таким образом, при разработке карьера по приведенным схемам справедливы условия:

$$T \approx T_o + T_d; \tag{2}$$

$$T_o \geq T_d; \tag{3}$$

$$T \approx T_{\text{опт. э1}}, \quad (4)$$

где T – общий срок разработки (до глубины $H_{к1}$ или $H_{к2}$), лет; T_0 – срок основной разработки (до глубины h_1 или h_3), лет; T_d – срок доработки (после достижения глубины h_1 или h_3), лет; $T_{\text{опт. э1}}$ – оптимальный срок эксплуатации наиболее мощного экскаватора, изначально ведущего основную разработку, лет.

Причем по **схеме А**:

$$P \approx \text{const}, \quad (5)$$

где P – объем добычи полезного ископаемого за общий срок разработки.

С учетом этого эффективность перехода на новые, менее мощные комплексы оборудования для доработки карьера по **схеме А** можно установить исходя из экономически целесообразного минимального уровня сокращения объемов вскрышных работ ΔV_{min} , %, определяемого по формуле:

$$\Delta V_{\text{min}} = \frac{\sum_{t=1}^{T_d} V_{д1} - \sum_{t=1}^{T_d} \frac{3_{д1} V_{д1}}{3_{д2}}}{\sum_{t=1}^{T_d} V_{д1}}, \quad (6)$$

где $V_{д1}$ – объем вскрыши при доработке карьера или его очереди наиболее мощным комплексом, ведущим основную разработку в t -м году, м³; $3_{д1}$ – удельные затраты при доработке карьера или его очереди, соответствующие наиболее мощному комплексу оборудования, ведущему основную разработку в t -м году, р./м³; $3_{д2}$ – удельные затраты при доработке карьера или его очереди, соответствующие вновь вводимому, наименее мощному комплексу оборудования в t -м году, р./м³.

В свою очередь:

$$3_{д1} = \frac{\sum_{t=1}^{T_d} (K_{1t} + C_{1t} - AO_{1t} - D_{1t}) \frac{1}{(1+E)^t}}{\sum_{t=1}^{T_d} V_{д1}}; \quad (7)$$

$$3_{д2} = \frac{\sum_{t=1}^{T_d} (K_{2t} + C_{2t} - AO_{2t} - D_{2t}) \frac{1}{(1+E)^t}}{\sum_{t=1}^{T_d} V_{д1}},$$

где E – норма дисконта; K_{1t} и K_{2t} – инвестиции в t -м году, р.; C_{1t} и C_{2t} – текущие эксплуатационные затраты на работу бурового, выемочно-погрузочного, транспортного и бульдозерного оборудования, р.; AO_{1t} и AO_{2t} – годовая сумма амортизационных отчислений, р.; D_{1t} и D_{2t} – остаточная стоимость оборудования, р., для вариантов доработки без применения новых комплексов оборудования меньшей мощности и с ними соответственно.

Стоит отметить, что показатель ΔV_{min} определяет равенство затрат на доработку карьера существующими и вновь вводимыми, менее мощными комплексами оборудования в абсолютном выражении.

Результаты численных исследований по формулам (1)–(7), справедливые для множества вариантов карьеров, горнотранспортного оборудования и расположения перегрузочных пунктов, сведены в табл. 2.

Приведенный интервал значений показателя ΔV_{\min} соответствует возможным сочетаниям комплексов оборудования на базе электрических экскаваторов производства ИЗ-Картэкс, УЗТМ, Caterpillar, P&H, гидравлических экскаваторов и погрузчиков производства Caterpillar, Komatsu, Hitachi, O&K; Dressta, Volvo.

Таблица 2

Минимальный уровень сокращения вскрыши для перехода на комплексы оборудования меньшей мощности при доработке карьеров

| Место расположения перегрузочного пункта | Экономически целесообразный минимальный уровень сокращения вскрыши (ΔV_{\min} , %) при сроке доработки карьера (T_d , лет) | | |
|--|--|-------|-------|
| | 3 | 4 | 5 |
| <i>Месторождения II класса по трудности разработки, $H_{к1} = 201-320$ м</i> | | | |
| Перегрузочный пункт на борту карьера | 40–65 | 35–60 | 33–58 |
| Перегрузочный пункт на глубине $1/3 H_{к1}$ | 32–60 | 28–58 | 27–50 |
| Перегрузочный пункт на глубине $2/3 H_{к1}$ | 22–56 | 20–50 | 19–43 |
| <i>Месторождения III класса по трудности разработки, $H_{к1} = 321-500$ м</i> | | | |
| Перегрузочный пункт на борту карьера | 44–68 | 41–61 | 37–59 |
| Перегрузочный пункт на глубине $1/3 H_{к1}$ | 36–63 | 33–55 | 29–51 |
| Перегрузочный пункт на глубине $2/3 H_{к1}$ | 32–58 | 29–50 | 22–44 |
| <i>Месторождения IV класса по трудности разработки, $H_{к1} = 501-700$ м</i> | | | |
| Перегрузочный пункт на борту карьера | 54–75 | 43–63 | 41–59 |
| Перегрузочный пункт на глубине $1/3 H_{к1}$ | 42–67 | 37–58 | 35–52 |
| Перегрузочный пункт на глубине $2/3 H_{к1}$ | 34–64 | 30–50 | 30–44 |
| <i>Месторождения V класса по трудности разработки, $H_{к1} > 700$ м</i> | | | |
| Перегрузочный пункт на борту карьера | 59–81 | 44–64 | 41–62 |
| Перегрузочный пункт на глубине $1/3 H_{к1}$ | 46–79 | 38–61 | 35–52 |
| Перегрузочный пункт на глубине $2/3 H_{к1}$ | 38–71 | 30–50 | 30–45 |

Согласно **схеме Б** рис. 1, объемы добычи руды непостоянны. В связи с этим оценку эффективности перехода на новые комплексы оборудования для доработки карьера следует осуществлять исходя из условия:

$$\sum_{t=1}^{T_d} (R_{2t} - R_{1t}) \frac{1}{(1+E)^t} \geq \sum_{t=1}^{T_d} (Z_{2t} - Z_{1t}) \frac{1}{(1+E)^t}, \quad (8)$$

где R_{2t} , R_{1t} и Z_{2t} , Z_{1t} – доходы и затраты в t -м году, р., для вариантов доработки с применением комплексов оборудования меньшей мощности и без них соответственно.

Возможен расчет по величине чистого дисконтированного дохода за общий срок разработки карьера:

$$\text{ЧДД} = \sum_{t=1}^T (R_t - Z_t) \frac{1}{(1+E)^t}, \quad (9)$$

где R_t – доходы в t -м году, р.; Z_t – затраты в t -м году, р.

Причем при выполнении сравнительных расчетов по формулам (8), (9) доходную часть от добычи запасов руды необходимо определять с учетом их ценности, а в затратную часть включать дополнительные затраты на переработку руды, общецеховые и прочие расходы.

Схема Б была принята к детальной оценке на примере карьера «Восточный» Олимпиадинского золоторудного месторождения. Обоснованные при этом варианты развития карьера с различной глубиной и параметрами горнотранспортного оборудования показаны на рис. 2.

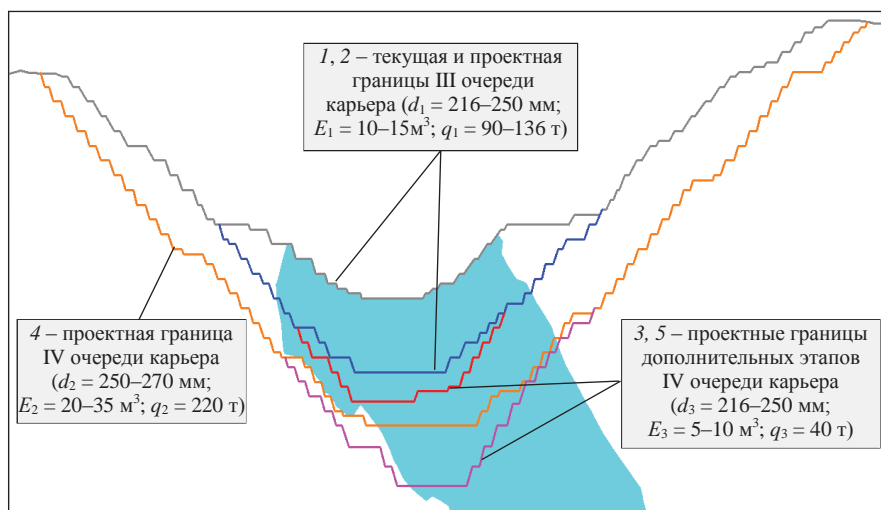


Рис. 2. Динамика параметров горнотранспортного оборудования и глубины карьера «Восточный»:

1 – 450 м; 2 – 600 м; 3 – 660 м; 4 – 710 м; 5 – 830 м; d_1, d_2, d_3 – диаметр долота бурового станка; E_1, E_2, E_3 – вместимость ковша экскаватора; q_1, q_2, q_3 – грузоподъемность автосамосвала

Показанные здесь границы разработки последующей IV очереди карьера определены исходя из параметров горнотранспортного оборудования и их влияния на высоту уступа, ширину рабочей площадки при расконсервации временно нерабочего борта, ширину и уклоны транспортных берм. При этом до глубины 600 м карьер разрабатывают имеющимися комплексами оборудования, до глубины 710 м – комплексами с увеличенными рабочими параметрами, а до глубины 660 м и 830 м дополнительно применяют экскаваторы и шарнирно-сочлененные автосамосвалы с уменьшенной вместимостью ковша и грузоподъемностью. Минимальная ширина таких автосамосвалов и возможность преодолевать крутые транспортные уклоны позволяют в рудной части дополнительно выделить два меньших горнотехнических этапа. В совокупности эти решения при соблюдении условия (8) позволяют сократить пиковые календарные объемы вскрышных работ на 5 млн м³/год, продлить срок открытой разработки месторождения на 2 года и увеличить ЧДД более чем на 10 %.

Результаты исследований и расчетов показывают, что при разработке месторождений глубокими карьерами относительная трудность разработки меняется в зависимости от пространственного положения карьера. Это предопределяет замену горнотранспортного оборудования и управление его параметрами в течение срока разработки. Предложенная методика позволяет оценивать и принимать соответствующие решения при доработке глубоких карьеров.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Комленович Д. Многокритериальный подход к выбору горного оборудования // Горное дело. 2017. № 2. С. 10–41.

2. Burt C. Equipment selection for surface mining: a review. University of Technology, Rio Tinto Technical Services, Perth Australia, 2013. 33 p.

3. Кузнецов Д. В. Обоснование технологических комплексов горнотранспортного оборудования для открытой разработки рудных месторождений в суровых климатических условиях: дис. ... канд. техн. наук. Красноярск, 2015. 150 с.

4. Ржевский В. В. Открытые горные работы. Ч. 2. Технология и комплексная механизация. М.: Libroком, 2010. 551 с.

5. Ржевский В. В. Горные науки. М.: Недра, 1985. 96 с.

6. Кузнецов Д. В., Косолапов А. И. Относительная оценка трудности открытой разработки месторождений в суровых климатических условиях // Известия вузов. Горный журнал. 2017. № 2. С. 17–24.

7. Васильев М. В. Транспорт глубоких карьеров. М.: Недра, 1983. 295 с.

8. Яковлев В. Л. Транспорт глубоких карьеров. Состояние, проблемы, перспективы // Горное дело. 2013. № 1. С. 11–18.

9. Лель Ю. И., Ильбульдин Д. Х. Обоснование глубины перехода на новые модели автосамосвалов при доработке глубоких карьеров // ГИАБ. 2009. № 6. С. 313–319.

10. Яковлев В. Л., Тарасов П. И., Журавлев А. Г. Новые специализированные виды транспорта для горных работ. Екатеринбург: УрО РАН, 2011. 375 с.

Поступила в редакцию 8 февраля 2018 года

ESTIMATION OF THE ADVISABILITY OF THE TRANSITION INTO NEW COMPLEXES OF MINING-AND-TRANSPORT EQUIPMENT UNDER DEEP OPEN PITS DEVELOPMENT

Kuznetsov D. V. – OOO Polus Proekt, Krasnoyarsk, the Russian Federation. E-mail: KuznetsovDV@mail.ru

Kosolapov A. I. – Siberian Federal University, Krasnoyarsk, the Russian Federation. E-mail: Kosolapov1953@mail.ru

Some peculiarities of modern state of mining deep ore open pits are considered. The paper introduces the classification of deposits according to the complexity of opencast mining depending on the characteristics of the developed rocks, mode of occurrence, and weather severity. The method is suggested of estimating the necessity for the transition into the new complexes of mining-and-transport equipment under the development of deep open pits, which make it possible to reduce the edge spread range. The schemes of such transition are introduced, which take into account the arrangement of pit loading points for the combination of equipment systems of various types and sizes and capacity, change in the scope of stripping, increase in the recoverable ore reserves and extension of a field production term. Estimating criteria are given and their optimal regions are determined. By the example of Vostochny, the largest gold ore field in Russia, mining-and-transport equipment parameters substantiation is given, together with the depth and boundaries of working.

Key words: relative complexity of opencast mining; parameters of mining-and-transport equipment; open pit depth; open pit edge; angle of repose; production term; stripping; ore.

REFERENCES

1. Komlenovich D. [Multi criteria approach to the selection of mining equipment]. *Gornoe Delo – Mining Engineering*, 2017, no. 2, pp. 10–41. (In Russ.)

2. Burt C. Equipment selection for surface mining: a review. University of Technology, Rio Tinto Technical Services, Perth Australia, 2013. 33 p.

3. Kuznetsov D. V. *Obosnovanie tekhnologicheskikh kompleksov gornotransportnogo oborudovaniia dlia otkrytoi razrabotki rudnykh mestorozhdenii v surovykh klimaticheskikh usloviyakh: dis. ... kand. tekhn. nauk* [Substantiation of technological complexes of mining-and-transport equipment for opencast mining of ore deposits in severe climate conditions. Cand. eng. sci. diss.]. Krasnoyarsk, 2015. 150 p.

4. Rzhetskii V. V. *Otkrytye gornye raboty. Ch. 2. Tekhnologiya i kompleksnaia mekhanizatsiya* [Opencast mining. Part 2. Technology and integrated mechanization]. Moscow, Librokom Publ., 2010. 551 p.

5. Rzhetskii V. V. *Gornye nauki* [Mining sciences]. Moscow, Nedra Publ., 1985. 96 p.

6. Kuznetsov D. V., Kosolapov A. I. [Relative estimation of opencast mining difficulty in severe weather conditions]. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal – News of the Higher Institutions. Mining Journal*, 2017, no. 2, pp. 17–24. (In Russ.)

7. Vasil'ev M. V. *Transport glubokikh kar'erov* [Transport of deep open pits]. Moscow, Nedra Publ., 1983. 295 p.

8. Iakovlev V. L. [Transport of deep open pits. State, problems, prospects]. *Gornoe Delo – Mining Engineering*, 2013, no. 1, pp. 11–18. (In Russ.)

9. Lel' Yu. I., Il'bul'din D. Kh. [Substantiation of the depth of transition into new models of dump trucks under the development of deep open pits]. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten' (nauchno-tekhnicheskii zhurnal) – Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*, 2009, no. 6, pp. 313–319. (In Russ.)

10. Iakovlev V. L., Tarasov P. I., Zhuravlev A. G. [New specialized types of transport for mining]. Ekaterinburg, UB RAS Publ., 2011. 375 p.

ОСОБЕННОСТИ ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКИ ВЕТРЕНСКОГО ЗОЛОТОРУДНОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

СОКОЛОВ И. В., СМИРНОВ А. А., АНТИПИН Ю. Г., БАРАНОВСКИЙ К. В.,
НИКИТИН И. В., РОЖКОВ А. А., СОЛОМЕИН Ю. М., ДЕДОВ О. Ю.

В результате пересмотра кондиций Ветренского золоторудного месторождения актуально вовлечение в эксплуатацию запасов нижних и отработанных ранее верхних этажей. С целью поддержания производственной мощности подземного рудника в объеме 200 тыс. т руды в год разработан комплекс технологических решений по вскрытию, подготовке и очистной выемке. На основании технико-экономического сравнения принят вариант вскрытия, предусматривающий строительство транспортного уклона из действующей штольни. Разработаны схемы доставки и транспортирования горной массы от забоя до поверхности с двухступенчатой системой рудоспусков. Установлен рациональный порядок отработки запасов нижней и верхней части месторождения и сконструированы варианты систем разработки для различных горно-геологических условий. Рассчитаны нормативные потери и разубоживание по системам разработки и в целом по руднику. Установлены составы комплексов самоходного оборудования, обеспечивающие годовой объем проходки горно-капитальных и подготовительно-нарезных выработок, добычи и транспортирования руды.

Ключевые слова: золоторудное месторождение; вскрытие; подготовка; система разработки; самоходное оборудование.

Эксплуатация Ветренского золоторудного месторождения, расположенного в пределах восточной окраины Верхнеколымского нагорья, с 2003 года ведется подземным способом. Климат района резко континентальный, характеризуется продолжительной суровой зимой и коротким летом. Месторождение залегает в зоне развития многолетней мерзлоты; приток подземных вод в горные выработки исключен.

Рудные тела имеют сложную форму и представлены серией сближенных кварцевых жил, линз, прожилков и жильных образований неправильной формы. Кварцево-жильные образования в рудных телах изменчивы по мощности и прерывисты по простиранию и падению.

Соколов Игорь Владимирович – доктор технических наук, заведующий лабораторией подземной геотехнологии. 620219, г. Екатеринбург, ул. Мамина-Сибиряка, 58, Институт горного дела УрО РАН. E-mail: geotech@igduran.ru

Смирнов Алексей Алексеевич – кандидат технических наук, старший научный сотрудник лаборатории подземной геотехнологии. 620219, г. Екатеринбург, ул. Мамина-Сибиряка, 58, Институт горного дела УрО РАН.

Антипин Юрий Георгиевич – кандидат технических наук, старший научный сотрудник лаборатории подземной геотехнологии. 620219, г. Екатеринбург, ул. Мамина-Сибиряка, 58, Институт горного дела УрО РАН.

Барановский Кирилл Васильевич – кандидат технических наук, старший научный сотрудник лаборатории подземной геотехнологии. 620219, г. Екатеринбург, ул. Мамина-Сибиряка, 58, Институт горного дела УрО РАН.

Никитин Игорь Владимирович – научный сотрудник лаборатории подземной геотехнологии. 620219, г. Екатеринбург, ул. Мамина-Сибиряка, 58, Институт горного дела УрО РАН.

Рожков Артем Андреевич – младший научный сотрудник лаборатории подземной геотехнологии. 620219, г. Екатеринбург, ул. Мамина-Сибиряка, 58, Институт горного дела УрО РАН. E-mail: 69artem@bk.ru

Соломеин Юрий Михайлович – младший научный сотрудник лаборатории подземной геотехнологии. 620219, г. Екатеринбург, ул. Мамина-Сибиряка, 58, Институт горного дела УрО РАН. E-mail: 69artem@bk.ru

Дедов Олег Юрьевич – координатор проекта. 685000, г. Магадан, ул. Пролетарская, 17, ОАО «Сусуманзолото».

Мощность рудных тел изменяется от 0,7 до 7,4 м, угол падения – от 31 до 80°. Вмещающие породы варьируют от малоустойчивых до устойчивых, руды крепкие – XIV–XV (по буримости).

Нагорный рельеф поверхности определил штольневой способ вскрытия месторождения. Через каждые 50 м по высоте пройдены штольни, разделяющие шахтное поле на 7 этажей. На промплощадке штольни № 4 расположена главная вентиляторная установка (ГВУ), работающая в нагнетательном режиме.

Основным концентрационным горизонтом является штольня № 11. Подземный транспорт руды до места разгрузки на площадке штольни осуществляется автосамосвалами PAUS UNI 50-2. На поверхности руда грузится погрузчиком Komatsu WA420 в автосамосвал БелАЗ-7548 и доставляется на рудный склад золотоизвлекательной фабрики (ЗИФ).

Основными системами разработки являются этажно-камерная система (подэтажные штреки) и подэтажное обрушение с применением самоходного оборудования – буровых установок Simba и ПДМ ST-2DR. При отработке маломощных (до 3,0 м) рудных тел крутого падения применяется система разработки с магазинированием руды.

В настоящее время горные работы ведутся на горизонтах 840–655 м, которые соединены между собой наклонными съездами, вентиляционно-ходовыми восстающими и рудоспусками.

Применяемые на руднике системы разработки и комплексы геотехники соответствуют горно-геологическим условиям месторождения и позволяют достаточно эффективно его обрабатывать.

В 2010 году для месторождения были изменены постоянные разведочные кондиции со снижением в 2,5 раза минимального среднего содержания золота в подсчетном блоке, в результате чего запасы ряда рудных тел переведены из забалансовых в балансовые. При этом около половины запасов рудника оказалось расположено в верхней, ранее отработанной части месторождения (выше гор. 803 м), а остальные – в нижней части, в том числе ниже рабочего горизонта 665 м.

Исходя из необходимости вовлечения в эксплуатацию новых участков месторождения [1, 2] определена производственная мощность рудника по горным возможностям – 200 тыс. т руды в год (*Нормы технологического проектирования рудников цветной металлургии с подземным способом разработки. ВНТП 37-86, Минцветмет СССР. М., 1986 г. Нормы технологического проектирования горнодобывающих предприятий металлургии с подземным способом разработки. ВНТП 13-2-93, Комитет РФ по металлургии. СПб, 1993 г.*) Рудник располагает кадровым потенциалом и технологическим оборудованием, необходимым для обеспечения данной годовой добычи. Однако значительная разбросанность рудных тел (геологических блоков), большое количество добычных блоков с небольшими запасами руды, а также изменение схемы транспортирования и проветривания рудника обусловили необходимость модернизации существующей схемы вскрытия.

Другой особенностью разработки месторождения является большой объем горнопроходческих работ (ГПР), особенно с учетом выработок эксплуатационной разведки, а также высокий уровень разубоживания руды при добыче, обусловленный сложной морфологией рудных тел, их небольшой мощностью, неопределенностью и извилистостью контактов золотосодержащих жил. Так, проектная величина разубоживания составляет 28 %, а фактическая – 48 %.

По степени вскрытия и подготовленности запасов к очистной выемке и порядку их отработки месторождение разделено на две части: верхняя (выше гор. 803 м) и нижняя (ниже гор. 803 м).

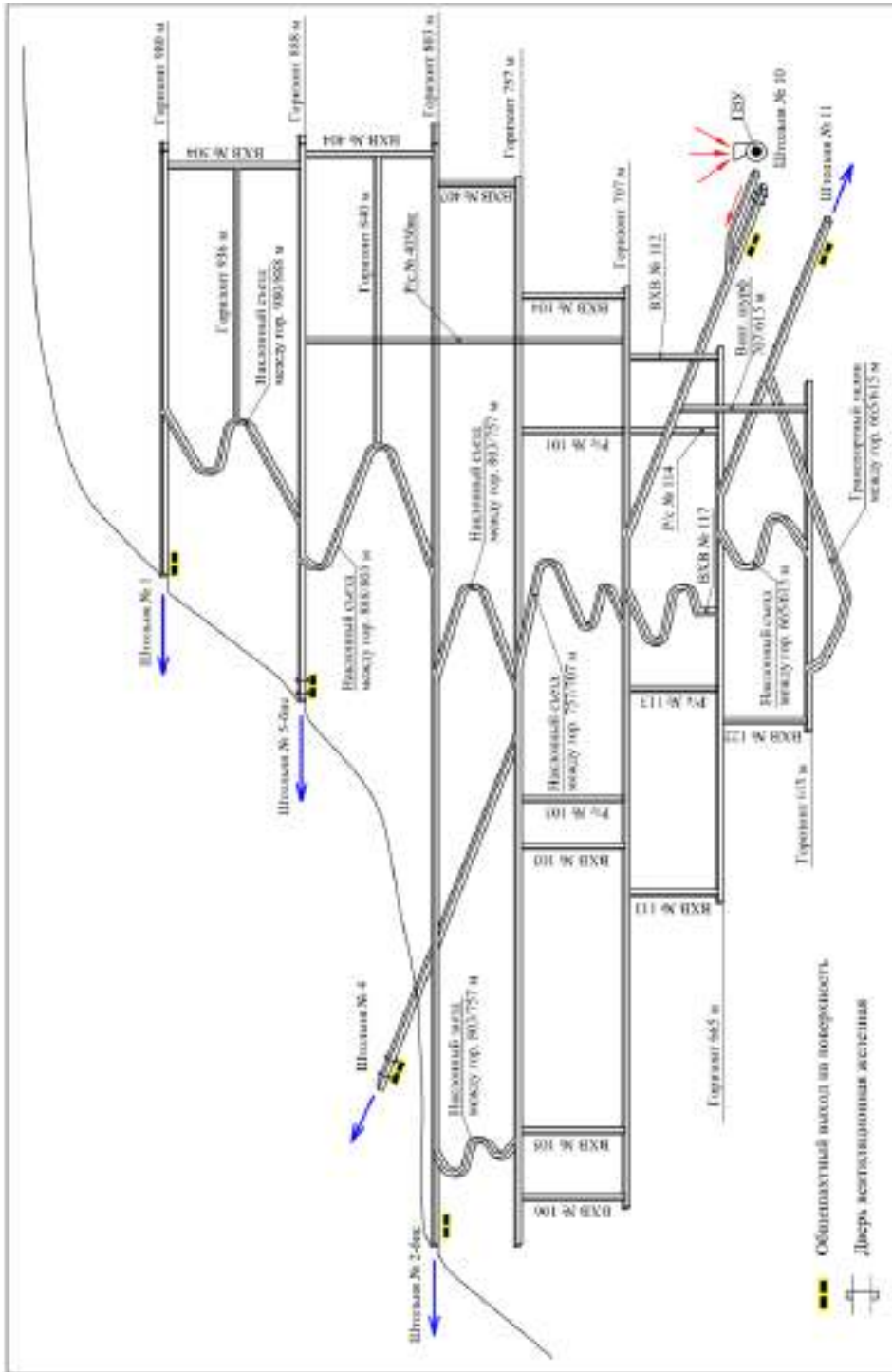


Рис. 1. Принципиальная схема вскрытия Ветренского рудника

При модернизации схемы вскрытия рудника решались следующие основные задачи: обеспечение безопасной доработки запасов верхней и нижней частей; минимизация затрат на вскрытие запасов ниже гор. 665 м [3]; рационализация схемы транспорта руды и породы; обеспечение оптимальной схемы проветривания рудника.

Рассмотрены три варианта вентиляции рудника: всасывающая схема с установкой вентилятора главного проветривания (ГВУ) на устье штольни № 4 (вместо существующей ГВУ); нагнетательная схема с ГВУ на устье штольни № 11; нагнетательная схема с ГВУ на устье штольни № 10. Существенное значение при выборе способа и схемы проветривания имела возможность создания значительной депрессии для преодоления естественной тяги (снизу вверх) в летний период, обеспечивающей нормальную вентиляцию нижележащих и вышележащих горизонтов, а также наличие необходимых площадей на промплощадках штолен для размещения ГВУ. Оптимальным признан вариант с ГВУ на устье штольни № 10.

Таблица 1

Объем и сроки ГКР по вариантам вскрытия

| Показатель | 1 | 2 | 3 |
|--------------------------------|------|------|-------|
| Длина выработок, м | 290 | 380 | 1010 |
| Объем проходки, м ³ | 3540 | 4640 | 11550 |
| Срок строительства, лет | 0,4 | 0,5 | 1,5 |

Для вскрытия гор. 615 м рассмотрены и оценены по объемам и срокам горнокапитальных работ (ГКР) следующие варианты (табл. 1):

1. Строительство наклонного съезда с гор. 655 м на гор. 615 м (продолжение существующего съезда 665/655 м).
2. Строительство транспортного уклона из штольни № 11 на гор. 615 м.
3. Строительство новой штольни № 12 для транспортирования всей добытой руды на ЗИФ.

Сравнение показало, что вариант 2 при сопоставимых объемах и сроках проходки имеет некоторые преимущества перед вариантом 1: затраты на проведение транспортного уклона оправдываются сокращением длины транспортирования горной массы с гор. 640 м и 615 м, в том числе от геологоразведочных работ по подтверждению прогнозных запасов на нижележащих горизонтах. Вариант 3 позволяет исключить поверхностный транспорт руды до ЗИФ и, несмотря на значительно больший объем ГКР, может оказаться экономически выгодным. Однако время строительства штольни № 12, включая подготовку рабочей площадки у ее устья и устройство портала, составляет около двух лет, что неприемлемо по условию поддержания производительности рудника. Таким образом, для вскрытия запасов ниже гор. 665 м принят вариант 2, предусматривающий строительство транспортного уклона из штольни № 11 на гор. 615 м, по которому на поверхность будет выдаваться основной объем горной массы этажа 665/615 м.

Разработана комбинированная система транспортирования руды, включающая ступенчатый перепуск добытой выше гор. 803 м руды на доставочный штрек гор. 707 м и далее – на концентрационный горизонт 665 м, а также подъем руды с гор. 615 м по транспортному уклону на гор. 665 м и транспорт по штольне № 11 на поверхность.

Разработанная схема вскрытия рудника максимально использует существующие выработки, позволяет осуществить своевременный доступ ко всем запасам месторождения, эффективный транспорт и проветривание, обеспечивает безопасность ведения горных работ (рис. 1).

Объем ГКР в целом по руднику составил: всего – 33 067 м³, в том числе ниже гор. 803 м – 20 873 м³ и выше гор. 803 м – 12 194 м³; объем горизонтальных выработок – 29 162 м³, вертикальных – 3905 м³.

Объем подготовительно-нарезных работ (ПНР) по подготовке и нарезке блоков к очистной выемке в целом по руднику составил 42 678 м³, в том числе ниже гор. 803 м – 19 131 м³ и выше гор. 803 м – 23 547 м³; объем горизонтальных ПНВ – 41 086 м³ и вертикальных – 1592 м³; объем ПНР по породе составляет 30 685 м³ и по руде – 11 993 м³.

Запасы месторождения ниже гор. 803 м в основном вскрыты и в значительной части подготовлены. Определенная сложность проходки вскрывающих выработок выше гор. 803 м заключается в том, что их можно проходить только последовательно одним забоем снизу вверх. Необходимо пройти более 1 км наклонных съездов и штреков в интервале горизонтов 840–980 м. При скорости проходки 100 м/мес, срок вскрытия верхней части месторождения составит около года. Следовательно, необходимо сначала отрабатывать запасы ниже гор. 803 м (при параллельном вскрытии запасов выше гор. 803 м), а затем – выше гор. 803 м. При этом принятый порядок отработки, во-первых, исключает подработку вышележащих запасов, во-вторых, обеспечивает необходимый объем добычи руды, в-третьих, позволяет после выемки запасов этажа погасить соответствующие горные выработки и упростить схему вентиляции рудника.

Таблица 2

Область применения и доля применяемых систем разработки, средневзвешенные мощность и угол падения рудных тел

| Показатель | $m \geq 3 \text{ м}$ | | $m < 3 \text{ м}$ | |
|----------------------------|---------------------------------|---------------------------------|---------------------------------|---------------------------------|
| | $\alpha \geq 45^\circ$ | $\alpha \geq 45^\circ$ | $\alpha \geq 45^\circ$ | $\alpha < 45^\circ$ |
| | ПШ | ПО | СМ | ПО(2) |
| Мощность, м | $m_{\text{ср}} = 4,1$ | $m_{\text{ср}} = 4,3$ | $m_{\text{ср}} = 1,8$ | $m_{\text{ср}} = 1,9$ |
| Угол падения, град | $\alpha_{\text{ср}} = 68^\circ$ | $\alpha_{\text{ср}} = 51^\circ$ | $\alpha_{\text{ср}} = 63^\circ$ | $\alpha_{\text{ср}} = 43^\circ$ |
| Доля системы разработки, % | 39,6 | 27,7 | 2 | 30,7 |

На основании анализа горно-геологических (физико-механические свойства руд и вмещающих пород, угол падения и мощность рудных тел) [4] и горнотехнических [5] (высота этажа, схема вскрытия, схема транспортирования) условий, с учетом опыта Ветренского рудника для отработки рудных тел приняты следующие системы разработки:

- система подэтажных штреков (ПШ);
- система подэтажного обрушения (ПО);
- система с магазинированием руды (СМ).

Учитывая широкую вариацию значений величин горно-геологических факторов, для принятых систем разработки определены области применения по мощности (m) и углу падения (α) рудных тел, определены их средневзвешенные параметры $m_{\text{ср}}$ и $\alpha_{\text{ср}}$, установлена доля применения систем разработки относительно балансовых запасов месторождения (табл. 2).

Система ПШ применяется для отработки рудных тел средней мощности (более 3 м) с углом падения $\alpha \geq 45^\circ$ при устойчивых рудах и вмещающих породах. В соответствии с геомеханическим обоснованием и опытом Ветренского рудника устойчивая площадь обнажения висячего бока составляет 1500–2000 м². Система ПШ применяется в двух вариантах: для отработки локальных рудных тел без образования междуэтажных (МЭЦ) и междукамерных целиков (МКЦ); для отработки значительных по размерам рудных тел – с МЭЦ и МКЦ.

Высота подэтажа в большинстве случаев равна 10,0–12,5 м. Подэтажи связаны между собой наклонными съездами, действующими или запроектированными. Отбойку ведут секциями по два-четыре веера на открытое очистное пространство и с опережением верхних подэтажей по отношению к нижним. Это позволяет производить торцевой выпуск руды на подэтажах, но основная часть руды выпускается через траншейное днище из погрузочных заездов с помощью ПДМ. После выемки запасов камеры необходимо произвести погашение образовавшейся пустоты путем подрыва вмещающих пород, предпочтительно висячего бока.

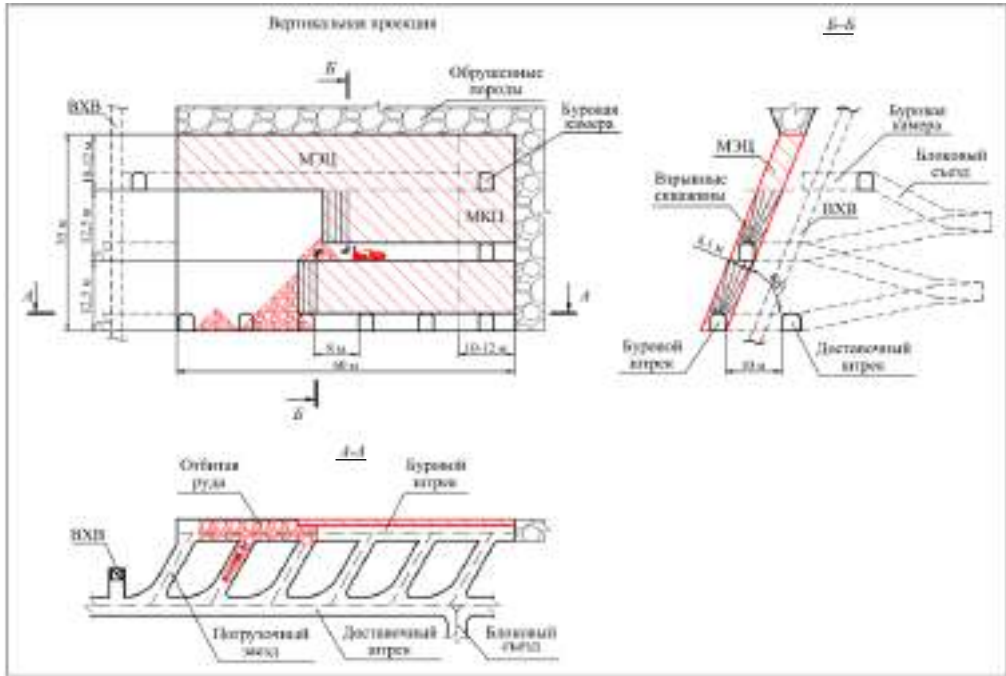


Рис. 2. Система разработки подэтажными штреками рудного тела, граничащего с ранее отработанными запасами (обрушенными породами)

При значительной высоте рудных тел (более высоты этажа 40–50 м) необходимо разделение их на добычные блоки (камеры) по высоте (рис. 2). Оставление МЭЦ необходимо и в том случае, если рудное тело находится под ранее отработанными запасами (обрушенными породами). Над нижележащей камерой оформляется МЭЦ толщиной 10–12 м. После выемки основных запасов камеры производится обрушение МЭЦ. При большой длине рудных тел по простиранию, когда площадь обнажения висячего бока превышает предельно допустимую, необходимо образование МКЦ толщиной 10–12 м. Также МКЦ формируется на границе с ранее отработанными запасами (обрушенными породами) [6].

Система ПО применяется при неустойчивых вмещающих породах, а также при выемке рудных тел с углом падения $\alpha \geq 45^\circ$ (рис. 3). Во всех случаях используется вариант с послышной отбойкой и торцевым выпуском руды ПДМ. Технология очистной выемки заключается в отбойке руды вертикальными слоями с помощью вееров скважин диаметром 65 мм на зажатую среду и последующем выпуске отбитого слоя руды через торец буродоставочного штрека с помощью ПДМ.

При отработке слепых рудных тел на верхнем подэтаже необходимо производить подрыв налегающих пород в объеме, обеспечивающем полное заполнение

пустот после выпуска отбитой руды. Подрыв пород осуществляется за счет перебура скважин за контур рудного тела.

В случае отработки наклонных рудных тел, когда угол падения не позволяет обеспечить выпуск руды слоя ($\alpha < 45^\circ$), применяется вариант системы с уменьшенной до 5–6 м высотой подэтажа (вариант ПО(2)) [7]. Буродоставочный штрек при этом смещается в сторону лежачего бока, производится подрезка последнего до $65\text{--}70^\circ$, а также подрыв пород висячего бока на каждом подэтаже.

Система с магазинированием руды применяется для отработки тонких и маломощных ($m < 3\text{ м}$) крутопадающих ($\alpha \geq 45^\circ$) рудных тел при устойчивых рудах и вмещающих породах [8, 9].

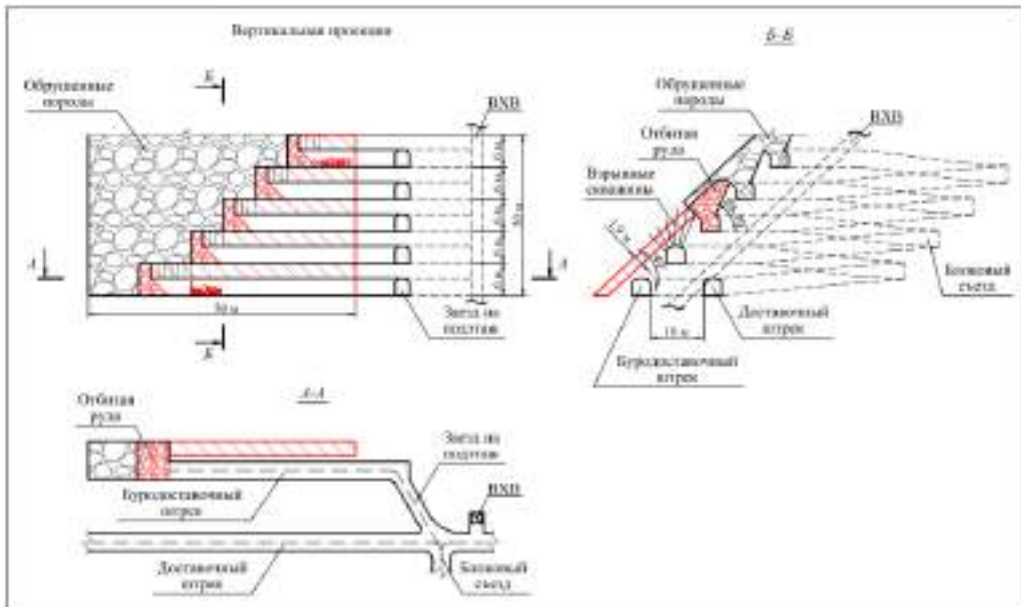


Рис. 3. Система подэтажного обрушения

По мере отбойки (шпуровой) запасов блока нижняя часть ВХВ погашается, доступ людей в очистное пространство осуществляется с вышележащего горизонта. Это позволяет отказаться от оставления целиков около ВХВ. Оставление других целиков при СМ не предусматривается из-за ограниченных размеров рудных тел. Образовавшаяся после выемки запасов блока пустота должна быть погашена путем обрушения вмещающих пород или заполнением пустыми породами. Доля применения СМ – не более 2 %.

Сравнение применяемых систем разработки показывает, что наиболее эффективной является система ПШ, которая обеспечивает достаточно высокую производительность при наилучших показателях извлечения руды. Система ПО при высокой производительности отличается повышенным уровнем потерь и разубоживания [10]. Разработанная схема подготовки добычных блоков позволяет в случае снижения устойчивости обнажений вмещающих пород оперативно, без лишних затрат перейти от системы ПШ к ПО [11].

При всех вариантах принятых систем разработки предусматривается применение единого комплекса самоходных машин для выпуска, доставки и транспортирования руды и породы [12].

Нормативные потери и разубоживание по применяемым системам разработки и в целом по руднику с учетом потерь при перегрузке руды на поверхности и транспортировке ее на ЗИФ, приведены в табл. 3.

Увеличение доли применения системы ПШ для выемки рудных тел позволяет существенно снизить разубоживание (на 12 %).

Исходя из пространственного положения рудных тел, ступенчатой схемы транспортирования и годового объема выдаваемой горной массы, для разных участков рудника разработаны семь схем доставки и транспортирования руды и породы из забоя на поверхность. На рис. 4 приведена принципиальная схема транспортирования горной массы подземного рудника.

Сменная производительность ПДМ на проходке и очистной выемке определена исходя из расстояния доставки: от забоя до перегрузочной камеры (ПК) – 100 м; от забоя до рудоспуска – 150–200 м; от рудоспуска до рудоспуска – 100 м (*Единые нормы выработки и времени на подземные очистные, горнопроходческие и нарезные горные работы (ЕНВиВ. Часть I. НИИ труда М.: 1984)*).

Сменная и годовая производительность подземного автосамосвала PAUS UNI 50-2 определена по методике [13] исходя из расстояния транспортирования и способа погрузки: от ПК до рудоспуска – 300–450 м; от ПК (с погрузкой ПДМ) на поверхность – 750 и 950 м; от рудоспуска (с погрузкой из люков) на поверхность – 850 и 950 м (*Общесоюзные нормы технологического проектирования подземного транспорта горнодобывающих предприятий (ОНТП 1-86. Минуглепром СССР. М., 1986)*).

Установлено необходимое суммарное количество рабочих единиц для обеспечения добычи объемом 200 тыс. т руды в год: пять ПДМ типа ST-2D грузоподъемностью 4 т с емкостью ковша 1,9 м³ и три автосамосвала типа PAUS UNI 50-2 грузоподъемностью 10 т с емкостью кузова 6 м³.

Принятое количество рабочих единиц обеспечивает достаточный резерв по времени для выполнения технологических процессов на погрузке и доставке горной массы – 17 % и транспортировании горной массы – 37 %.

Основные технические показатели по Ветренскому руднику

| | |
|---|------------------------------|
| Потери руды | 11,96 % |
| Разубоживание | 35,64 % |
| Годовая производительность рудника | 200 тыс. т |
| Месячная производительность рудника | 16 667 т |
| Объем ГКР для отработки запасов | 33,067 тыс. м ³ |
| Доля применения системы разработки: | |
| ПШ | 39,6 % |
| ПО | 58,4 % |
| СМ | 2,0 % |
| Объем подготовительно-нарезных работ: | |
| всего | 42 678 м ³ |
| на 1000 т сырой руды | 121,4 м ³ /1000 т |

Таким образом, комплексный подход к освоению запасов Ветренского рудника, включающий модернизацию существующей схемы вскрытия, выбор оптимального способа и схемы проветривания, обоснование систем разработки для различных горно-геологических условий, разработку комбинированной схемы транспортирования горной массы с двухступенчатой системой рудоспусков, определение рационального порядка отработки рудных тел и обоснование комплекса самоходных машин обеспечивает:

– своевременный и эффективный доступ ко всем обрабатываемым запасам месторождения, оптимальное проветривание горных работ, безопасную отработку запасов верхней и нижней частей месторождения, рациональный транспорт руды и породы из проходческих и очистных забоев на поверхность;

– достаточно высокие показатели производительности добычи руды и ее качества за счет дифференцированного применения систем разработки в разных условиях и увеличения доли системы подэтажных штреков;

Таблица 3

Нормативные потери и разубоживание

| Система разработки | Потери, % | Разубоживание, % |
|--|-----------|------------------|
| ПШ | 6,81 | 13,43 |
| ПО | 11,78 | 42,13 |
| ПО(2) | 15,75 | 48,41 |
| СМ | 9,95 | 32,69 |
| Итого | 10,96 | 35,25 |
| Потери при транспортировке на ЗИФ и перегрузке | 1,00 | – |
| <i>Всего</i> | 11,96 | 35,64 |

– надежность транспортной системы рудника за счет соответствия горнотехническим условиям и достаточного резерва времени на выполнение технологических процессов на доставке и транспортировании горной массы – 17 % и 37 % соответственно;

– поддержание производственной мощности подземного рудника и ЗИФ за счет одновременной отработки запасов верхней и нижней части месторождения независимо друг от друга.

Работа выполнена при поддержке Комплексной программы фундаментальных исследований УрО РАН № 18-5-5-10.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Трубецкой К. Н., Галченко Ю. П., Сабянин Г. В. Методология построения инновационных технологий освоения жильных месторождений // ФТПРПИ. 2011. № 4. С. 86–94.
2. Каплунов Д. Р., Рыльникова М. В., Радченко Д. Н. Расширение сырьевой базы горнорудных предприятий на основе комплексного использования минеральных ресурсов месторождений // Горный журнал. 2013. № 2. С. 86–90.
3. Никитин И. В. Вскрытие и технология отработки крутопадающего жильного месторождения в условиях гористой местности // Проблемы недропользования. 2014. № 1. С. 108–113.
4. Павлов А. М. Обоснование параметров подземной геотехнологии жильных золоторудных месторождений на основе выявления и использования свойств фрактальности геологической среды // ГИАБ. 2011. № 4. С. 106–112.
5. Готов В. В. Технология разработки мелких жильных месторождений с изменчивой мощностью // ГИАБ. 2007. Т. 1. № 12. С. 70–74.
6. Павлов А. М., Сосновская Е. Л. Обоснование параметров геотехнологий выемки целиков крутопадающих жильных месторождений // Известия вузов. Горный журнал. 2013. № 3. С. 15–19.
7. Соколов И. В., Антипин Ю. Г., Никитин И. В., Барановский К. В., Рожков А. А. Изыскание подземной геотехнологии при переходе к освоению глубокозалегающих запасов наклонного медноколчеданного месторождения // Известия Уральского государственного горного университета. 2016. № 2. С. 47–53.
8. Технология разработки золоторудных месторождений / В. П. Неганов [и др.]. М.: Недра, 1995. 336 с.
9. Необутов Г. П., Петров Д. Н., Никулин Е. В. Оценка изменения тенденций развития технологий разработки жильных месторождений криолитозоны // ГИАБ. 2009. Т. 4. № 12. С. 14–22.
10. Соколов И. В., Смирнов А. А., Антипин Ю. Г., Соколов Р. И. Влияние показателей извлечения на эффективность технологии подземной разработки рудных месторождений // Известия вузов. Горный журнал. 2012. № 3. С. 4–11.
11. Яковлев В. Л., Соколов И. В., Саканцев Г. Г., Кравчук И. Л. Исследование переходных процессов при комбинированной разработке рудных месторождений // Горный журнал. 2017. № 7. С. 46–50.
12. Волков Ю. В., Соколов И. В. Выбор комплексов самоходного технологического оборудования // Известия вузов. Горный журнал. 2005. № 2. С. 3–6.

13. Подземный транспорт шахт и рудников: справочник / под ред. Г. Я. Пейсаховича, И. П. Ремизова. М.: Недра, 1985. 565 с.

Поступила в редакцию 6 февраля 2018 года

PECULIARITIES OF UNDERGROUND MINING OF VETRENSKY GOLD MINE

Sokolov I. V., Smirnov A. A., Antipin Iu. G., Baranovskii K. V., Nikitin I. V., Rozhkov A. A., Solomein Iu. M. – The Institute of Mining, the Ural Branch of RAS, Ekaterinburg, the Russian Federation. E-mail: geotech@igduran.ru

Dedov O. Iu. – OOO SYSMANZOLOTO, Magadan, the Russian Federation.

As the result of Vetrensky gold mine standards review it is relevant to include the reserves of lower and previously mined floors in production. In order to maintain the production capacity of an underground mine in the level of 200 000 t of ore per year, the complex of technological decisions on stripping, development and stoping have been worked out. Based on the technical-economical comparison, the variant of stripping has been accepted, which includes the construction of transport inclination out of functioning mine gallery. The schemes of rock mass delivery and transportation from the mine face to the surface with a two-stage system of ore passes have been worked out. Efficient order of developing the reserves of lower and upper parts of the deposit is determined, and the development system variants are designed for various mining and geological conditions. Normative losses and dilution are calculated for the systems of development and for a mine as a whole. The structures of the complexes of self-propelled equipment are determined, which provide annual tunneling capacity of permanent workings and development face headings, ore production and transportation.

Key words: gold field; stripping; development; systems of development; self-propelled equipment.

REFERENCES

1. Trubetskoi K. N., Galchenko Iu. P., Sabianin G. V. [Methodology of constructing innovative technologies of vein deposits exploitation]. *Fiziko-tekhnicheskie problemy razrabotki poleznykh iskopaemykh – Journal of Mining Science*, 2011, no. 4, pp. 86–94. (In Russ.)
2. Kaplunov D. R., Ryl'nikova M. V., Radchenko D. N. [Expansion of the raw material base of mining enterprises based on the integrated use of deposits mineral resources]. *Gornyi zhurnal – Mining Journal*, 2013, no. 2, pp. 86–90. (In Russ.)
3. Nikitin I. V. [Stripping and the technology of mining steeply-pitching deposits in conditions of mountainous terrain]. *Problemy nedropol'zovaniia – The Problems of Subsoil Use*, 2014, no. 1, pp. 108–113. (In Russ.)
4. Pavlov A. M. [Substantiation of parameters of underground technology of vein gold fields based on the determination and use of fractal geological environment properties]. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten' (nauchno-tekhnicheskii zhurnal) – Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*, 2011, no. 4, pp. 106–112. (In Russ.)
5. Glotov V. V. [Technology of mining small vein deposits with changeable thickness]. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten' (nauchno-tekhnicheskii zhurnal) – Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*, 2007, vol. 1, no. 12, pp. 70–74. (In Russ.)
6. Pavlov A. M., Sosnovskaia E. L. [Justification of parameters geotechnological development of steeply dipping vein deposits]. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal – News of the Higher Institutions. Mining Journal*, 2013, no. 3, pp. 15–19. (In Russ.)
7. Sokolov I. V., Antipin Iu. G., Nikitin I. V., Baranovskii K. V., Rozhkov A. A. [Investigation of underground geotechnology when transferring to the exploitation of deep reserves of a steeply-pitching copper sulphide deposit]. *Izvestiya Ural'skogo gosudarstvennogo gornogo universiteta – News of the Ural State Mining University*, 2016, no. 2, pp. 47–53. (In Russ.)
8. Neganov V. P., and others. *Tekhnologiya razrabotki zolotorudnykh mestorozhdenii* [Technology of mining gold fields]. Moscow, Nedra Publ., 1995. 336 p.
9. Neobutov G. P., Petrov D. N., Nikulin E. V. [Change assessment of cryolithic zone vein deposits development trends]. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten' (nauchno-tekhnicheskii zhurnal) – Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*, 2009, vol. 4, no. 12, pp. 14–22. (In Russ.)
10. Sokolov I. V., Smirnov A. A., Antipin Yu. G., Sokolov R. I. [The influence of extraction parameters on the efficiency of the technology of underground mining of ore deposits]. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal – News of the Higher Institutions. Mining Journal*, 2012, no. 3, pp. 4–11. (In Russ.)
11. Iakovlev V. L., Sokolov I. V., Sakantsev G. G., Kravchuk I. L. [Investigation of transition processes at ore deposits integrated mining]. *Gornyi zhurnal – Mining Journal*, 2017, no. 7, pp. 46–50. (In Russ.)
12. Volkov Iu. V., Sokolov I. V. [Selection of the complexes of self-propelled technological equipment]. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal – News of the Higher Institutions. Mining Journal*, 2005, no. 2, pp. 3–6. (In Russ.)
13. *Podzemnyi transport shakht i rudnikov: spravochnik / pod red. G. Ia. Peisakhovicha, I. P. Remizova* [Reference book “Underground transport of shafts and mines”. Edited by Peisakhovich G. Ia., Remizov I. P.]. Moscow, Nedra Publ., 1985. 565 p.

НАДЕЖНЫЕ МЕТОДЫ ОРГАНИЗАЦИИ ГОРНЫХ РАБОТ ДЛЯ ПОЛУЧЕНИЯ КОНЦЕНТРАТОВ ОСОБО ЧИСТОГО КВАРЦА

ПОЛЕНОВ Ю. А., ОГОРОДНИКОВ В. Н., САВИЧЕВ А. Н.

Минерально-сырьевая база кварца России, используемого в высокотехнологичных производствах, традиционно объединяет месторождения пьезооптического кварца, горного хрусталя, гранулированного, прозрачного и молочно-белого жильного кварца. Востребованность и обеспеченность различными видами кварцевого сырья неоднозначна. Требованиям особо чистого кварца среди кварцево-жильных образований Кыштымского кварценосного района в большей степени отвечают гранулированный кварц кыштымского типа, метасоматический кварц егустинского и уфалейского типов, бесцветный стекловидный кварц щербакского типа. В связи с отсутствием в природе кварцевых объектов, полностью однородных по зернистости, текстурно-структурным особенностям и наличию минеральных примесей, на первый план выходит проблема организации селективной отработки разных минерало-технологических типов кварца из одного рудного тела, что в промышленных масштабах для кварцевого сырья не производится из-за нерентабельности, а также отсутствия линий глубокого обогащения с использованием новейших способов с целью выделения из неоднородного кварцевого сырья концентратов особо чистого кварца.

Ключевые слова: жильный кварц; особо чистый кварц; гранулированный кварц; селективная отработка жил; глубокое обогащение; Кыштымский кварценосный район.

Природное кварцевое сырье, а именно получаемые из него особо чистые кварцевые концентраты находят широкое применение в различных отраслях промышленности высоких технологий – радиоэлектронной, полупроводниковой, электро- и светотехнической, оптической, авиационной, космической и др. Россия относится к крайне ограниченному числу стран, которые не только широко используют в промышленности кварцевое сырье, но и имеют собственную сырьевую базу. Минерально-сырьевая база кварца России, применяемого в высокотехнологичных производствах, традиционно объединяет месторождения пьезооптического кварца, горного хрусталя, гранулированного, прозрачного и молочно-белого жильного кварца. Востребованность и обеспеченность разными видами кварцевого сырья неоднозначна [1].

Созданная в 1970-х гг. сырьевая база для плавки, основу которой составили Уральские месторождения гранулированного и прозрачного жильного кварца, полностью удовлетворяла потребности промышленности того периода как в количественном, так и в качественном отношении.

Поленов Юрий Алексеевич – доктор геолого-минералогических наук, доцент, профессор кафедры геологии. 620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30, Уральский государственный горный университет. E-mail: polenov_yu@mail.ru

Огородников Виталий Николаевич – доктор геолого-минералогических наук, доцент, заведующий кафедрой геологии. 620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30, Уральский государственный горный университет. E-mail: igg@ursmu.ru

Савичев Александр Николаевич – кандидат геолого-минералогических наук, старший научный сотрудник. 620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30, Уральский государственный горный университет.

Анализ использования кварцевого сырья в СССР во второй половине XX-го столетия убеждает в том, что стабильное обеспечение различного профиля государственных предприятий кварцевым сырьем осуществлялось путем одновременной разработки во многих регионах страны большого числа месторождений и отдельных кварцевых объектов, имеющих стабильные параметры. Предприятия требовали поставки продукции с объектов с запасами, обеспечивающими производство на многие годы. Исходя из качества поставляемого сырья, промышленные предприятия разрабатывали свои технологии использования получаемого кварцевого материала, что обеспечивало им выпуск продукции, соответствующей ГОСТам. В связи с подобной ситуацией экспедиции 6-го ГУ Мингео СССР (в дальнейшем – ВПО «Союзкварцсамоцветы») отрабатывали десятки кварцевых объектов одновременно. Только крупнейшие в этой системе ПО «Уралкварцсамоцветы» и ПО «Казкварцсамоцветы» с 1965 до 1992 г. вели добычу жильного кварца на Ларинском, Маукском, Кыштымском, Кузнечихинском, Вязовском, Агордяшском, Светлореченском, Новотроицком, Караяновском, Пугачевском, Актасском, Мулалинском месторождениях жильного кварца, в полной мере обеспечивая потребность промышленности страны в кварцевом сырье [2].

С распадом СССР централизованное проведение геологоразведочных и добычных работ на кварцевое сырье в нашей стране прекратилось. А с переходом предприятий на рыночные формы хозяйствования при полном прекращении государственного финансирования произошло резкое сокращение, вплоть до полного прекращения, добычи большинства видов кварцевого сырья. Действующие промышленные предприятия, работающие с кварцевым сырьем, оказались в сложной ситуации. С одной стороны, резко сократился ассортимент кварцевого сырья, с другой стороны, недоработаны современные отечественные промышленные технологии обогащения кварца.

Основная проблема заключается в отсутствии в природе особо чистого кварца. Исследования авторов, базирующиеся на длительных полевых и лабораторных работах по изучению генотипов кварца в пределах Уфалейского метаморфического комплекса, подтвердили наличие нескольких разновидностей кварца, имеющих различие в текстурно-структурных особенностях (таблица). Авторами выделены следующие типы жильного кварца: метаморфической дифференциации, слюдяногорского, уфалейского, егустинского, пугачевского, кыштымского и щербачковского, каждый из которых образуется в определенном геодинамическом режиме, с участием определенного родоначального магматического комплекса, при соответствующих термодинамических параметрах, которые предопределяют его чистоту. Подавляющее количество кварцевых тел в той или иной степени претерпели преобразования под воздействием более поздних метаморфических, метасоматических и гидротермальных процессов, что привело к существенному усложнению первоначального строения жильного кварца, слагающего кварцевые тела, и это требует особого подхода при разработке технологических схем обогащения добываемого кварцевого материала.

Анализ технологии производства кварцевой продукции показал, что повсеместно используются близкие по сути технологические схемы переработки сырья без учета его полигенности [3]. Детальные исследования кварцевых объектов так называемого *гранулированного кварца* убедительно доказывают неоднородность слагающих их компонентов жильного кварца. Этот вывод особенно важен, поскольку *гранулированный кварц* в нашей стране является наиболее перспективным особо чистым кварцем (по современной терминологии, сырьевой источник для высококачественных кварцевых концентратов – HRK). Наиболее жесткие требования предъявляются к кварцу, применяемому для получения прозрачного

кварцевого стекла (плавленого стекла). Содержание SiO_2 в исходном кварцевом сырье не должно быть ниже 99,98 %, а суммарное содержание отдельных элементов не должно превышать $8 \cdot 10^{-3}$ ppm (ТУ 5726-002-1149665-97).

Генетическая типизация жильного кварца Уфалейского кварценосного района

| Геодинамический режим, мегацикл | Родоначальный магматический комплекс (возраст) | Генетический формационный тип кварцевых жил | Минерально-технологический тип | Тип кварца по структурным особенностям | Эталонные кварцевые жилы |
|---|--|--|---|---|--------------------------------------|
| Метаморфизм карельского мегацикла 2,05–1,75 млрд лет | Гранито-гнейсы уфалейской свиты 1,85–1,8 млрд лет | Метаморфогенный, первично-зернистый | Прожилки метаморфической дифференциации | Светло-серый, мелко-, средне-зернистый 1–3 мм | – |
| Рифтогенез рифейского мегацикла 1,35–1,0 млрд лет | Чусовской комплекс субщелочных гранитоидов, гиганто-мигматиты 881 млн лет | Метаморфогенный, вторично-зернистый, перекристаллизованный | Слюдяногорский | Серый, полупрозрачный, средне-, крупнозернистый, грануломорфный 2–10 мм | Кварцевая жила № 170 |
| Байкальский (кадомский) коллизионный мегацикл 620–500 млн лет | Битимский комплекс щелочных гранитов, альбититы, карбонатиты 579–533 млн лет | Гидротермально-метасоматический, первично-зернистый | Уфалейский | Молочно-белый, мелкозернистый 1–2 мм | Кварцевая жила № 175, Беркутинская |
| Раннепалеозойская ТМА шовных зон 500–450 млн лет | Козловгорский комплекс щелочных гранитоидов-сиенитов 476–457 млн лет | Гидротермально-метасоматический, первично-зернистый | Егустинский | Серый, слабодымчатый, тонкозернистый, льдисто-подобный 0,05–1 мм | Кварцевые жилы № 191, 192, 414, 2136 |
| Ранняя коллизия палеозойского мегацикла 360–320 млн лет | Нижнеуфалейский комплекс гранитоидов 316–317 млн лет | Гидротермальный, первично-зернистый, гигантозернистый | Пугачевский | Молочно-белый, полупрозрачный, крупно-, гигантозернистый | Кварцевые жилы П-3, П-21, П-88 |
| Поздняя коллизия палеозойского мегацикла 310–240 млн лет | Кизильский комплекс микроклиновых гранитов 267 млн лет | Метаморфогенный, вторично-зернистый, гранулированный | Кыштымский | Светло-серый, полупрозрачный, гранулированный, среднезернистый 3–5 мм | Кварцевая жила № 101 |
| Поздняя коллизия палеозойского мегацикла 310–240 млн лет | Кизильский комплекс микроклиновых гранитов 267 млн лет | Гидротермальный, первично-зернистый, гигантозернистый | Щербаковский | Бесцветный, дымчатый, стекловидный, гигантозернистый | Кварцевая жила № 3, Щербаковская |

Оценивая состояние сырьевой базы жильного кварца для плавки, необходимо отметить следующее. Разведанные и оцененные запасы кварца для плавки составляют более 4,6 млн т. Однако недостаточная изученность технологических

свойств большей части запасов, низкий уровень отечественных технологий обогащения обеспечивает получение лишь рядовых по качеству концентратов для наплава стекла, используемого в светотехнике и для производства изделий общетехнического назначения. Сырьевая база кварца для высоких технологий в настоящий момент не подготовлена [1].

Получение кварцевого концентрата особой чистоты возможно только из вполне определенных разновидностей природного кварца. При разработке технологии обогащения кварца и получении кварцевых концентратов высокой чистоты актуальны детальные характеристики распределения зерен по размерам [4–7].



Рис. 1. Гистограмма распределения зерен по размерам в образцах гранулированного кварца [4]

На основании детальных исследований кварца Кыштымского района Е. Л. Котовой [5] проведена дифференциация и группировка кварцевых индивидов по их морфологии и анатомии, характеру распределения в пространстве кварцевого агрегата жил, что позволило выделить четыре типа индивидов кварца. *Первый тип* представлен зернами с сильно изрезанными границами срастания, его отличает наличие большого количества минеральных и газовой-жидких включений, большое количество блоков волнистого погасания. *Ко второму типу* отнесены зерна с более гладкими, чем у первого типа, границами срастания друг с другом, небольшим количеством минеральных и газовой-жидких включений, меньшим количеством блоков волнистого погасания. *В третий тип* объединены зерна со слабо изрезанными границами, в них практически отсутствуют включения, почти не наблюдаются блоки волнистого погасания. *Четвертый тип* зерен кварца включает индивиды с плоскими или гладкими границами срастания, иногда это следы простых форм. В зернах отсутствуют какие-либо включения. Выделенные Е. Л. Котовой типы индивидов кварца во многом совпадают с выделенными авторами данной статьи [6, 7] онтогенетическими типами слюдяногорского, кыштымского, уфалейского, егустинского типов жильного кварца.

При визуальной документации жильного кварца месторождений Кыштымского района часто создается впечатление об однородности кварца, слагающего кварцевые объекты, что не всегда соответствует действительности. Это убедительно доказано работами М. А. Игуменцевой [4], Е. Л. Котовой [5] и исследованиями авторов [6, 7].

Так, детальные исследования наиболее крупных кварцевых жил Кыштымского (жила 175) и Кузнечихинского (жила 191 и 414) месторождений, а также жилы Беркутинской убедительно показали, что эти объекты сложены кварцем нескольких генетических типов, что подчеркивается неоднородностью гранулометрического состава индивидов, слагающих жильный кварц (рис. 1). В такой ситуации выделение кварцевых концентратов особо чистого кварца без селективной отработки кварцевых жил малоэффективно и очень затратно на стадии обогащения.

В связи с отсутствием в природе кварцевых объектов, полностью однородных по зернистости, текстурно-структурным особенностям и наличию минеральных примесей, на первый план выходит проблема селективной отработки кварцевых тел, что в промышленных масштабах для кварцевого сырья не производится из-за нерентабельности.

Задача селективной отработки кварца из одного рудного тела и создания линий глубокого обогащения с использованием новейших способов для получения особо чистых кварцевых концентратов не может быть решена без государственной поддержки и научного сопровождения.

Работа выполнена в рамках темы 0393-2016-0024 государственного задания ИГД УрО РАН, рук. д-р геол.-минерал. наук А. Ю. Кисин.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Борисов Л. А., Серых Н. М., Федотов В. К., Шатнов Ю. А. Минерально-сырьевая база кварцевого сырья России – состояние и основные направления ее развития // Неметаллические полезные ископаемые России: современное состояние сырьевой базы и актуальные проблемы научных исследований. М.: ИГЕМ РАН, 2004. С. 41–44.
2. История поисков, разведки и освоения Уральских хрусталеносных месторождений (1937–1991): науч. монография / под ред. Ю. А. Поленова. Екатеринбург: УГГУ, 2017. 114 с.
3. Серых Н. М., Гулин Е. Н., Кайряк А. Д. Инновационная технология изучения обогатимости кварцевого сырья при оценке ресурсного потенциала на особо чистый кварц // Неметаллические полезные ископаемые России: современное состояние сырьевой базы и актуальные проблемы научных исследований. М.: ИГЕМ РАН, 2004. С. 203–206.
4. Игуменцева М. А. Кварц Кыштымского и Кузнечихинского месторождений: состав, технологические свойства. Екатеринбург: УрО РАН, 2012. 166 с.
5. Котова Е. Л. Онтогенетический анализ жильного кварца Кыштымского района для оценки качества кварцевого сырья: дис. ... канд. геол.-минерал. наук. Санкт-Петербург, 2014. 120 с.
6. Огородников В. Н., Поленов Ю. А., Недосекова И. Л., Савичев А. Н. Гранитные пегматиты, карбонатиты и гидротермалиты Уфалейского метаморфического комплекса. Екатеринбург: УрО РАН, 2016. 273 с.
7. Поленов Ю. А., Огородников В. Н., Савичев А. Н. Использование современной генетической классификации жильного кварца при проведении кварцетрической съемки и ведении геологической документации горных выработок // Известия вузов. Горный журнал. 2016. № 7. С. 69–74.

Поступила в редакцию 8 февраля 2018 года

RELIABLE METHODS OF MINING ORGANIZATION TO GET CONCENTRATES OF HIGH-PURITY QUARTZ

Polenov Iu. A., Ogorodnikov V. N., Savichev A. N. – The Ural State Mining University, Ekaterinburg, the Russian Federation. E-mail: polenov_yu@mail.ru

Russian mineral raw material base of quartz, which is used in high-technology manufacturing, traditionally unites the deposits of piezooptical quartz, rock crystal, granular quartz, transparent quartz, and milky vein quartz. Necessity and availability of various types of quartz raw material is ambiguous. Among the quartz veined bodies of Kyshtym quartziferous region, granular quartz of kyshtym type, metasomatic quartz of egustinsky and ufaley type, and colorless glassy quartz of sherbakovsky type in a greater degree meet the requirements of high-purity quartz. Due to lack of quartz objects in nature, which are totally homogeneous in coarseness, textural-structural features, and the presence of mineral impurities, the problem of organizing selective mining of various mineral-technological types of quartz out of one ore body comes into the picture, which is not fulfilled on an industrial scale for quartz raw material because of unprofitability, and organization of the lines of deep concentration with the use of the innovative methods with the purpose of educing high-purity quartz concentrates out of heterogeneous quartz raw material.

Key words: vein quartz; high-purity quartz; granular quartz; selective vein mining; deep concentration; Kyshtym quartziferous region.

REFERENCES

1. Borisov L. A., Serykh N. M., Fedotov V. K., Shatnov Iu. A. [Mineral raw material base of quartz raw material in Russia – state and basic directions of its development] *Nemetallicheskie poleznye iskopaemye Rossii: sovremennoe sostoianie syr'evoi bazy i aktual'nye problemy nauchnykh issledovaniy* [Non-metallic minerals in Russia: modern state of raw material base and current problems of scientific investigations]. Moscow, IGM RAS Publ., 2004, pp. 41–44.
 2. *Istoriia poiskov, razvedki i osvoeniia Ural'skikh khrustalenykh mestorozhdenii (1937–1991): nauch. monografiia / pod red. Iu. A. Polenova* [Scientific monograph “History of search, exploration, and exploitation of Ural crystal bearing deposits (1937–1991)”. Edited by Polenov Iu. A.]. Ekaterinburg, UrSMU Publ., 2017. 114 p.
 3. Serykh N. M., Gulin E. N., Kairiia A. D. [Innovative technology of studying quartz raw material washability under the estimation of resource potential for the high-purity quartz]. *Nemetallicheskie poleznye iskopaemye Rossii: sovremennoe sostoianie syr'evoi bazy i aktual'nye problemy nauchnykh issledovaniy* [Non-metallic minerals in Russia: modern state of raw material base and current problems of scientific investigations]. Moscow, IGM RAS Publ., 2004, pp. 203–206.
 4. Igumentseva M. A. *Kvarts Kyshtymskogo i Kuznechikhinskogo mestorozhdenii: sostav, tekhnologicheskie svoistva* [Quartz of Kyshtym and Kuznechihinsky deposits: composition and technological properties]. Ekaterinburg, UB RAS Publ., 2012. 166 p.
 5. Kotova E. L. *Ontogenicheskii analiz zhil'nogo kvartsa Kyshtymskogo raiona dlia otsenki kachestva kvartsevogo syr'ia: dis. ... kand. geol.-mineral. nauk* [Ontogenetic analysis of vein quartz of Kyshtym region to estimate the quality of quartz raw material. Cand. geol.-min. sci. diss.]. St. Petersburg, 2014. 120 p.
 6. Ogorodnikov V. N., Polenov Iu. A., Nedosekova I. L., Savichev A. N. *Granitnye pegmatity, karbonatity i gidrotermal'ity Ufaleiskogo metamorficheskogo kompleksa* [Granite pegmatites, carbonatities, and hydrothermalites of Ufaley metamorphic complex]. Ekaterinburg, UB RAS Publ., 2016. 273 p.
 7. Polenov Iu. A., Ogorodnikov V. N., Savichev A. N. [The use of modern genetic classification of gangue quartz when performing quartz-metric survey and maintaining geological documentation of mine workings]. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal – News of the Higher Institutions. Mining Journal*, 2016, no. 7, pp. 69–74. (In Russ.)
-

ОЦЕНКА КОНСТРУКТИВНО-КОМПОНОВОЧНЫХ РЕШЕНИЙ ПОДЗЕМНЫХ КОМПЛЕКСОВ ДЛЯ АТОМНЫХ СТАНЦИЙ МАЛОЙ МОЩНОСТИ В АРКТИЧЕСКИХ РЕГИОНАХ РОССИИ

ОРЛОВ А. О., СМИРНОВ Ю. Г.

В статье кратко рассмотрены предпосылки использования подземных атомных станций малой мощности (АСММ) в арктических регионах России. Изложены основные положения при выборе глубины заложения подземной АСММ и способов доступа, а также технические решения, выявленные по патентным и научно-техническим источникам, реализуемые в различных элементах подземного комплекса. Приводятся результаты оценки конструктивно-компоновочных решений подземных АСММ на основе ориентации подземных сооружений по функционально-технологическому принципу работы, типу оборудования, транспортным коммуникациям и обеспечению безопасной эксплуатации. Анализ основных компоновочных решений под размещение различных реакторных групп показал, что предпочтительнее использование схем со смешанным расположением основных камерных выработок, которые характеризуются высокой концентрацией оборудования и являются наиболее безопасными.

Ключевые слова: арктические регионы; атомные станции малой мощности; подземное размещение; глубина заложения; конструктивно-компоновочные решения; оценка рациональности компоновки.

Определение путей развития энергетики, осуществляемое в настоящее время, имеет большое значение для успешного освоения арктических регионов России. Подземное размещение атомных станций может служить альтернативным источником энергообеспечения, особенно в районах со сложными климатическими и транспортными условиями. Северные регионы характеризуются, как правило, отсутствием централизованного энергоснабжения, сложными природно-климатическими условиями, большими затратами на генерацию и транспортировку электроэнергии. Необходимость развития данных регионов связана в основном с отработкой месторождений ценных полезных ископаемых. Основная цель сооружения атомных станций малой мощности (АСММ) заключается в создании безопасных подземных комплексов, способных противостоять любому негативному воздействию. Размещение реакторных установок и компоновка технологического оборудования в подземных условиях позволяет обеспечить практически гарантированную безопасность при любой аварии, вызванной внутренними или внешними причинами.

Определенное место в создании подземных комплексов для энергетических установок малой мощности отводится задачам, связанным с определением архи-

Орлов Александр Орестович – научный сотрудник лаборатории проблем освоения и рационального использования подземного пространства. 184209, г. Апатиты, ул. Ферсмана, 24, Горный институт КНЦ РАН. E-mail: aleor@goi.kolasc.net.ru

Смирнов Юрий Геннадьевич – научный сотрудник лаборатории проблем освоения и рационального использования подземного пространства. 184209, г. Апатиты, ул. Ферсмана, 24, Горный институт КНЦ РАН. E-mail: smirnov@goi.kolasc.net.ru

тектуры комплексов. Рациональные конструктивно-компоновочные решения подземного комплекса позволяют обеспечить эффективный и безопасный уровень эксплуатации на протяжении всего срока службы атомной станции, а также при выводе АСММ из эксплуатации, когда реакторная установка и технологическое оборудование консервируют в этом же подземном комплексе.

Способ доступа. Реализация проекта на первых этапах связана со строительством выработок доступа к подземному комплексу. Способ доступа к подземному комплексу характеризуется типом главной вскрывающей выработки, с помощью которой осуществляется связь с подземным пространством. Определяющими в выборе способа доступа (вскрытия) являются горно-геологические условия и рельеф местности. К основным способам доступа можно отнести: вертикальные (шахтный ствол), наклонные выработки (уклон, спиральный съезд) и горизонтальные выработки (штольни, тоннели), а также их различные комбинации.

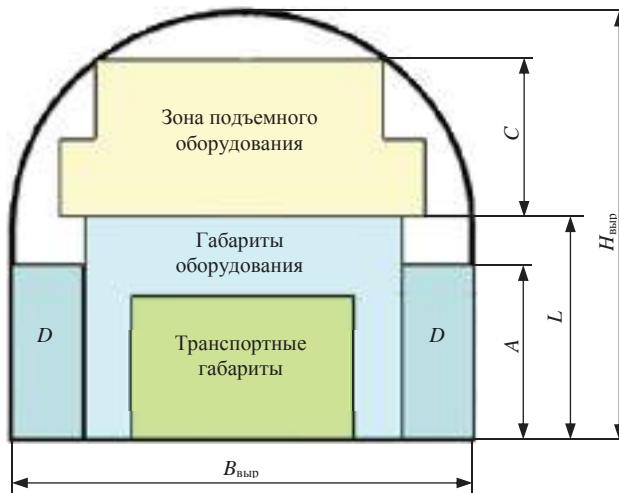


Рис. 1. Принципиальная схема формирования геометрических параметров выработки:

$H_{\text{выр}}$ — высота выработки; $B_{\text{выр}}$ — ширина выработки

Вскрытие способом вертикальной выработки применяется в основном при равнинном рельефе местности и является одним из самых сложных и трудоемких в горном строительстве. Также необходимо отметить ограниченный доступ к подземному объекту при эксплуатации, цикличность подъемных операций и затрудненный контроль при аварийном управлении.

При гористом рельефе предпочтительнее использование горизонтальных выработок. Это наиболее удобный и экономичный способ строительства и эксплуатации, при котором отсутствует механический шахтный подъем и надшахтный комплекс сооружений. Вскрытие наклонными выработками используется практически при любом рельефе до глубины 100–150 м, характеризуется большой протяженностью вскрывающих выработок, за счет чего повышается объем работ и стоимость строительства [1].

Форма и размеры выработок. Форма и размеры поперечного сечения выработки должны обеспечивать необходимую технологическую возможность размещения в ней необходимого оборудования и инженерных коммуникаций, а также соблюдение необходимых требований техники безопасности при транспортировке оборудования и материалов, вентиляции и водоотливе. При расчете проектного сечения выработки в проходке кроме толщины крепи необходимо учитывать

горно-геологические характеристики вмещающих пород. Форма поперечного сечения выработки выбирается в зависимости от устойчивости пород, срока службы и назначения выработки.

Для горизонтальных выработок, как правило, принимается сводчатая форма поперечного сечения с вертикальными боковыми стенками. На рис. 1 показана принципиальная схема формирования геометрических параметров для всех типов горизонтальных выработок и камер.

Размеры поперечного сечения выработки определяются габаритами основного L , подъемного C и транспортного оборудования A , необходимыми зазорами между крепью и указанным оборудованием D , а также количеством воздуха, которое должно проходить по выработке. Необходимо, чтобы площадь поперечного сечения выработок обеспечивала перемещение по ним воздуха с регламентированной скоростью.

Оценка глубины заложения. Глубина заложения подземной АСММ обосновывается с учетом параметров внешних природных и техногенных воздействий на объект и ее потенциального влияния на окружающую среду.

С точки зрения защитных свойств, с увеличением глубины заложения подземного комплекса АСММ повышается его безопасность как от внешних, так и от внутренних воздействий. Оценка безопасной эксплуатации подземного комплекса базируется в основном на устойчивости и герметичности скального массива, в котором он размещается. Породный массив выдерживает нагрузку на несколько порядков больше, чем любые железобетонные защитные конструкции на наземных АС.

Оптимальная глубина заложения подземного комплекса определяется толщиной скальной породы, которая позволяет исключить процесс распространения радиоактивных выбросов в атмосферу в результате избыточного давления, возникающего при возможных внутренних инцидентах. При достаточной глубине размещения защитные свойства пород в совокупности с другими специальными мероприятиями позволяют полностью исключить отрицательное воздействие радиоактивных выбросов на природную среду.

Температура в горном массиве и ее изменение также связаны с глубиной. Геотермический градиент температур в скальных породах на каждые 100 м углубления колеблется от 0,1 до 6° С.

Имеется определенная связь между глубиной залегания и распространением подземных вод (обводненностью), которое обуславливается геологической структурой и состоянием грунтов, глубиной распространения различных нарушений и режимом питания подземных вод. Известно, что при разработке месторождений полезных ископаемых максимальные водопритоки в горные выработки наблюдаются до глубины 150–200 м.

В арктических районах с многолетней мерзлотой строительство подземных сооружений сопровождается оттаиванием или промерзанием грунтов в зависимости от расположения объекта в зоне сплошной, прерывистой или островной мерзлоты, времени производства работ, а также теплового режима эксплуатации сооружения [2].

С увеличением глубины строительства возрастает стоимость поддержания горных выработок. Увеличение горного давления с глубиной предопределяет необходимость применения различных видов крепи с усиленными характеристиками несущей способности. В целом необходимо отметить, что для создания надежного защитного барьера из скальных горных пород достаточно разместить АСММ на глубине 50–100 м.

Конструктивно-компоновочные решения подземной АСММ. Конструктивно-компоновочные решения подземной станции связаны с ее целевым назначением

и должны обеспечить длительную устойчивость подземных сооружений в течение всего срока эксплуатации. Выработки подземного комплекса ориентируют по функционально-технологическому принципу работы, направленному на максимальное сближение объектов, имеющих при эксплуатации технологические связи, отдавая предпочтение отдельному размещению выработок реакторной группы.

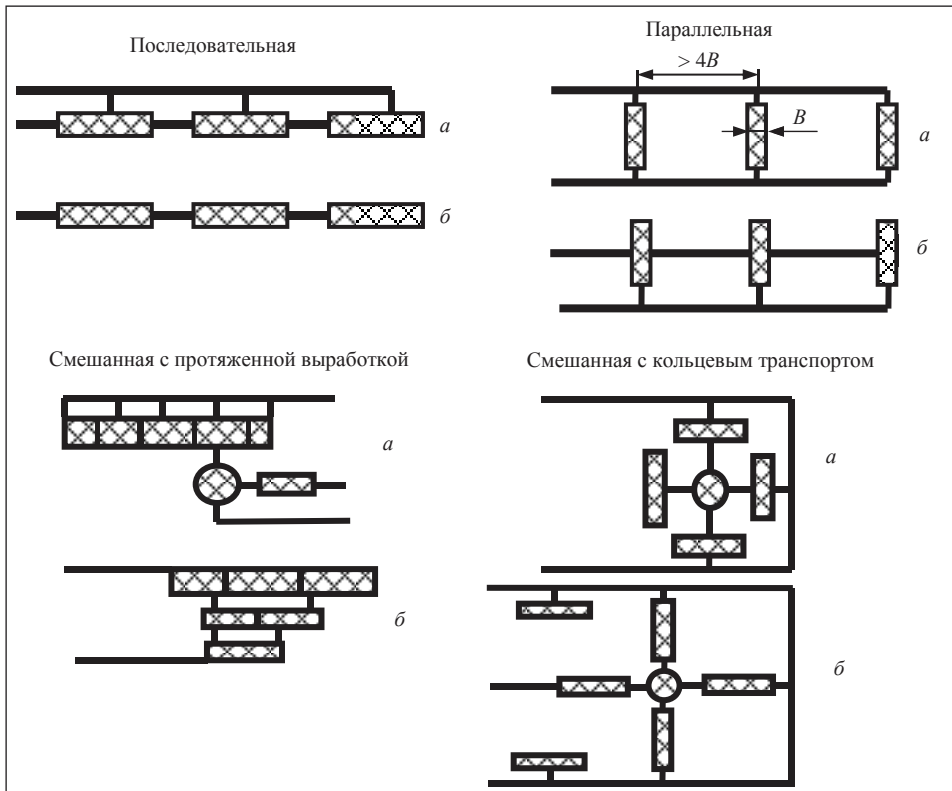


Рис. 2. Основные группы схем с расположением камерных выработок: а; б – варианты в группе

Следует подчеркнуть, что совершенствование в области создания подземных атомных станций малой мощности в основном осуществляется в направлении повышения безопасности подземных объектов. Можно выделить следующие основные конструктивные решения, выявленные по патентным и научно-техническим источникам, реализуемые в различных системах подземного комплекса:

- расположение выработок с ядерной установкой и группы камер перпендикулярно направлению вскрытия горизонта;
- комбинированное расположение группы камер относительно вскрывающих выработок;
- симметричная планировка подземного комплекса относительно нескольких реакторных установок с отдельной выработкой доступа на дневную поверхность;
- расположение группы основных выработок по кольцевому принципу;
- расположение реакторных камер и основного оборудования вдоль основной транспортной выработки;
- расположение подземного комплекса в двух параллельных протяженных камерах различного сечения;
- расположение главных камерных выработок на нескольких вертикальных уровнях;

– комбинированное расположение группы камер относительно вскрывающих выработок.

Для анализа технических решений была выполнена оценка рациональности компоновочных решений на неформализованных моделях, где информация о проектных решениях представлена в виде визуализации изображений. Ввиду большого количества проектных решений были отобраны наиболее характерные схемы компоновок, которые объединены в группы по принципу взаимного расположения основных камерных выработок (рис. 2).

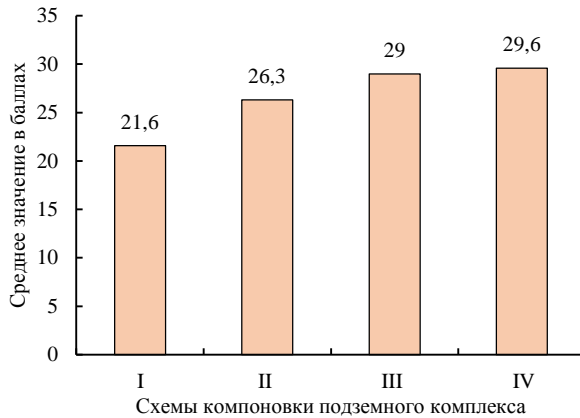


Рис. 3. Оценка рациональности компоновки подземного комплекса для различных групп:
I – последовательной; II – параллельной; III – смешанной с протяженной выработкой; IV – смешанной с кольцевым транспортом

Рассматривались группы схем с последовательным, параллельным и смешанным расположением камерных выработок, которые оценивались методом экспертных оценок в баллах по различным критериям. В качестве основных критериев рассматривались: аварийная эвакуация; геомеханические условия; пересечения транспортных и камерных выработок; транспортные схемы; удельный объем горных работ; компоновка основного оборудования; решения по вентиляции. Общие оценки рациональности компоновки подземного комплекса для различных групп представлены на рис. 3.

Схемы с последовательным и параллельным размещением основных камерных выработок характеризуются простотой компоновочных решений, небольшим удельным объемом горно-капитальных работ, особенно при тупиковой схеме и предпочтительнее при мощности реакторной установки 1–10 МВт.

Схемы со смешанной компоновкой выработок позволяют обеспечить более высокую концентрацию оборудования и могут быть использованы при мощности станции 10–100 МВт. Основной объем горно-капитальных работ в схемах со смешанной компоновкой связан со строительством камерных выработок.

Пересечение основных камер транспортными выработками является ослабляющим фактором устойчивости выработок с точки зрения геомеханики и связано с устройством дополнительных герметичных проходов, однако примыкание камер обслуживания под углом 90° позволяет более компактно разместить вспомогательное оборудование. Возможность такой компоновки обоснована при размещении двух и более реакторов.

Необходимо отметить, что выработки подземного комплекса АСММ предпочтительней ориентировать по функционально-технологическому принципу работы, с учетом типа оборудования, транспортных коммуникаций и обеспечения условий безопасной эксплуатации.

Анализ основных компоновочных схем камерных выработок под размещение различных реакторных групп показал, что предпочтительнее применять схемы со смешанным расположением основных выработок, которые характеризуются высокой концентрацией оборудования и представляются наиболее безопасными.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Орлов А. О., Смирнов Ю. Г. Обоснование эффективных способов размещения подземных комплексов атомных станций малой мощности в российской Арктике // Известия вузов. Горный журнал. 2016. № 4. С. 18–23.

2. Шувалов Ю. В., Галкин А. Ф. Теория и практика оптимального управления тепловым режимом подземных сооружений криолитозоны // ГИАБ. 2010. № 8. С. 365–370.

Поступила в редакцию 8 февраля 2018 года

ASSESSMENT OF DESIGN-LAYOUT SOLUTIONS OF UNDERGROUND COMPLEXES FOR SMALL NUCLEAR POWER PLANTS IN RUSSIAN ARCTIC REGIONS

Orlov A. O., Smirnov Yu. G. – Mining Institute KSC RAS, Apatites, the Russian Federation.
E-mail: aleor@goi.kolasc.net.ru

The paper briefly describes potentials for the further use of small nuclear power plants (SNPP) in Russian Arctic regions. The main provisions are considered when choosing the depth of an underground SNPP and access methods. The paper presents technical solutions which were identified by patent and scientific-engineering sources and implemented in various elements of an underground complex. The assessment results of design-layout solutions for underground SNPPs are given on the basis of the orientation of underground facilities according to a functional-technological mode of operation, type of equipment, transport communications and safety provision. Analysis of the principal layout schemes for the placement of various reactor groups has showed preferability of using schemes with mixed arrangement of main chamber excavations, which are characterized by a high concentration of equipment and are the safest.

Key words: Arctic regions; small nuclear power plants; underground location; depth of construction; design-layout solutions; layout rationality assessment.

REFERENCES

1. Orlov A. O., Smirnov Yu. G. [Substantiation of efficient ways of placing underground complexes of small nuclear atomic power stations in the Russian Arctic]. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal – News of the Higher Institutions. Mining Journal*, 2016, no. 4, pp. 18–23. (In Russ.)

2. Shuvalov Yu. V., Galkin A. F. [Theory and practice of optimum control over the thermal mode of underground structures of cryolithic zone]. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten' (nauchno-tekhnicheskii zhurnal) – Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*, 2010, no. 8, pp. 365–370. (In Russ.)

ИССЛЕДОВАНИЕ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИХ УСЛОВИЙ РАЗРАБОТКИ КИЕМБАЕВСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ ОТКРЫТЫМ СПОСОБОМ

ЕФРЕМОВ Е. Ю., ПАНЖИН А. А., ХАРИСОВ Т. Ф., ХАРИСОВА О. Д.

Разработка Киембаевского месторождения сопровождается локальными обрушениями, несмотря на предусмотренные проектом меры безопасности. Наибольший ущерб нанесло обрушение на западном борту карьера, оно занимает участок 250 м по простиранию и 70 м по высоте. Проведенные исследования, включающие анализ маркшейдерских данных, геологических материалов и данных трехмерного моделирования, определили причины обрушения западного борта Киембаевского карьера. Основные факторы, влияющие на устойчивость борта – крупные тектонические нарушения, имеющие угол падения, направленный на выработанное пространство, и напряженно-деформированное состояние массива. Проведенные геодезические измерения установили параметры распределения напряженно-деформированного состояния. Разбор материалов предыдущих исследований позволил проанализировать структурное строение массива. Анализ распределения негативных факторов помог выделить потенциально опасные участки карьера.

Ключевые слова: *устойчивость бортов карьера; напряженно-деформированное состояние; тектонические нарушения; трещиноватость; наблюдательная станция; тензор деформации.*

Киембаевское месторождение хризотил-асбеста разрабатывается в соответствии с установленными проектными решениями. Однако ведение горных работ сопровождается деформационными явлениями разного масштаба, нарушающими нормальную эксплуатацию карьера. Самое масштабное такое явление произошло в апреле 2017 года. Обрушился участок западного борта размерами более 250 м по простиранию. Обрушение затронуло несколько горизонтов, от отметки 240 до 310 м.

Сложившаяся ситуация создала угрозу безопасной эксплуатации железнодорожных путей, расположенных на транспортной берме горизонта 310 м, являющихся главной транспортной артерией карьера.

Классические расчеты устойчивости борта карьера (*Оценка устойчивости бортов карьера ОАО «Оренбургские минералы» и разработка рекомендаций по установлению допустимых углов погашения нерабочих бортов карьера на конце*

Ефремов Евгений Юрьевич – младший научный сотрудник лаборатории сдвижения горных пород. 620075, г. Екатеринбург, ул. Мамина-Сибиряка, 58, Институт горного дела УрО РАН. E-mail: efremov-eu@mail.ru

Панжин Андрей Алексеевич – кандидат технических наук, ученый секретарь. 620075, г. Екатеринбург, ул. Мамина-Сибиряка, 58, Институт горного дела УрО РАН. E-mail: panzhin@igduran.ru

Харисов Тимур Фаритович – кандидат технических наук, старший научный сотрудник лаборатории геомеханики подземных сооружений. 620075, г. Екатеринбург, ул. Мамина-Сибиряка, 58, Институт горного дела УрО РАН. E-mail: timur-ne@mail.ru

Харисова Ольга Дмитриевна – младший научный сотрудник лаборатории сдвижения горных пород. 620075, г. Екатеринбург, ул. Мамина-Сибиряка, 58, Институт горного дела УрО РАН. E-mail: olgazeltysheva@gmail.com

его отработки: отчет о НИР / ВНИМИ; отв. исп. Тресцов Н. Н. Екатеринбург, 2015. 85 с.) для этого участка показали, что он устойчив, коэффициент запаса устойчивости равен 1,58, а угол откоса борта близок к углу естественного откоса для данных пород, однако борт продолжает деформироваться. Для организации нормальной эксплуатации карьера необходимо установить причины опасных деформационных процессов на карьере и определить потенциально опасные, с точки зрения деформационных явлений, участки карьера, что и является целью настоящей работы.

Методика работы содержит следующее:

– изучение произошедшего обрушения; выявление механизма обрушения и основных негативных факторов, способствовавших потере устойчивости западного борта;

– исследование пространства карьера, определение потенциально опасных участков карьера на основе распределения определенных негативных факторов.

Для изучения обрушения и определения причин произошедшего события были привлечены геологические данные, материалы предыдущих научно-исследовательских работ, визуальный осмотр, маркшейдерские измерения, а также съемка с беспилотного летательного аппарата (БПЛА).



Рис. 1. Наблюдательная станция, гор. 310 м

Опасная зона состоит из двух участков деформирования, развивавшихся по отдельности. Угрозу транспортному сообщению карьера создал северный участок опасной зоны. Для наблюдения за развитием процесса деформирования работниками маркшейдерской службы предприятия была организована наблюдательная станция (рис. 1).

Наблюдения за северным участком производились силами маркшейдерского отдела методом тригонометрического нивелирования с периодом 2–9 суток. На рис. 2 представлен график оседания реперов наблюдательной станции северного участка. При внимательном рассмотрении графика можно заметить, что от серии к серии реперы двигаются согласованно, наиболее заметно это начиная с 26 дня наблюдений, один из самых заметных циклов приходится на 46–67 суток наблюдения с максимальными поднятиями на 55-е сутки наблюдений. Вероятно, это влияние изменения высоты прибора во время измерений или иного фактора, независимого от сдвижения.

Из графика видно, что из согласованного сдвижения реперов выделяются Rp2 и Rp11. Сдвижение Rp2 независимо от остального массива с начала наблюдений, в то время как сдвижение Rp11 стало независимым начиная с 57 дня наблюдений. Наиболее значимые оседания к 69 дню наблюдений имеет Rp2, его смещения достигают 40 мм, смещения Rp11 достигают 5 мм, и это число не так велико, однако на фоне других реперов, имеющих к 69 суткам наблюдения поднятия от 1 до 8 мм, это существенная величина.

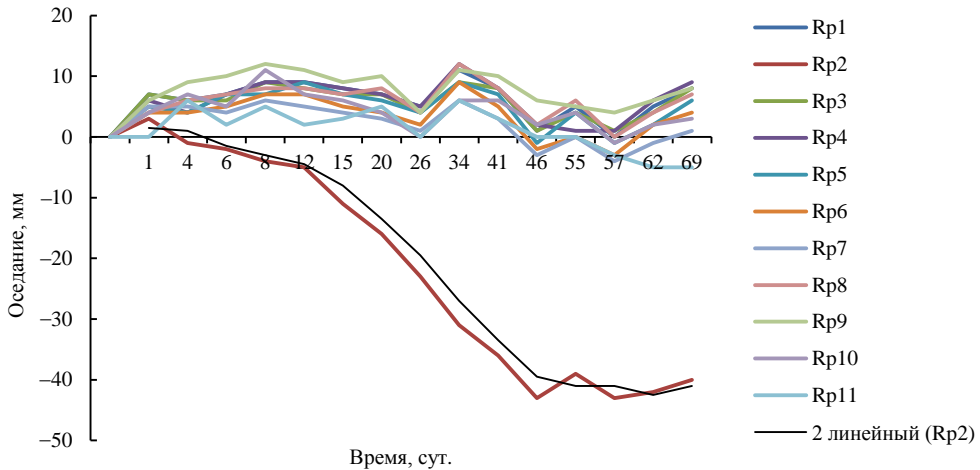


Рис. 2. Оседание северного участка зоны обрушения

Таким образом, из рассмотрения маркшейдерских наблюдений ясно, что массив борта вокруг зоны обрушения стабилен. В процесс оседания под собственным весом вовлечены лишь локальные участки.

Из исследований ИГД УрО РАН, выполненных в 2002 году, видно, что строение западного борта по сравнению с восточным характеризуется большей степенью метасоматизма, что сопровождается интенсивной микротрещиноватостью, более широким раскрытием крупных трещин, низкими физико-механическими свойствами пород, слагающих массив (*Исследование инженерно-геологических условий разработки и обоснование предельных углов наклона бортов карьера Кимбаевского асбестового ГОКа: отчет о НИР / ИГД УрО РАН; рук. Сашури А. Д., Яковлев А. В. Екатеринбург, 2002. 164 с.*). Так, только на западном борту встречаются образцы с пределом прочности при сжатии 39,1 МПа и при растяжении 9,23 МПа, в то время как средние значения по карьере составляют 80–120 МПа и 7–12 МПа соответственно.

Отмечается наличие тектонических нарушений с заполнителем, имеющим низкие физико-механические свойства (брусит, тальк, гематит, которые являются водонасыщенными). Также отмечается, что ориентировка азимутов и углов падения тектонических нарушений варьируется в широких пределах, так что отдельные нарушения могут образовывать породные клинья, устойчивость которых может быть значительно ниже окружающего массива.

Трехмерная модель обрушения, полученная с помощью фотограмметрии, представлена на рис. 3.

Из рассмотрения модели и наблюдений на месте обрушения установлено, что произошедшее деформационное событие не является оползнем с классической поверхностью скольжения, близкой к цилиндрической. Основная часть северного участка представляет собой поверхность скольжения, являющуюся крупной тектонической дислокацией, имеющей угол падения 34° – 37° , направленный в карьер.

Таким образом, данное деформационное явление – обрушение, реализовавшееся в результате потери устойчивости породного клина, отделенного от остального прибортового массива пересечением крупных тектонических дислокаций.

Основными факторами, влияющими на потерю устойчивости, являются:

- негативное напряженно-деформированное состояние (НДС);
- негативное сочетание структурных элементов строения массива.

Под негативным сочетанием структурных элементов массива понимается наличие тектонического нарушения высокого ранга (неоднородность II порядка, макротрещиноватость в пределах одного массива [1]), имеющего угол падения, направленный в карьер, или пересечение двух аналогичных систем тектонических нарушений с образованием породных клиньев.



Рис. 3. Трехмерная модель северного участка зоны обрушения

Под негативным НДС подразумеваются следующие возможные проявления: большие относительные деформации в сторону выработанного пространства, современные геодинамические движения и сочетание тензора напряжений в данной точке, при котором сжатие по одной из главных осей сопровождается растяжением по другой.

Наличие этих двух факторов становится необходимым условием реализации обрушения. Также оказывают влияние заполнитель нарушений, обводненность и другие факторы, но основными являются упомянутые выше.

Для анализа пространства карьера использовались данные, предоставленные геологической службой, материалы предыдущих исследований ИГД УрО РАН, посвященные исследованию структурных особенностей карьера, а также данные о НДС массива, полученные из измерения сдвижения массива горных пород. Сдвижение пород определялось с помощью практикующихся в ИГД УрО РАН спутниковых геодезических методов [2–5]. Изменение НДС массива определялось из сдвижения массива вокруг выработанного пространства, реализовавшегося за период 2006–2017 гг. Измерения проводились на геодинамическом полигоне, состоящем из пунктов государственной геодезической сети (ГГС), удаленных от выработанного пространства на 2–8 км, и пунктов опорной межевой сети (ОМС) карьера, располагающихся непосредственно на борту карьера и на прилегающей территории (рис. 4). Измерения обеих серий проводились 2-частотными ГНСС приемниками с паспортной точностью $3+0,5$ мм/км.

Центрирование и ориентирование геодезических построений в пространстве осуществлялось с использованием условия равновесия по методу наименьших

квадратов (МНК). В ориентировании участвовали наиболее удаленные от карьера пункты ГГС. Сдвижение пунктов геодезического полигона приведено в таблице.

Средняя величина вектора сдвижения в горизонтальной плоскости пунктов, удаленных от влияния горных работ, составляет 17 мм. За этот же период времени средняя величина вектора сдвижения пунктов ОМС на борту карьера составляет 68 мм, превышая аналогичную характеристику удаленных пунктов в 4 раза. Векторы смещений ориентированы в сторону выработанного пространства под воздействием сил, стремящихся восстановить равновесие, нарушенное возмущающей полостью карьера.

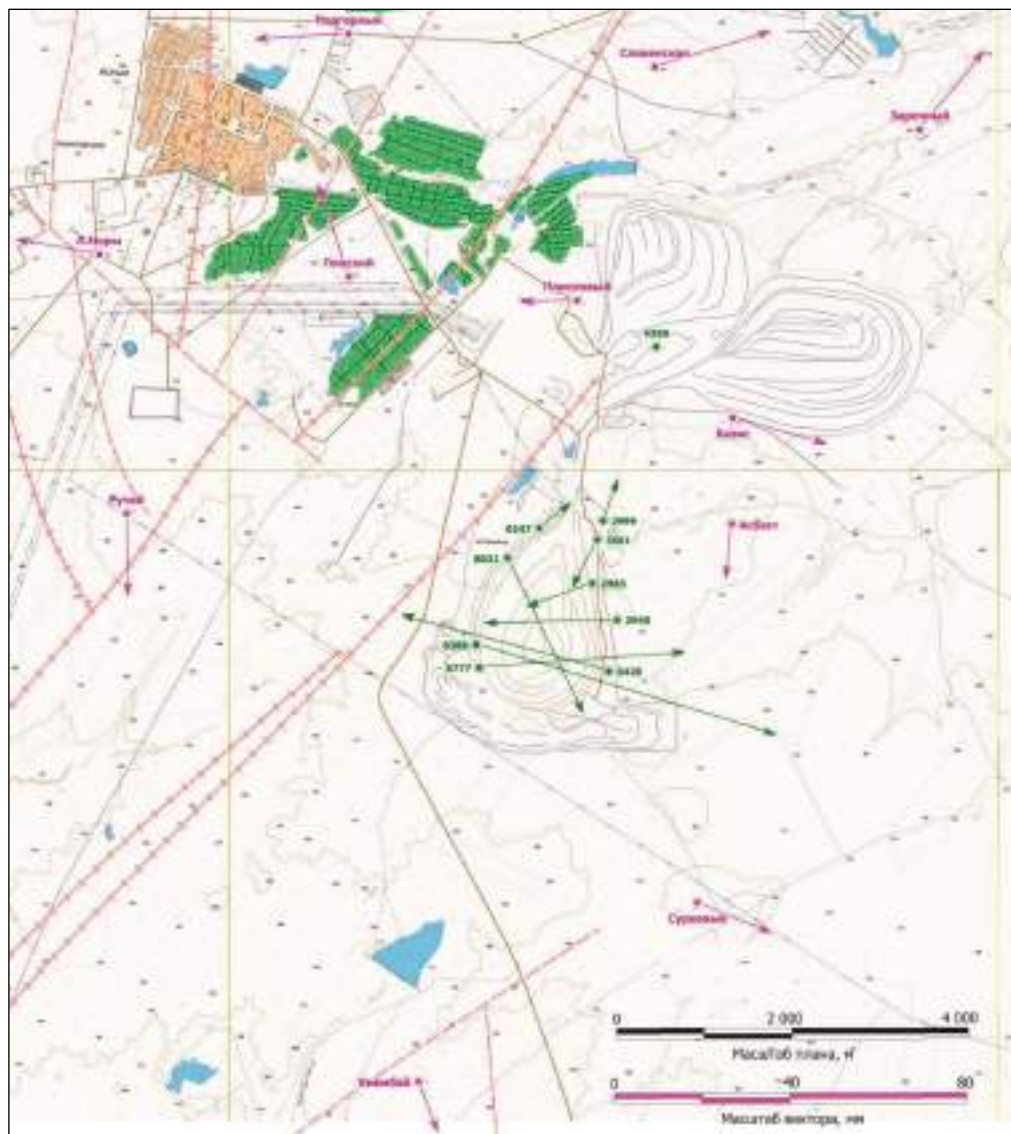


Рис. 4. Векторы сдвижений пунктов ГГС и ОМС. Период 2006–2017 гг. Составил А. А. Панжин, 2017 г.

В силу неоднородного структурного строения массива, анизотропного поля естественного НДС, порядка отработки месторождения направление векторов смещения не всегда обращено в центр выработанного пространства, а колеблется в некоторых рамках, в силу этих же причин у конкретных пунктов различается

абсолютное значение вектора смещения. Так, абсолютная величина плоского смещения пункта 2001 в горизонтальной плоскости больше аналогичной характеристики пункта 3561 в 2,3 раза (таблица). Неоднородность геодинамических движений в сочетании с блочностью структуры и геометрическими параметрами карьера приводит к формированию в его бортах зон концентрации поля деформаций и напряжений (рис. 5).

Сдвигение пунктов геодинамического полигона

| Репер | Приращения координат, мм 2006 (2007)–2017 | | | | | Репер | Приращения координат, мм 2006 (2007)–2017 | | | | |
|------------|--|------------|------------|------|------|----------|--|------------|------------|------|------|
| | ΔX | ΔY | ΔH | $2D$ | $3D$ | | ΔX | ΔY | ΔH | $2D$ | $3D$ |
| Ручей | -17 | 0 | 21 | 17 | 27 | pp-8021 | -34 | 16 | 68 | 37 | 78 |
| Славенский | 7 | 24 | 19 | 26 | 32 | pp-8388 | -20 | 66 | 1 | 69 | 69 |
| Сурковский | -6 | 15 | -19 | 16 | 25 | pp-2000 | 6 | -17 | -31 | 18 | 36 |
| Киембай | -10 | 4 | -9 | 10 | 14 | pp-2001 | -1 | -24 | 40 | 24 | 47 |
| Лисья Нора | 3 | -17 | 22 | 17 | 28 | pp-2005 | -33 | 3 | 9 | 34 | 35 |
| Плоский | 19 | -6 | -16 | 20 | 25 | pp-101 | -34 | -1 | 27 | 34 | 44 |
| Подгорный | -1 | -19 | -13 | 19 | 23 | pp-102 | -56 | 49 | -36 | 75 | 83 |
| Асбестовый | -10 | -1 | 14 | 11 | 17 | pp-103 | 13 | 13 | 121 | 18 | 123 |
| Базисный | -5 | 19 | 113 | 20 | 114 | pp-104 | -2 | -32 | -5 | 32 | 32 |
| Заречный | 16 | 13 | 66 | 21 | 69 | pp-105 | 70 | -29 | 34 | 76 | 83 |
| Поисковый | 0 | -11 | 49 | 11 | 50 | pp-106 | 45 | -56 | 74 | 72 | 103 |
| pp-0247 | 4 | 6 | 72 | 7 | 72 | pp-107 | 28 | -60 | 19 | 66 | 69 |
| pp-0420 | 12 | -45 | 115 | 47 | 124 | pp-108 | 5 | -34 | 73 | 34 | 81 |
| pp-2945 | -1 | -28 | 112 | 28 | 115 | Otval-01 | 81 | 9 | 174 | 81 | 192 |
| pp-2983 | -5 | -13 | 63 | 14 | 65 | Otval-02 | -3 | 32 | 113 | 32 | 117 |
| pp-2999 | 7 | 3 | 16 | 8 | 17 | Otval-03 | -6 | 17 | 138 | 18 | 139 |
| pp-3561 | -9 | -5 | 28 | 10 | 30 | Otval-04 | 12 | 32 | 150 | 34 | 154 |
| pp-5777 | 3 | 45 | 28 | 45 | 53 | Otval-05 | 21 | 23 | 85 | 31 | 91 |

Наибольший риск представляют зоны концентраций, в которых сочетаются депрессия по одному из главных направлений с повышенными сжимающими деформациями и напряжениями по второму главному направлению. На этих участках за счет депрессии образуются разуплотненные массы горных пород, раскрываются трещины, что в сочетании с повышенными сжимающими силами по второму направлению приводит к образованию сдвиговых деформаций и формированию обрушений. Подобные области со специфичным напряженно-деформированным состоянием сформировались на северо-западном, северо-восточном и – небольшие – на южном бортах карьера (рис. 6).

В соответствии с установленными условиями механизм образования обрушений следующий. Массив перманентно находится под действием равнодействующей силы, направленной, как правило, в сторону выработанного пространства. При приложении этой силы в области пересечения тектонических нарушений, особенно если одно из них имеет угол падения в сторону выработанного пространства, сопротивление сдвигу на данном участке массива может оказаться меньше равнодействующей. В этом случае клин, образованный пересекающимися плоскостями нарушений, теряет равновесие и, утрачивая связь с основным массивом, под действием силы тяжести начинает движение. Важным условием реализации негативного сценария является близость пересечения нарушений достаточно высокого ранга к дневной поверхности карьера.

Обрушение – это вероятностный процесс, невозможно однозначно спрогнозировать будущую аварию, можно лишь судить о повышении или понижении вероятности или степени риска в зависимости от наличия негативных факторов. С целью определения потенциально опасных участков все пространство карьера проанализировано с точки зрения факторов, сочетание которых может привести к реализации обрушения.

К значимым негативным факторам, выявленным в ходе исследования, относятся:

- депрессионные зоны и области концентрации сжимающих напряжений и деформаций в массиве горных пород [6, 7];
- негативное сочетание структурных элементов массива;
- степень раскрытия структурных нарушений и низкие прочностные свойства заполнителя;
- обводненность пород в зонах тектонических нарушений.

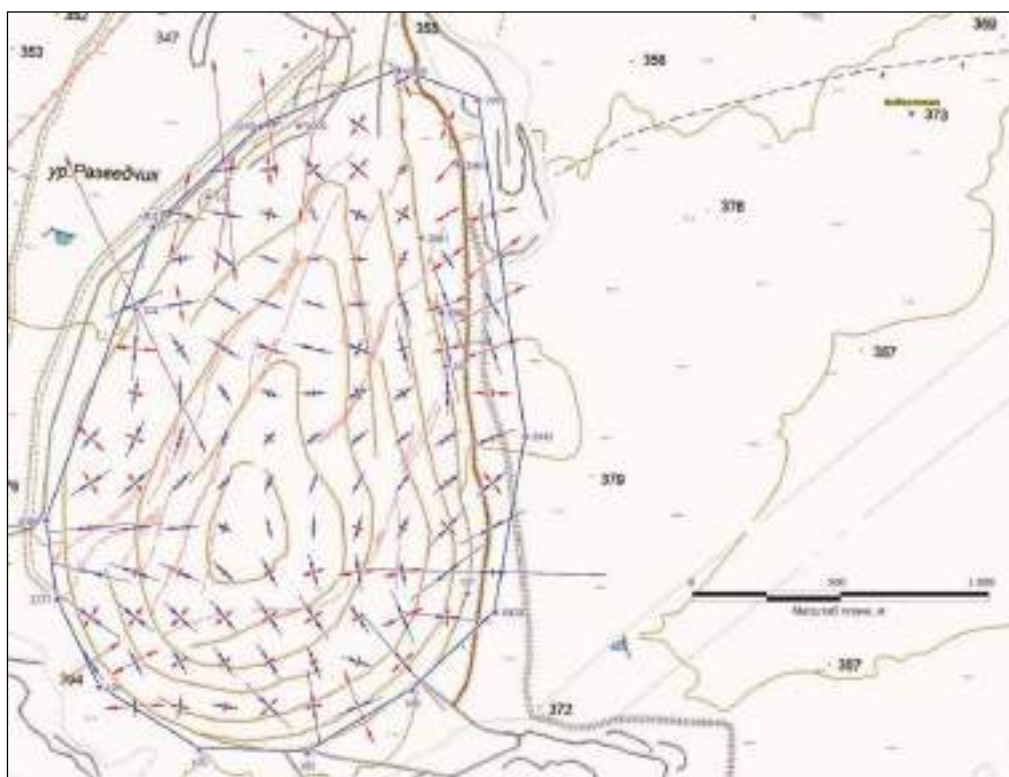


Рис. 6. Тензоры деформаций массива пород Киембаевского карьера. Период 2006–2017 гг. Составил А. А. Панжин, 2017 г.

На первом этапе анализа выделяются все участки карьера, на которых присутствуют негативные факторы. Анализ каждого из факторов производится независимо от других. При обнаружении негативного фактора определяется размер области, на которой его влияние существенно. Данная область оконтуривается.

На рис. 5 приведены тензоры деформаций породного массива. На основании сочетания концентраций и депрессий поля напряжений выделены области, внутри которых за период с 2006 по 2017 гг. перемещения массива являются одним из факторов формирования потенциально опасных участков. Из рисунка видно, что эти участки в основном располагаются в северной части карьера. Выделены области, определенные на основе анализа структурного строения массива по дан-

ным материалов геологической службы и исследований ВНИМИ трещиноватости, обводненности и геофизических исследований (*Оценка устойчивости бортов карьера ОАО «Оренбургские минералы» и разработка рекомендаций по установлению допустимых углов погашения нерабочих бортов карьера на конце его отработки: отчет о НИР / ВНИМИ; отв. исп. Тресцов Н. Н. Екатеринбург, 2015. 85 с.*).

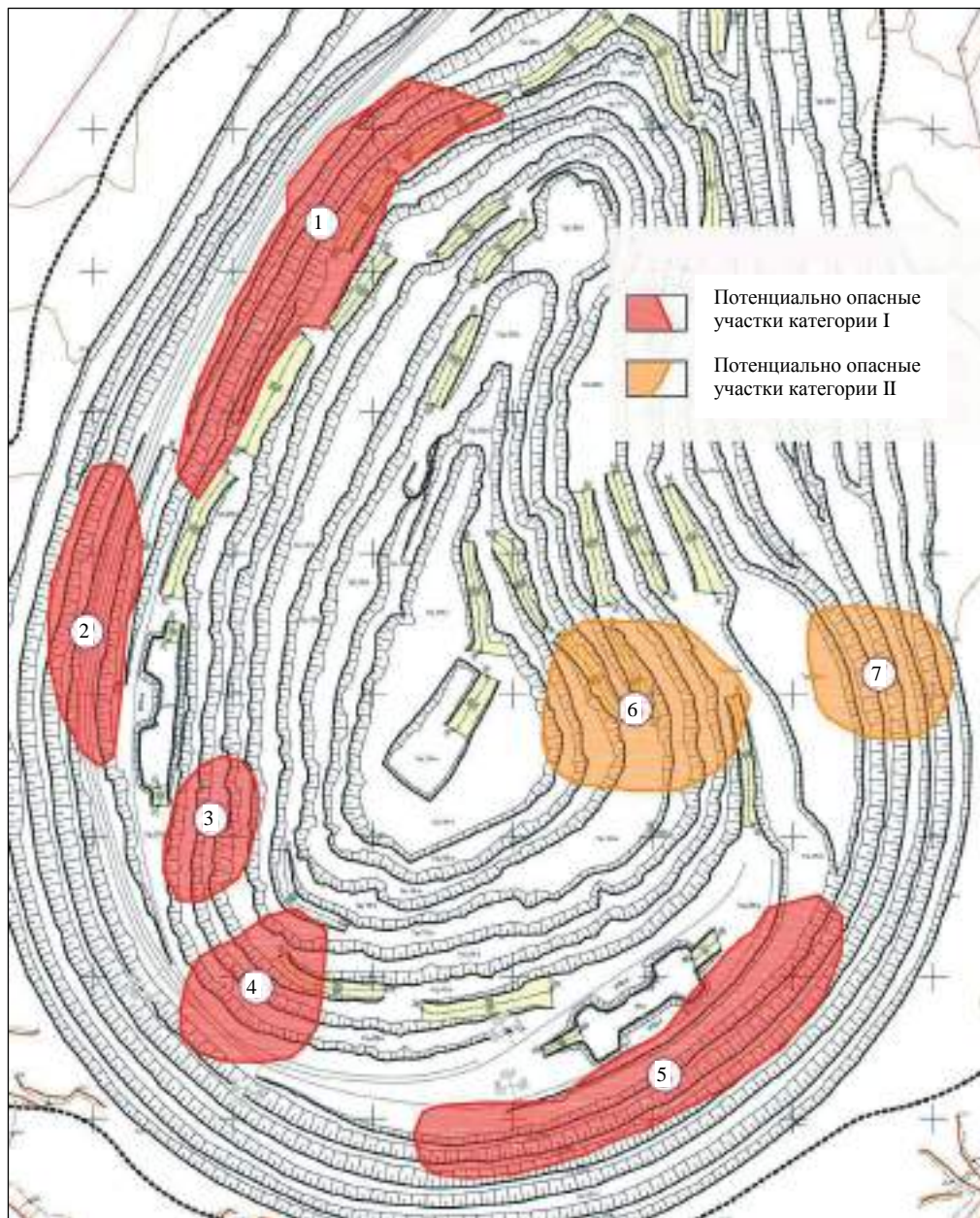


Рис. 7. Потенциально опасные участки Кийембаевского карьера

На втором этапе проводится оценка степени риска разрушительных деформационных процессов на основании количества выявленных негативных факторов на данном участке. Соответственно, большее количество негативных факторов,

присущих участку, означает большую вероятность разрушительных деформационных процессов. Выделенные участки разделены на категории в зависимости от комбинации действующих на них негативных факторов.

Первая категория включает участки, на которых проявляется влияние не менее трех факторов, среди которых определяющее значение имеет близость разнонаправленных структурных нарушений, повышенные и пониженные концентрации напряжений. Их совокупность говорит о более высокой вероятности аварийных событий.

Вторая категория включает участки с двумя действующими факторами, среди которых негативное сочетание структурных элементов массива и обводненность. Два этих фактора представляют определенную опасность, однако меньшую по сравнению с первой категорией.

Необходимо отметить, что на западном и южном бортах карьера трещины имеют большее раскрытие и заполнитель с худшими физико-механическими характеристиками. В связи с этим вероятность опасности возникновения обрушений возрастает, что отражается в оценке участка.

Из рис. 7 видно, что всего на карьере выделено 7 потенциально опасных участков, среди них 5 участков категории I и 2 участка категории II. С горно-технологической точки зрения обнаруженные потенциально опасные участки делятся на две группы в зависимости от расположения и присутствия на их территории важных технологических объектов инфраструктуры карьера (железнодорожных тупиков, автомобильных дорог и пр.):

– участки, располагающиеся в рабочей зоне, в область которых не попадают важные технологические элементы инфраструктуры (участки № 3, 6, 7);

– располагающиеся на проектной контуре и(или) в область которых попадают важные объекты инфраструктуры (участки № 1, 2, 4, 5).

Для безопасной эксплуатации карьера на потенциально опасных участках рекомендуется комплекс мероприятий по обеспечению устойчивости, включающий выполаживание угла откоса, особый порядок отработки, щадящие технологии взрывания и др. Данные мероприятия способствуют минимизации рисков появления аварийных ситуаций [8].

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Ефремов Е. Ю., Желтышева О. Д. Метод определения напряжений на протяженных участках массива горных пород // Известия вузов. Горный журнал. 2013. № 7. С. 34 – 39.
2. Панжин А. А., Сашурин А. Д., Боликов В. Е., Ручкин В. И., Ефремов Е. Ю., Панжина Н. А. Особенности проведения геодинамического мониторинга на Узельгинском месторождении // Проблемы недропользования. 2014. № 4. С. 81–89.
3. Сашурин А. Д., Балек А. Е. Совершенствование методики натуральных замеров напряженно-деформированного состояния больших участков горного массива // Вестник ПНИПУ. Геология и нефтегазовое дело. 2014. № 11. С. 105–120.
4. Балек А. Е., Ефремов Е. Ю. Обоснование геомеханических условий подземной разработки алмазного месторождения «трубка Удачная» // Известия вузов. Горный журнал. 2017. № 5. С. 39–45.
5. Пустуев А. Л., Коновалова Ю. П., Мартемьянов А. А. Принципы построения геодинамических полигонов при масштабном недропользовании // Горный журнал. 2012. № 1. С. 31–36.
6. Сашурин А. Д. Формирование напряженно-деформированного состояния иерархически блочного массива горных пород // Проблемы недропользования. 2015. № 1. С. 38–44.
7. Ручкин В. И., Коновалова Ю. П. Зависимость динамики напряженно-деформированного состояния геологической среды от техногенного воздействия на естественное тектоническое состояние массива горных пород на горнодобывающих предприятиях // ГИАБ. 2016. № 1. С. 250–259.
8. Балек А. Е. Управление напряженно-деформированным состоянием скального массива путем регулируемых подвижек консолидированных геоблоков // ГИАБ. 2005. № 6. С. 164–170.

Поступила в редакцию 24 января 2018 года

RESEARCH OF GEOMECHANICAL CONDITIONS OF KIEMBAEV OPEN PIT OPENCAST MINING

Efremov E. Iu., Panzhin A. A., Kharisov T. F., Kharisova O. D. – The Institute of Mining, the Ural Branch of RAS, Ekaterinburg, the Russian Federation. E-mail: efremov-eu@mail.ru

Open pit mining of Kiimbaev deposit is accompanied by local edge failure despite safety measures provided by the project. The greatest damage was caused by a rockslide of the western edge of the pit. It is 250 meters wide and 70 meters high. Research, including the analysis of mine survey data, geological materials and 3D modeling data determined the causes for the failure of the western edge of Kiimbaev open pit. The main factors affecting the stability of the edge are large tectonic faults having a dip angle focused on the mined-out area, and a stress-strain state of the rock mass. The geodetic measurements determined the parameters of the stress-strain state location. Analysis of materials from previous researches made it possible to analyze the structure of the rock mass. Negative factors location analysis helped to determine potentially dangerous areas of the open pit.

Key words: pit edge stability; stress-strain state; tectonic faults; rock jointing; survey station; strain tensor.

REFERENCES

1. Efremov E. Yu., Zhelytsheva O. D. [Method for determining the stress throughout the stretches of rock mass]. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal – News of the Higher Institutions. Mining Journal*, 2013, no. 7, pp. 34–39. (In Russ.)
2. Panzhin A. A., Sashurin A. D., Bolikov V. E., Ruchkin V. I., Efremov E. Iu., Panzhina N. A. [Peculiarities of geodynamic monitoring at Uzelginsky deposit]. *Problemy nedropol'zovaniia – The Problems of Subsoil Use*, 2014, no. 4, pp. 81–89. (In Russ.)
3. Sashurin A. D., Balek A. E. [Developing the methods of field measurements of stress-strain state of large sections of a rock mass]. *Vestnik PNIPU. Geologiya i neftegazovoe delo – Perm Journal of Petroleum and Mining Engineering*, 2014, no. 11, pp. 105–120. (In Russ.)
4. Balek A. E., Efremov E. Iu. [The substantiation of geomechanical conditions of “Udachnaya pipe” diamond deposit underground mining]. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal – News of the Higher Institutions. Mining Journal*, 2017, no. 5, pp. 39–45. (In Russ.)
5. Pustuev A. L., Konovalova Iu. P., Martem'ianov A. A. [The principles of building geodynamic polygons through large-scale subsoil use]. *Gornyi zhurnal – Mining Journal*, 2012, no. 1, pp. 31–36. (In Russ.)
6. Sashurin A. D. [Development of stress-strain state of hierarchical blocky rock mass]. *Problemy nedropol'zovaniia – The Problems of Subsoil Use*, 2015, no. 1, pp. 38–44.
7. Ruchkin V. I., Konovalova Iu. P. [The dependence of the dynamics of the stress-strained state of geological environment on the technogenic impact on the natural tectonic state of rock mass at mining enterprises]. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten' (nauchno-tehnicheskii zhurnal) – Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*, 2016, no. 1, pp. 250–259. (In Russ.)
8. Balek A. E. [Control over the stress-strain state of hard rock mass by regulated movements of consolidated geoblocks]. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten' (nauchno-tehnicheskii zhurnal) – Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*, 2005, no. 6, pp. 164–170. (In Russ.)

ОСОБЕННОСТИ ОБЕСПЕЧЕНИЯ ГЕОДИНАМИЧЕСКОЙ БЕЗОПАСНОСТИ СКАЛЬНЫХ ОТКОСОВ ПРИ ЭКСПЛУАТАЦИИ ОБЪЕКТОВ КАПИТАЛЬНОГО СТРОИТЕЛЬСТВА

АБРАМОВ Н. Н., МЕЛИХОВ М. В.

Рассмотрены проблемы обеспечения безопасности скальных откосов на объектах капитального строительства в условиях природных и техногенных воздействий. В развитие этого направления разработан современный методический подход геотехнического сопровождения работ по защите склонов от скально-обвальных явлений. Отличием предложенного подхода является комплексность решения задачи, заключающаяся в том, что на основе полученных данных о фактическом состоянии породного массива путем натурного сейсмомониторинга и результатов численного моделирования его геомеханического состояния используются графо-аналитические методы технико-экономического анализа рекомендуемых вариантов крепи. Это дает возможность оперативно оценивать степень аварийности обследуемого объекта для эффективного осуществления мероприятий по повышению его безопасности. Методические приемы реализованы на действующих предприятиях и могут быть применены на других объектах в условиях скальных массивов.

Ключевые слова: объекты капитального строительства; скально-обвальные явления; численная модель; геотехнический мониторинг; инженерная защита.

В период эксплуатации объектов капитального строительства нередко возникают проблемы, связанные с обеспечением геодинамической безопасности прилегающих к ним склонов от проявлений геологических и техногенных процессов. Мировые статистические данные свидетельствуют о росте показателей смертности людей: в частности, число погибших от оползней в первом десятилетии нынешнего столетия выросло в 8–10 раз [1]. В горном деле смертельный травматизм вследствие деформаций выработок стабильно лидирует среди прочих причин и составляет 24 % от общего количества аварий [2]. Стоит отметить, что только крупные по масштабу аварии получают широкую огласку и они, как правило, происходят при комплексном сочетании факторов, поэтому возникает сложность в установлении истинных причин аварий. Для борьбы с негативным воздействием геологических процессов применяются специальные технологии инженерной защиты. В обеспечении их эффективной и надежной работы по-прежнему велика роль человеческого фактора. Зачастую непрофессиональный уровень принимаемых проектных решений, включая отсутствие контроля за их исполнением, в силу разных причин влечет за собой преждевременный отказ сооружений. Гарантией качества проводимых мероприятий может служить только должный уровень их геотехнического сопровождения. Таким образом, проблема обеспечения геодинамической безопасности склонов при эксплуатации объектов капитального строительства является актуальной научно-практической задачей и в условиях

Абрамов Николай Николаевич – кандидат технических наук, заведующий лабораторией теории и технологии подземного строительства. 184209, Мурманская область, г. Апатиты, ул. Ферсмана, 24, Горный институт КНЦ РАН. E-mail: abramov@goi.kolasc.net.ru

Мелихов Михаил Владимирович – кандидат технических наук, научный сотрудник лаборатории теории и технологии подземного строительства. 184209, Мурманская область, г. Апатиты, ул. Ферсмана, 24, Горный институт КНЦ РАН. E-mail: mmelikhov@inbox.ru

современного рынка нуждается в совершенствовании подходов для правильного и оперативного принятия проектных решений.

Методика геотехнического сопровождения работ по инженерной защите склонов. Авторами предложен современный методический подход геотехнического сопровождения работ по инженерной защите склонов от скально-обвальных явлений. Его отличительной особенностью является комплексность использования методов геомониторинга породного массива, современных средств моделирования его геомеханического состояния и методов технико-экономического анализа способов защиты. Блок-схема предложенного алгоритма действий представлена на рис. 1.

Методология геомониторинга основывается: на первичной экспертной оценке состояния склонов с применением балльной шкалы опасности объекта [3]; на результатах визуального осмотра; на использовании методик инструментальных наблюдений для оценки геомеханических характеристик пород, нарушенности массива и качества межблоковых контактов массива с выделением различных по состоянию участков, методик геодезических и высокоточных деформационных наблюдений для оценки подвижек породных блоков на потенциально опасных участках склонов [4, 5]; методик обоснования параметров крепи [6–8] с оценкой ее эффективности.

Применение современных средств численного моделирования в решении данной задачи позволяет получить представление о состоянии объекта по усредненным упругим и плотностным характеристикам, а также выполнить прогнозную оценку его напряженно-деформированного состояния (НДС) и определить коэффициент запаса устойчивости (КЗУ) после проведения инженерно-технических мероприятий. При этом применяется стадийный подход к моделированию объекта. Изначально рассчитывается общая устойчивость породного массива, что позволяет скорректировать методику проведения натурных наблюдений. После сопоставления фактических результатов мониторинга с геомеханической моделью ее наиболее опасные зоны детализируются. Далее, с учетом полученных данных и реальных деформационных процессов, выбираются и обосновываются рациональные параметры конструкции рекомендуемой крепи. По результатам численного моделирования определяются изменения НДС и КЗУ породного массива при выбранных параметрах крепи, по которым оценивается эффективность проводимых мероприятий.

Опыт реализации разработанного методического подхода. Приведен пример реализации разработанного подхода при укреплении породного гнейсо-гранитового склона водоотводящего канала ГЭС на Кольском полуострове.

По общей первичной оценке геомеханического состояния вмещающих пород, выполненной в численной модели на основе исходных проектных данных о геологическом строении вмещающего массива, состояние склонов на исследуемом объекте стабильно. Расчетный КЗУ породного массива составил 1,35.

Однако на общем благоприятном фоне был выделен участок склона, подсеченный структурной трещиной естественного происхождения. На этом участке также наблюдалась хорошо развитая система трещин, образованная вследствие некачественного проведения буровзрывных работ при формировании склона. Совокупное воздействие природных и техногенных факторов создало аварийную ситуацию, проявляющуюся в вывалообразовании скальных обломков на обнажениях склона при активизации сезонных процессов выветривания или вымывания водой материала трещин.

По результатам экспертной балльной оценки степени опасности, основывающейся на учете инженерно-геологических характеристик породного массива,

обследуемый участок склона отнесен ко II классу, т. е. к опасному. Данный класс предусматривает выполнение мероприятий по профилактике и креплению ослабленных породных массивов.

Оценка фактического состояния массива и состояния трещинных контактов выполнена с использованием метода сейсмической пространственно-временной томографии (СПВТ), а также современных деформационных и геодезических методов контроля подвижек отдельных блоков массива. В качестве иллюстрации на рис. 2 приведены томограммы скоростей продольных V_p и поперечных V_s сейсмических волн, полученные по профилям при глубинном сейсмопрофилеировании склона. На представленных профилях наглядно прослеживаются структурные особенности вмещающего массива, определяющие его устойчивость.



Рис. 1. Блок-схема алгоритма геотехнического мониторинга состояния скальных откосов

В качестве критериев состояния массива использованы хорошо себя зарекомендовавшие в различных горно-геологических условиях геофизические показатели нарушенности пород [4, 5]:

$$B_e = (V_{p0}/V_{pi})^2 - 1; \quad K = \mu_i/\mu_0 = f\left(\left(V_s/V_p\right)^2\right),$$

где V_{p0} , V_{pi} – скорости продольных волн в монолитном и нарушенном массиве; μ_i , μ_0 – коэффициент Пуассона для нарушенного и сохранного массивов соответственно; V_s – скорость поперечной волны. Величины V_{p0} и μ_0 определены по результатам измерений скоростей продольных и поперечных волн в лабораторных

условиях для представительной выборки отобранных образцов (для конкретного случая приняты: $V_{p0} = 5,67$ км/с; $\mu_0 = 0,27$). В физическом отношении показатель B_e характеризует снижение скоростей продольных волн на нарушенных участках массива при его просвечивании. Показатель K демонстрирует вариации коэффициента Пуассона, вызванные изменением состояния отдельных участков (например, намоканием), вмещающих трещинные контакты заполнителя, по сравнению с величиной μ_0 , характерной для ненарушенного массива естественной влажности. Данный показатель определяется по соотношению скоростей V_s/V_p (рис. 2, б, д).

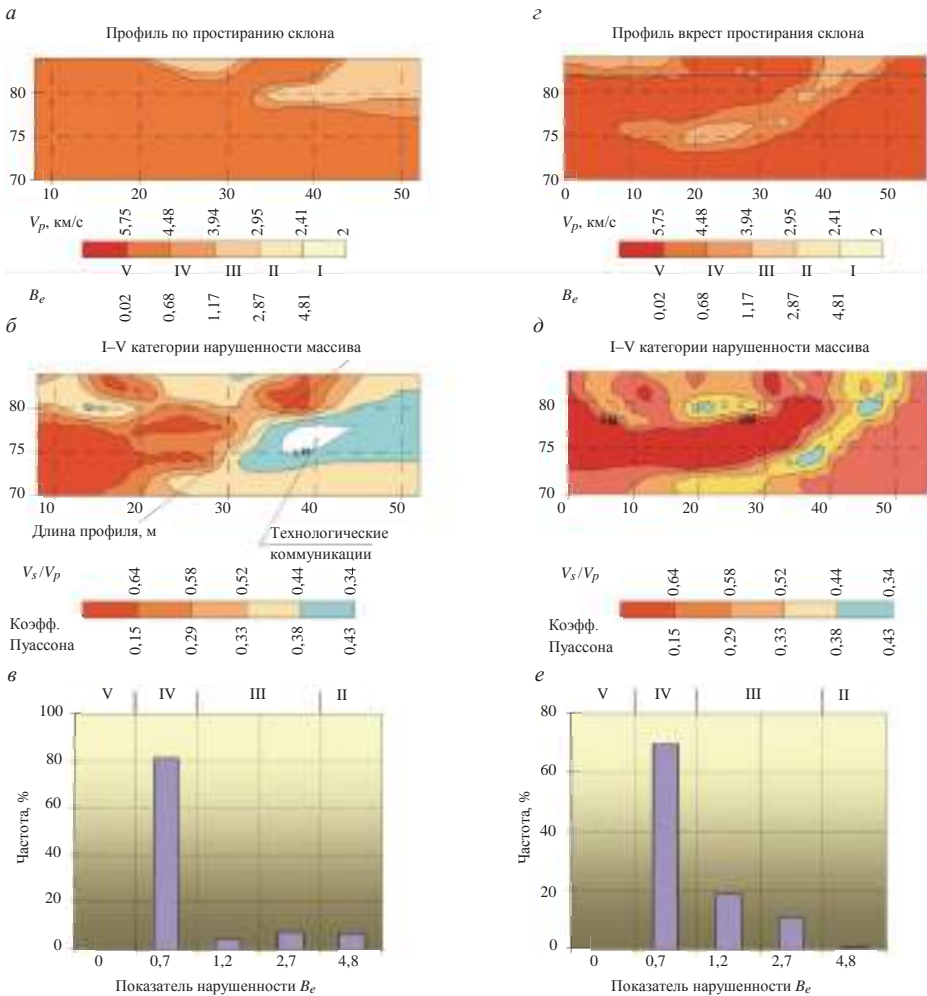


Рис. 2. Томограммы скоростей продольных сейсмических волн V_p (а, z), категорирование разреза по нарушенности B_e (б, е) и распределение в разрезе соотношений V_s/V_p и коэффициента Пуассона (б, д) по профилям

Интерпретация результатов натурного геомониторинга позволила установить объемы массива, подлежащие закреплению. Это, в первую очередь, приповерхностная зона объемом 204 м³, примыкающая к обнажению канала (зона № 1) по правому берегу. Выявленные более глубокие структурные нарушения (рис. 2, д) на состояние устойчивости откосов по показателям B_e и $K = 1,0-1,18$ не влияют. Результаты сейсмотомографического мониторинга подтверждены результатами организованных на измерительном полигоне береговых откосов деформационных наблюдений за мелко- и среднеблоковыми смещениями на малых базах

с помощью высокоточных струнных дистометров JSETH (Швейцария), а также долгосрочным геодинамическим контролем смещений по геодезическим маркам на крупных структурных нарушениях. Действующие со стороны массива сдвигающие характеристики, учет которых необходим при обосновании крепи, определены с помощью инструментов моделирования объекта.

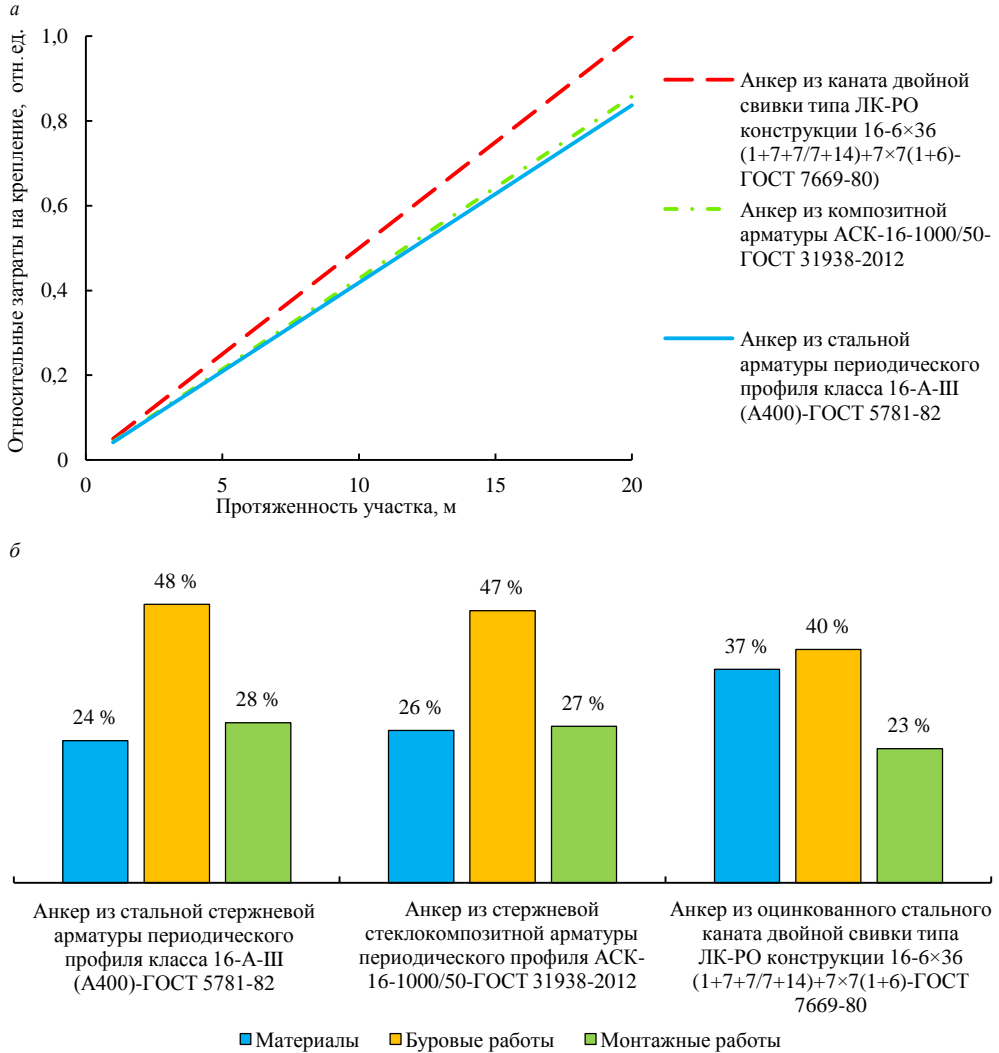


Рис. 3. Сравнительная технико-экономическая оценка вариантов крепления склона: *a* — график зависимости общих относительных затрат по креплению от протяженности участка; *б* — соотношение статей затрат на крепление

Выбор способа инженерной защиты склона осуществлялся по его целевому назначению на основе технико-экономического сравнения затрат по наиболее перспективным вариантам с использованием средств компьютерного моделирования. Результаты графоаналитического сравнения вариантов защиты, представленные на рис. 3, позволили обосновать наиболее экономичную крепь с оптимальными конструктивными параметрами. Конкретный выбор способа инженерной защиты остается за проектными и эксплуатирующими организациями.

Завершающим этапом предложенного методологического подхода к защите опасного по устойчивости участка склона явилась оценка эффективности пред-

ложенных мероприятий. На стадии проектирования, как это отмечалось ранее, эту задачу решают с использованием численного моделирования в несколько этапов. На рис. 4 приведен пример ее решения для контролируемого склона в численной конечно-элементной модели.

По результатам моделирования установлено, что общий КЗУ массива пород при выбранном способе и параметрах крепления за счет перераспределения напряжений в зоне заделки элементов крепи увеличится на 11,2 %. После монтажа анкеров не ожидается пластификации пород вблизи их оголовок и корней, а возникающие напряжения в районе закрепленных пород способствуют повышению устойчивости, необходимой для обеспечения долговременной безопасности объекта.

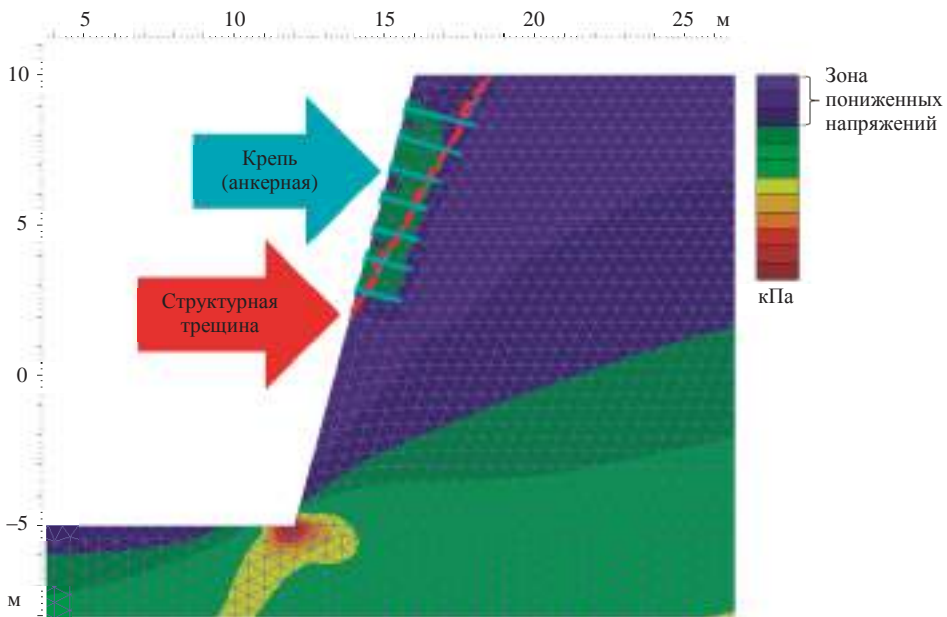


Рис. 4. Результаты численного моделирования в решении задач по укреплению склона

Таким образом, реализованный на действующем предприятии методический подход показал свою эффективность в решении задач по обеспечению геодинамической безопасности склонов. По аналогии подход может быть применен на других объектах капитального строительства в условиях скальных породных массивов.

Итак, в задачах инженерной защиты неустойчивых скальных склонов комплексное использование неразрушающих методов натурального геомониторинга состояния массива пород, методов технико-экономического анализа перспективных вариантов крепи и современных средств численного моделирования дает возможность оперативно оценивать степень аварийности объекта, а при необходимости выполнения мероприятий по повышению безопасности объекта – минимизировать экономические затраты на их проведение.

Предложенная методика геотехнического мониторинга, заключающаяся в использовании неразрушающих методов деформационно-геофизического контроля с учетом разработанных критериев оценки нарушенности пород и качества межтрещинных контактов, позволяет оперативно и с высокой надежностью локализовать и оценить мощность нарушенной зоны скального массива и его блочность, а также состояние межблоковых контактов до и после закрепления пород.

При обосновании технологии инженерной защиты неустойчивых склонов использование методов численного моделирования объекта, заверенных результатами натурных наблюдений, создает возможность рационального выбора параметров технологии с учетом воздействия ее элементов на породный массив.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Petley D. Global patterns of loss of life from landslides // *Geology*. 2012. Vol. 40. Issue 10. P. 927–930.
2. Patrick MacNeill. International Mining Fatality Database. Australia: NSW Department, 2008. 33 p.
3. Руководство по проектированию противооползневых и противообвальных защитных сооружений. М: Минстрой, ВНИИТС, 1983. 119 с.
4. Абрамов Н. Н., Епимахов Ю. А. Геофизический мониторинг при строительстве и эксплуатации объектов горнопромышленного комплекса и гидроэнергетики. Апатиты: КНЦ РАН, 2010. 177 с.
5. Абрамов Н. Н., Епимахов Ю. А. Изучение изменчивости состояния и структуры массива пород в условиях вибрационных воздействий при эксплуатации дробильных комплексов // *Известия вузов. Горный журнал*. 2015. № 6. С. 79–85.
6. Жиров Д. В., Мелихова Г. С., Решетняк С. П., Рыбин В. В., Мелихов М. В. Инженерно-геологическое обоснование решений по закреплению и стабилизации скальных массивов пород в карьерах // *Глубокие карьеры*. ГИАБ. 2015. Спец. вып. № 56. С. 164–174.
7. Мелихов М. В. Принцип выбора способа защиты оборудования и персонала от падающих породных отделистей в условиях крутых бортов карьера // *Государство и горная промышленность. Региональная практика и новые тенденции: сб. науч. тр.* Мурманск: Северная ТПП, 2013. С. 144–151.
8. Решетняк С. П., Мелихов М. В. Сравнительная экономическая оценка анкерного крепления в условиях рудного карьера АО «Ковдорский ГОК» // *Глубокие карьеры*. ГИАБ. 2015. Спец. вып. № 56. С. 378–389.

Поступила в редакцию 6 февраля 2018 года

FEATURES OF PROVIDING GEODYNAMIC SAFETY OF THE ROCK SLOPES DURING OPERATION OF CAPITAL CONSTRUCTION OBJECTS

Abramov N. N., Melikhov M. V. – Mining Institute KSC RAS, Apatites, the Russian Federation. E-mail: abramov@goi.kolasc.net.ru

The above material deals with the problems of safety of rock slopes at capital construction objects in conditions of natural and technogenic influences. In the development of this direction, the modern methodical approach of geotechnical support of works on protection of slopes from rockfall events is developed. The peculiarity of the proposed approach is the complexity of the problem solution, which consists in the fact that based on the data about the actual state of rock mass by in-situ seismic monitoring and the results of its geomechanical condition numerical modelling, graphic-analytical methods of technical and economic analysis of the recommended lining options are used. This gives the opportunity to quickly estimate the emergency level of the investigated object for the effective implementation of measures to improve its security. Instructional techniques are implemented in existing plants and can be applied on other objects in rock mass conditions.

Key words: capital construction objects; rockfall events; numerical model; geotechnical monitoring; engineering protection.

REFERENCES

1. Petley D. Global patterns of loss of life from landslides. *Geology*, 2012, vol. 40, issue 10, pp. 927–930.
2. Patrick MacNeill. International Mining Fatality Database. Australia: NSW Department, 2008. 33 p.
3. *Rukovodstvo po proektirovaniu protivopolznevyykh i protivooobval'nykh zashchitnykh sooruzhenii* [Guideline for the design of landslide and rockfall protection structures]. Moscow, Minstroj, VNIITS Publ., 1983. 119 p.
4. Abramov N. N., Epimakhov Iu. A. *Geofizicheskii monitoring pri stroitel'stve i ekspluatatsii ob'ektov gornopromyshlennogo kompleksa i gidroenergetiki* [Geophysical monitoring under the construction and exploitation of the objects of mining industrial complex and hydroenergetics]. Apatites, KSC RAS Publ., 2010. 177 p.
5. Abramov N. N., Epimakhov Iu. A. [Examination of rock massif structure and state variability in conditions of vibrational impacts under drilling complexes exploitation]. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal – News of the Higher Institutions. Mining Journal*, 2015, no. 6, pp. 79–85. (In Russ.)
6. Zhiron D. V., Melikhova G. S., Reshetniak S. P., Rybin V. V., Melikhov M. V. [Engineering-geological substantiation of solutions on open pit rock mass strengthening and stabilization]. *Glubokie kar'ery. Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten' (nauchno-tekhnicheskii zhurnal). Spetsial'nyi vypusk – Deep Open Pits. Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal). Special Edition*, 2015, no. 56, pp. 164–174. (In Russ.)

7. Melikhov M. V. [The principle of selecting the method of protecting equipment and staff from falling rock blocks in conditions of steep edges of an open pit]. *Gosudarstvo i gornaia promyshlennost'. Regional'naia praktika i novye tendentsii: sb. nauch. tr* [Collection of Works "State and mining industry. Local practice and new trends"]. Murmansk, Severnaya TPP Publ., 2013, pp. 144–151. (In Russ.)
8. Reshetniak S. P., Melikhov M. V. [Comparative economic estimation of anchor support in conditions of ore mine AO Kovdorsky GOK]. *Glubokie kar'ery. Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten' (nauchno-tekhnicheskii zhurnal). Spetsial'nyi vypusk – Deep Open Pits. Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal). Special Edition*, 2015, no. 56, pp. 378–389. (In Russ.)
-

РАСЧЕТ ДЕФОРМИРОВАНИЯ ПОРОД С УЧЕТОМ СТАТИЧЕСКОГО, КИНЕМАТИЧЕСКОГО И ДИНАМИЧЕСКОГО АСПЕКТОВ В ПРОЦЕССЕ ВЕДЕНИЯ ОЧИСТНЫХ РАБОТ

МИРЕНКОВ В. Е.

Ведение очистных работ на угольных пластах сопровождается различными проявлениями горного давления, такими как обрушение кровли, отжим угля, газовыделение, зависание кровли и др. Любая задача, возникающая в практике добычи полезных ископаемых, должна анализироваться с позиций динамики, и только в этом случае можно приблизиться к пониманию процесса разрушения, сопровождающегося увеличением выработанного пространства. Сложность строения массива пород и связанное с этим большое количество параметров, его характеризующих, которые изменяются в процессе подвигания забоя, что сопровождается непрерывным процессом разрушения и подготовки к разрушению, не позволяют сформулировать и реализовать динамическую постановку проблемы. До настоящего времени прогноз проявлений горного давления основывался на упруго-пластическом анализе напряженно-деформированного состояния в окрестности выработки. В данной работе предлагается новый метод управления горным давлением, в общем случае анализирующий статическую, кинематическую и динамическую составляющие процесса. Рассмотрение статической составляющей предполагает известный классический подход к построению возможной линии разрушения. Кинематический аспект проблемы предполагает необходимость учесть влияние собственного веса пород на процесс разрушения. Динамика процесса подготовки разрушения при увеличении выработанного пространства рассматривается на примере анализа влияния единичного подвигания забоя. Все эти составляющие процесса накопления повреждений позволяют более точно отслеживать проявления горного давления.

Ключевые слова: выработка; очистные работы; напряжения; смещения; накопление повреждений; разрушение; вес пород.

При ведении очистных работ на угольных пластах возникают проблемы управления горным давлением. Трудности эксплуатации месторождений связаны прежде всего с увеличением горного давления за счет отработки более глубоких горизонтов. К наиболее серьезным из них относятся: сдавливание подготовительных выработок, требующее затрат на перекрепку, которые превосходят затраты на проведение выработок; увеличение аварийности в очистных забоях, ухудшение устойчивости бортов лавы; возникновение динамических явлений, внезапных выбросов угля и газа, горных ударов, прорывов глины и т. п. Одной из таких проблем являются труднообрушаемые кровли выработок, которые можно рассматривать как частный случай ситуации, возникающей в процессе добычи полезных ископаемых, но достаточно характерный и плохо решаемый на практике. При отработке пласта движение забоя происходит в двух направлениях: по длине лавы и перпендикулярно к длине. Вопрос с труднообрушаемыми кровлями при добыче угля решается в рамках правил, предполагающих при определенном пролете очистного пространства проводить нагнетание раствора в кровлю, ожидая ее обрушения. В процессе добычи угля в таких условиях передвижная крепь в лаве перемещается последовательно, отдельными секциями.

Разрушение, согласно механическим законам, оказывается достаточно независимым от выбранной модели процесса, так что выделить единственность в момент разделения на части, как это считалось раньше, не удастся. Конечно, единственность разрушения имеет место всегда, но указать последний конкретный нюанс в этом процессе нельзя (он может быть любым и не вписываться в выбранную модель). При классическом подходе прогноз динамических проявлений горного давления в очистных забоях основывается на упруго-пластическом или реологическом решении соответствующей задачи. Все такие решения дают далекие от действительности значения момента разрушения, и поэтому вводятся всякого рода поправочные коэффициенты. В работе [1] прогноз основан на установлении

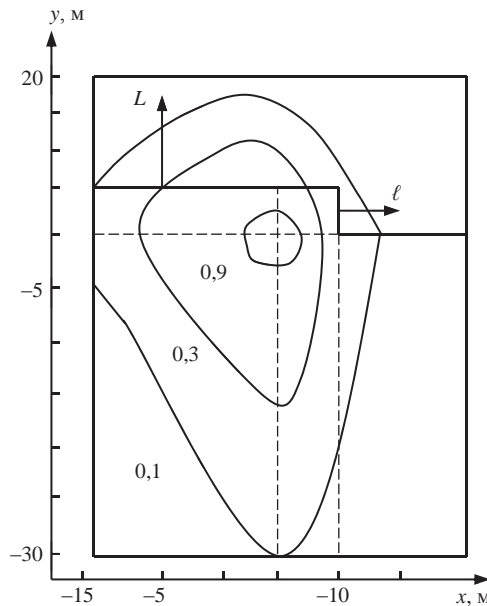


Рис. 1. Несимметричная поверхность приращений смещений от единичного подвигания очистного забоя

момента перехода окружающего массива в окрестности нескольких соседних секций крепи из стабильного в нестабильное состояние вследствие ускорения ползучести горных пород. Прогноз основывается на анализе конвергенции забоя лавы в течение рабочего цикла. Будем считать, что расчет напряженно-деформированного состояния сделан и соответствующая предельная линия возможного разрушения вычислена согласно выбранной теории прочности. При этом предполагается подвигать забой до тех пор, пока напряжения на этих линиях не будут превосходить предельно допустимые. Назовем такой подход к оценке разрушения статическим.

Движение забоя по длине лавы образует уступ, создаваемый при передвижении секции крепи. На рис. 1 приведена заимствованная из [2] поверхность приращений смещений кровли от единичного подвигания очистного забоя ℓ в направлении оси x , сопровождаемого динамическим ударом пород кровли по соседней с подвигаемой секции. Подвигание забоя L в направлении оси y приводит к возрастанию смещений от последующих единичных перемещений секций крепи и, следовательно, к последовательному росту нагрузки на секции крепи, т. е. определяет динамику процесса отработки пласта, никак не учитываемую до настоящего времени.

Формулировка задачи. Остановимся на возможности управления горным давлением исходя из физики явления единичного подвигания забоя. Любая физическая проблема должна рассматриваться в трех направлениях исследования – это формулировка независимых статической, динамической и кинетической задач, позволяющих понять процесс с разных сторон. Формулировка динамической задачи и кинематический подход в геомеханике в силу сложности и неизвестности объекта не представляются рациональными. В силу этих же причин и статический подход к такой проблеме, как следует из предыдущего опыта, не применим [3, 4].

Учет напряженного состояния (статика) и собственного веса пород (кинематика) требует численного расчета напряженно-деформированного состояния в окрестности выработки. Необходимость рассматривать в этом процессе обратные задачи [5], сводящие процедуру к формулировке класса труднорешаемых задач, делает единственно возможным методом расчета использование уравнений, связывающих граничные значения компонент напряжений и смещений [6]:

$$f(t_0) + 2\mu g(t_0) = \frac{1}{\pi i \Gamma} \int \frac{f(t) + 2\mu g(t)}{t - t_0} dt;$$

$$\kappa \overline{f(t_0)} - 2\mu \overline{g(t_0)} = \frac{1}{\pi i \Gamma} \int \frac{\kappa \overline{f(t)} - 2\mu \overline{g(t)}}{t - t_0} dt - \frac{1}{\pi i \Gamma} \int [f(t) + 2\mu g(t)] d \frac{\bar{t} - \bar{t}_0}{t - t_0},$$

где $\kappa = 3 - 4\theta$; $\mu = E[2(1 + \theta)]^{-1}$; E – модуль Юнга; θ – коэффициент Пуассона,

$$f(t) = i \int_0^t (X_n + iY_n) ds,$$

X_n, Y_n – компоненты усилий в направлении осей x и y ; $g = u + iv$; u, v – компоненты смещений в направлении осей x и y ; i – мнимая единица; черта над функцией обозначает комплексно сопряженное значение; Γ – граница рассматриваемой области; t_0 – аффикс точки границы Γ . Эта система уравнений справедлива для всех трех основных задач теории упругости и позволяет выписать их решение аналитически в квадратурах, что даст возможность исключить процесс регуляризации и предложить метод последовательных приближений, сводящийся к точному при решении обратных задач.

Рассмотрим систему *отрабатываемый пласт–вмещающие породы*, в которой крепь выполняет функцию управляющего органа, регулярно нагружаемого и сбрасывающего давление, т. е. цикл заключается в нагружении от нуля до максимального давления и сбрасывания его до нуля. В момент передвижения крепи происходит динамический удар пород кровли по крепи с силой равной максимальному распуру крепи. Так как контакт *отрабатываемый пласт–породы* не нарушался, то можно считать, что тело (породы кровли) падает с нулевой высоты на крепь. Эти динамические удары с подвиганием забоя не только регулярно повторяются, но и увеличиваются. Необходимо оценить усилие на породы кровли при подвигании забоя, имея единственную силовую характеристику – отпор крепи. Существенно, что каждое подвигание забоя создает повреждаемость пород кровли, которая растет по мере увеличения выработанного пространства, пока не достигнет предельного значения, приводящего к обрушению. Если крепь передвигать последовательно по секциям (как это делается на практике), то локальные повреждения работают несинхронно, но возрастают. Если собственный вес

пород впереди забоя уравновешен, то в выработанном пространстве при передвижении крепи он реализуется, увеличивая силу динамического удара.

Для описания процесса удара пород кровли по преграде положим, что удар производится большим весом Q , моделирующим породы кровли, по крепи, моделируемой одномерным телом (стержнем). При этом масса стержня много меньше массы ударяющих пород кровли. В этих предположениях, учитывая, что единственной характеристикой взаимодействия будет отпор крепи, перейдем к оценке динамических усилий, возникающих при ударе по соседней секции крепи в момент передвижения рассматриваемой секции.

Динамический аспект задачи. Упругое тело при деформации является аккумулятором энергии, затрачиваемой на деформацию. При устранении действующих сил эта энергия отдается упругим телом в том или ином виде. В общем случае внешние силы, прикладываемые к упругому телу, производят работу A , которая идет, с одной стороны, на сообщение скорости частицам тела, т. е. переходит в кинетическую энергию T , с другой – накапливается в виде потенциальной энергии деформации:

$$A = T + U.$$

Величина U представляет собой ту часть работы, которая тратится на деформирование тела и, если тело упруго, остается в нем до тех пор, пока нагрузка не изменяется. Для подсчета величины U предполагается, что внешняя сила прикладывается таким образом, что кинетическая энергия T равна нулю. Для этого нужно, чтобы сила Q возрастала от нуля до максимума так медленно, что можно считать скорость деформации практически отсутствующей и пренебречь силами инерции. Только в этом случае внутренние силы упругости в каждый момент процесса уравновешиваются внешними силами, поэтому

$$A = U.$$

Сила Q с удлинением $\Delta \ell$ согласно закону Гука:

$$Q = \frac{EF\Delta\ell}{\ell}, \quad (1)$$

где E – модуль Юнга; F – площадь сечения стержня; ℓ – длина стержня. Приращению удлинения $d(\Delta \ell)$ соответствует элементарная работа

$$dA = Qd(\Delta \ell). \quad (2)$$

Интегрируя (2) от $\Delta \ell = 0$ до конечного значения $\Delta \ell$, получим

$$U = \int_0^{\Delta \ell} Qd(\Delta \ell).$$

С учетом (1)

$$U = \frac{EF(\Delta \ell)^2}{2\ell}. \quad (3)$$

Рассмотрим вопрос о напряжениях и деформациях при ударе. В теоретической механике соударение предполагается мгновенным, вследствие чего силы,

возникающие при соударении абсолютно твердых тел, бесконечно велики, поэтому в рассмотрение вводятся лишь энергии и импульсы. Для упругого тела продолжительность удара всегда конечна и величина силы может быть определена. Задача о соударении упругих тел в точной постановке представляет значительные трудности ввиду волнового характера распространения деформации в упругом теле.

Приведем приближенное решение вопроса о сжимающем ударе по стержню тела большой массы, которое будем считать абсолютно твердым. Если масса стержня мала по сравнению с массой ударяющего тела, то можно считать первую вообще отсутствующей, а при отсутствии массы деформации в теле распространялись бы мгновенно. Основная гипотеза приближенной теории удара состоит в том, что деформация предполагается возникающей мгновенно во всех сечениях стержня, тогда как на самом деле деформация распространяется от конца, на котором происходит удар со скоростью звука. Гипотеза означает практически, что большая масса ударяет о стержень со скоростью, весьма малой по сравнению со скоростью звука, и продолжительность соударения значительно больше времени, необходимого для прохождения упругой волны по стержню. Пусть груз массой M , движущийся со скоростью v_0 , ударяет о стержень и деформирует его. В процессе деформации, в каждый ее момент, сумма кинетической и потенциальной энергии системы *груз–стержень* равна той кинетической энергии, которой обладал груз до удара:

$$T + U = T_0 = \frac{M v_0^2}{2}. \quad (4)$$

По мере роста деформации скорость груза убывает и становится на мгновение равной нулю в тот момент, когда деформация максимальна, при этом $T = 0$, тогда из (4):

$$U = T_0 = \frac{M v_0^2}{2}.$$

С учетом (3) получим

$$(\Delta \ell)_{\max} = \sqrt{\frac{2T_0 \ell}{EF}}.$$

Если груз весом Q падает с высоты h , то

$$T_0 = Qh \text{ и } (\Delta \ell)_{\max} = \sqrt{\frac{2Q \ell h}{EF}}.$$

Тогда

$$(\Delta \ell)_{\text{ст}} = \frac{Q \ell}{EF},$$

где $(\Delta \ell)_{\text{ст}}$ – деформация от груза Q , приложенного статически;

$$(\Delta \ell)_{\max} = \sqrt{2h(\Delta \ell)_{\text{ст}}}.$$

Если груз Q весьма велик и высота h невелика, уже нельзя пренебречь той дополнительной работой, которую производит груз Q на перемещении $\Delta \ell$.

Когда $\Delta \ell = (\Delta \ell)_{\max}$, уравнение работ можно записать следующим образом:

$$Q[h + (\Delta \ell)_{\max}] = \frac{EF}{2} (\Delta \ell)_{\max}^2,$$

где $Q = \frac{EF(\Delta \ell)_{\text{ст}}}{\dots}$, т. е. прикладывается статически.

Отсюда получены квадратное уравнение

$$(\Delta \ell)_{\max}^2 - 2(\Delta \ell)_{\text{ст}}(\Delta \ell)_{\max} - 2h(\Delta \ell)_{\text{ст}} = 0,$$

и его решение

$$(\Delta \ell)_{\max} = (\Delta \ell)_{\text{ст}} + \sqrt{(\Delta \ell)_{\text{ст}}^2 + 2h(\Delta \ell)_{\text{ст}}}. \quad (5)$$

В (5) выбран знак *плюс*, чтобы получить наибольшую деформацию. Решение со знаком *минус* приобретает смысл, когда груз остается после удара связанным со стержнем и совершает колебания около состояния статического равновесия.

Важным частным случаем соотношения (5) является внезапное приложение груза, когда $h = 0$. Тогда

$$(\Delta \ell)_{\max} = 2(\Delta \ell)_{\text{ст}}. \quad (6)$$

При расчете на ударную нагрузку напряжения, полученные при статическом расчете, следует умножить на динамический коэффициент, равный отношению $(\Delta \ell)_{\max} / (\Delta \ell)_{\text{ст}}$. Отсюда следует соотношение (6).

Забой движется вдоль лавы, так что всегда (за исключением последнего подвигания секции крепи по длине лавы) образуется уступ (рис. 1) и связанная с ним секция, на которую приходится удар от разгружаемой крепи. В окрестности начала и конца лавы удар пород кровли приходится еще и на массив пласта, и повреждаемость кровли минимальна, так как отпор распространяется на большую площадь. Подвигание секции крепи обеспечивает удар по породам кровли, согласно (6), минимум в два раза превосходящий нагрузку на секцию, обеспечивая повреждаемость пород. На начальный момент отработки пласта повреждаемость кровли локальна и незначительна (например, в виде шелушения или небольшого осыпания). С увеличением выработанного пространства нагрузка на крепь растет и, следовательно, увеличивается повреждаемость пород кровли при каждом единичном акте подвигания секции. Образовавшиеся при этом трещины не закрываются и увеличиваются при следующем подвигании. Удар по кровле может сопровождаться вдавливанием секции в почву и смятием верхняков, что характеризует повреждаемость кровли. Чем меньше мощность непосредственной кровли, тем раньше динамический удар разрушит слой и произойдет первое и последующие обрушения, т. е. одного динамического удара достаточно, чтобы разрушить слой по всей его мощности. Удар по кровле происходит при подвигании забоя, и образовавшиеся трещины не закрываются, а только увеличиваются при следующем подвигании крепи (смещения растут и трещины тоже).

Кинематический аспект проблемы. Для прямоугольной горизонтальной выработки в каждой точке i имеем натурные замеры смещений в кровле V_{ki} и почве V_{pi} . Тогда $V_{ki} / V_{pi} = \kappa_i$ [5], так что по длине выработки $\kappa_i = \kappa_i(x)$.

Если V_{li} – смещения из классического решения, сформулированного на контуре выработки в виде

$$\sigma_y = \gamma H; \quad \sigma_x = \lambda \gamma H, \quad (7)$$

где γ – удельный вес пород; H – глубина заложения выработки; λ – боковой распор; V_i – смещения от собственного веса пород, то в точке i

$$V_{ki} = V_{li} + V_i; \quad (8)$$

$$V_{ni} = V_{li} - V_i, \quad (9)$$

так как направления γH и веса пород в кровле совпадают, а в почве противоположны (рис. 2). Подставляя (14), (15) в $V_{ki} / V_{ni} = \kappa_i$, получим

$$V_{li} = \frac{\kappa_i - 1}{\kappa_i + 1} V_i. \quad (10)$$

Из (8), (9) с учетом (10) имеем

$$V_{ki} = \frac{2\kappa_i}{\kappa_i + 1} V_i; \quad V_{ni} = \frac{2}{\kappa_i + 1} V_i.$$

Откуда

$$V_{ki} + V_{ni} = 2V_i.$$

Полученные соотношения не зависят от точки i и могут использоваться для анализа. Величина V_{li} определяется из решения задачи, сформулированной в виде (7). Для любого выделенного волокна при $x = x_0$ строятся эпюры σ_x и τ , которые при интегрировании по длине волокна определяют добавку к результату от γ [5].

Кинематическая составляющая разрушения в окрестности очистной выработки связана со статическим анализом, так как не дает однозначной связи смещений и напряжений [5]. В процессе ведения очистных работ рост напряженного состояния, определяемого для каждого положения забоя, позволяет судить о потенциально предельной линии будущего разрушения, которое приближается, с учетом собственного веса пород и динамических ударов по кровле выработки к предельно допустимым. На рис. 2 представлены различные положения очистного забоя, которым соответствуют линии ℓ_1 , ℓ_2 максимальных касательных напряжений, значения которых не превышают предельных сдвиговых напряжений. На каждое такое положение забоя вычисляются длина линии ℓ_1 , ℓ_2 и площади S_1 , S_2 , ограниченные этими линиями и выработками. Вес выделенных таким образом пород кровли $P_i = \gamma S_i$ ($i = 1, 2$) распределяется как равномерная добавка к максимальным касательным напряжениям, приближая их значения к предельно допустимым.

Алгоритм расчета разрушающей нагрузки. Рассмотрены три аспекта: статический, кинематический и динамический, которые определяют процесс разрушения кровли выработки. Теперь необходимо объединить их в систему. Для любого положения забоя (кратного единичному подвиганию) рассчитывается напряженно-деформированное состояние в окрестности выработки, что позволяет, выбрав подходящую теорию деформирования, контролировать процесс накопления по-

управляемой, но повысится нагрузка на крепь. Аналогично, можно увеличить длину вынимаемого под секцию пространства при той же секции, это обеспечит увеличение удара и линию возможного обрушения оставит после ее подвигания за крепью (рис. 1). Это приведет к более широким возможностям управления горным давлением. Можно считать, что статический подход, используемый до сих пор, и подход, предлагаемый в этой работе, в определенном смысле аналогичны, но учет собственного веса (кинематический аспект) пород уточняет напряженное состояние нетронутого массива и механические характеристики пород, приводя их к натурным замерам смещений. Динамический аспект, связанный с единичным подвиганием секции крепи, дает возможность управлять горным давлением, меняя направления движения и геометрию секции, усиливая возможность обрушения по линии максимальных смещений (рис. 1). Под этим подразумевается любая точка лавы, из которой можно начинать движение секций влево или вправо, по одной, по две или более, одновременно добиваясь несимметрии деформирования боковых граней выработанного пространства (вызывая перенапряжение одной грани), что, как правило, быстрее приводит к разрушению, исключая зависание. Реализовать несимметрию деформирования кровли можно, используя все возможности технологии и отрабатываемого участка шахты. Новые технологические решения требуют, с одной стороны, получения новых знаний о механизмах разрушения горных пород и структурных изменениях в них, с другой – развития математической теории интерпретации натуральных экспериментов (методов решения обратных задач) и разработки технологических приемов реализации этих схем. Именно учет особенностей механических и физико-химических процессов в массиве горных пород обеспечит добычу полезных ископаемых на больших глубинах. Необходимо отметить, что новые технологические проблемы, возникающие в геомеханике в данном направлении, рассмотрены в теоретических работах [7–11].

Итак, автором рассмотрены три (в сумме с известным статическим) этапа подготовки разрушения кровли очистной выработки: статический, кинематический и динамический, они взаимосвязаны и необходим учет каждого этапа.

Динамический аспект разрушения рассматривает управляющую роль секций крепи и ее несущую способность, которая фиксируется и является объективной информацией. Учет собственного веса пород необходим и естественен (особенно при деформационных критериях разрушения), но отсутствие в предложенной теории прямой связи между смещениями и напряжениями не позволяет строго сформулировать силовые критерии. Используется условие, что статический подход фиксирует определенное ослабление массива пород кровли («натянутые» связи), которое усиливается за счет собственного веса, и если будет разрыв, то именно в этом уже ослабленном месте.

Работа выполнена при финансовой поддержке РФФИ (проект № 18-05-00533).

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Ройтер М., Крах М., Кисслинг У., Векслер Ю. Мониторинг геомеханического состояния очистного забоя угольной шахты в системе управления марко «Цифровая шахта» // Проблемы развития горных наук и горнодобывающей промышленности. Новосибирск: ИГД СО РАН. 2016. С. 246–252.
2. Прогнозирование и расчет проявлений горного давления / Г. И. Грицко [и др.]. Новосибирск: Наука, 1980. 159 с.
3. Tarasov B. G., Randolph M. E. Superbrittleness of rocks and earthquake activity // Int. Simp. of Rock Mech. and Min. Sci. 2011. Vol. 48. P. 890–905.
4. Mosein Rafiai. New empiricab polyaxial criterion for rock strength // Int. Simp. of Rock Mech. and Min. Sci. 2011. Vol. 48. P. 922–931.
5. Миренков В. Е. Об одном методе расчета напряженно-деформированного состояния массива горных пород вокруг выработок с учетом весовых характеристик // ФТПРПИ. 2016. № 3. С. 20–26.
6. Миренков В. Е. Связь напряжений и смещений на контуре выработки // ФТПРПИ. 1978. № 3. С. 19–23.

7. Клишин В. И. Адаптация механизированных крепей к условиям динамического нагружения. Новосибирск: Наука, 2002. 200 с.

8. Mirenkov V. E. Finite stress in fracture mechanics // *Engineering Fracture Mechanics*. 1994. Vol. 48, no. 1. P. 63–67.

9. Бычков И. В., Владимиров Д. Я., Опарин В. Н., Потапов В. П., Шокин Ю. И. Горная информатика и проблема «больших данных» в построении комплексных мониторинговых систем безопасности недропользования // *ФТПРПИ*. 2017. № 1. С. 164–185.

10. Опарин В. Н., Киряева Т. Н., Гаврилов В. Ю., Астраханцев И. Е., Гренев И. В. О некоторых особенностях взаимодействия между геомеханическими и физико-химическими процессами в угольных пластах Кузбасса // *ФТПРПИ*. 2014. № 2. С. 3–18.

11. Опарин В. Н., Секисов А. Г., Трубачев А. И., Смоляницкий Б. Н., Селихов В. С., Зыков Н. В. Перспективные технологии разработки золотороссыпных месторождений Забайкальского края // *ФТПРПИ*. 2017. № 3. С. 104–113.

Поступила в редакцию 6 февраля 2018 года

CALCULATION OF ROCK DEFORMATION WITH THE ACCOUNT OF STATIC, KINEMATIC, AND DYNAMIC ASPECTS IN THE PROCESS OF STOPPING

Mirenkov V. E. – The Institute of Mining, the Siberian Branch of RAS, Novosibirsk, the Russian Federation. E-mail: mirenkov@misd.nsc.ru

Stopping at coal beds is accompanied by various manifestations of rock pressure, such as roof caving, coal sloughing, gas emission, poor caving of roof, etc. Any aim, appearing in practice of mineral production, has to be analyzed from the position of dynamics, and only in this case it is possible to approach the understanding of the process of breaking, accompanied by the increase of the mined-out area. The complexity of the rock mass structure and the connected large quantity of parameters which it is characterized by, which vary through the process of the face advance, which is accompanied by the continuous process breaking and preparation for breaking, keep from formulating and realizing dynamic setting of a problem. Up to the present time the forecast of rock pressure manifestations was based on the elastoplastic analysis of stress-strained state in the vicinity of the working. The present paper suggests a new method of controlling rock pressure, generally analyzing static, kinematic and dynamic constituent of a process. The consideration of static constituent assumes a well known classic approach to the construction of a possible line of breaking. Kinematic aspect of a problem assumes the necessity to take into account the influence of rock dead weight on the process of breaking. The dynamics of the process of breaking preparation under the increase of the mined-out area is examined by the example of the analysis of face single advance influence. All these constituents of the process of damage accumulation make it possible to trace the manifestations of rock pressure more precisely.

Key words: working; stopping; stresses; shifts; damage accumulation; breaking; rock weight.

REFERENCES

1. Roiter M., Krakh M., Kissling U., Veksler Iu. [Monitoring of the geomechanical state of a coal mine stopping face in the controlling system marco “Digital Shaft”]. *Problemy razvitiia gornykh nauk i gornodobyvaiushchei promyshlennosti* [The Problems of Mining Sciences and Mining Industry Development] Novosibirsk: IM SB RAS, 2016, pp. 246–252.
2. Gritsko G. I., and others. *Prognozirovanie i raschet proiavlennii gornogo davleniia* [Forecast and calculation of rock pressure manifestations]. Novosibirsk, Nauka Publ., 1980. 159 p.
3. Tarasov B. G., Randolph M. E. Superbrittleness of rocks and earthquake activity. *Int. Simp. of Rock Mech. and Min. Sci.*, 2011, vol. 48, pp. 890–905.
4. Mosein Rafiai. New empiricab polyaxial criterion for rock strength. *Int. Simp. of Rock Mech. and Min. Sci.*, 2011, vol. 48, pp. 922–931.
5. Mirenkov V. E. [Regarding one method of calculating stress-strain state of rock mass around the workings with the account of weight characteristics]. *Fiziko-tekhnicheskie problemy razrabotki poleznykh iskopaemykh – Journal of Mining Science*, 2016, no. 3, pp. 20–26. (In Russ.)
6. Mirenkov V. E. [Connection of stresses and shifts at the contour of a working]. *Fiziko-tekhnicheskie problemy razrabotki poleznykh iskopaemykh – Journal of Mining Science*, 1978, no. 3, pp. 19–23. (In Russ.)
7. Klishin V. I. *Adaptatsiia mekhanizirovannykh krepей k usloviyam dinamicheskogo nagruzheniia* [Adaptation of mechanized supports in conditions of dynamic loading]. Novosibirsk, Nauka Publ., 2002. 200 p.
8. Mirenkov V. E. *Finite stress in fracture mechanics*. *Engineering Fracture Mechanics*, 1994, vol. 48, no. 1, pp. 63–67.
9. Bychkov I. V., Vladimirov D. Ia., Oparin V. N., Potapov V. P., Shokin Iu. I. [Mining computer science and the problem of “big data” in the construction of integrated monitoring security systems of subsoil use]. *Fiziko-tekhnicheskie problemy razrabotki poleznykh iskopaemykh – Journal of Mining Science*, 2017, no. 1, pp. 164–185. (In Russ.)
10. Oparin V. N., Kiriaeva T. N., Gavrilov V. Iu., Astrakhantsev I. E., Grenev I. V. [Regarding some peculiarities of interrelation between geomechanical and physical-chemical processes in coal beds of Kuzbass]. *Fiziko-tekhnicheskie problemy razrabotki poleznykh iskopaemykh – Journal of Mining Science*, 2014, no. 2, pp. 3–18. (In Russ.)
11. Oparin V. N., Sekisov A. G., Trubachev A. I., Smolianitskii B. N., Selikhov V. S., Zыkov N. V. [Advanced technologies in the development of gold placer deposits of Zabaykalsky Krai]. *Fiziko-tekhnicheskie problemy razrabotki poleznykh iskopaemykh – Journal of Mining Science*, 2017, no. 3, pp. 104–113. (In Russ.)

ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ПАРАМЕТРОВ ПОДПОРНОЙ СТЕНКИ ПРИ РАЗЛИЧНЫХ ФОРМАХ ЗАЖАТОЙ СРЕДЫ ИЗ ВЗОРВАННОЙ ГОРНОЙ МАССЫ

НОРОВ Ю. Д., УМАРОВ Ф. Я., УРИНОВ Ш. Р., МАХМУДОВ Д. Р., ЗАИРОВ Ш. Ш.

Для улучшения дробления горных пород в глубоких карьерах рекомендуется способ взрывания в зажатой среде, при котором благодаря наличию преград уменьшается боковое смещение взрываеваемого массива в период разрушения, что способствует увеличению продолжительности действия взрыва на массив. Целью проведенных исследований является повышение эффективности использования взрывных технологий, позволяющих обеспечить необходимое качество взорванной массы, возможность управления формой и параметрами развала пород, сохранение геологической структуры массива и сокращение подготовительно-восстановительных работ. В статье приведены аналитические исследования и разработаны схемы по определению рациональных параметров подпорной стенки при трапецевидной, треугольной и сегментной формах зажатой среды. Установлены фактическая линия наименьшего сопротивления (ЛНС) и объем развала горных пород при разных формах зажатой среды. Используются комплексные методы исследований, включающие теоретические обобщения и эксперименты в полигонных и промышленных условиях, методы математического программирования с использованием современной компьютерной техники с целью разработки программ расчета эффективных параметров зажатой среды на языке Borland Delphi 7.0, а также методов математической статистики и корреляционного анализа результатов исследований.

Ключевые слова: *буровзрывные работы; подпорная стенка; зажатая среда; трапецевидная, треугольная, сегментная формы; управление формированием развала; фактическая ЛНС; объем развала горных пород; рациональная высота подпорной стенки.*

Управление действием энергии взрыва при дроблении горных пород является важнейшим компонентом в технологии открытой разработки месторождений полезных ископаемых. Эффективность использования взрывных технологий базируется на правильном понимании физического механизма воздействия взрыва на разрушаемый горный массив [1–5].

За последние 15–20 лет благодаря пристальному вниманию ученых, инженеров и практиков взрывного дела, к проблемам изучения физических основ дей-

Норов Юнус Джумаевич – доктор технических наук, профессор, начальник производственно-технического и инновационного отдела. 210100, Республика Узбекистан, г. Навои, ул. Навои, 27, Навоийский горно-металлургический комбинат. E-mail: yud.norov@ngmk.uz

Умаров Фарходбек Яркулович – доктор технических наук, профессор кафедры горного дела. 100125, Республика Узбекистан, г. Ташкент, ул. Университетская, 2, Ташкентский государственный технический университет. E-mail: farkhodbek.umarov@yandex.ru

Уринов Шерали Рауфович – кандидат технических наук, доцент, начальник отдела по международным связям. 210100, Республика Узбекистан, г. Навои, ул. Южная, 27а, Навоийский государственный горный институт. E-mail: sh_urinov@mail.ru

Махмудов Дилмурод Рахматжонович – заведующий кафедрой геотехнологии угольных и пластовых месторождений. 100095, Республика Узбекистан, г. Ташкент, ул. Университетская, 2, Ташкентский государственный технический университет. E-mail: dmahmudov@yandex.ru

Заиров Шерзод Шарипович – доктор технических наук, доцент, заведующий кафедрой добычи и переработки руд редких и радиоактивных металлов. 210100, Республика Узбекистан, г. Навои, ул. Южная, 27а, Навоийский государственный горный институт. E-mail: sher-z@mail.ru

ствия промышленных взрывов в горных породах, улучшения технологии и создания инженерных методов управления энергией взрыва успешно решены многие сложные вопросы. Однако, несмотря на значительные успехи в области теории и практики взрывной подготовки горной массы, удельный расход взрывчатых веществ (ВВ) как основной показатель эффективности взрывных работ непрерывно возрастает.

Среди разнообразных методов взрывания, с помощью которых современная технология взрывных работ управляет степенью дробления горных пород, можно выделить работы по взрыванию в зажатой среде.

Рассмотрим геометрические параметры трапециевидной формы зажатой среды (рис. 1).

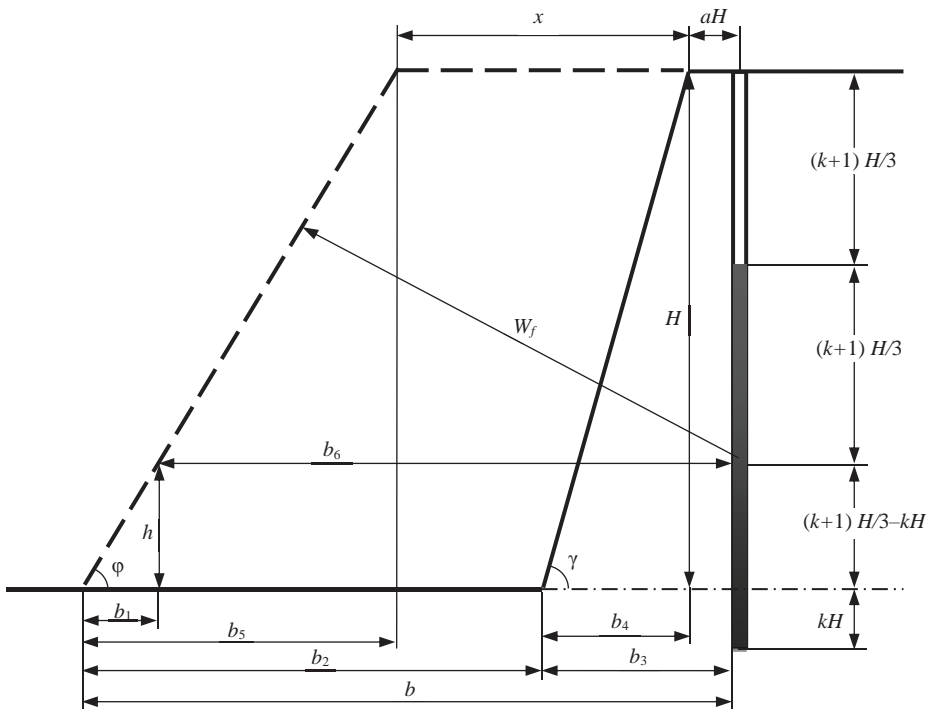


Рис. 1. Схема определения рациональных параметров подпорной стенки при трапециевидной форме зажатой среды

Для определения линии наименьшего сопротивления и единичного объема подпорной стенки трапециевидной формы вычислим расстояние от центра заряда ВВ до подошвы уступа:

$$h = \frac{2/3 H (k + 1)}{2} - kH = \left(\frac{1}{3} k + \frac{1}{3} - k \right) H = \frac{H}{3} (1 - 2k) = \frac{1 - 2k}{3} H \Rightarrow$$

$$h = \frac{1 - 2k}{3} H,$$

где H – высота уступа, м; k – коэффициент, учитывающий длину перебура в зависимости от высоты уступа; kH – длина перебура, м.

Рассмотрим положение увеличения и уменьшения ширины подпорной стенки.

С учетом угла откоса подпорной стенки трапециевидной формы φ определим расстояния b_1, b_2, b_3, b_4, b_5 и b_6 по следующим формулам:

$$\operatorname{tg}\varphi = \frac{h}{b_1} \Rightarrow b_1 = h \operatorname{ctg}\varphi \Rightarrow b_1 = \frac{1-2k}{3} H \operatorname{ctg}\varphi;$$

$$\operatorname{tg}\varphi = \frac{H}{b_4} \Rightarrow b_4 = H \operatorname{ctg}\varphi;$$

$$\operatorname{tg}\varphi = \frac{H}{b_5} \Rightarrow b_5 = H \operatorname{ctg}\varphi;$$

$$b = b_5 + x + aH = H(a + \operatorname{ctg}\varphi) + x; \quad (1)$$

$$b_6 = b - b_1 = H(a + \operatorname{ctg}\varphi) + x - \frac{1-2k}{3} H \operatorname{ctg}\varphi =$$

$$= x + \frac{H}{3}(3a + 3\operatorname{ctg}\varphi - \operatorname{ctg}\varphi + 2k\operatorname{ctg}\varphi) \Rightarrow b_6 = x + \frac{3a + 2(k+1)\operatorname{ctg}\varphi}{3} H;$$

$$b_6 = x + \frac{3a + 2(k+1)\operatorname{ctg}\varphi}{3} H;$$

$$b_3 = b_4 + aH = H \operatorname{ctg}\gamma + aH = H(a + \operatorname{ctg}\varphi);$$

$$b_2 = b - b_3 = x + H(a + \operatorname{ctg}\varphi) - H(a + \operatorname{ctg}\varphi) = x + H(\operatorname{ctg}\varphi - \operatorname{ctg}\gamma), \quad (2)$$

где x – ширина подпорной стенки по верху, м; aH – безопасное расстояние от верхней бровки уступа до центра скважины, м; γ – угол откоса уступа, град.

По рис. 1 определим фактическую линию наименьшего сопротивления (ЛНС), м, по формуле:

$$W_f = b_6 \sin \varphi. \quad (3)$$

Подставив выражение (1) в формулу (3), получим формулу определения единичного объема подпорной стенки трапециевидной формы:

$$W_f = \left(x + \frac{3a + 2(k+1)\operatorname{ctg}\varphi}{3} H \right) \sin \varphi.$$

Согласно рис. 1 единичный объем подпорной стенки трапециевидной формы определяется по формуле:

$$V = \frac{b_2 + x}{2} H. \quad (4)$$

Подставив (2) в выражение (4), получим формулу определения единичного объема подпорной стенки трапециевидной формы:

$$V = \frac{2x + H(\operatorname{ctg}\varphi - \operatorname{ctg}\gamma)}{2} H.$$

Рассмотрим геометрические параметры треугольной формы зажатой среды (рис. 2).

Для определения линии наименьшего сопротивления и единичного объема подпорной стенки треугольной формы вычислим расстояние от центра заряда ВВ до подошвы уступа:

$$h = \frac{2/3H(k+1)}{2} - kH = \left(\frac{1}{3}k + \frac{1}{3} - k\right)H = \frac{H}{3}(1 - 2k) = \frac{1 - 2k}{3}H \Rightarrow$$

$$h = \frac{1 - 2k}{3}H,$$

где H – высота уступа, м; k – коэффициент, учитывающий длину перебура в зависимости от высоты уступа; kH – длина перебура, м.

Рассмотрим положение увеличения и уменьшения ширины подпорной стенки.

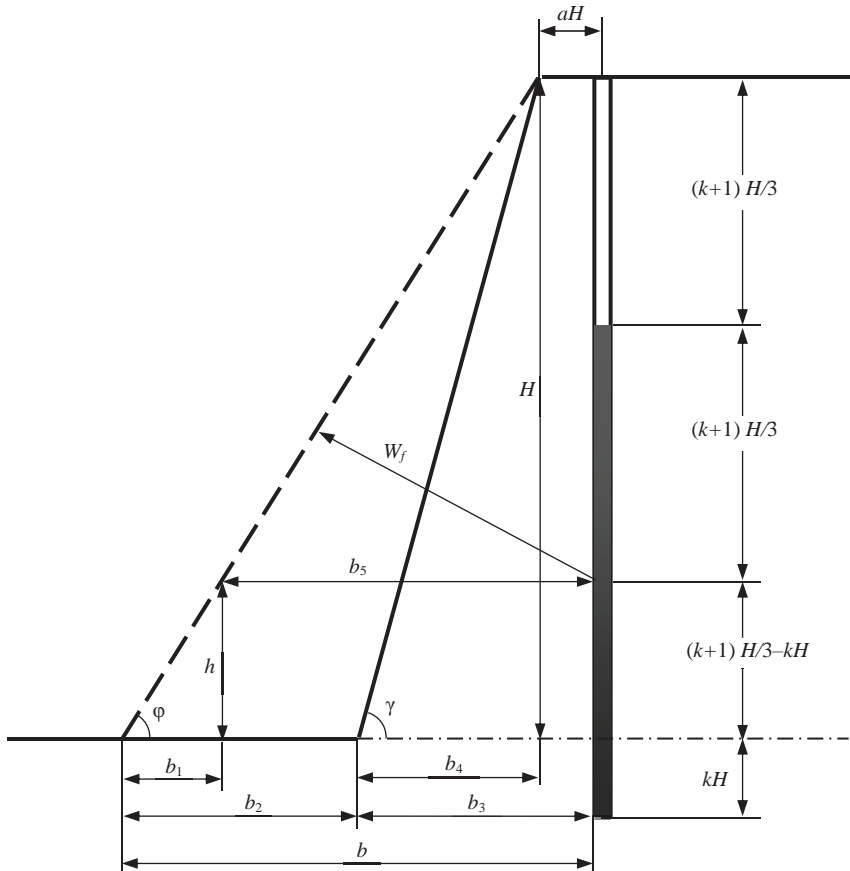


Рис. 2. Схема определения рациональных параметров подпорной стенки при треугольной форме зажатой среды

С учетом величины угла откоса подпорной стенки треугольной формы φ определим расстояния b_1, b_2, b_3, b_4 и b_5 по следующим формулам:

$$\operatorname{tg} \varphi = \frac{h}{b_1} \Rightarrow b_1 = h \operatorname{ctg} \varphi \Rightarrow b_1 = \frac{1 - 2k}{3} H \operatorname{ctg} \varphi;$$

$$\operatorname{tg} \varphi = \frac{H}{b_4} \Rightarrow b_4 = H \operatorname{ctg} \varphi;$$

$$b = H(a + \operatorname{ctg}\varphi);$$

$$\begin{aligned} b_3 = b - b_1 &= H(a + \operatorname{ctg}\varphi) + \frac{1-2k}{3} H \operatorname{ctg}\varphi = \\ &= \frac{H}{3}(3a + 3\operatorname{ctg}\varphi - \operatorname{ctg}\varphi + 2k\operatorname{ctg}\varphi) \Rightarrow b_3 = \frac{3a + 2(k+1)\operatorname{ctg}\varphi}{3} H; \end{aligned} \quad (5)$$

$$\begin{aligned} b_3 = b_4 + aH &= H \operatorname{ctg}\gamma + aH = H(a + \operatorname{ctg}\varphi); \\ b_2 = b - b_3 &= H(a + \operatorname{ctg}\varphi) - H(a + \operatorname{ctg}\varphi) = H(\operatorname{ctg}\varphi - \operatorname{ctg}\gamma), \end{aligned} \quad (6)$$

где aH – безопасное расстояние от верхней бровки уступа до центра скважины, м;
 γ – угол откоса уступа, град.

По рис. 1 определим фактическую линию наименьшего сопротивления (ЛНС) по формуле:

$$W_f = b_3 \sin \varphi. \quad (7)$$

Подставив выражение (5) в формулу (7), получим формулу определения единичного объема подпорной стенки треугольной формы:

$$W_f = \left(\frac{3a + 2(k+1)\operatorname{ctg}\varphi}{3} H \right) \sin \varphi.$$

Согласно рис. 1 единичный объем подпорной стенки треугольной формы определяется по формуле:

$$V = \frac{b_2}{2} H. \quad (8)$$

Поставив выражение (6) в формулу (8), получим формулу определения единичного объема подпорной стенки треугольной формы:

$$V = \frac{H^2 (\operatorname{ctg}\varphi - \operatorname{ctg}\gamma)}{2}.$$

Рассмотрим геометрические параметры сегментной формы зажатой среды (рис. 3).

Разделим зажатую среду сегментной формы на составляющие y_1 , y_2 и y_3 .
 Согласно рис. 3 расстояние

$$c_2 = H \operatorname{ctg}\gamma; \quad (9)$$

$$c_1 + c_2 = H \operatorname{ctg}\varphi. \quad (10)$$

Отсюда, подставив выражение (9) в (10), получим:

$$c_1 = H(\operatorname{ctg}\varphi - \operatorname{ctg}\gamma).$$

Также согласно рис. 3

$$y_3 = H / \sin\varphi;$$

$$y_1 = \sqrt{H^2 + (x + H \operatorname{ctg}\varphi)^2}.$$

Единица объема сегмента V определяется разностью сектора единицы объема V_s и единицы объема треугольника V_Δ . Единица объема треугольника определяется следующим образом:

$$V_\Delta = \frac{1}{2}(x + c_1)H = \frac{1}{2}(x + H(\operatorname{ctg}\varphi - \operatorname{ctg}\gamma))H.$$

Отсюда

$$y_1 = 2R^2 - 2R^2 \cos\alpha. \quad (11)$$

Подставив (9) в выражение (11), получим:

$$\alpha = \arccos\left(1 - \frac{H^2 + (x + H \operatorname{ctg}\varphi)^2}{2R^2}\right).$$

Единичный объем сегментообразной части подпорной стенки определим по формуле:

$$V_s = \frac{1}{2}R^2(\alpha - \sin\alpha).$$

Тогда единичный объем подпорной стенки

$$V = V_s + V_\Delta = \frac{1}{2}(x + H(\operatorname{ctg}\varphi - \operatorname{ctg}\gamma))H + \frac{1}{2}R^2(\alpha - \sin\alpha).$$

Согласно рис. 3

$$c_3 = R \sin\varphi - x - c_1 - c_2 - aH = R \sin\varphi - x - H \operatorname{ctg}\varphi - aH; \quad (12)$$

$$c_4 = R \cos\varphi; \quad (13)$$

$$R - W_f = \sqrt{c_3^2 + \left(c_4 + \frac{1-2k}{3}H\right)^2}.$$

С учетом формул (12)–(13) определим фактическую линию наименьшего сопротивления по формуле:

$$W_f = \frac{2}{3}(k+1)H.$$

Таким образом, установлены фактическая ЛНС и объем развала горных пород при трапециевидной, треугольной и сегментной формах зажатой среды. На основе

проведенных исследований разработана компьютерная программа на языке Borland Delphi 7.0, новизна которой защищена свидетельством об официальной регистрации программы для ЭВМ Республики Узбекистан (Норов Ю. Д., Умаров Ф. Я., Махмудов Д. Р., Уринов Ш. Р., Заиров Ш. Ш., Очилов Ш. А. Расчет параметров

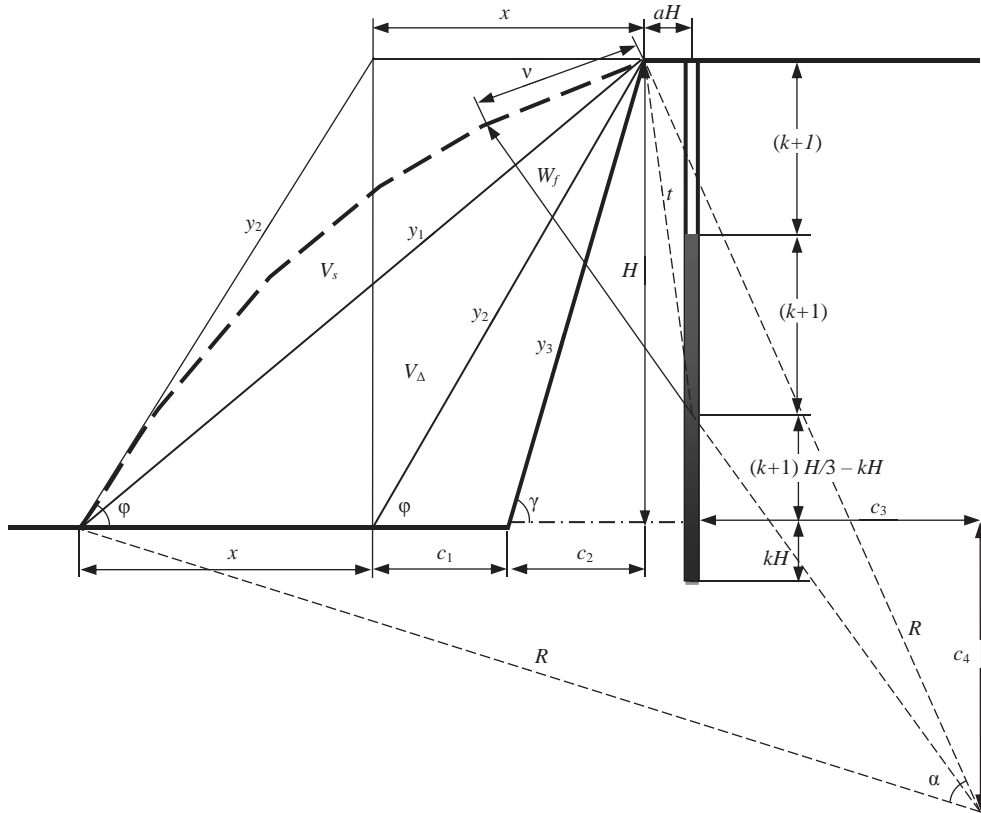


Рис. 3. Схема определения рациональных параметров подпорной стенки при сегментной форме зажатой среды

единичного объема подпорной стенки и линии наименьшего сопротивления при взрывании скважинного заряда. Свидетельство об официальной регистрации программы для ЭВМ № DGU 05179 по заявке № DGU 2018 0140 от 26.02.2018 г. Зарегистрирована в государственном реестре программ для ЭВМ Республики Узбекистан 03.04.2018 г.).

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Норов Ю. Д., Бибик И. П., Заиров Ш. Ш. Управление эффективными параметрами буровзрывных работ по критерию качества взорванной горной массы // Известия вузов. Горный журнал. 2016. № 1. С. 34–39.
2. Снитка Н. П., Насиров У. Ф., Умаров Ф. Я., Заиров Ш. Ш. Управление параметрами буровзрывных работ и устойчивостью бортов на карьерах: монография. Ташкент: Фан, 2017. 288 с.
3. Норов Ю. Д., Шеметов П. А., Заиров Ш. Ш., Тухташев А. Б. Совершенствование методов управления дроблением горных пород взрывом: монография. Бухара: Бухоро, 2011. 200 с.
4. Норов Ю. Д., Заиров Ш. Ш., Ивановский Д. С. Теоретические исследования закономерностей действия цилиндрического заряда в разнопрочных горных породах на пластовых месторождениях // ГИАБ. 2010. № 4. С. 140–142.
5. Норов Ю. Д., Бибик И. П., Заиров Ш. Ш. Управление эффективными параметрами буровзрывных работ по критерию качества взорванной горной массы // Известия вузов. Горный журнал. 2016. № 1. С. 34–39.

THEORETICAL STUDY OF RELIEVING WALL PARAMETERS UNDER VARIOUS FORMS OF NIPPED ENVIRONMENT FROM BLASTED ROCK MASS

Norov Iu. D. – Navoiy Mining and Metallurgical Combinat, Navoiy, Uzbekistan. E-mail: yud.norov@ngmk.uz

Umarov F. Ia. – Tashkent State Technical University, Tashkent, Uzbekistan. E-mail: info@gubkin.uz

Urinov Sh. R. – Navoiy State Mining Institute, Navoiy, Uzbekistan. E-mail: shurinov@mail.ru

Makhmudov D. R. – Tashkent State Technical University, Tashkent, Uzbekistan. E-mail: dmahmudov@yandex.ru

Zairov Sh. Sh. – Navoiy State Mining Institute, Navoiy, Uzbekistan. E-mail: sher-z@mail.ru

In order to improve rock mass drilling in deep open pits it is recommended to use the method of blasting in nipped environment, at which, due to the presence of obstacles, in the period of destruction, lateral shift of blasted rock mass reduces, which contributes to the increased duration of blast effect on the massif. The aim of the investigations fulfilled is the increase of blasting technologies application efficiency, which makes it possible to provide required quality of blasted mass, maintenance of geological structure of a massif and shorten development-reclamation work. The article introduces analytical investigations and works out the schemes on the determination of rational parameters of relieving wall under trapezoid, triangle, and segmental forms of nipped environment. True line of least resistance (LLR) and rock mass disintegration range under various forms of nipped environment are stated. Integrated methods of investigations are used, which include theoretical generalizations and experiments in polygon and industrial conditions, methods of mathematical programming with the use of modern hardware to develop the programs aimed to calculate efficient parameters of nipped environment using the Borland Delphi 7.0 language, and also the methods of mathematical statistics and correlation analysis of investigation results.

Key words: drilling and blasting operations; relieving wall; nipped environment; trapezoid, triangle, and segmental forms; disintegration generation control; true LLR; rock mass disintegration range; rational height of relieving wall.

REFERENCES

1. Norov Iu. D., Bibik I. P., Zairov Sh. Sh. [Efficient parameters control for drilling and blasting operations by the criterion of exploded rock mass quality]. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal – News of the Higher Institutions. Mining Journal*, 2016, no.1, pp. 34–39. (In Russ.)
2. Snitka N. P., Nasirov U. F., Umarov F. Ia., Zairov Sh. Sh. *Upravlenie parametrami burovzryvnykh работ i ustoichivost'iu bortov na kar'erakh: monografiia* [Monograph “Control over the parameters of drilling and blasting operations and pit edges sustainability”]. Tashkent, Fan Publ., 2017. 288 p.
3. Norov Iu. D., Shemetov P. A., Zairov Sh. Sh., Tukhtashev A. B. *Sovershenstvovanie metodov upravleniia drobleniem gornykh porod vzryvom: monografiia* [Monograph “Developing the methods of controlling rock drilling with a blast”]. Bukhara, Bukhoro Publ., 2011. 200 p.
4. Norov Iu. D., Zairov Sh. Sh., Ivanovskii D. S. [Theoretical study of action regularities of cylindrical charge in rock of various strength at stratified deposits]. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten' (nauchno-tehnicheskii zhurnal) – Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*, 2010, no. 4, pp. 140–142. (In Russ.)
5. Norov Iu. D., Bibik I. P., Zairov Sh. Sh. [The control of efficient parameters of drilling and blasting operations by the criterion of exploded mass quality]. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal – News of the Higher Institutions. Mining Journal*, 2016, no. 1, pp. 34–39. (In Russ.)

АНАЛИТИЧЕСКИЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ПАРАМЕТРОВ ПОЛОСТЕЙ, СОЗДАВАЕМЫХ В МНОГОЯРУСНОМ РУДНОМ ШТАБЕЛЕ ДЛЯ КУЧНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ ЗОЛОТА ПРИ КАМУФЛЕТНОМ ВЗРЫВЕ ВЕРТИКАЛЬНЫХ СКВАЖИН

БОРОВКОВ Ю. А., ДЕРЕВЯШКИН И. В., ЯКШИБАЕВ Т. М.

В статье рассматривается применение новых рациональных методов по интенсификации процесса кучного выщелачивания золота путем встряхивания многоярусного рудного штабеля взрывом камуфлетного скважинного заряда. Аналитически исследован механизм камуфлетного взрыва взрывчатого вещества в сыпучей среде и обоснованы его основные параметры, установлены прочностная характеристика массива горных пород в многоярусном рудном штабеле для кучного выщелачивания, зависящая от сжимаемости, энергетических характеристик применяемого взрывчатого вещества и динамического предела прочности породы на сжатие (раздавливание). Эта характеристика показывает, во сколько раз увеличивается сопротивляемость пород разрушению в ближней зоне взрыва при всесторонней динамической нагрузке, она различна для разных типов горных пород и определяется их физико-механическими свойствами. При этом для разрушенных горных пород многоярусного рудного штабеля за счет шероховатости кусков и наличия сил зацепления между ними также существует прочность при одноосном сжатии и растяжении. Однако растяжение экспериментально определить очень сложно. Поэтому для построения паспорта прочности опытным путем определить величину сцепления (прочность на сдвиг). При этом следует обратить внимание на то, что угол внутреннего трения разрушенной породы всегда больше, чем идеально сыпучей.

Ключевые слова: кучное выщелачивание; многоярусный рудный штабель; интенсификация; встряхивание; камуфлетный скважинный заряд.

Совершенствование процесса кучного выщелачивания (КВ) многоярусного рудного штабеля возможно благодаря применению новых рациональных методов, одним из которых является встряхивание многоярусного рудного штабеля пород взрывом камуфлетного скважинного заряда. Данный способ приемлем в случае снижения концентрации золота в продуктивном растворе с течением времени. Необходимо произвести встряхивание многоярусного рудного штабеля горных пород взрывами камуфлетных скважинных зарядов взрывчатых веществ (ВВ), при этом происходят перемещение, измельчение, размежевание и изменение ориентации кусков породы в глубине многоярусного рудного штабеля с образованием дополнительных микро- и макротрещин. Для изучения процесса встряхивания рудного штабеля необходимо исследовать механизм камуфлетного взрыва ВВ в сыпучей среде и обосновать основные его параметры.

Рассмотрим физическую картину взрывного разрушения массива горных пород, в основу которой положено экспериментальное подтверждение и ставшая класси-

Боровков Юрий Александрович – доктор технических наук, профессор кафедры геотехнологических способов и физических процессов горного производства. 117485, г. Москва, ул. Миклухо-Маклая, 23, Российский государственный геологоразведочный университет. E-mail: bua_51@mail.ru

Деревяшкин Игорь Владимирович – доктор технических наук, профессор, заведующий кафедрой техники и технологии горного и нефтегазового производства. 129626, г. Москва, ул. Павла Корчагина, 22, стр. 3, Московский политехнический университет. E-mail: gornoeдело-um@mail.ru

Якшибаев Темур Минграхматович – аспирант кафедры геотехнологических способов и физических процессов горного производства. 117485, г. Москва, ул. Миклухо-Маклая, 23, Российский государственный геологоразведочный университет. E-mail: temur19.01.1988.tm@list.ru

ческой схема взрыва в твердой среде [1]. После детонации скважинного заряда взрывчатого вещества, в момент, когда детонационная волна доходит до поверхности заряда, соприкасающегося с породой, на нее действуют ударная волна (волна сжатия) и продукты взрыва – взрывные газы с весьма высоким давлением.

В результате в среде возникает волна сжатия, которая сжимает и раздавливает слои пород на контакте *продукты взрыва–среда*. При этом горная порода испытывает состояние всестороннего сжатия. Размеры образовавшейся при этом зоны сжатия всецело зависят от давления, развиваемого в продуктах взрыва в этой зоне, прочностных и упругих свойств окружающей заряд породы [2].

При дальнейшем удалении от центра взрыва снижается интенсивность напряжений, вызванных волной сжатия, и процесс разрушения носит иной характер. Частицы породы, вовлеченные в движение волной сжатия, продолжают перемещаться вдоль радиусов, исходящих из центра взрыва. В результате каждый элементарный сферический слой в поперечном разрезе полости заряда, мысленно выделяемый в среде, растягивается, увеличивая свой радиус, что приводит к появлению системы радиальных трещин, расходящихся во все стороны от заряда. Нарушение сплошности материала пород в зоне происходит путем образования трещин, направленных по нормальям к поверхности скважины. Появление радиальных трещин обусловлено наличием тангенциальных растягивающих напряжений, превышающих предел прочности материала горных пород на разрыв (растяжение). При дальнейшем удалении от центра камуфлетного взрыва снижаются деформации, вызванные растягивающими напряжениями, и образование новых трещин прекращается. Однако возникшие ранее трещины могут распространяться еще на некоторое расстояние благодаря перераспределению напряжений около их концов, где происходит концентрация растягивающих усилий. Размеры зоны радиальных трещин зависят от природной трещиноватости массива пород, их физико-механических и горнотехнологических свойств, передачи энергии взрыва ВВ в ударную и волну напряжений, а также времени их воздействия на среду. На размеры этих зон существенное влияние также оказывают и расширяющиеся газообразные продукты взрыва.

В остальной части среды, за пределами отмеченных зон, волна сжатия приводит к накоплению некоторого запаса потенциальной энергии упругой деформации, которая реализуется в работу разрушения лишь при наличии свободной поверхности. В этом случае при достижении волной сжатия свободной поверхности частицы приграничного слоя получают возможность расширяться в ее сторону. Такое расширение породы будет передаваться все более удаленным слоям среды. В результате возникает волна растяжения (или отражения), распространяющаяся от свободной поверхности вовнутрь массива многоярусного рудного штабеля. Эта волна вызывает растягивающее напряжение в породе, а так как предел прочности горных пород на разрыв в несколько раз ниже предела их прочности на сжатие, то это приводит к интенсивному разрушению среды. Трещины, образовавшиеся под действием волны растяжения, развиваются перпендикулярно направлению ее распространения.

Участок породы, ограниченный с одной стороны зоной радиальных трещин, а с другой – зоной трещин, идущих от свободной поверхности, разрушается под совокупным действием волновых процессов и газообразных продуктов взрыва [2].

В условиях всестороннего взрывного нагружения, по аналогии с работами [2, 3], расширение полости скважины прекратится при наличии большого внутреннего трения в раздробленной (сыпучей) среде, когда статически напряженное состояние, обусловленное прочностью среды, будет в состоянии удерживать давление продуктов детонации.

Чтобы вычислить величину максимального давления в полости скважины в ограниченной среде, которую способны удержать силы, обусловленные прочностью среды, положим, что взрыв в каждом элементарном слое по высоте заряда произошел мгновенно. Рассмотрим сечение заряда, находящееся на достаточном расстоянии от его концов. Среду в направлении радиуса слоя будем считать бесконечно протяженной. Решение, полученное при этих допущениях, будет соответствовать взрыву достаточно длинного цилиндрического заряда в ограниченной среде.

Будем считать, по В. Н. Родионову, что разрушение скальной породы происходит при постепенном нарастании давления внутри полости, от бесконечности к оси заряда, в безграничной среде [4]. При малых давлениях в полости скважины скальный массив горных пород можно рассматривать как квазиупругую среду. В этом случае с повышением давления на границе полости будут расти растягивающие тангенциальные и сжимающие радиальные напряжения.

При достижении тангенциальными напряжениями σ_θ некоторого предельного значения $[\sigma_p]$ на границе полости появляются трещины, направленные по радиусу. Протяженность каждой отдельной трещины значительно меньше радиуса зоны трещинообразования. Это необходимое условие сохранения симметрии зоны разрушения и того, что граница зоны определяется значением тангенциального напряжения, равным пределу прочности породы на растяжение.

При дальнейшем повышении давления в полости скважины образуемые радиальными трещинами и природной трещиноватостью конические куски породы начнут раздавливаться. С ростом давления зона раздавливания будет расширяться. Причем в конце зоны раздавливания радиальные напряжения σ_r достигнут некоторой предельной величины $[\sigma_c]$, соответствующей пределу прочности на одноосное сжатие.

Исходя из описанной схемы разрушения, уравнение равновесия, выраженное через смещение $u = u(r)$, для квазиупругой области в случае осевой симметрии имеет вид:

$$\frac{d^2u}{dr^2} + \frac{1}{r} \frac{du}{dr} - \frac{u}{r^2} = 0,$$

где r – текущий радиус.

Это обыкновенное линейное уравнение второго порядка, общий интеграл которого выражается как

$$u = Ar + B/r,$$

где A и B – постоянные интегрирования, определяемые из граничных условий.

Для нахождения постоянных интегрирования необходимо учитывать следующие граничные условия: об ограниченности смещения на бесконечности; на внешней границе зоны радиальных трещин тангенциальное напряжение принимает предельное значение $[\sigma_p]$:

$$u = 0 \text{ при } r = \infty; \quad \sigma_\theta = [\sigma_p] \text{ при } r = r_1,$$

где σ_θ – тангенциальное напряжение; r_1 – радиус зоны радиальных трещин.

Из первого граничного условия следует, что $A = 0$. Для нахождения постоянной интегрирования B воспользуемся положениями теории прочности Кулона–

Мора, согласно которой тангенциальные напряжения σ_θ могут быть представлены в следующем виде:

$$\sigma_\theta = \frac{EB}{(1+\nu)r^2} \quad \text{или} \quad \sigma_\theta = \frac{Eu}{(1+\nu)r},$$

где E – модуль упругости; ν – коэффициент Пуассона.

Однако в квазиупругой области массива, представляющей собой сжатую взрывом область, для тангенциальных напряжений σ_θ и границы перемещения по аналогии с моделью несвязанной сыпучей среды Феннера–Руппенейта при величине угла внутреннего трения $\varphi = 30^\circ$, что характерно для песка, будем иметь:

$$\sigma_\theta = [\sigma_p] \left(\frac{r_1}{r} \right)^2 \quad \text{или} \quad u = \frac{1+\nu}{E} [\sigma_p] \frac{r_1^2}{r}.$$

Смещение границы квазиупругой зоны при $r = r_1$ будет следующим:

$$u_1 = \frac{1+\nu}{E} [\sigma_p] r_1. \quad (1)$$

Оно определяет расстояние, на которое сместилась граница из-за деформирования квазиупругой зоны, причем в ближней к заряду зоне радиальных трещин $\sigma_\theta = 0$, тогда уравнение равновесия в рассматриваемой зоне с учетом радиальных напряжений σ_r будет иметь следующий вид:

$$\sigma_r + r \frac{d\sigma_r}{dr} = 0. \quad (2)$$

Решением уравнения (2) является:

$$\sigma_r = Cr^{-1}.$$

Граничное условие для внутренней границы этой зоны (нахождения постоянной C) такое:

$$\sigma_r = [\sigma_C] \quad \text{при} \quad r = r_2, \quad (3)$$

где r_2 – радиус зоны раздавливания (сжатия).

В силу зависимости (3) распределение напряжений в этой зоне подчиняется закономерности:

$$\sigma_r = [\sigma_C] (r_2/r). \quad (4)$$

Для установления связи между r_1 и r_2 рассмотрим систему уравнений, связывающую радиальные и тангенциальные напряжения с перемещениями в зоне сжатия и в квазиупругой зоне:

$$\begin{cases} \sigma_r = \frac{E}{1-\nu^2} \left(\frac{du}{dr} + \nu \frac{u}{r} \right); \\ \sigma_\theta = \frac{E}{1-\nu^2} \left(\frac{u}{r} + \nu \frac{du}{dr} \right). \end{cases}$$

Так как в этой области $\sigma_\theta = 0$, то

$$\sigma_r = -\frac{E}{\nu} \cdot \frac{u}{r}. \quad (5)$$

Используя свойство неразрывности границы между квазиупругой зоной и зоной сжатия (в пластической зоне), т. е. условие непрерывности смещения на границах, и подставляя (1) в выражение (5), получаем:

$$\sigma_r = -\frac{E}{\nu} \cdot \frac{u_1}{r_1} = -\frac{1+\nu}{\nu} [\sigma_p]. \quad (6)$$

На основании (3), (4) с учетом (6) имеем:

$$[\sigma_c] r_2 = \frac{1+\nu}{\nu} [\sigma_p] r_1. \quad (7)$$

Радиальное напряжение в рассматриваемой пластической зоне приблизительно можно связать с деформацией, используя закон Гука, так как рассматриваем квазиупругую зону [5], т. е. $\sigma_r = E\varepsilon_r$. Тогда распределение деформации имеет вид:

$$\varepsilon_r = \frac{[\sigma_c]}{E} \cdot \frac{r_2}{r}.$$

Перемещение u_r внутренней границы радиальных трещин (пластической зоны) под действием напряжения определяется выражением:

$$u_2 = u_1 + \int_{r_2}^{r_1} \varepsilon_r dr = \frac{1+\nu}{E} [\sigma_p] r_1 + \frac{1}{E} [\sigma_c] r_2 \ln \frac{r_1}{r_2}.$$

С учетом зависимости (7) имеем:

$$u_2 = \frac{[\sigma_c]}{E} r_2 \left\{ \nu + \ln \left(\frac{\nu}{1+\nu} \frac{[\sigma_c]}{[\sigma_p]} \right) \right\}.$$

Так как для несвязанных горных пород второй член равен $\ln \left(\frac{\nu}{1+\nu} \frac{[\sigma_c]}{[\sigma_p]} \right) \approx 1$, окончательно имеем:

$$u_2 = \frac{[\sigma_c]}{E} r_2 (\nu + 1).$$

В зоне сжатия (раздавливания) с определенной степенью точности может быть использован первый инвариант тензора напряжений [6]:

$$\sigma_r - 2\sigma_\theta = 0. \quad (8)$$

Пользуясь уравнением равновесия:

$$\frac{d\sigma_r}{dr} + \frac{\sigma_r - \sigma_\theta}{r} = 0,$$

с учетом того, что радиальное напряжение на внешней границе рассматриваемой зоны ($r = r_2$) известно, получим:

$$\sigma_r = [\sigma_C] (r_2/r)^{1/2}.$$

При этом давление на стенки цилиндрической полости скважины с радиусом r_n составит:

$$P = [\sigma_C] (r_2/r_n)^{1/2}. \quad (9)$$

Применив закон неразрывности, который справедлив в зоне сжатия (раздавливания), определим соотношение r_2/r_n .

Объемная деформация, как известно, равна:

$$\Delta = \frac{\sigma_r + \sigma_\theta + \sigma_z}{3K} = \frac{3[\sigma_C]}{4K} \sqrt{\frac{r_2}{r}}, \quad (10)$$

где K – модуль всестороннего сжатия, $K = E/(3(1 - 2\nu))$.

При выводе зависимости (10) использованы известные положения из теории упругости и пластичности [3] о том, что при цилиндрической симметрии $\sigma_z = (\sigma_r + \sigma_\theta)/2$, а также условие $\sigma_r = 2\sigma_\theta$ из формулы (8) с учетом сыпучей среды (например, измельченной горной породы).

Поскольку сжимаемость материала $\Delta = \rho_1/\rho_0 - 1$, то из закона объемного деформирования получим:

$$\rho_1 = \rho_0 + \frac{3[\sigma_C]}{4K} \sqrt{\frac{r_2}{r}},$$

где ρ_0, ρ_1 – плотность до и после деформации.

Уравнение неразрывности или баланса массы имеет вид:

$$\rho_0 (r_2^2 - r_0^2) = 2 \int_{r_0}^{r_n} \rho_1 r dr, \quad (11)$$

где r_0 – радиус заряда; r_n – радиус образовавшейся полости скважины.

Интегрирование выражения (11) в указанных пределах имеет вид:

$$\frac{r_2}{r_n} = \sqrt{1 + \frac{[\sigma_C]}{K} \sqrt{\frac{r_2}{r}} - \left(\frac{r_0}{r_g}\right)^2} \left/ \left[\left(1 + \frac{1+\nu}{E} [\sigma_C]\right)^2 - 1 + \frac{[\sigma_C]}{K} \left(1 + \frac{1+\nu}{E} [\sigma_C]\right)^{3/2} \right] \right.,$$

где r_g – радиус пластической зоны вокруг скважины.

Разложив в ряд слагаемые в знаменателе и ограничившись членами первого порядка малости, получим:

$$\frac{r_2}{r_n} = \sqrt{1 + \frac{[\sigma_C]}{K} \sqrt{\frac{r_2}{r}} - \left(\frac{r_0}{r_g}\right)^2} \left/ \left(2 \frac{1+\nu}{E} [\sigma_C] + \frac{[\sigma_C]}{K}\right) \right.$$

Максимальное значение давления, удерживаемого средой, достигается при $r_0/r_{II} \rightarrow 0$. Следовательно,

$$\frac{r_2}{r_{II}} = \sqrt{1 + \frac{[\sigma_c]}{K}} \sqrt{\frac{r_2}{r}} / \left(2 \frac{1+\nu}{E} [\sigma_c] + \frac{[\sigma_c]}{K} \right). \quad (12)$$

С учетом того, что $K = 5/6(E)$, а $E = 3/4(\rho_0 c^2)$ при $\nu = 0,3$ и $\rho_0 c^2$ (c – скорость продольных волн при взрыве) для горных пород на два-три порядка больше $[\sigma_c]$, вторым слагаемым в числителе подкоренного выражения можно пренебречь. Тогда из уравнения (12) имеем:

$$\frac{r_2}{r_{II}} = \sqrt{\frac{3}{4} \frac{\rho_0 c^2}{(3,2 + 2\nu)[\sigma_c]}}.$$

В соответствии с этим максимальное давление в цилиндрической полости при $\nu = 0,3$ (что соответствует несвязанной среде), с учетом формулы (9) равняется:

$$P_c = [\sigma_c]^4 \sqrt{\frac{\rho_0 c^2}{5[\sigma_c]}}. \quad (13)$$

Выражение (13) получено из рассмотрения квазистатического расширения полости, которое имеет место на заключительной стадии взрыва [3], поскольку в начальный момент действие взрыва на стенки полости носит ударный характер.

В работе [7] обосновано, что динамические напряжения, возникающие при динамическом (ударном) давлении на твердое упругое тело, могут быть определены по формуле:

$$\sigma_d = \sigma_{ст} \left[1 + \sqrt{1 + \frac{T_0}{U_c(1+\beta)} - k_d \sigma_{ст}} \right], \quad (14)$$

где $\sigma_{ст}$ – напряжение в упругом теле при статическом приложении нагрузки; T_0 – кинетическая энергия ударяющего тела (в данном случае продукты детонации) к моменту начала удара; U_c – потенциальная энергия деформации породы; β – отношение массы ударяемого тела (окружающей полость породы) к массе ударяющего тела (заряда ВВ); k_d – коэффициент динамичности.

Так как отношение массы отбиваемой части массива к массе заряда в обычных условиях взрывания составляет не менее $3 \cdot 10^3$, а отношение T_0/U_c не превышает одного порядка, то величина $T_0/U_c(1+\beta)$ будет весьма малой [7]. В результате коэффициент динамичности в начале действия взрывной нагрузки по формуле (14) будет равен 2.

С учетом того что к моменту достижения полостью предельного положения расширение носит статический характер, средний коэффициент динамичности на протяжении всего этого процесса можно принять равным 1,5.

Обоснованность расчета аналитического значения коэффициента подтверждается экспериментами. Так, разрушающее напряжение при взрывном нагружении для стекла увеличивается на 50 %, полиметилметакрилата – на 65 %. Согласно данным [4], динамический предел прочности чугуна увеличивается в 1,5 раза по сравнению со статическим, меди – в 1,35 раза, магниевых сплавов – в 1,25 раза.

В соответствии с изложенным максимальное давление в полости, образованной при взрыве цилиндрического заряда, с учетом коэффициента динамичности можно принять:

$$P_c = k_d [\sigma_c] \sqrt[4]{\frac{\rho_0 c^2}{5k_d [\sigma_c]}}$$

Таким образом, установлено, что прочностная характеристика массива горных пород в многоярусном рудном штабеле зависит от сжимаемости (ρ_1/ρ_0), энергетических характеристик применяемого ВВ и динамического предела прочности породы на сжатие (раздавливание). Она показывает, во сколько раз увеличивается сопротивляемость пород разрушению в ближней зоне взрыва при всесторонней динамической нагрузке. Эта характеристика различна для разных типов горных пород и определяется их физико-механическими свойствами.

Для разрушенных горных пород многоярусного рудного штабеля из-за шероховатости кусков и наличия сил зацепления между ними также существует прочность при одноосном сжатии и растяжении. Однако растяжение экспериментально определить очень сложно. Поэтому для построения паспорта прочности опытным путем определяют величину сцепления (прочность на сдвиг). При этом следует обратить внимание на то, что угол внутреннего трения разрушенной породы всегда больше, чем идеально сыпучей.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Покровский Г. И., Федоров И. С. Действие удара взрыва в деформируемых средах. М.: Промстройиздат, 1957. 276 с.
2. Ракишев Б. Р. Энергоемкость механического разрушения горных пород. Алматы: Баспагер, 1998. 210 с.
3. Механический эффект подземного взрыва / В. Н. Родионов [и др.]. М.: Недра, 1971. 200 с.
4. Ракишев Б. Р. Прогнозирование технологических параметров взорванных пород на карьерах. Алма-Ата: Наука, 1983. 240 с.
5. Кутузов Б. Н., Рубцов В. К. Физика взрывного разрушения горных пород применительно к взрывным работам // Взрывное дело. 1963. № 53/10. С. 31–36.
6. Казаков Н. Н. Взрывная отбойка руд скважинными зарядами. М.: Недра, 1975. 190 с.
7. Беленко Ф. А. Исследование полей напряжения и процесса образования трещин при взрыве колонковых зарядов в скальных породах // Вопросы теории разрушения горных пород под воздействием взрыва. М.: Недра, 1958. С. 126–139.

Поступила в редакцию 12 февраля 2018 года

ANALYTICAL RESEARCHES OF DETERMINATION OF PARAMETERS OF CAVITIES CREATED IN THE MULTI-TIERED ORE STACK FOR HEAP LEACHING OF GOLD AT VERTICAL BOREHOLES CAMOUFLET EXPLOSION

Borovkov Iu. A. – Russian State Geological Prospecting University, Moscow, the Russian Federation. E-mail: bua_51@mail.ru

Dereviashkin I. V. – Moscow Polytechnic University, Moscow, the Russian Federation. E-mail: gornoedelo-um@mail.ru

Iakshibaev T. M. – Russian State Geological Prospecting University, Moscow, the Russian Federation. E-mail: bua_51@mail.ru

The article considers the use of new rational methods on the intensification of the process of heap leaching of gold by means of shaking multi-tiered ore stack with a blast of camouflet borehole charge. Mechanism of camouflet blasting of explosive in granular medium has been analytically researched, its basic parameters have been substantiated, strength characteristics of rock mass in multi-tiered ore stack have been determined for heap leaching, depending on compressibility, power characteristics of the used explosive material and dynamic limit of rock compressive strength (thrust). This characteristic shows, how many times rock resistance to the nearest explosion zone increases under overall dynamic loading; it varies for different types of rocks and is determined by their physical-mechanical properties. At that, for destructed rocks of multi-tiered ore stack, through the lumps roughness and the presence of the powers of gripping between them, strengths at uniaxial compression and extension do exist. However, the latter value is difficult to determine

experimentally. Therefore, to build the certificate of rock strength, the value of gripping (shear resistance) is determined experimentally. At that, it should be noted that the angle of shearing resistance of destructed rock is always bigger than of ideal loose one.

Key words: heap leaching; multi-tiered ore stack; intensification; shake; camouflet borehole charge.

REFERENCES

1. Pokrovskii G. I., Fedorov I. S. *Deistvie udara vzryva v deformiruemykh sredakh* [Percussion blow action in deformed environments]. Moscow, Promstroizdat Publ., 1957. 276 p.
 2. Rakishev B. R. *Energoemkost' mekhanicheskogo razrusheniia gornykh porod* [Energy capacity of mechanical destruction of rock]. Almaty, Baspager Publ., 1998. 210 p.
 3. Rodionov V. N., and others. *Mekhanicheskii effekt podzemnogo vzryva* [Mechanical effect of camouflet explosion]. Moscow, Nedra Publ., 1971. 200 p.
 4. Rakishev B. R. *Prognozirovaniye tekhnologicheskikh parametrov vzorvannykh porod na kar'erakh* [Forecast of technological parameters of blasted rock at open pits]. Alma-Ata, Nauka Publ., 1983. 240 p.
 5. Kutuzov B. N., Rubtsov V. K. [Physics of explosive destruction of rock as applied to blasting operations]. *Vzryvnoe delo – Explosion Technology*, 1963, no. 53/10, pp. 31–36. (In Russ.)
 6. Kazakov N. N. *Vzryvnaia otboika rud skvazhinnyimi zariadami* [Explosive breaking up of ore using borehole charges]. Moscow, Nedra Publ., 1975. 190 p.
 7. Belenko F. A. [Investigation of stress fields and the process of fissures generation during column charges blasting in hard rock]. *Voprosy teorii razrusheniia gornykh porod pod vozdeistviem vzryva* [Problems of the theory of rock destruction under the action of a blast]. Moscow, Nedra Publ., 1958, pp. 126–139.
-

МЕХАНИЗАЦИЯ ГОРНЫХ РАБОТ. ГОРНЫЕ МАШИНЫ И КОМПЛЕКСЫ

УДК 622.277:621.927

DOI: 10.21440/0536-1028-2018-4-81-86

РАЗРАБОТКА РАСЧЕТНОЙ СХЕМЫ И ОПИСАНИЕ ДВИЖЕНИЯ ГРОХОТА С КАСКАДНОЙ ПРОСЕИВАЮЩЕЙ ПОВЕРХНОСТЬЮ НА ОСНОВЕ ДВУХМАССНОЙ КОЛЕБАТЕЛЬНОЙ СИСТЕМЫ

ЮДИН А. В., ШЕСТАКОВ В. С., АБДУЛКАРИМОВ М. К.

Уральский государственный горный университет выполняет исследования по освоению новой технологии и способа сухой очистки карбонатного сырья от глинистых включений в условиях карьера. Эксплуатация комплекса показала, что его эффективность может быть повышена за счет введения третьей стадии очистки с разделением горной массы на фракции ± 40 м средствами вибропроцессов. Авторами предложен цикл взаимосвязанных статей, включающих материалы исследований по этапам разработки нового технического решения грохота. В данной статье обоснована актуальность совершенствования грохота для трудногрохотимой горной массы на основе каскадной просеивающей поверхности с консольными колосниками различной упругости. Показано, что грохот можно рассматривать как консервативную систему или систему с диссипативными свойствами.

Ключевые слова: грохот; расчетная схема; колосник; консоль; амплитуда; частота; жесткость; колебания.

Значительные трудности в карьерах проявляются при освоении технологии по разделению заглинистой горной массы (ГМ) с содержанием глины в исходном продукте до 25–30 %. Подобные условия наблюдаются при отработке Чаньвинского месторождения известняков (Пермский край). Впервые в отечественной практике введен и освоен комплекс сухой очистки известняка (КОИ), включающий две стадии разделения сырья на фракции $\pm 0,3$ и $\pm 0,1$ м [1]. В процессе эксплуатации КОИ была выявлена целесообразность дополнить схему цепи аппаратов третьей стадией разделения ГМ на фракции $\pm 0,04$ м с содержанием глины до 50 %. На сегодняшний день такие средства для разделения ГМ отечественной промышленностью не освоены.

По сообщениям зарубежных источников, ряд фирм (Mogensen, Thussen Krupp Fordertechnik) выпускают вибрационные грохоты с круговыми и линейными колебаниями, просеивающая поверхность (ПП) которых выполнена каскадной с пальцеобразными колосниками (*Перспективы фирмы ThyssenKrupp Fördertechnik GmbH; Перспективы фирмы Mogensen GmbH&Co. KG*). Грохоты предназначены для разделения трудногрохотимой ГМ. В отечественной инженерной практике известна конструкция колосникового грохота (ГВК), упруго закрепленные колос-

Юдин Аркадий Васильевич – доктор технических наук, профессор кафедры горных машин и комплексов. 620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30, Уральский государственный горный университет. E-mail: gpt2004@mail.ru

Шестаков Виктор Степанович – кандидат технических наук, профессор кафедры горных машин и комплексов. 620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30, Уральский государственный горный университет. E-mail: shestakov.v.s@mail.ru

Абдулкаримов Магомед Казбекович – старший преподаватель кафедры горных машин и комплексов. 620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30, Уральский государственный горный университет.

ники которого во время работы резонируют и смещаются относительно друг друга, способствуя самоочистке ПП [2]. Из патентных материалов можно выделить техническое решение вибрационного грохота для сортировки бытовых отходов (Блехман И. И., Вайсберг Л. А., Иванов К. С. и др. *Вибрационный грохот для сортировки твердых бытовых отходов. Описание изобретения к патенту RU 2484905 C02 от 20.06.2013*). В статье [3] показано, что реализация околорезонансных колебаний консольных колосников ПП возможна, если расчетная схема предусматривает установку дополнительных грузов на свободных концах консолей.

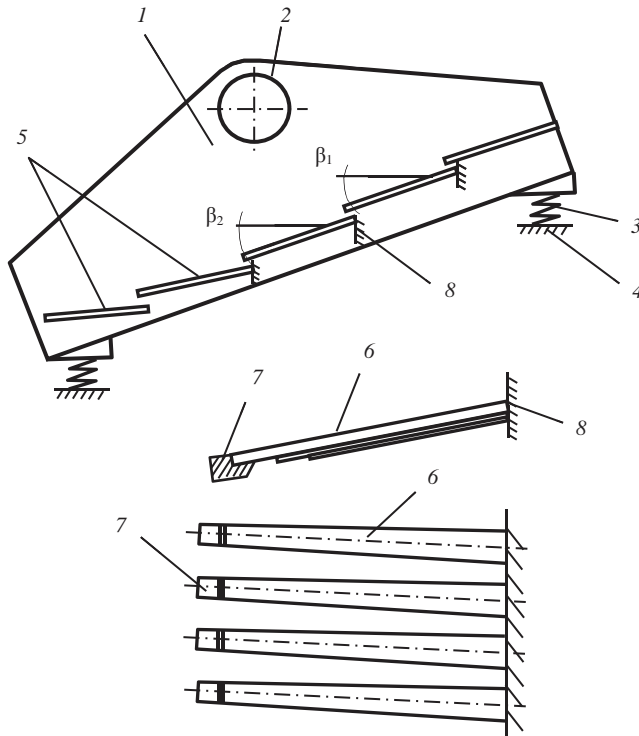


Рис. 1. Конструкция грохота с каскадной просеивающей поверхностью с консольными колосниками

За основу конструкции принят наклонный инерционный грохот ГИТ-51 (рис. 1). Рабочий орган грохота выполнен в виде бортовин, соединенных связывалками (8) и корпусом вибратора (2), и установлен посредством кронштейнов на пружинных опорах (3), закрепленных на раме (4). Рабочий орган установлен наклонно, под углом 15° к горизонту. В верхней части между бортовинами установлен дебалансный одновальный вибратор круговых колебаний (2), приводимый в движение через упругую муфту электродвигателем. В отличие от серийного грохота ПП состоит из нескольких каскадов (5) с углом наклона β_i по отношению к горизонту. Каждый каскад выполнен из ряда консольных упругих колосников, заземленных одним концом на поперечных связывалках рабочего органа (8).

Расчетная схема грохота в статье рассматривается как двухмассная колебательная система, включающая массу рабочего органа (основную массу M), колеблющуюся под действием вибропривода на своих упругих опорах C_r , и суммарную массу консольно-заземленных упругих колосников ПП (дополнительную массу m). Расчетная схема системы приведена на рис. 2.

Уравнения движения системы записываются следующим образом:

$$\begin{aligned} -m\omega^2 A_m + C_k(A_m - A_M) + S_m\omega(A_m - A_M) &= 0; \\ -M\omega^2 A_M + C_k(A_M - A_m) + C_r(A_M - A_{ct}) + S_m\omega(A_M - A_m) &= 0, \end{aligned} \quad (1)$$

где M и m – масса рабочего органа грохота и масса консольных колосников ПП; ω – частота вынужденных колебаний привода; A_M и A_m – амплитуда колебаний рабочего органа и колосников ПП; C_r и C_k – жесткость упругой системы грохота и колосников ПП; S_m – демпфирующая сила на единицу скорости колебаний при движении массы колосников относительно массы рабочего органа грохота (кг · с/см); A_{ct} – прогиб пружин упругой системы грохота, $A_{ct} = P/C_r$, P – максимальное значение возмущающей силы привода грохота.

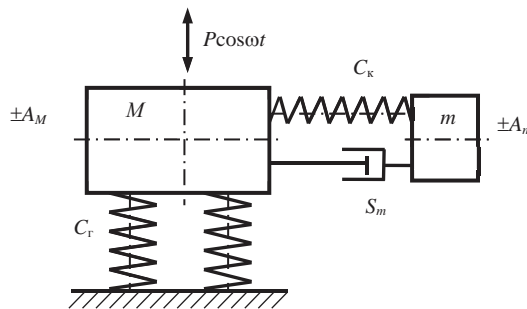


Рис. 2. Динамическая расчетная схема грохота

Вначале примем, что демпфирование в основной упругой системе грохота мало по сравнению с демпфированием в упругой системе колосников просеивающей поверхности (ПП). Примем также, что сила вязкого сопротивления (демпфирование) между массами M и m пропорциональна относительной скорости массы m колосников и массы M рабочего органа ($A_M - A_m$).

Будем рассматривать только процесс вынужденных колебаний и анализировать параметры установившегося режима A_M и A_m и другие, полагая, что вне резонансных зон колебаний демпфирование можно не учитывать [4].

Расчетные схемы недемпфированных систем применимы, в основном, к системам с постоянной частотой возбуждения ω .

Тогда уравнения (1) примут вид:

$$\begin{aligned} (C_k - m\omega^2)A_m - C_k A_M &= 0; \\ -C_k A_m + (C_k + C_r - M\omega^2)A_M - C_r A_{ct} (P \cos \omega t) &= 0. \end{aligned} \quad (2)$$

Введем обозначения:

ω_k – собственная частота массы m при жесткости C_k , кол./мин:

$$\omega_k = \frac{60}{2\pi} \sqrt{\frac{C_k}{m}} = 9,55 \sqrt{\frac{C_k}{m}}; \quad (3)$$

ω_r – собственная частота массы M при жесткости C_r :

$$\omega_r = \frac{60}{2\pi} \sqrt{\frac{C_r}{m}} = 9,55 \sqrt{\frac{C_r}{m}}. \quad (4)$$

В результате преобразований системы (2) имеем:

$$\frac{A_M}{A_m} = 1 - \frac{\omega^2}{\omega_k^2}; \quad (5)$$

$$\frac{A_m}{A_{ст}} = \frac{1}{\left(1 - \frac{\omega^2}{\omega_k^2}\right) \left(1 - \frac{\omega^2}{\omega_r^2}\right) - \frac{m\omega^2}{M\omega_r^2}}; \quad (6)$$

$$\frac{A_M}{A_{ст}} = \frac{1 - \frac{\omega^2}{\omega_k^2}}{\left(1 - \frac{\omega^2}{\omega_k^2}\right) \left(1 - \frac{\omega^2}{\omega_r^2}\right) - \frac{m\omega^2}{M\omega_r^2}}. \quad (7)$$

Для системы с двумя степенями свободы существует два условия резонанса, соответствующих каждой из двух собственных частот свободных колебаний. При недемпфированной системе амплитуды A_M и A_m становятся бесконечно большими, когда $\omega = \omega_{сн}$ или $\omega = \omega_{св}$, $\omega_{сн}$ – низшая частота системы; $\omega_{св}$ – высшая частота системы.

Собственные частоты полной системы грохота вычисляются по формуле:

$$\frac{\omega_c^2}{\omega_k^2} = \frac{1}{2} \left(1 + \frac{m}{M} + \frac{\omega_r^2}{\omega_k^2} \right) \pm \sqrt{\left(1 + \frac{m}{M} + \frac{\omega_r^2}{\omega_k^2} \right)^2 - 4 \frac{\omega_r^2}{\omega_k^2}}. \quad (8)$$

Из выражений (3)–(8) видно, что расчетные параметры колебаний системы зависят от принятых в проекте показателей: M , m , C_r , C_k , ω , ω_r , ω_k , P .

Цель исследований: установить соотношения параметров колеблющихся масс рабочего органа M и просеивающей поверхности m , обеспечивающих в стационарном режиме заданные амплитуды колебаний A_M и A_m ; установить распределение частот собственных колебаний всей системы, положение резонансных зон и определить режим работы грохотов типа ГИТ; установить влияние параметров колосников (l , $G_{гр}$, h , C_k , ω_k) на выходные параметры грохота.

Суммарная масса консольных колосников определена по формуле:

$$m = \frac{N_k}{g} (0,5G_{гр} + 31,8\mu hl),$$

где N_k – общее количество колосников ПП; μ – коэффициент приведения массы колосников, $\mu = 33/140$ [4]; h – толщина колосника; l – длина колосника.

Суммарная жесткость колосников

$$G_k = \frac{3EJ_x}{l^3} N_k = 2 \cdot 10^8 \frac{h^3}{l^3} N_k,$$

где E – модуль упругости; J_x – момент инерции поперечного сечения колосника.

Для грохотов типа ГИТ частота собственных колебаний ω_r применяется из условия отстройки системы $\delta = 5-6$. При частоте вынужденных колебаний $85-95 \text{ с}^{-1}$ значения ω_r лежит в пределах $15-19 \text{ с}^{-1}$. Для анализа системы принято значение $\omega_r = 17 \text{ с}^{-1}$.

При этом значение жесткости C_r принято постоянным и определено по выражению:

$$C_r = \omega_r^2 M = 13,3 \cdot 10^4 \text{ Н/м}$$

В теории колебаний частные решения уравнений (2) имеют вид:

$$x_1 = A_m \sin \omega t; \quad x_2 = A_M \cos \omega t.$$

Эти выражения представляют гармоническое движение обеих масс с угловой частотой ω возмущающей силы. Амплитуды A_m и A_M зависят от значения ω . Однако при малых значениях ω , т. е. при медленном изменении возмущающей силы, ω^2 в выражениях (2) можно пренебречь и принять $A_m = A_M = A_{ст}$. При этом колосники, имея жесткость C_r , не совершают колебаний, и обе массы перемещаются вместе, а их перемещение всегда равно статическому перемещению жесткости C_r основных упругих связей грохота под действием силы $P \cos \omega t$.

Для всех вариантов исходных данных принято

$$A_{ст} = \frac{P_{max}}{C_r} = \frac{MA_p \omega^2}{C_r},$$

где A_p – задаваемая (требуемая для рабочего процесса) амплитуда колебаний рабочего органа грохота.

Далее приведены параметры, принятые к анализу при моделировании колебательной системы. Для моделирования вынужденных колебаний разработана компьютерная программа на алгоритмическом языке (фонд кафедр ГКМ УГГУ).

Параметры к моделированию колебательной системы

| | |
|---|---------------------|
| Частота вынужденных колебаний ω , кол./мин | 800; 900 |
| Расчетная жесткость основных упругих связей грохота C_r , Н/м | $13,3 \cdot 10^4$ |
| Заданная амплитуда колебаний рабочего органа A_p , м | 0,004 |
| Статическое перемещение основных упругих связей $A_{ст}$, м | 0,097 |
| Масса рабочего органа M , кг | 460 |
| Расчетная возмущающая сила виброгрохота P_{max} , Н | $1,29 \cdot 10^5$ |
| Расчетная собственная частота колебаний массы рабочего органа ω_r , кол./мин | 161,7 |
| Длина консоли колосников l , м | 0,4; 0,5; 0,6 |
| Толщина колосников h , м | 0,003; 0,005; 0,008 |
| Вес дополнительного груза колосника $G_{гр}$, Н | 0; 10; 15; 20 |

Итак, приведена методика расчета колебаний вибрационного грохота. Рассматривается новое техническое решение грохота для трудногрохотимой горной массы.

Просеивающие поверхности грохотов типа ГИТ с круговыми и линейными колебаниями могут быть выполнены в виде каскадов с консольно-закрепленными колосниками. Угол наклона каскадов по отношению к горизонту – переменный. В то же время смежные колосники каскадов имеют различную угловую жесткость.

Повышению эффективности выхода трудногрохотимой горной массы способствует проявление разноамплитудных колебаний смежных консольных колосников при их синфазном или противофазном движении.

Приведена динамическая расчетная схема разрабатываемого грохота, представленного двухмассной колебательной системой с диссипативными свойствами, поддерживаемыми двумя собственными частотами всей системы. Движение масс m и M описывается системой дифференциальных уравнений. Приведено решение системы и выполнена подготовка программы для численного моделирования параметров всей системы в увязке с параметрами разработанной ПП.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Юдин А. В. Новая концепция обработки закарстованных месторождений. Modenu Vymorenodti Vedy – 2013 Dil 77/ Technicke Vedy: Praha.
2. Вайсберг Л. А. Проектирование и расчет вибрационных грохотов. М.: Недра, 1986. 144 с.
3. Юдин А. В. Оценка параметров свободных колебаний просеивающей поверхности грохота с консольнозашемленными колосниками // Известия вузов. Горный журнал. 2016. № 5. С. 52–59.
4. Тимошенко С. П. Колебания в инженерном деле. М.: Физматгиздат, 1959. 439 с.
5. Вильсон У. Кер. Вибрационная техника. Практическое руководство по механическим колебаниям, виброизоляции и уравниванию двигателей / пер. с англ. М.: Госуд. науч.-техн. изд-во, 1963. 416 с.

Поступила в редакцию 29 января 2018 года

CAMPUTATIONAL SCHEME DEVELOPMENT AND MOVEMENT DESCRIPTION OF A SCREEN WITH THE CASCADE SCREENING SURFACE ON THE BASIS OF TWO-MASSSES OSCILLATORY SYSTEM

Iudin A. V., Shestakov V. S., Abdulkarimov M. K. – The Ural State Mining University, Ekaterinburg, the Russian Federation. E-mail: gpt2004@mail.ru

The Ural State Mining University carries out researches on the development of a new technology and a way of dry purification of carboniferous raw materials out of clay inclusions in the conditions of an open pit. The operation of the complex has shown that its efficiency can be improved by introducing a third stage of purification with the separation of the rock mass into fractions of ± 40 millimeters by means of vibration processes. The authors offer a series of interrelated articles, including research materials on the stages of developing a new technical solution for the screen. This article shows the urgency of improving the screen for a rugged mountainous mass based on the cascade screening surface with cantilever grates of different elasticity. It is shown that a screen can be evaluated as a conservative system or a system with dissipative properties.

Key words: screen; computational scheme; grate; cantilever; amplitude; frequency; rigidity; oscillations.

REFERENCES

1. Iudin A. V. *Novaia kontsepsiia obrabotki zakarstovannykh mestorozhdenii* [A new conception of mining karst deposits]. Technicke Vedy Publ., Prague.
2. Vaisberg L. A. *Proektirovanie i raschet vibratsionnykh grokhotov* [Design and computation of vibrating screens]. Moscow, Nedra Publ., 1986. 144 p.
3. Iudin A. V. [Estimation of free oscillation parameters in deck plate of screen with cantilevered bars]. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal – News of the Higher Institutions. Mining Journal*, 2016, no. 5, pp. 52–59. (In Russ.)
4. Timoshenko S. P. *Kolebaniia v inzhenernom dele* [Oscillations in engineering]. Moscow, Fizmatizdat Publ., 1959. 439 p.
5. W. Ker Wilson. *Vibratsionnaia tekhnika. Prakticheskoe rukovodstvo po mekhanicheskim kolebaniiam, vibroizolatsii i uravnoveshivaniu dvigatelei / per. s angl.* [Vibrating engineering. A practical treatise on the balancing of engines, mechanical vibration, and vibration isolation. Transl. from English]. Moscow, Gosud. nauch.-tekhn. izd-vo Publ., 1963. 416 p.

АНАЛИЗ СПОСОБОВ ПУСКА УСТАНОВОК ЦЕНТРОБЕЖНЫХ ЭЛЕКТРОНАСОСОВ В ОСЛОЖНЕННЫХ УСЛОВИЯХ

ЛЫСОВА О. А., ФРАЙШТЕТЕР В. П., СМИРНОВ А. Ю.

Известно, что ритмичная, высокопроизводительная, а следовательно, и конкурентоспособная деятельность любого нефтедобывающего предприятия в значительной мере определяется безаварийной и надежной работой погружных насосов добычи нефти, а последняя, в свою очередь, существенно зависит от качества функционирования электрооборудования. Режимы работы установок центробежных электронасосов (УЭЦН) часто отличаются от оптимальных. Технология требует применения регулируемого электропривода, работающего в тяжелейших условиях. В реальных условиях на характеристики УЭЦН и величину статического момента погружного электродвигателя (ПЭД) оказывает значительное влияние процесс солеотложения на рабочих органах насоса, за счет чего происходит «подклинивание» рабочих колес насоса. Практически 70 % отказов УЭЦН связаны с отложением солей и засорением механическими примесями, которые во многих случаях тоже являются теми же самыми солями, которые не отложились на поверхностях скважинного оборудования, а выпали в качестве твердого осадка и потом попали вместе с потоком жидкости внутрь насоса. В самом насосе соль отлагается в рабочих органах, в первую очередь на первых и последних ступенях насоса – до 45 и 21 % соответственно. Указанные негативные факторы приводят к подклиниванию рабочих колес центробежного насоса (ЦН), что вызывает появление дополнительной составляющей момента статического сопротивления. Количество отложившейся соли и вынос механических примесей в рабочих органах насоса являются индивидуальными величинами для каждой скважины и достаточно сложны для прогнозирования. Однако в общем случае наблюдается тенденция увеличения момента нагрузки на валу двигателя, вплоть до полного заклинивания насоса. Расклинивание вала установки ЭЦН – достаточно сложный процесс, требующий комплексного подхода. Все попытки восстановить работоспособное состояние ЭЦН сводятся к работе установки в режиме перегрузки – так называемый «тяжелый пуск». В последние годы для электропривода погружных установок все чаще стала применяться система преобразователь частоты–асинхронный электродвигатель (ПЧ-АД). Применение этой системы позволяет оптимизировать функционирование УЭЦН и использовать более совершенные способы расклинивания погружного насоса.

Ключевые слова: преобразователь частоты; затрудненный пуск УЭЦН; законы частотного регулирования; пусковой момент; пусковой ток.

Установки погружных центробежных электронасосов (УЭЦН) предназначены для откачки из нефтяных скважин, в том числе и наклонных, пластовой жидкости, содержащей нефть, воду, газ, механические примеси.

Погружные бесштанговые центробежные насосы приводятся в действие электродвигателем, находящимся в скважине вместе с насосом. Благодаря этому устраняется длинная движущаяся механическая связь (штанги) между приводом

Лысова Ольга Александровна – кандидат технических наук, доцент кафедры электроэнергетики. 625000, г. Тюмень, ул. Володарского, 38, Тюменский индустриальный университет. E-mail: lisova_oa@mail.ru

Фрайштетер Виталий Пинкосович – кандидат технических наук, начальник электро-технического отдела. 628000, г. Нефтеюганск, ул. Сургутская, 4а/2, ООО «ЮНИПИ». E-mail: frayshteter52@mail.ru

Смирнов Александр Юрьевич – начальник отдела геологии и разработки месторождений Ямала. 625000, г. Тюмень, ул. 50 лет ВЛКСМ, 53, ОАО «НОВАТЭК НТЦ». E-mail: smirnoffau@mail.ru

и насосом, который является основным элементом глубинонасосной установки с плунжерными насосами. Это позволяет повысить мощность погружного насоса, т. е. его напор и подачу, применить центробежный тип насоса, наиболее подходящий для высоких отборов жидкости из скважины.

Технологическими особенностями работы УЭЦН являются следующие [1, 2]:

- несовершенство методики выбора типоразмера установки и методики ее выбора, особенно для пластов с нестабильным дебитом, то есть для получения требуемой подачи в процессе эксплуатации необходимо корректировать скорость электродвигателя по сравнению с расчетной;

- снижение в процессе работы коэффициента продуктивности пласта в результате изменения фильтрационных свойств пород и коллектора, что ведет к необходимости изменения скорости погружного электродвигателя (ПЭД) в процессе эксплуатации;

- снижение диаметра насосно-компрессорных труб (НКТ) из-за отложений солей и парафина, то есть для получения постоянной подачи в процессе эксплуатации необходимо повышение скорости ПЭД;

- в результате износа рабочих органов насоса происходит образование локальных потоков (часть жидкости вращается вокруг ПЭД, не попадая в НКТ), что ведет к перегреву ПЭД. Для снижения этого эффекта необходимо уменьшение скорости электродвигателя;

- в процессе эксплуатации происходит «подклинивание» рабочих колес насоса, заключающееся в том, что рабочие колеса фиксируются, садятся на опорный подшипник и к валу ПЭД прикладывается повышенная нагрузка, то есть возрастает статический момент. Причем в процессе работы происходит стохастическое как заклинивание, так и расклинивание неопределенного количества рабочих колес насоса, что ведет к постоянному колебанию статического момента M_c ;

- повышенная чувствительность к колебаниям питающего напряжения. Особенно сказывается снижение напряжения на пусковом моменте двигателя, которое на зажимах статора из-за значительных потерь на сопротивление токопроводящего кабеля всегда намного ниже номинального. При насосной эксплуатации наклонных скважин вследствие прогиба труб и вала насосов пусковой момент часто оказывается недостаточным для преодоления начального момента сопротивления. Это приводит к необходимости многократного включения ПЭД при запуске и, как следствие к частичной или полной потере изоляции токопроводящих узлов. При этом происходит изменение скорости электродвигателя, сопровождаемое изменением подачи насоса, что ведет к значительным гидравлическим ударам;

- наиболее тяжелым для ПЭД является период освоения скважины или пуска ее в эксплуатацию после завершения бурения либо «заглушения» (например, после ремонта). В начале эксплуатации уровень находится значительно выше уровня, где расположен ПЭД. Причем сначала в насос подается не жидкость из пласта, а суспензия – буровой раствор или тяжелая технологическая жидкость для глушения скважин. Прежде чем начинать откачивать пластовую жидкость, необходимо откачать эту суспензию, имеющую значительно большую плотность, чем пластовая жидкость, то есть ПЭД работает с повышенными токами, что ведет к его перегреву [3]. Поэтому через некоторый промежуток времени электродвигатель отключают, дают ему остыть, а затем включают снова и так до тех пор, пока не будет достигнут установившийся динамический уровень $H_{дин}$ пластовой жидкости в скважине.

После длительных простоев погружного оборудования, возникающих из-за аварийных остановок, срабатывания защит УЭЦН, отключения линии электропитания и т. д. появляются залипания рабочих органов. Кристаллы солей связы-

вают между собой рабочее колесо и направляющий аппарат, образуются очень плотные соединения. Разрушить такие соединения достаточно сложно – приходится разрушать структуру солевых отложений, то есть межмолекулярную связь. Таким образом, на этапе пуска наблюдается дополнительное повышение момента сопротивления насоса. Залипание 20 % рабочих колес приводит к увеличению нагрузки на дополнительные 100 Н · м при пуске.

Если электропривод УЭЦН является нерегулируемым, т. е. осуществляется прямой пуск ПЭД, то статический момент может оказаться больше пускового.

В последнее время для привода погружного насоса широко применяется система преобразователь частоты–асинхронный электродвигатель (ПЧ–АД). Целью данной работы является выбор способа пуска погружного электродвигателя в системе ПЧ–АД в осложненных условиях.

Для осуществления возможности расклинивания насоса необходим реверс скорости и энергии. В настоящее время в рамках использования автономных инверторов напряжения (АИН) реверс скорости может осуществляться путем изменения чередования фаз напряжения питания ПЭД за счет изменения порядка отпираания транзисторов инвертора. Однако при этом реверс энергии отсутствует, но при переходе с высших скоростей на низшие в индуктивностях повышающего трансформатора и обмотки статора накапливается энергия, что приводит к их дополнительному нагреву. Для избегания этого ее необходимо погасить путем рекуперации в сеть, т. е. применить реверсивный с точки зрения энергии преобразователь.

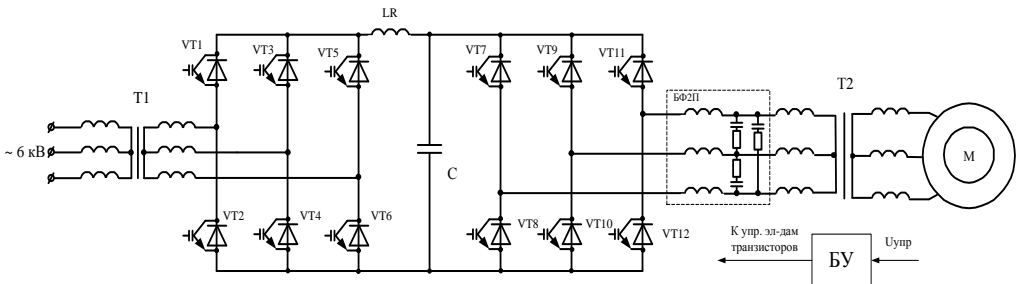


Рис. 1. Принципиальная схема разомкнутой системы электропривода УЭЦН: БФ2П – выходной фильтр ПЧ; БУ – блок управления ПЧ

Таким преобразователем является преобразователь с автономным инвертором тока (АИТ). Однако АИТ обладают целым рядом недостатков, препятствующих их применению в электроприводе УЭЦН.

Поэтому здесь предлагается применить реверсивный преобразователь, работающий в 4-х квадрантах $M-\omega$ координат (где M – момент АД; ω – угловая скорость АД), построенный на базе автономных инверторов напряжения, выпускаемый отечественными фирмами [4].

В этом случае принципиальная схема разомкнутой системы электропривода погружного насоса имеет вид, приведенный на рис. 1.

Силовые модули мостов сетевого выпрямителя и автономного инвертора идентичны. В качестве сетевого выпрямителя используется трехфазный диодно-транзисторный мост. Диодный мост является сетевым выпрямителем в двигательном режиме электропривода, обратный транзисторный мост – сетевым инвертором в тормозном режиме.

Такая схема, являясь реверсивной как с точки зрения скорости, так и с точки зрения энергии, лишена недостатков, присущих преобразователям с АИТ.

Для уменьшения крутизны фронта импульсов выходного напряжения и ограничения волновых перенапряжений на зажимах АД на выходе АИТ устанавливается фильтр БФ2П, представляющий трехфазную Г-образную R-L-C цепочку.

В данном случае рассматривается УЭЦН с насосом УЭЦН-500-450 с номинальной подачей $Q = 500 \text{ м}^3/\text{сут}$ и номинальным напором $H = 450 \text{ м}$.

Выбранному насосу соответствует двигатель ПЭД-46-123:

| | |
|---|--|
| Номинальная мощность | $P = 46 \text{ кВт}$ |
| Напряжение фазное | $U = 2000 \text{ В}$ |
| Номинальный ток | $I_n = 24 \text{ А}$ |
| Номинальный момент двигателя | $M_n = 146,5 \text{ Н} \cdot \text{м}$ |
| Номинальная скорость | $\omega_n = 314 \text{ рад/с}$ |
| Активное сопротивление статорной цепи | $R_1 = 0,537 \text{ Ом}$ |
| Индуктивное сопротивление статорной цепи | $X_1 = 0,156 \text{ Ом}$ |
| Приведенное активное сопротивление роторной цепи | $R_2 = 0,147 \text{ Ом}$ |
| Приведенное индуктивное сопротивление роторной цепи | $X_2 = 0,265 \text{ Ом}$ |
| Индуктивное сопротивление контура намагничивания | $X_n = 12,044 \text{ Ом}$ |
| КПД | $\eta = 77 \%$ |
| Коэффициент мощности | $\cos \varphi_{\text{ном}} = 0,84$ |
| Перегрузочная способность | $M_n/M_{\text{ном}} = 2$ |
| Момент инерции системы | $J = 0,1 \text{ кг} \cdot \text{м}^2$ |
| Температура окружающей среды | $Q_{\text{о.с}} = 70^\circ \text{С}$ |

Для питания электродвигателя применяется реверсивный преобразователь частоты АТ05-055-1290 с автономным инвертором напряжения производства корпорации Триол. Его характеристики: $P = 55 \text{ кВт}$; $U = 380 \text{ В}$; $f = 0-100 \text{ Гц}$; КПД = 0,95; $\cos \varphi = 0,95$; вес – 87 кг.

Как указывалось ранее, пуск УЭЦН является достаточно сложным процессом как при освоении скважины из-за необходимости откачивания из пласта не жидкости, а находящейся в ней суспензии, так и при пуске после остановок в результате залипания и заиливания рабочих колес насоса. Из этого следует, что при пуске ПЭД должен развивать достаточно большой пусковой момент. При этом момент электродвигателя не должен превышать некоторой допустимой величины, так как в противном случае может произойти срыв шпонки или скручивание вала. Однако известно, что у АД регламентируется не только электромагнитный момент, но и ток цепи обмотки статора. Поэтому в процессе затрудненного пуска насоса необходимо учитывать и величину тока. Причем, исходя из условий нагрева, желателен получение в процессе пуска максимально возможного момента при минимальном токе статорной цепи.

Известно, что при частотном регулировании скорости необходимо изменение и величины напряжения. В зависимости от формы механической характеристики механизма возможны следующие законы совместного управления частотой и величиной напряжения питания:

$$U^* = \alpha^2; \quad (1)$$

$$U^* = \alpha; \quad (2)$$

$$U^* = \sqrt{\alpha}, \quad (3)$$

где $U^* = U/U_n$; $\alpha = f/f_n$ – относительные значения величины и частоты напряжения питания соответственно; U_n, f_n – номинальные значения величины и частоты напряжения питания соответственно.

Если ПЭД питается от ПЧ, т. е. для УЭЦН используется регулируемый электропривод, то следует иметь в виду, что погружной центробежный насос имеет вентиляторную механическую характеристику и совместное регулирование частоты и величины напряжения должно производиться согласно (1). Как правило, на практике и используется этот закон регулирования (*Инструкция по выводу на режим скважин при помощи станций управления с частотным регулированием. Радужный Владимирской обл. 2014 г.*).

На цифровой модели [5] построено семейство механических характеристик рассматриваемого электродвигателя и насоса при заданном соотношении величины и частоты напряжения питания (рис. 2, а).

Так как затрудненный пуск производится фактически от точки короткого замыкания, то пусковыми моментами и токами являются моменты и токи в этой точке соответственно. Причем ток в этой точке имеет максимальное значение.

Кривые зависимости относительных момента и тока короткого замыкания от относительной частоты при $U^* = \alpha^2$ приведены на рис. 2, б.

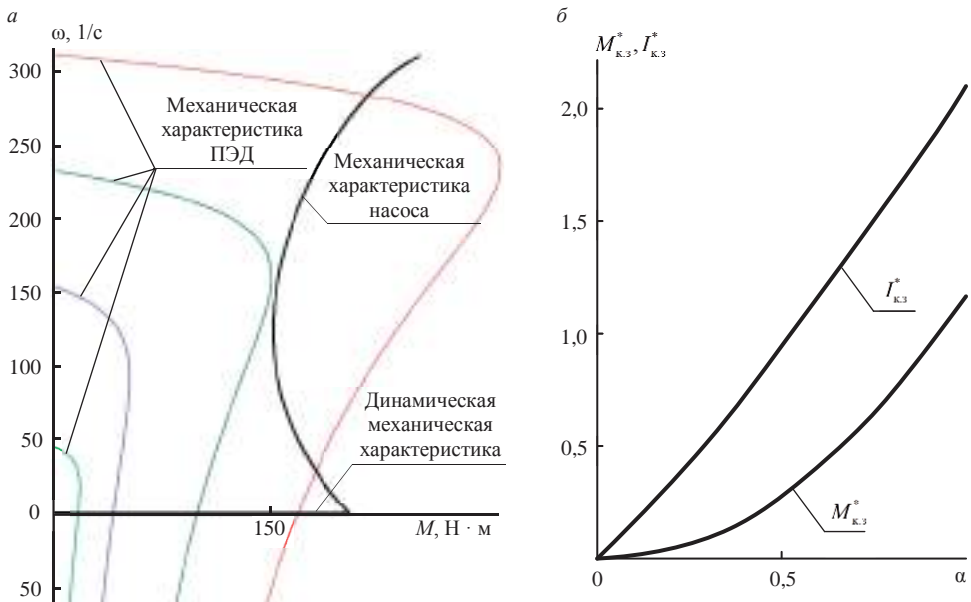


Рис. 2. Семейство механических характеристик ПЭД и насоса – а и кривые зависимости относительных момента и тока короткого замыкания от относительной частоты при $U^* = \alpha^2$ – б

При этом необходимо иметь в виду следующее: согласно рис. 2, а, при $U^* = \alpha$ точки короткого замыкания ПЭД расположены на нелинейных участках механических характеристик. Известно, что при работе асинхронной машины на линейных участках характеристик ток обмотки статора пропорционален моменту электродвигателя и электромагнитной постоянной времени можно пренебречь. Если же рабочая точка электродвигателя перемещается по нелинейным участкам механических характеристик, то ток короткого замыкания достаточно велик, и значительную роль при этом играют электромагнитные переходные процессы. Причем, как указывалось ранее, исходя из условий нагрева желательнее получение в процессе пуска максимально возможного момента при минимальном токе статорной цепи.

Ток обмотки статора для точек короткого замыкания рассчитывается исходя из следующих соображений.

В точке короткого замыкания при $\omega = 0$ КПД η равен нулю и мощность P_c , потребляемая из сети, полностью расходуется на потери ΔP , т. е.

$$P_c = 3UI \cos \varphi = \Delta P, \quad (4)$$

где I – ток цепи статора; $\cos \varphi$ – коэффициент мощности.

Потери ΔP складываются из переменных V , зависящих от нагрузки, и постоянных K .

Переменные потери определяются как

$$V = M\omega_0 S \left(1 + \frac{R_1}{R_2} \right),$$

где ω_0 – скорость идеального холостого хода ПЭД; M – момент ПЭД; S – скольжение; R_1, R_2 – активные сопротивления цепей статора и приведенное ротора соответственно.

Постоянные потери складываются из механических потерь K_M , потерь $K_{с.с}$ – в стали статора, потерь $K_{с.р}$ – в стали ротора и потерь $K_{т.м}$ от тока I_M намагничивания (тока холостого хода).

Механические потери зависят от скорости ПЭД и при $\omega = 0$ равны нулю.

Согласно [6], суммарные потери в стали и потери от тока намагничивания зависят как от величины, так и от частоты напряжения питания и составляют не более 8–10 % от суммарных потерь. Поэтому ими можно пренебречь и считать примерно равными нулю.

Так как в данном случае исследуется режим короткого замыкания ПЭД, где $S = 1$, то с учетом изложенного (4) можно записать:

$$M_{к.з} \omega_0 \left(1 + \frac{R_1}{R_2} \right) = 3UI \cos \varphi, \quad (5)$$

где $M_{к.з}$ – момент короткого замыкания.

Отсюда ток I статорной цепи определяется следующим образом:

$$I = \frac{M_{к.з} \omega_0 \left(1 + \frac{R_1}{R_2} \right)}{3U \cos \varphi}. \quad (6)$$

Представим (6) в относительных единицах (все параметры в относительных единицах обозначены *):

$$I_{к.з}^* = \frac{M_H \omega_{0H} \left(1 + \frac{R_1}{R_2} \right)}{3U_H I_H \cos \varphi} \cdot \frac{M_{к.з}^* \alpha}{U^*},$$

где I_H, M_H – номинальные ток и момент ПЭД соответственно; ω_{0H} – скорость идеального холостого хода ПЭД при номинальной частоте напряжения питания; $I_{к.з}$ – ток короткого замыкания.

Введем обозначение коэффициента

$$C = \frac{M_n \omega_{0н} (1 + (R_1/R_2))}{3U_n I_n \cos \varphi}. \tag{7}$$

Для данной погружной установки R_1 и R_2 являются величинами постоянными. При $S = 1$ коэффициент мощности определяется величиной критического скольжения, которое не зависит от величины напряжения питания электродвигателя, а при частотном регулировании скорости – от его частоты.

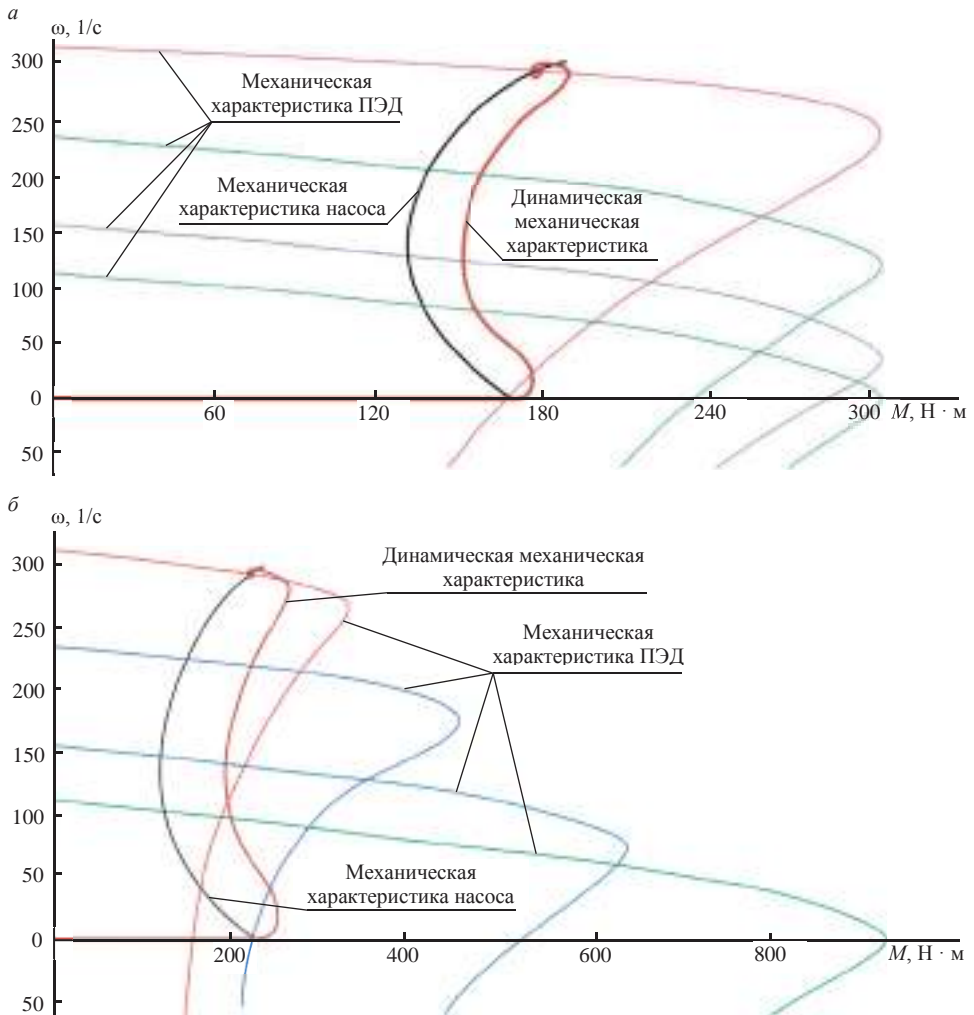


Рис. 3. Семейство механических характеристик ПЭД и насоса:

a – при $U^* = \alpha$; b – при $U^* = \sqrt{\alpha}$

Следовательно, коэффициент C является постоянным для каждого данного ПЭД, т. е. с учетом (5), (7) формулу можно представить в виде:

$$I_{к.з}^* = C \frac{M_{к.з}^* \alpha}{U^*}. \tag{8}$$

Так как в данном случае

$$U^* = \alpha^2,$$

то (8) можно представить в виде

$$I_{к.з}^* = CM_{к.з}^* \frac{1}{\alpha}. \quad (11)$$

Из анализа кривых рис. 2, а и рис. 2, б следует, что при частотном регулировании скорости согласно (1) ток короткого замыкания возрастает значительно быстрее, чем момент. При моменте, равном номинальному, ток превышает номинальный в два раза. Следовательно, во-первых, такой способ пуска не удовлетворяет условиям нагрева, во-вторых, при моменте, недостаточном для преодоления статического момента, произойдет отключение защиты, т. е. в осложненных условиях надежный частотный пуск ПЭД согласно (1) еще менее вероятен, чем прямой.

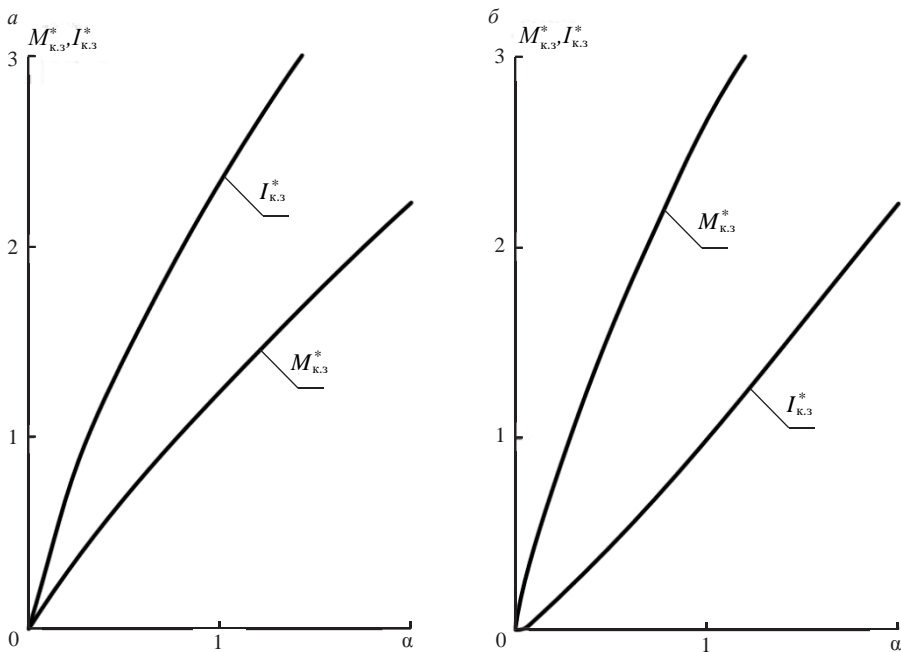


Рис. 4. Кривые зависимости относительных момента и тока короткого замыкания от относительной частоты:

а – при $U^* = \alpha$; б – при $U^* = \sqrt{\alpha}$

Семейства характеристик ПЭД и насоса при законах регулирования (2) и (3) приведены на рис. 3, а и рис. 3, б соответственно.

На основании семейства характеристик рис. 2, а, рис. 2, б и (8) на рис. 4, а и рис. 4, б построены кривые зависимости относительных момента и тока короткого замыкания от относительной частоты при $U^* = \alpha$ и $U^* = \sqrt{\alpha}$ соответственно.

Из анализа кривых рис. 3, а и рис. 3, б следует, что в обоих случаях разгон ПЭД происходит по линейным участкам его механических характеристик, т. е. при

плавном изменении частоты в замкнутой оптимизированной системе электропривода можно пренебречь электромагнитными переходными процессами.

Согласно рис. 4, а, при пуске в соответствии с формулой (2) при любом значении α величина относительного тока короткого замыкания превышает величину относительного момента короткого замыкания. Например, при $\alpha = 0,05$ $M_{к.з}^* = 1,22$, а $I_{к.з}^* = 2,3$, т. е. пусковой момент может оказаться меньше статического, а ток превысит допустимое значение.

Иначе складываются обстоятельства при пуске в соответствии с формулой (3). Согласно рис. 4, б, при любом значении α величина относительного тока короткого замыкания меньше величины относительного момента короткого замыкания. Например, при $\alpha = 0,05$ $M_{к.з}^* = 1,75$ ток $I_{к.з}^* = 0,5$, т. е. при осложненном пуске в рамках допустимого момента ток не превысит допустимого значения, что является оптимальным с точки зрения нагрева.

На основании выполненных исследований можно сделать вывод, что частотный пуск ПЭД при освоении скважины и после простоя следует осуществлять при соотношении величины и частоты напряжения питания по закону $U^* = \sqrt{\alpha}$.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Бруслова О. В. Классификация отказов скважин после капитального ремонта по статистическим данным // Нефть и газ. 1998. № 6. С. 23–27.
2. Меньшов Б. Г., Ершов М. С., Яризов А. Д. Электротехнические установки и комплексы в нефтегазовой промышленности. М.: Недра, 2000. 487 с.
3. Ведерников В. А., Лысова О. А. Описание и анализ стендовых исследований насосной электродвигательной установки (УЭЦН) // Известия вузов. Горный журнал. 2003. № 5. С. 89–92.
4. Каталог продукции и применений. М: Корпорация Триол, 2002. 304 с.
5. Ведерников В. А., Лысова О. А., Кречина Г. С., Смирнов А. Ю. Разработка математической модели системы ПЧ-погружной электродвигатель // Электротехника. 2006. № 3. С. 48–51.
6. Чиликин М. Г., Сандлер А. С. Общий курс электропривода. М.: Энергоиздат, 1981. 618 с.

Поступила в редакцию 22 января 2018 года

CENTRIFUGAL ELECTRIC PUMPS UNITS STARTUP METHODS ANALYSIS IN ABNORMAL OPERATING CONDITIONS

Lysova O. A. – Tyumen Industrial University, Tyumen, the Russian Federation. E-mail: lisova_oa@mail.ru

Fraishteter V. P. – OOO YuNIP, Nefteyugansk, the Russian Federation. E-mail: frayshteter52@mail.ru

Smirnov A. Iu. – NOVATEK Scientific and Technical Center, Tyumen, the Russian Federation. E-mail: smirnoffau@mail.ru

It is known that rhythmical, highly-efficient and, consequently, competitive works of an oil production enterprise is significantly determined by accident-free and reliable operation of submersible oil production pumps, and the latter, in its turn, significantly depends on the quality of electric equipment operation. Operation modes of the units of electric-centrifugal pumps (UECP) commonly differ from the optimum ones. Technology requires the use of controlled electric drive, which operates in the most severe conditions. In actual practice, the characteristics of UECP and the value of first moment of submersible electric drive (SED) are significantly influenced by the process of scaling at labor bodies of a pump, by means of which the "blocking up" of pump impellers appears. Almost 70% of UECP breakdowns are connected with scaling and clogging with mechanical impurities, which in most cases are the same salts, which didn't settle on the surface of the well equipment, but precipitated out in solid form, and after that, together with the fluid of liquid, got inside the pump. In the pump itself, salt precipitates in labor bodies, primarily at the first and last stages of the pump – up to 45% and 21% correspondingly. The stated negative factors lead to the centrifugal pump (CP) impellers blocking up, which causes the appearance of an additional constituent of static resistance moment. The quantity of the precipitated salt and the subtraction of mechanical impurities in labor bodies of a pump are individual values for every well and are rather difficult for forecasting. However, generally the tendency is observed of the load moment at the motor shaft increase, up to total pump wedging up. Wedging out of a UECP shaft is rather complicated process, which requires integrated approach. All attempts aimed to recover ECP reduce to the unit overload operation – so called "heavy start". In the recent years, the system frequency transducer – asynchronous motor (FT-AM) is being increasingly applied for the electric drive of submersible units. The use of this system makes it possible to optimize the functioning of UECP and use more advanced methods of submersible pump wedging out.

Key words: frequency transducer; heavy start of UECP; laws of frequency regulation; starting moment; starting current.

REFERENCES

1. Bruslova O. V. [Classification of wells breakdowns after well workover according to statistic data]. *Nefi' i gaz – Oil and Gas*, 1998, no. 6, pp. 23–27. (In Russ.)
 2. Men'shov B. G., Ershov M. S., Iarizov A. D. *Elektrotekhnicheskie ustanovki i komplekсы v neftegazovoi promyshlennosti* [Electrical engineering plants and complexes in oil and gas industry]. Moscow, Nedra Publ., 2000. 487 p.
 3. Vedernikov V. A., Lysova O. A. [Description and analysis of bench testing of UECP]. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal – News of the Higher Institutions. Mining Journal*, 2003, no. 5, pp. 89–92. (In Russ.)
 4. Catalogue of products and applications. Moscow, Korporatsiia Triol Publ., 2002. 304 p. (In Russ.)
 5. Vedernikov V. A., Lysova O. A., Krechina G. S., Smirnov A. Iu. [Developing mathematical model of a system FT – submersible drive]. *Elektrotehnika – Electrical Engineering*, 2006, no. 3, pp. 48–51. (In Russ.)
 6. Chilikin M. G., Sandler A. S. *Obshchii kurs elektroprivoda* [General course on electrical drive]. Moscow, Energoizdat Publ., 1981. 618 p.
-

РЕНТГЕНОФЛУОРЕСЦЕНТНЫЙ АНАЛИЗ ТИТАНО-ЦИРКОНиеВОГО СЫРЬЯ

ГЛУШКОВА Т. А., САВИН Е. А., ТАЛАЛАЙ А. Г.

В настоящее время наиболее распространенным является метод рентгеноспектрального флуоресцентного анализа (РСФА). Основные преимущества РСФА: нижние пределы обнаружения элементов меньше предельных (опасных) содержаний этих элементов; не требуется применения химических реактивов; РСФА является не разрушающим пробу методом аналитического контроля. Предлагаемая методика выполнения измерений содержания элементов в горных породах, рудах титана (Ti) и циркония (Zr) использует традиционные для РСФА методические приемы и способы учета фона, влияния матрицы и мешающих элементов. Качество подготовки пробы в РСФА не менее важно, чем качество измерений. Идеальная проба должна: воспроизводить состав материала; быть однородной; иметь толщину, достаточную для того, чтобы удовлетворять требованиям пробы с бесконечной для проникновения падающего излучения толщиной; иметь ровную поверхность; состоять из частиц, меньших длин волн, которые измеряются. Плотные материалы типа горных пород должны быть измельчены в дробильном устройстве. Затем раздробленный на куски материал превращают в очень мелкий порошок с помощью дисковой вибромельницы или с помощью шаровой мельницы, чтобы сделать его пригодным для анализа. Диаметр зерен должен быть меньше 50 мкм. Для рентгенофлуоресцентного анализа порошкообразных проб наиболее важным условием является однородность и мелкозернистость пробы. В то же время крайне важна воспроизводимость состава проб, так как РСФА является относительным методом анализа. Это означает, что все неизвестные пробы, измеренные с использованием калибровочного графика, должны иметь то же самое распределение по размерам зерен (ту же зернистость), что и стандартный образец, использованный для построения калибровки.

Ключевые слова: рентгеноспектральный флуоресцентный анализ; метод; проба.

Ядерно-физические методы анализа достаточно широко применялись и применяются в геологии при исследовании элементного состава горных пород [1–3]. В последние годы наиболее распространенным является метод рентгеноспектрального флуоресцентного анализа (РСФА) [4].

Основные преимущества РСФА перед другими заключаются в следующем:

- нижние пределы обнаружения элементов меньше предельных (опасных) содержаний этих элементов;
- не требуется применения химических реактивов, РСФА является не разрушающим пробу методом аналитического контроля;

Глушкова Татьяна Анатольевна – кандидат технических наук, доцент, доцент кафедры геофизики. 620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30, Уральский государственный горный университет. E-mail: nedra@uralnedra.ru

Савин Евгений Александрович – инженер кафедры геофизики. 620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30, Уральский государственный горный университет. E-mail: myk-88@mail.ru

Талалай Александр Григорьевич – доктор геолого-минералогических наук, декан факультета геологии и геофизики, заведующий кафедрой геофизики. 620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30, Уральский государственный горный университет. E-mail: groupnedra@mail.ru

Краткие технические данные некоторых рентгеноспектральных установок

| Тип рентгеноспектральной установки | Диапазон определяемых элементов | Интервал определяемых содержаний | Собственная аппаратурная погрешность | Потребляемая мощность | Габаритные размеры и масса | Пробозагрузочное устройство |
|--|---|----------------------------------|--------------------------------------|-----------------------|--|-------------------------------|
| Рентгеновский флуоресцентный квантометр КРФ-18 | От Mg (12) до U (92) | 10^{-3} –100 % | 0,3–0,5 % | 12–15 кВт | $S = 25 \text{ м}^2$ $m = 1,5 \text{ т}$ | Автоматическое на 12 проб |
| Рентгеновский флуоресцентный анализатор АРФ-4М, АРФ-6 | Редкие и рассеянные элементы | 10^{-4} – 10^{-3} % | Не более 1 % | 10 кВт | $S = 15\text{--}18 \text{ м}^2$ $m = 1,0 \text{ т}$ | Автоматическое на 10–12 проб |
| Бездисперсионный аналитический рентгеновский квантометр КРАБ-2 | От Ti (22) до Pb (82) | 10^{-2} –100 % | Не более 0,5 % | 170 Вт | $m = 70 \text{ кг}$ | – |
| Рентгеновский бескристальный анализатор БАРС-1 | От Mg (12) до Ba (56) От Hf (72) до U (92) | 10^{-3} –100 % | 2–3 % | – | $m = 280 \text{ кг}$ | Ручное на 1 пробу |
| Рентгеновский бескристальный анализатор БАРС-1 | От Mg (12) до Ba (56) От Hf (72) до U (92) | 10^{-2} –100 % | – | – | $m = 35 \text{ кг}$ | Ручное на 1 пробу |
| Рентгенофлуоресцентный кристалл-дифракционный сканирующий спектрометр: «Спектроскан» | От Ca (20) до U (92) | 10^{-4} –100 % | 0,5 % | Не более 100 Вт | $210 \times 390 \times 430$ $m = 18 \text{ кг}$ | Автоматическое на 20 проб или |
| «Спектроскан-L» | От Al (13) до U (92) | 10^{-4} –100 % | 0,5 % | Не более 100 Вт | $210 \times 390 \times 430$ $m = 20 \text{ кг}$ | ручное на 1 пробу |
| «Спектроскан-V» вакуумный | От Na (13) до U (92) | 10^{-4} –100 % | 0,5 % | 850 Вт | $550 \times 450 \times 450$ $m = 45 \text{ кг}$ | – |
| «Спектроскан-S» | P (15), S (16), Cl (17) | $2 \cdot 10^{-3}$ –5 % | 0,5 % | Не более 100 Вт | $210 \times 390 \times 430$ $m = 18 \text{ кг}$ | Ручное на 1 пробу |

– процедуры РСФА просты и идентичны для всех анализируемых элементов (таблица).

РСФА основан на возбуждении и регистрации флуоресценции химических элементов в рентгеновской области длин волн. Процесс иллюстрируется на примере рентгенооптической схемы спектрометра «Спектроскан» (рис. 1).

Поток первичного рентгеновского излучения (как правило, это излучение рентгеновской трубки) падает на образец анализируемой пробы. Вторичное излучение состоит из квантов флуоресцентного излучения (соответствует дискретным значениям длин волн – линиям флуоресценции) и рассеянных на пробе квантов первичного излучения (непрерывно изменяющийся с изменением длины волны поток квантов). Вторичное излучение регистрируется датчиком прибора. Скорость счета электрических импульсов датчика (имп./с) пропорциональна потоку квантов (квант/с) рентгеновского излучения, попадающего на датчик, и является аналитическим сигналом спектрометра.



Рис. 1. Рентгенооптическая схема спектрометра «Спектроскан» [5]

Однозначное соответствие между длиной волны линии флуоресценции и атомным номером элемента, которому эта линия принадлежит, позволяет определять перечень элементов, составляющих исследуемую пробу, т. е. проводить *качественный анализ*.

Цель работы – определение содержания элементов в горных породах, рудах титана (Ti) и циркония (Zr).

Методика проведения исследований. На спектрометрах «Спектроскан» для выполнения качественного анализа проводят измерения аналитических сигналов исследуемой пробы с небольшим шагом на некотором интервале длин волн, в пределах которого расположены линии флуоресценции определяемых элементов. Эти измерения, представляющие зависимость аналитического сигнала от длины волны, называют спектром данной пробы на выбранном интервале длин волн. Каждой линии флуоресценции на спектре соответствует узкий колоколообразный пик. Положение максимума пика на шкале длин волн соответствует длине волны линии флуоресценции. Другой компоненте вторичного излучения, рассе-

явному излучению, соответствует плавно изменяющаяся по длине волны составляющая спектра. Она служит фоном (подставкой), на котором видны пики флуоресцентных линий.

Величина амплитуды пика (имп./с), соответствующего некоторой линии флуоресценции, называется интенсивностью линии. Как правило, между интенсивностью линии и содержанием в пробе элемента, которому эта линия принадлежит, существует зависимость, близкая к пропорциональной. Для проведения анализа выбирают одну из нескольких линий флуоресценции, которую называют аналитической. Зависимость между интенсивностью N_i аналитической линии i -го элемента и содержанием C_i в пробе этого элемента позволяет определять содержание элементов в анализируемой пробе, т. е. проводить количественный анализ.

Для проведения анализа строят градуировочную характеристику (ГХ), которая представляет собой записанную в аналитическом виде зависимость C_i от N_i , а в некоторых случаях еще и от интенсивности мешающих анализу элементов. Для построения ГХ используют изменения аналитических сигналов на пробах стандартных образцов состава (СО).

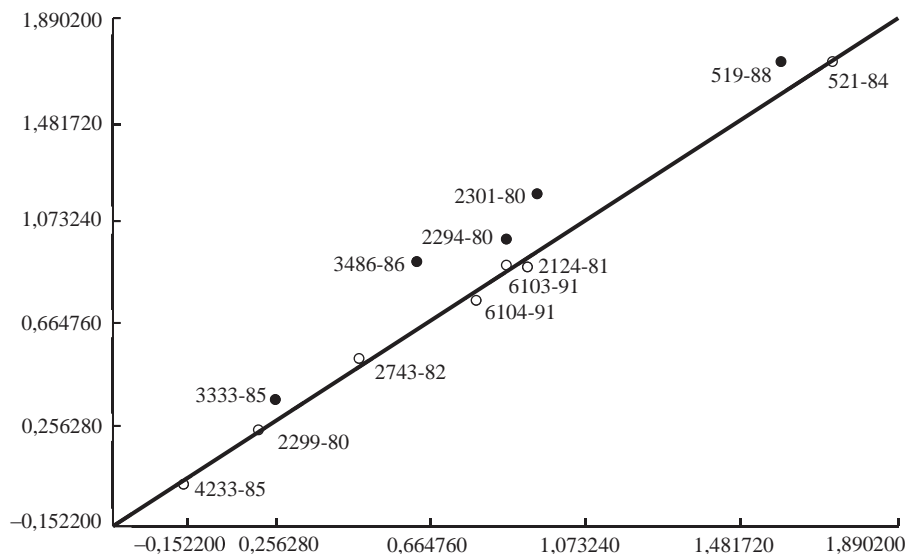


Рис. 2. Результаты обработки данных внутреннего и внешнего контроля по Ti

После построения ГХ приступают к анализу проб неизвестного состава. Для этого измеряют на этих пробах аналитические сигналы и, подставляя их в ГХ, рассчитывают содержания элементов.

Предлагаемая методика выполнения измерений содержания элементов в горных породах, рудах титана (Ti) и циркония (Zr) использует традиционные для РСФА методические приемы и способы учета фона, влияния матрицы и мешающих элементов. Методика реализована на спектрометре «Спектроскан» и предназначена для определения содержаний титана, хрома, марганца, железа, кобальта, никеля, меди, цинка, мышьяка, свинца, вольфрама, рубидия, стронция, иттрия, циркония, ниобия, молибдена в порошковых пробах горных пород, руд и отходов их переработки. В качестве градуировочных образцов для построения аналитических зависимостей используют стандартные образцы горных пород и руд. Градуировочные зависимости строят методом множественной регрессии [6].

Рентгеноспектральный флуоресцентный анализ – это быстрый, неразрушающий и безопасный для окружающей среды метод анализа, обладающий высокой точностью и воспроизводимостью результатов. Метод позволяет качественно, полуколичественно и количественно определять все элементы от бериллия до урана, находящиеся в порошкообразных, твердых и жидких пробах. Концентрации вплоть до 100 % можно анализировать напрямую, без какого-либо разбавления пробы, с относительным стандартным отклонением меньше $\pm 0,1$ %. Типичные нижние пределы обнаружения – от 0,1 до 10 ppm (одна часть на миллион).

Качество подготовки пробы в РСФА не менее важно, чем качество измерений. Идеальная проба должна быть соответствующим образом подготовлена, т. е. должна:

- воспроизводить состав материала;
- быть однородной;
- иметь толщину, достаточную для того, чтобы удовлетворять требованиям пробы с бесконечной для проникновения падающего излучения толщиной;
- иметь ровную поверхность.

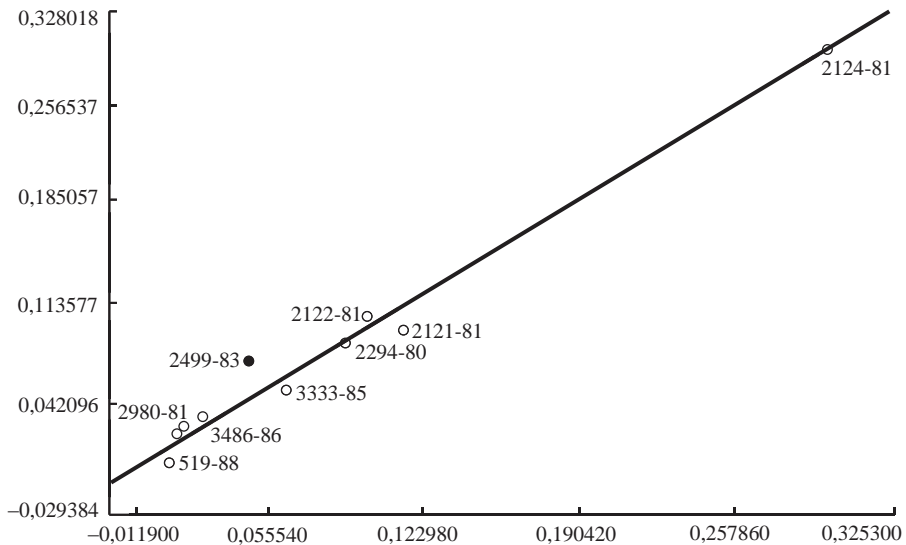


Рис. 3. Результаты обработки данных внутреннего и внешнего контроля по Zr

Плотные материалы типа горных пород должны быть измельчены в дробильном устройстве. Затем раздробленный на куски материал превращают в очень мелкий порошок с помощью дисковой вибромельницы или с помощью шаровой мельницы, чтобы сделать его пригодным для анализа. Диаметр зерен должен быть меньше 50 мкм.

Для рентгенофлуоресцентного анализа порошкообразных проб наиболее важным условием является однородность и мелкозернистость пробы. В то же время крайне важна воспроизводимость состава проб, так как РСФА является относительным методом анализа. Это означает, что все неизвестные пробы, измеренные с использованием калибровочного графика, должны иметь то же самое распределение по размерам зерен (ту же зернистость), что и стандартный образец, использованный для построения калибровки.

При изготовлении излучателей применяют прессование измельченного материала в виде двухслойной таблетки (диска). Давление при этом может варьироваться в очень широких пределах – от 200 до 7000 кг/см². В качестве

подложки используют поликарбонатную пленку, борную кислоту, целлюлозу, пластмассу.

Подготовка проб в виде таблеток. На нижнюю часть матрицы пресс-формы помещают тонкое металлическое кольцо (высотой 1,0–1,5 мм), внутренний диаметр которого на 2–3 мм меньше диаметра нижней части матрицы, засыпают слой анализируемого материала (1–2 г), разравнивают поверхность стеклом и снимают с нижней части пресс-формы кольцо. При этом на нижней части пресс-формы остается слой анализируемого материала.

Устанавливают верхнюю часть матрицы пресс-формы и насыпают слой борной кислоты высотой 1,0–1,5 см. Затем в матрицу вставляют пуансон и помещают под пресс. Борная кислота под давлением уплотняется и превращается в монолит, являющийся хорошей подложкой. Полученная при этом таблетка имеет края и подложку из уплотненной борной кислоты. Иногда для исключения осыпания частиц с поверхности таблетку покрывает тонким (около 0,0025 мм) слоем коллоидного клея или лака.

В зависимости от типа пробы (например, TiO_2 или другие вязкие вещества) перед прессованием поверхность пробы покрывают тонкой пленкой из Майлара (Mylar). Для этой цели можно использовать стандартную пленку толщиной 12 мкм. Использование пленки предохраняет пробу от прилипания к поршню пресса и обеспечивает ровную гладкую поверхность.

Такая проба прессуется при добавлении в качестве подложки примерно двух полных шпателей борной кислоты. При этом важно, чтобы при измерении не возникало исходящей от подложки флуоресценции. В любом случае при нанесении на борную кислоту слоя пробы его необходимо делать как можно более толстым, чтобы в итоге получить теоретически бесконечно толстую пробу. Как правило, толщина материала пробы должна быть, по меньшей мере, 1,5 мкм.

Для примера приведем результаты обработки данных внутреннего и внешнего контроля анализов проб титан-циркониевой россыпи. Измерения выполнялись на рентгеновском аппарате «Спектроскан МАКС-GV». Аппарат поверен по методике РА 1.000.000.Д22. Количество анализов внутреннего контроля составило 142 пробы; внешнего контроля – 60 проб. Результаты сопоставления данных рядов анализов с результатами контроля показывают, что ошибки внутреннего контроля качества находятся в пределах допустимых норм и внешний контроль показывает хорошую сопоставимость результатов (рис. 2, 3).

Таким образом, из приведенных примеров видно, что результаты испытаний методом рентгеноспектрального флуоресцентного анализа показывают высокую сходимость с данными химического анализа.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Ревенко А. Г. Развитие рентгенофлуоресцентного анализа в России в 1991–2010 годах // Журнал аналитической химии. 2011. Т. 66. № 11. С. 1174–1187.
2. Иоспа А. В., Якушина О. А. Рентгеновские методы изучения титано-циркониевых россыпей // Минералогия во всем пространстве сего слова: проблемы укрепления минерально-сырьевой базы и рационального использования минерального сырья: матер. Годичного собрания Российского минералогического общества и Федоровской сессии. СПб.: ЛЕМА, 2012. С. 357–359.
3. Якубович А. Л., Рябкин В. К. Ядерно-физические методы анализа и контроля качества минерального сырья. М.: ВИМС, 2007. 206 с.
4. Козин В. З. Опробование минерального сырья: науч. монография. Екатеринбург: УГГУ, 2011. 316 с.
5. Крекнин Ю. С. Рентгеноспектральный анализ смазочных масел в эксплуатации // Газотурбинные технологии. 2001. № 3. С. 18–21.
6. Глушкова Т. А. Ядерно-физический анализ в системе рационального природопользования: автореф. дис. ... канд. техн. наук. Екатеринбург, 1995. 203 с.

X-RAY FLUORESCENCE ANALYSIS OF TITANIUM AND ZIRCONIUM RAW MATERIALS

Glushkova T. A., Savin E. A., Talalai A. G. – The Ural State Mining University, Ekaterinburg, the Russian Federation.
E-mail: nedra@uralnedra.ru

In recent years, the method of x-ray fluorescence analysis (RFA) is the most common. The main advantages of RFA are the following: lower limits of elements detection are less than limit (hazardous) contents of these elements; there is no need of using chemicals; RFA is an analytical control method which does not break the sample. The proposed method of measuring the contents of elements in rocks, ores of titanium (Ti) and zirconium (Zr) uses traditional RFA instructional techniques and methods of accounting background, influence of matrix and interfering elements. The quality of the samples preparation in RFA is as important as the quality of measurements. Ideal sample should reproduce the composition of the material; be uniform; have a thickness sufficient to meet the requirements of the sample with endless, for the penetration of the incident radiation, thickness; have a smooth surface; composed of particles, smaller than wave lengths, which are measured. Dense materials, like rocks, should be crushed in the crushing device. Then split into pieces the material is converted into a very fine powder with a disk vibratory mill, or using a ball mill to make it suitable for analysis. The diameter of the grains must be less than 50 microns. For x-ray fluorescence analysis of the powdered samples, the most important condition is the homogeneity and fine grain samples. At the same time, sample composition reproducibility is extremely important because RFA is a relative method of analysis. This means that all unknown samples, measured with the use of calibration graph, should have same distribution over the size of grains (same granulation) as a standard sample, used for calibration construction.

Key words: x-ray fluorescent analysis; method; sample.

REFERENCES

1. Revenko A. G. [Development of x-ray fluorescent analysis in Russia in 1991–2010]. *Zhurnal analiticheskoi khimii – Journal of Analytical Chemistry*, 2011, vol. 66, no. 11, pp. 1174–1187. (In Russ.)
2. Iospa A. V., Iakushina O. A. [X-ray methods of investigating titanium-zirconium placers]. *Mineralogiia vo vsem prostranstve sego slova: problemy ukrepleniia mineral'no-syr'evoi bazy i ratsional'nogo ispol'zovaniia mineral'nogo syr'ia: mater. Godichnogo sobraniia Rossiiskogo mineralogicheskogo obshchestva i Fedorovskoi sessii* [Proc. of Annual Meeting of the Russian Mineralogical Society and Fedorov Session “Mineralogy in all space of the word: problems of strengthening mineral-raw base and rational use of mineral raw material”]. St. Petersburg, LEMA Publ., 2012, pp. 357–359.
3. Iakubovich A. L., Riabkin V. K. *Iaderno-fizicheskie metody analiza i kontroliia kachestva mineral'nogo syr'ia* [Nuclear-physical methods of analyzing and controlling of mineral raw material quality]. Moscow, VIMS Publ., 2007. 206 p.
4. Kozin V. Z. *Oprobovanie mineral'nogo syr'ia: nauch. monografiia* [Scientific monograph “Mineral raw material sampling”]. Ekaterinburg, UrSMU Publ., 2011. 316 p.
5. Kreknin Iu. S. [X-ray spectroscopic analysis of lubricating oil in operation]. *Gazoturbinnnye tekhnologii – Gas Turbo Technology Magazine*, 2001, no. 3, pp. 18–21. (In Russ.)
6. Glushkova T. A. *Iaderno-fizicheskii analiz v sisteme ratsional'nogo prirodopol'zovaniia: avtoref. dis. ... kand. tekhn. nauk* [Nuclear-physical analysis in the system of rational environmental management. Cand. eng. sci. abs. diss.]. Ekaterinburg, 1995. 203 p.

КОМПЛЕКСИРОВАНИЕ ГЕОРАДАРНОГО И СЕЙСМИЧЕСКОГО ЗОНДИРОВАНИЯ ДАМБЫ ХВОСТОХРАНИЛИЩА

КАЛАШНИК А. И., ДЬЯКОВ А. Ю., АБРАМОВ Н. Н.

В работе рассмотрены подходы к комплексированию современных неразрушающих геофизических исследований по подконтурному зондированию насыпных грунтовых сооружений горного профиля для изучения их подповерхностной структуры и локализации зон различной водонасыщенности грунтов в их теле. Выполнен ряд натуральных экспериментов по синхронизированному в пространстве и времени зондированию ограждающей дамбы хвостохранилища АО «Ковдорский ГОК» разными волновыми методами: электромагнитным (с использованием георадарных технологий) и сейсмическим. Полученные результаты представлены в виде радарограммы скорости электромагнитной волны, сейсмограммы соотношения скоростей упругих волн и графиков их изменения по наиболее характерным сечениям. Выполнен сопоставительный анализ палитр радарограмм и сейсмограмм, а также количественных значений по трассам прохождения волн, который позволил более достоверно установить границы зон водонасыщения грунтов по георадарным данным. Выделены интервалы скоростей электромагнитной волны при переходе из сухих, плотных грунтов в увлажненные и далее в водонасыщенные, основываясь на отношении скоростей продольной и поперечной упругой волны сейсмического зондирования. Выполнен статистический анализ полученных электромагнитных и сейсмических данных, на основе которого вычислены коэффициенты корреляции значений скоростей, а также установлена корреляционная связь скорости прохождения электромагнитных волн в грунтах с их коэффициентом Пуассона. Тем самым обоснована возможность оценки коэффициента Пуассона грунтов непосредственно по данным их георадарного зондирования. Выполнено категорирование грунтов по их свойствам и водонасыщенности в разрезах дамбы в зависимости от скорости электромагнитной волны. Полученные результаты представляют основу для интерпретации данных георадарного зондирования при решении задач идентификации и локализации водонасыщенных участков в теле грунтовых сооружений с большей надежностью и технологичностью.

Ключевые слова: дамба; хвостохранилище; георадарное зондирование; сейсмическое зондирование; водонасыщение грунтов.

Выявление водонасыщенных зон в ограждающих дамбах хвостохранилища является актуальной научно-практической задачей в первую очередь в части обеспечения устойчивости и функциональности такого грунтового гидротехнического сооружения. Недостаток данных, получаемых по сетям пьезометрических скважин на дамбах, не позволяет решать задачи необходимого информационного гидрографического обеспечения. Вместе с тем использование активных зондирующих геофизических методов мониторинга позволяет получать оперативную информацию о структурных особенностях сооружения и степени водонасыщенности слагающих их грунтов [1–5]. Многократными натурными экспериментами на дамбах хвостохранилищ и земляных плотин Кольского полуострова доказано, что комплексирование методов, использующих разную природу геофизических полей, позволяет существенно повысить достоверность полевых определений.

Калашник Анатолий Ильич – кандидат технических наук, заведующий лабораторией геофлюидомеханики. 184209, г. Апатиты, ул. Ферсмана, 24, Горный институт КНЦ РАН. E-mail: kalashnik@goi.kolasc.net.ru

Дьяков Андрей Юрьевич – научный сотрудник лаборатории геофлюидомеханики. 184209, г. Апатиты, ул. Ферсмана, 24, Горный институт КНЦ РАН. E-mail: dyakov@goi.kolasc.net.ru

Абрамов Николай Николаевич – кандидат технических наук, заведующий лабораторией теории и технологии подземного строительства. 184209, г. Апатиты, ул. Ферсмана, 24, Горный институт КНЦ РАН. E-mail: abramov@goi.kolasc.net.ru

В современной литературе отсутствуют данные о синхронном пространственно-временном зондировании дамбы хвостохранилища георадарным (электромагнитным) и сейсмическим методами. Идея данного исследования заключается, наряду с повышением достоверности георадарных определений, в обеспечении технологичности полевых измерений и использовании более простой методики георадиолокации для зондирования насыпных грунтовых гидротехнических сооружений [6]. Поэтому проведенная серия натурных экспериментов по синхронному зондированию ограждающих дамб различными по природе волновыми методами сама по себе является уникальной, а полученные результаты обладают новизной и оригинальностью. Цель проведения исследований – уточнение внутренней структуры дамбы и локализации зон различного водонасыщения грунтов. В качестве объекта был выбран наблюдательный полигон ограждающей дамбы № 1 хвостохранилища АО «Ковдорский ГОК».

Основным параметром для определений и интерпретации при георадарном и сейсмическом зондировании насыпного грунтового сооружения является скорость распространения волн.

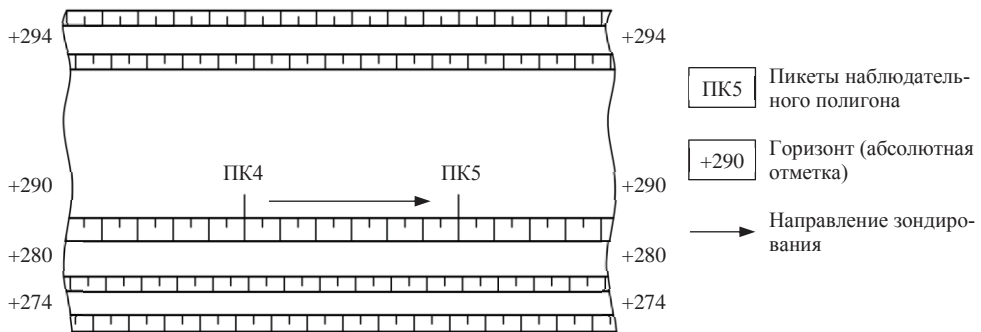


Рис. 1. Схема исследования дамбы георадарным и сейсмическим методами

При георадарном зондировании распространение электромагнитных волн в геологической среде (диэлектрике) описывается уравнениями Максвелла [7]:

$$\nabla^2 \vec{E} - \frac{\varepsilon \partial \vec{E}}{c^2 \partial t^2} - \mu_0 \sigma \frac{\partial \vec{E}}{\partial t} = 0,$$

где \vec{E} – напряженность электрического поля, В/м; ε – действительная часть комплексной относительной диэлектрической проницаемости среды (безразмерная величина); c – скорость распространения электромагнитной волны в вакууме, м/с; μ_0 – магнитная проницаемость среды, Гн/м; σ – проводимость, См/м.

Одним из основных физических свойств сред, определяющим физику распространения электромагнитных волн, является диэлектрическая проницаемость сред ε . Эта характеристика в свою очередь напрямую связана с влажностью среды. На сегодняшний день известен целый ряд эмпирических выражений, определяющих эту связь. Например, для осадочных пород эти выражения имеют вид в широком диапазоне изменения влажности от 3 до 45 % и для сред с большей влажностью соответственно [7]:

$$\varepsilon = 3,03 + 9,3W_{\text{об}} + 14W_{\text{об}}^2 - 76,7W_{\text{об}}^3;$$

$$\varepsilon = \frac{720}{180 - W},$$

где $W_{\text{об}}$ – объемная влажность, %; W – влажность, %.

Скорость распространения электромагнитных волн V в среде напрямую связана с действительной частью комплексной относительной диэлектрической проницаемости среды [3]:

$$V = \frac{c}{\sqrt{\varepsilon}},$$

где c – скорость света в вакууме; ε – действительная часть относительной комплексной диэлектрической проницаемости массивов пород.

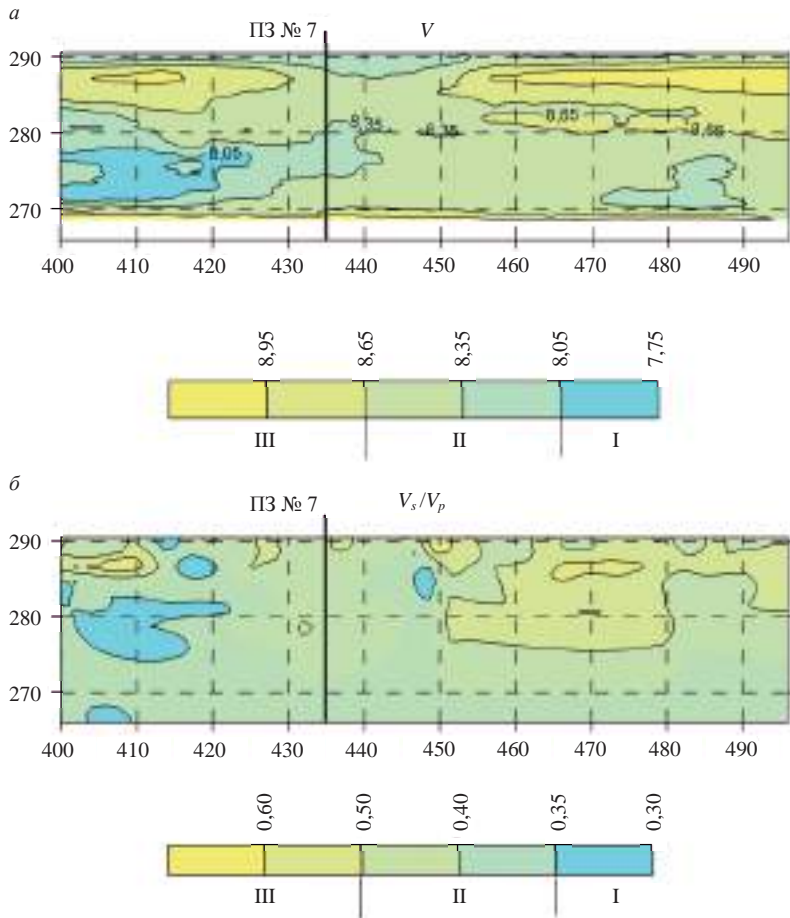


Рис. 2. Результаты синхронного зондирования дамбы георадарным (электромагнитным) – *а* и сейсмическим – *б* методами:

I – водонасыщенные грунты; II – грунты плотные увлажненные; III – грунты плотные естественной влажности

Признаком роста влагонасыщения является увеличение ε , что в свою очередь приводит к падению скорости электромагнитной волны. Из-за сложности получения распределенных скоростных данных георадарного зондирования интерпретация в подавляющем большинстве случаев производится на основе детального анализа амплитудных, частотных и фазовых характеристик электромагнитного сигнала, сопоставления осей синфазности сигнала внутри выделенных на радарограмме участков или областей, которые отличаются друг от друга характером картины, поверхностями угловых несогласий, интенсивностью отражающих горизонтов.

Исследование состояния насыпного грунтового сооружения георадарным зондированием применяется на ограждающих дамбах хвостохранилищ Кольского полуострова [1–6]. Результаты зондирования обрабатываются с использованием специализированных компьютерных программ RadExplorer и ГЕОРАДАР-ЭКСПЕРТ, интерпретируются отдельно, а затем выполняется комплексный анализ полученных данных в пространственно-глубинной взаимосвязи [5, 6]. Задача настоящих исследований состояла в адекватном определении границ зон водонасыщения по данным георадарного зондирования, для этих целей были использованы возможности сейсмических методов контроля.

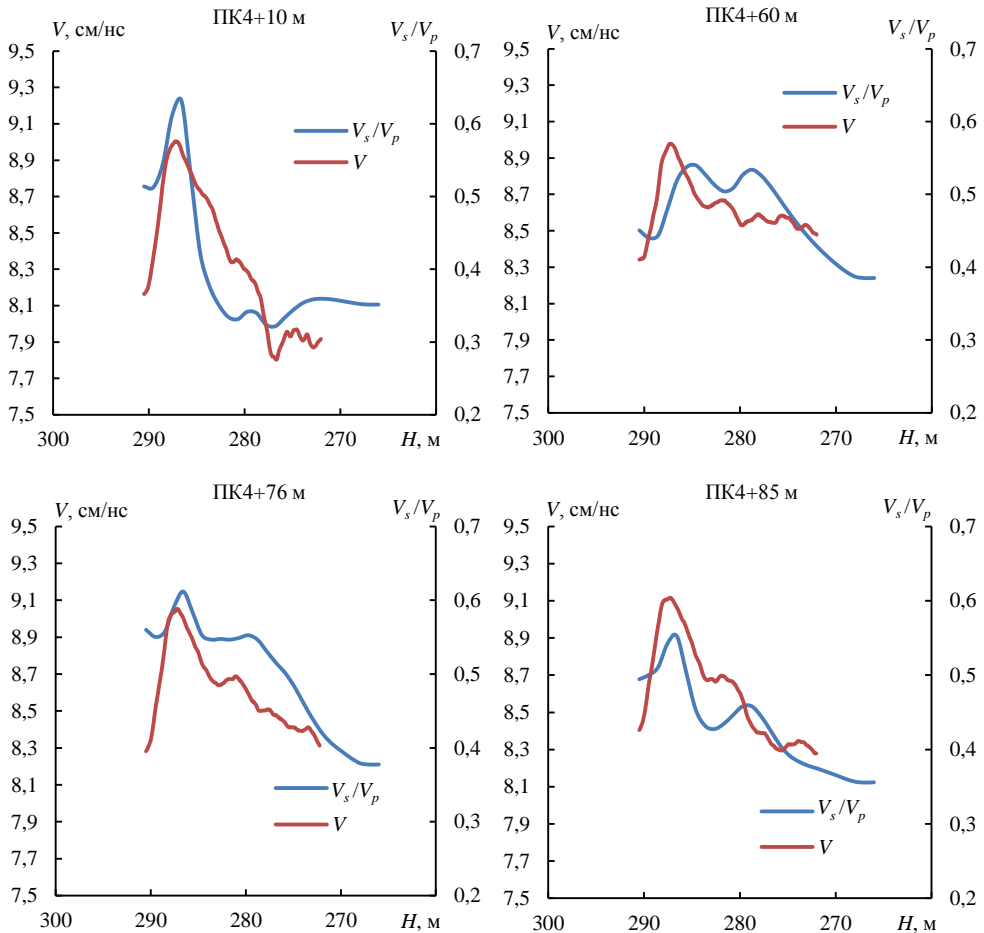


Рис. 3. Сопоставление результатов наблюдений георадарным (электромагнитным) (V) и сейсмическим (V_s/V_p) зондированием по трассам в сечениях дамбы

Распространение сейсмической волны в геологической среде представляет собой поле смещений частиц среды. В идеально упругой однородной изотопной среде оно описывается уравнением динамического равновесия Ламе [8]:

$$\frac{\lambda + 2G}{\rho} \text{grad div } \dot{u} + \frac{G}{\rho} \text{rot rot } \dot{u} = \frac{d^2 \dot{u}}{dt^2}, \quad (1)$$

где $u = u(x, y, z, t)$ – вектор смещения частиц среды под действием проходящей волны во времени t и в пространстве x, y, z ; ρ – плотность среды; λ, G – упругие модули.

Через плотность среды ρ и коэффициенты Ламе λ и G в формуле (1) представлены скорости продольных V_p и поперечных волн V_s в среде [8]:

$$V_p = \sqrt{\frac{\lambda + 2G}{\rho}}; \quad V_s = \sqrt{\frac{G}{\rho}}.$$

В сейсморазведке в качестве показателя для идентификации водонасыщенных зон в грунтах используется соотношение скоростей V_s/V_p , функционально определяющее коэффициент Пуассона среды μ согласно выражению:

$$\mu = \frac{0,5 - (V_s / V_p)^2}{1 - (V_s / V_p)^2}.$$

На основе многочисленных натуральных и лабораторных определений, выполненных для различных грунтов [9] плотин и дамб Кольского полуострова в увлажненном состоянии, величины соотношений V_s/V_p могут варьировать в пределах 0,31–0,37.

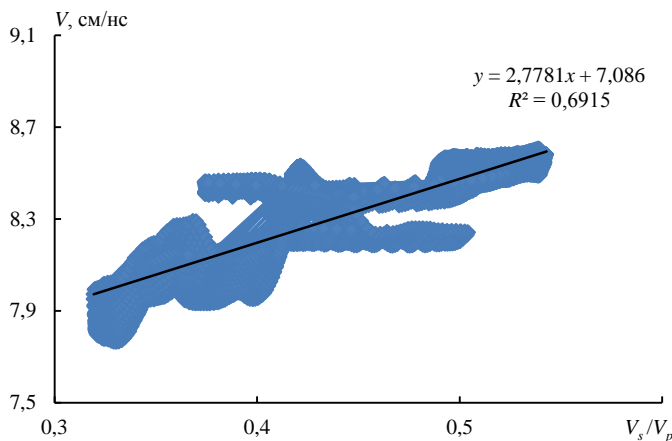


Рис. 4. Зависимость скорости электромагнитной волны V от отношения скоростей упругих волн V_s/V_p на интервале глубин 276–278 м

В данной работе была поставлена цель провести синхронное зондирование ограждающей дамбы хвостохранилища АО «Ковдорский ГОК» георадарным (электромагнитным) и сейсмическим методами (рис.1). Основные результаты выполненных синхронных исследований представлены на рис. 2 в виде радарограммы скорости электромагнитной волны V и сейсмотограммы соотношения сейсмических скоростей V_s/V_p . Исходя из палитры выделенных по указанным критериям зон визуально отмечается подобие в распределениях исследуемых разрезов, что отражает структурные особенности обследуемого участка. Для более точного сопоставления результатов на рис. 3 представлены графики изменения контролируемых показателей по трассам зондирования в отдельных разрезах на четырех пикетах.

Интерпретация анализируемых результатов позволяет сделать следующие выводы. Приповерхностная зона до 289,5–289,0 м (1,0–1,5м), подверженная проникновению осадков, характеризуется начальной невысокой скоростью

$V = 8,10\text{--}8,22$ см/нс, с дальнейшим резким ее нарастанием до $V = 8,36\text{--}8,71$ см/нс на глубине 282,5–280,0 м (8–10 м), что скорее всего обусловлено ростом плотности и снижением влажности грунтов. В интервале высотных отметок 280–270 м фиксируется зона резкого падения величин скоростей до значений $V = 7,35\text{--}7,71$ см/нс. Глядя на подобные изменения показателя V_s/V_p на этих же отметках, составляющего 0,30–0,35 по сейсмотомограмме (рис. 2, б – голубой цвет), можно заключить, что грунты здесь подвержены значительному намоканию.

Категорирование грунтов по водонасыщению на основе природных георадарных (электромагнитных) и сейсмических наблюдений

| Показатель | I | II | III |
|---|------------|-----------|------------|
| По данным электромагнитного зондирования, V | Менее 8,05 | 8,06–8,66 | Более 8,67 |
| По данным сейсмики, V_s/V_p | 0,30–0,35 | 0,36–0,50 | 0,51–0,60 |

Сравнение данных георадарного и сейсмического зондирования показало наличие уверенной корреляции (сходимости) полученных результатов. Корреляционная взаимосвязь двух массивов данных V и V_s/V_p выполнялась с шагом $x = 0,25$ м; $y = 0,1$ м, где на каждый интервал глубин приходится 7700 точек сравнения. Коэффициент корреляции варьирует от 0,56 до 0,68 в интервале высотных отметок 290,5–280,0 м и от 0,68 до 0,83 в интервале 280–272 м, что соответствует средней и сильной связи данных по общей классификации коэффициента корреляции [10].

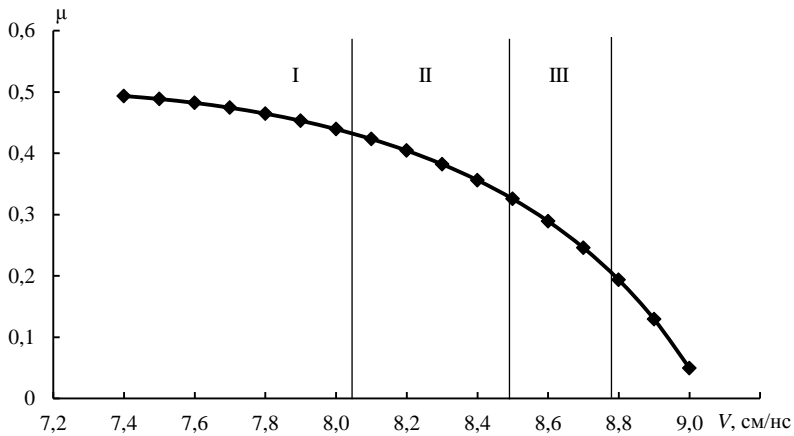


Рис. 5. Диаграмма категорирования водонасыщенности грунтов по скорости электромагнитной волны:

I – водонасыщенные грунты; II – грунты плотные увлажненные; III – грунты плотные естественной влажности

На интервале отметок 276–278 м выявлена наибольшая корреляционная взаимосвязь данных с коэффициентом 0,83. По данным облака точек построен график эмпирической зависимости скорости электромагнитной волны V от соотношения скоростей упругой волны V_s/V_p (рис. 4). Установлена взаимосвязь полученных данных с величиной достоверности аппроксимации 0,6915:

$$V = 2,7781 \frac{V_s}{V_p} + 7,086.$$

Полученные результаты также позволили установить корреляционные связи скоростей электромагнитных волн V с такой важной характеристикой грунтов, как коэффициент Пуассона. Вид этой взаимосвязи отражен в выражении:

$$\mu = \frac{0,5 - (0,3599V - 2,5506)^2}{1 - (0,3599V - 2,5506)^2}.$$

Выполненные исследования синхронного георадарного (электромагнитного) и сейсмического мониторинга предоставляют основу для категорирования грунтов по их свойствам и водонасыщенности в разрезах дамбы согласно приведенной таблице.

На основании полученных результатов георадарных измерений, с использованием аналогий представления результатов по сейсмическим данным была построена диаграмма категорирования водонасыщенности грунтов по результатам георадарного зондирования (рис. 5).

Выполненный сопоставительный анализ проведенных синхронных георадарных (электромагнитных) и сейсмических исследований позволил более надежно установить границы зон и интервалы скоростей электромагнитной волны при переходе из сухих плотных грунтов в увлажненные и далее в водонасыщенные по данным отношения скоростей продольной и поперечной упругой волны. При этом установлена взаимосвязь коэффициента Пуассона исследуемых грунтов со скоростью электромагнитной волны посредством выявленной эмпирической зависимости скорости электромагнитной волны V от соотношения скоростей упругой волны V_s/V_p . Выполнено категорирование грунтов по их свойствам и водонасыщенности в разрезах дамбы в зависимости от скорости электромагнитной волны. Полученные результаты предоставляют основу для интерпретации данных георадарного зондирования при решении задач идентификации и локализации водонасыщенных участков в теле грунтовых сооружений с большей надежностью и технологичностью.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Мельников Н. Н., Калашник А. И., Калашник Н. А., Запорожец Д. В. Применение современных методов для комплексных исследований состояния гидротехнических сооружений региона Баренцева моря // Вестник МГТУ. 2017. Т. 20. № 1(1). С. 13–20.
2. Мельников Н. Н., Калашник А. И., Запорожец Д. В., Дьяков А. Ю., Максимов Д. А. Опыт применения георадарных подповерхностных исследований в западной части российского сектора Арктики // Проблемы Арктики и Антарктики. 2016. № 1. С. 39–49.
3. Абрамов Н. Н., Снежкова Е. Е. Сейсмотомографическое изучение внутренней структуры дамбы хвостохранилища ОАО «Апатит» // Горный журнал. 2007. № 12. С. 39–42.
4. Данилкин А. А., Калашник А. И., Запорожец Д. В., Максимов Д. А. Мониторинг состояния ограждающей дамбы в зоне отработки техногенного месторождения Ковдорского ГОКа // ГИАБ. 2014. № 7. С. 344–351.
5. Калашник А. И., Запорожец Д. В., Калашник Н. А. Идентификация фильтрационно-деформационных процессов в теле ограждающей дамбы хвостохранилища // Вестник Кольского научного центра РАН. 2013. № 2. С. 13–16.
6. Калашник А. И., Дьяков А. Ю. Информационные технологии в задачах мониторинга гидротехнических сооружений горнодобывающих предприятий подповерхностным георадиолокационным зондированием // ГИАБ. 2017. № S23. С. 283–291.
7. Старовойтов А. В. Интерпретация георадиолокационных данных. М.: МГУ, 2008. 192 с.
8. Боганик Г. Н., Гурвич И. И. Сейсморазведка. Тверь: АИС, 2006. 744 с.
9. Абрамов Н. Н., Епимахов Ю. А., Кабеев Е. В. Геомеханическое сопровождение технологии строительства и эксплуатации гидротехнических грунтовых сооружений // Гидротехническое строительство. 2014. № 5. С. 11–15.
10. Рыжов П. А. Математическая статистика в горном деле: учеб. пособие. М.: Высшая школа, 1973. 287 с.

COMBINATION OF GEORADAR AND SEISMIC SOUNDING OF TAILINGSSTORAGE DUM

Kalashnik A. I., D'iakov A. Iu., Abramov N. N. – Mining Institute KSC RAS, Apatites, the Russian Federation.
E-mail: kalashnik@goi.kolasc.net.ru

The paper considers some approaches to the combination of modern nondestructive geophysical investigations on the subcontour sounding of bulk soil structures of mining type for the examination of their subsurface structure and localization of zones of various ground water saturation in their bodies. A range of full-scale experiments has been fulfilled on synchronous in space and time sounding of bund wall of the tailingsstorage at AO Kovdorsky GOK with various wave methods: electromagnetic (with the use of georadar technologies) and seismic. The acquired results are presented in the form of radargram of electromagnetic wave velocity, seismic tomogram of the correlation of elastic velocities and their graphs of behavior over the most unique sections. Comparative analysis has been fulfilled of the palettes of radargrams and seismic tomograms, as well as quantitative values according to wave traces, which made it possible to more exactly determine the borders of grounds water saturation zones according to georadar data. Electromagnetic wave velocity ranges are singled out at the transition from dry, hard grounds into moistened and further into water saturated grounds, based on the relation of velocities of longitudinal and rotational elastic waves of seismic sounding. Statistic analysis of the obtained electromagnetic and seismic data is fulfilled, based on which the velocity values correlation coefficients are calculated, and also correlation relationship of electromagnetic waves velocity of transmission in grounds with their Poisson ratio. Thus the possibility of grounds Poisson ratio determination has been substantiated by their georadar sounding data. Grounds' rating has been fulfilled according to their properties and water saturation in the open pits of a dam depending on electromagnetic wave velocity. The acquired data represent the foundation for the interpretation of georadar sounding data when solving the tasks of identification and localization of water saturated sections in a body of soil structures with greater reliability and manufacturability.

Key words: dam; tailingsstorage; georadar sounding; seismic sounding; grounds water saturation.

REFERENCES

1. Mel'nikov N. N., Kalashnik A. I., Kalashnik N. A., Zaporozhets D. V. [Application of modern methods for integrated investigations of the state of hydroengineering structures of the region of the Barents sea]. *Vestnik MSTU – Proceedings of the Murmansk State Technical University*, 2017, vol. 20, no. 1(1), pp. 13–20. (In Russ.)
2. Mel'nikov N. N., Kalashnik A. I., Zaporozhets D. V., D'iakov A. Iu., Maksimov D. A. [Experience of applying georadar subsurface investigations in the western part of the Russian sector of Arctic]. *Problemy Arktiki i Antarktiki – Problems of Arctic and Antarctic*, 2016, no. 1, pp. 39–49. (In Russ.)
3. Abramov N. N., Snezhkova E. E. [Seismo-tomographic research of the inner structure of OAO Apatite tailingsstorage dam]. *Gornyi zhurnal – Mining Journal*, 2007, no. 12, pp. 39–42. (In Russ.)
4. Danilkin A. A., Kalashnik A. I., Zaporozhets D. V., Maksimov D. A. [Monitoring of the state of bund wall in the zone of mining Kovdorsky GOK technogenic deposit]. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten' (nauchno-tekhnicheskii zhurnal) – Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*, 2014, no. 7, pp. 344–351. (In Russ.)
5. Kalashnik A. I., Zaporozhets D. V., Kalashnik N. A. [Identification of filtration-deformation processes in the body of bund wall of a tailingsstorage]. *Vestnik Kol'skogo nauchnogo tsentra RAN – Herald of the Kola Science Centre RAS*, 2013, no. 2, pp. 13–16. (In Russ.)
6. Kalashnik A. I., D'iakov A. Iu. [Information technologies in the tasks of hydroengineering structures of mining enterprises monitoring with subsurface ground penetrating radar sounding]. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten' (nauchno-tekhnicheskii zhurnal) – Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*, 2017, no. S23, pp. 283–291. (In Russ.)
7. Starovoitov A. V. *Interpretatsiia georadiolokatsionnykh dannykh* [Ground penetrating radar data interpretation]. Moscow, MMU Publ., 2008. 192 p.
8. Boganiuk G. N., Gurvich I. I. *Seismorazvedka* [Seismic survey]. Tver, AIS Publ., 2006. 744 p.
9. Abramov N. N., Epimakhov Iu. A., Kabeev E. V. [Geomechanical support of the technology of building and exploitation of hydroengineering soil structures]. *Gidrotekhnicheskoe stroitel'stvo – Water Engineering*, 2014, no. 5, pp. 11–15. (In Russ.)
10. Ryzhov P. A. *Matematicheskaya statistika v gornom dele: ucheb. posobie* [School book “Mathematical statistics in mining”]. Moscow, Vyssh. shk. Publ., 1973. 287 p.

РЕЗУЛЬТАТЫ КОМПЛЕКСНЫХ ГЕОФИЗИЧЕСКИХ ИССЛЕДОВАНИЙ НА ПОЛИГОНЕ МЕСТОРОЖДЕНИЯ «СВЕРДЛОВСКОЕ»

ДАВЫДОВ В. А., БАЙДИКОВ С. В., ГОРШКОВ В. Ю., МАЛИКОВ А. В.,
ФЕДОРОВА О. И., АСТАФЬЕВ П. Ф.

Для проведения опытно-методических работ на золоторудном месторождении «Свердловское» выбран участок и отработан геофизический полигон площадью 1,2 км². На месторождении впервые проведен комплекс геофизических исследований, включающий: площадную магнитную и радиометрическую съемки; профильные гравиметрические и электроразведочные работы. По магнитным и радиометрическим данным выделен тектонический контакт и переходная зона измененных горных пород, к которому приурочено оруденение. На геоэлектрических разрезах, полученных по результатам вертикальных электрических и индукционных зондирований, выделяются рельеф и приконтактные зоны коренных пород. Обустроенный полигон Института геофизики УрО РАН на территории месторождения золота «Свердловское» отвечает всем необходимым требованиям по проведению полевых опытно-методических и научных исследований, что позволяет отрабатывать на нем новые геофизические методы и технологии поиска и разведки золоторудных месторождений.

Ключевые слова: испытательный полигон; комплексные геофизические исследования; параметрический профиль; электромагнитные зондирования.

Геофизические исследования относятся к косвенным методам изучения природной среды, поэтому для получения объективной информации о геологическом разрезе требуется подтверждение (заверка) получаемых результатов с помощью бурения или горных работ. В настоящее время это не всегда возможно из-за общего сокращения геологоразведочных работ и совместных научно-исследовательских проектов производственных и научных организаций. Для проведения опытно-методических работ необходимо обустройство полигонов с уже известным геологическим строением, желательно на базе разведанных месторождений.

Полигоны для научных исследований направлены на решение следующих задач [1]:

- сравнительные испытания новой геофизической аппаратуры;
- опробование новых методов исследований, проведение опытно-методических работ;
- моделирование полей в естественных условиях и проверка способов интерпретации;

Давыдов Вадим Анатольевич – кандидат геолого-минералогических наук, старший научный сотрудник. 620016, г. Екатеринбург, ул. Амурдсена, 100, Институт геофизики УрО РАН. E-mail: davyde@yandex.ru

Байдилов Сергей Владимирович – кандидат технических наук, старший научный сотрудник. 620016, г. Екатеринбург, ул. Амурдсена, 100, Институт геофизики УрО РАН. E-mail: badikek@mail.ru

Горшков Виталий Юрьевич – младший научный сотрудник. 620016, г. Екатеринбург, ул. Амурдсена, 100, Институт геофизики УрО РАН. E-mail: vitalaa@yandex.ru

Маликов Александр Владимирович – младший научный сотрудник. 620016, г. Екатеринбург, ул. Амурдсена, 100, Институт геофизики УрО РАН. E-mail: alex.mal.1986@mail.ru

Федорова Ольга Ивановна – кандидат геолого-минералогических наук, старший научный сотрудник. 620016, г. Екатеринбург, ул. Амурдсена, 100, Институт геофизики УрО РАН. E-mail: fougeo@mail.ru

Астафьев Павел Федорович – кандидат технических наук, старший научный сотрудник. 620016, г. Екатеринбург, ул. Амурдсена, 100, Институт геофизики УрО РАН.

- мониторинг физических полей и геологических процессов;
- изучение физических свойств горных пород и руд в естественном залегании.

Институтом геофизики им. Ю. П. Булашевича УрО РАН (ИГФ УрО РАН) в середине прошлого века были проведены геологические исследования на золоторудном месторождении «Свердловское». Для отработки геофизического полигона сотрудниками института был выбран участок, охватывающий основные структурные элементы месторождения, и впервые выполнены комплексные исследования различными геофизическими методами.

Характеристика объекта. Свердловское месторождение расположено в экзо- и эндоконтакте Верх-Исетского массива гранитоидов (C_2). Последний в пределах рассматриваемого объекта граничит с юга с габбро (D_2), а с востока – с метаморфическими зеленосланцевыми породами вулканогенно-осадочной толщи (S_1). Золотое оруденение приурочено к кварцевым жилам, оперяющим разлом, фиксирующий контакт габбро с гранитами-адамеллитами [2]. Месторождение состоит из двух участков – южного и северо-западного, которые обрабатывались до Второй мировой войны. На наиболее перспективном южном участке были пройдены четыре шахты и ряд шурфов, некоторые горные выработки и разведочные каналы сохранились до сих пор. Кварцевые жилы южной части месторождения залегают в габбро, а на северо-западе – в гранитах, некоторые жилы выходят из гранитов в габбро. Более распространенными являются жилы северо-восточного простирания мощностью до 1–1,2 м. Имеются также менее мощные жилы (0,3–0,5 м) северо-западной и субмеридиональной ориентировки [3]. Среднее содержание золота в кварце при отработке составляло 10–12 г/т, в штуфных пробах концентрация доходила до 23 г/т.

Геофизический полигон площадью около 1,2 км² расположен на территории южного участка. Главными породами месторождения являются габбро и граниты-адамеллиты, включающие околорудные метасоматиты – березиты и листовиты. Площадь повсеместно перекрыта слоем рыхлых отложений (от первых метров до 10 м и более), состоящих из элювиально-делювиальных суглинков коры выветривания с сохранившимися валунами коренных пород. В районах залегания гранитов кроме суглинков распространены супесчаные и дресвяно-щебенистые грунты. На участке пробурено четыре скважины, три из которых глубиной более 50 м. В составе полигона размечен контрольный параметрический профиль длиной более 1 км, пересекающий основные вмещающие породы и область тектонического контакта с отработанной кварцевой жилой.

Методы исследований. Магниторазведка выполнялась протонными магнитометрами ММП-203 (завод «Геологоразведка», г. Ленинград) и POS (УГТУ-УПИ, г. Екатеринбург). Измерения полного вектора магнитного поля Земли проводились в соответствии с действующими методическими указаниями [4, 5]. Полевые наблюдения осуществлялись с шагом 5 м по системе профилей, ходами, замкнутыми на точках опорной сети, без использования магнитовариационной станции. Опорная сеть была разбита по магистралям, соединяющим начало и концы профилей. Оценка условий работы с последующей увязкой измеренных значений геомагнитного поля осуществлялась на контрольных пунктах (КП). Качество съемки оценивалось по повторным наблюдениям на профилях и по измерениям на КП перед началом и в конце рабочего дня. Предварительная обработка магниторазведочных данных заключалась в приведении профильных наблюдений к единому уровню. В расчет брались невязки на точках опорной сети, полученных при замыкании хода, и на КП участка. Окончательная увязка площадной съемки выполнялась по завершению работ. Магниторазведочные работы разных лет пересчитаны на период 2010 года. В результате была построена карта полного вектора магнитного поля T всей площади полигона.

Гравиметрия проводилась высокоточным гравиметром Autograv CG-5 (Scintrex, Канада) с шагом 20 м по однократной методике с одним гравиметром, с замыканием рейса на опорном гравиметрическом пункте. Приблизительные отметки высот профиля наблюдений в Балтийской системе координат получены со спутниковых снимков Google и Яндекс. Относительные превышения между пунктами наблюдений измерены с помощью оптического нивелира Leica NA320. Полевые работы и камеральная обработка материалов съемки выполнены в соответствии с действующими стандартами [6]. Значения силы тяжести вычислялись в редукции Фая и Буге, конечный результат представлен в форме графика локального гравитационного поля Δg_d (с вычетом регионального фона).

Радиометрия проведена по всей площади полигона в форме съемки интенсивности гамма-излучения. Выполнялась сцинтилляционным геологоразведочным радиометром СРП-88Н (завод «Электрон», г. Желтые Воды) с шагом 10 м по системе произвольных профилей. При построении карты радиационного поля применялось гауссовское сглаживание.

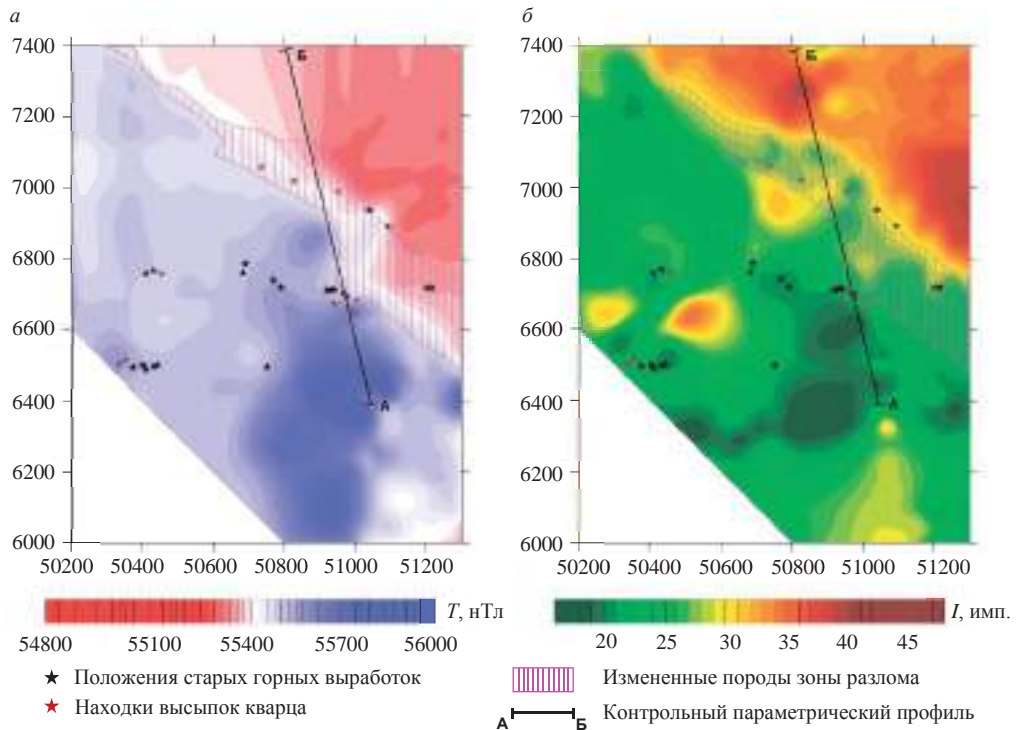


Рис. 1. Карта магнитного и радиационного поля Свердловского полигона

Электроразведка методом вертикальных электрических зондирований (ВЭЗ) выполнялась с использованием стандартной методики работ [4]. Измерения проводились с помощью комплектов аппаратуры ЭРА-ЗНАК и ERA-MAX (НПП «ЭРА», г. Санкт-Петербург). При работе использовалась симметричная 4-электродная установка Шлюмберже (AMNB) с приемной линией $MN = 2$ м. Питающие электроды разносились на расстояние $AB/2$ до 100 м. Измерения выполнялись на частоте 4,88 Гц при токе в питающей линии от 5 до 50 мА. Точки зондирования располагались по профилю с шагом 50 м, на участках детализации – через 25 м.

Интерпретация полученных данных проведена в программе Zond-IP [7], разработанной в лаборатории импульсной электроразведки ВИРГ-Рудгеофизика. Для определения количественных параметров – мощностей и удельных электри-

ческих сопротивлений (УЭС) основных слоев геологического разреза была выполнена одномерная инверсия данных. В результате интерпретации построен 1D геоэлектрический разрез, отображающий особенности строения и характер изменения электрических свойств вдоль контрольного профиля.

Дистанционные индукционные зондирования (ДИЗ) выполнены аппаратурой МЧЗ-8 [8] по отработанной ранее методике работ [9]. Возбуждающее поле частотой 10 кГц генерировалось вертикальным магнитным диполем, измерялись две ортогональные составляющие магнитного поля – вертикальная H_z и горизонтальная H_r . Точки зондирования располагались по профилю с шагом 20–25 м,

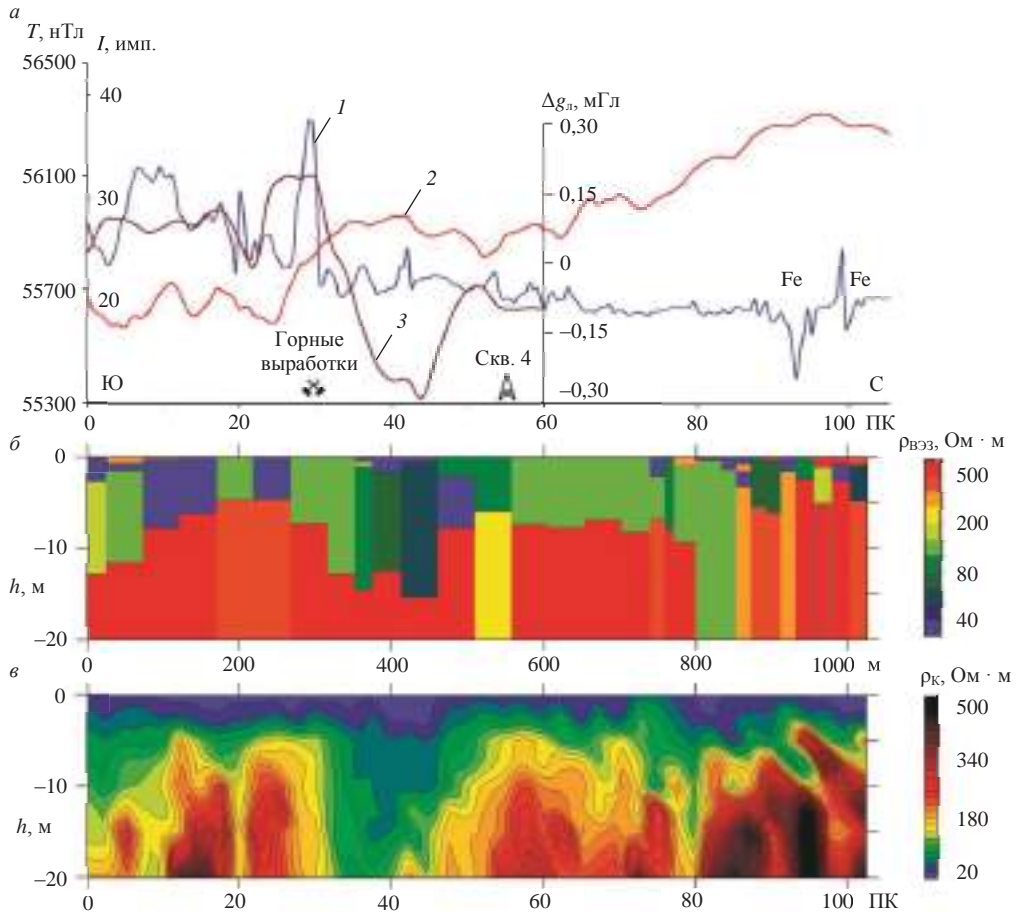


Рис. 2. Графики и разрезы по параметрическому профилю Свердловского полигона:
 а – графики полного вектора магнитного поля T (1), интенсивности гамма-излучения I (2) и локального поля силы тяжести Δg_n (3); б – геоэлектрический разрез ВЭЗ; в – разрез КС дистанционных индукционных зондирований ($f = 10$ кГц)

при этом приемник оставался на месте, а генератор последовательно относился на расстояние от 5 до 80 м. Эффективная глубина исследований принята равной четверти разноса. Кажущееся сопротивление (КС) рассчитывалось по стандартной формуле для низкочастотной асимптотики [10]. Для визуализации результатов ДИЗ строились качественные разрезы КС.

Результаты работ. По результатам площадной съемки физические поля на участке характеризуются двумя выраженными уровнями нормального поля. Это особенно заметно на картах магнитного и радиационного полей (рис. 1).

Область распространения габбро характеризуется повышенным уровнем магнитного поля и низкой радиоактивностью. На площади залегания гранитов наблюдается противоположная ситуация – низкое магнитное поле и повышенная интенсивность гамма-излучения. Форма ступенчатого перепада у обоих физических полей схожа, однако их положение в плане не совпадает. Из геологии месторождения известно, что тектонический контакт между габбро и гранитами на южном участке проходит с северо-запада на юго-восток, что совпадает с простираем градиентных переходов.

Таким образом, перепад уровней полей напрямую связан с зоной разлома, но выделяет разные границы по характеру изменения магнитной восприимчивости и содержанию радиоактивных элементов. Выделенная переходная зона относится к измененным породам, которые отличаются по физическим свойствам как от габбро, так и от гранитов. Ширина этой зоны колеблется в пределах от нескольких метров в северо-западной части до почти 300 м на востоке участка, где она была вскрыта канавой при прокладке водопроводной магистрали по ул. Амундсена. При осмотре канавы выяснено, что переходная зона состоит из интенсивно смятых и раздробленных пород субвертикальной зональности, преимущественно габбро, со следами метасоматической переработки. Встречаются области рассланцевания пород и брекчии с включениями крупных обломков гранитов и габбро. Исходя из планового расположения, кварцевые жилы тяготеют к краевым частям тектонической зоны, хотя встречаются и на значительном расстоянии от нее (до 800 м). Судя по направленности найденных горных выработок и высыпок кварца, удаленные жилы могут иметь продолжение в сторону разлома, а их отработка проводилась только в локальных раздувах.

Глубинное строение геологического разреза подробно изучалось геофизическими методами исследований на протяжении нескольких лет. На рис. 2 представлены только наиболее показательные результаты, полученные в последнее время на контрольном параметрическом профиле.

Коренные породы в начале контрольного профиля представлены габбро, они были обнажены траншеей неподалеку от ПК03. В районе пикетов ПК29–32 наблюдаются старые выработки: канавы и ямы, в отвалах которых найдены образцы окварцованных и лимонитизированных апогаббровых лиственитов, молочно-белого кварца с полуокисленным пиритом, брекчии с обломками гранита. Из этого можно сделать вывод, что данная отработанная жила находится в краевой зоне тектонического контакта. Заметим, что именно к ней приурочены положительная магнитная аномалия величиной 500 нТл, ступенчатый перепад гамма-активности и начало гравитационного спада перед переходной зоной (рис. 2, *а*). Узкие магнитные аномалии наблюдаются и в других местах разработки кварцевых жил, однако на сглаженной карте магнитного поля они малозаметны. Вероятно, окварцевание сопровождалось привносом железа в геохимической обстановке, благоприятствующей образованию магнетита, что дает возможность выделять маломощные жилы с помощью магниторазведки. За пикетом ПК30 следует зона дробления и трещиноватости, характеризующаяся минимальными значениями локальной составляющей силы тяжести, пониженными значениями УЭС и увеличенной мощностью рыхлых отложений (рис. 2, *б, в*).

Геоэлектрический разрез довольно достоверно выделяет рельеф поверхности коренных пород, что подтверждается проведенными ранее сейсмическими исследованиями [11] и заверочной скважиной, пробуренной на ПК55. На положение наиболее ослабленных зон повышенной проницаемости (ПК40–45 и ПК82–87) указывает увеличение объемной активности радона в почвенном воздухе. Также известно об обводненном характере этих зон, что подтверждают повышенные

значения эффективной продольной проводимости по результатам аудиоманнителлурических зондирований [12] и ДИЗ (рис. 2, з). Мониторинг подземных вод горизонта осуществляется в наблюдательной гидрогеологической скважине к западу от профиля, напротив ПК45. Северная граница тектонического контакта располагается в районе ПК85, она отмечается аномально низкими значениями УЭС по результатам электромагнитных зондирований и по ступенчатому повышению радиоактивности. Далее по профилю встречаются только граниты, при этом мощность рыхлых отложений меньше, чем на площади распространения габбро, и продолжает монотонно снижаться к северу вплоть до появления обнажений на северо-западном участке. Над гранитами магнитное поле выходит на минимальный уровень, осложняясь только за счет помех искусственного происхождения. Например, отрицательная аномалия на ПК92 связана с канализационной трубой, а знакопеременная аномалия в районе ПК100 – со стихийной свалкой бытовых отходов (рис. 2).

Интересным представляется сравнение результатов электрических и индукционных зондирований. Можно отметить, что даже без количественной обработки ДИЗ на разрезе кажущихся сопротивлений хорошо видны все характерные особенности глубинного строения, выделяемые на геоэлектрическом разрезе ВЭЗ. При этом на индукционных разрезах КС более контрастно отображаются вертикальные границы разделов, какими являются краевые зоны тектонического контакта.

На золоторудном месторождении «Свердловское» обустроен геофизический полигон ИГФ УрО РАН. Впервые здесь проведен комплекс геофизических исследований, включающий магнитную, радиометрическую, гравиметрическую съемки и электроразведочные работы. Проложен и отработан параметрический профиль, проходящий через основные вмещающие породы. По результатам работ выделены субмеридиональный тектонический разлом, переходная зона измененных горных пород в районе контакта, а также рельеф коренных пород и области повышенной проницаемости в верхней части геологического разреза.

Полигон отвечает всем необходимым требованиям по проведению полевых опытно-методических и научных исследований. Месторождение является примером классического золото-кварцевого оруденения уральского типа, что позволяет отрабатывать на нем новые геофизические методы и технологии поиска и разведки золоторудных месторождений.

Работа выполнена при частичной поддержке проекта фундаментальных исследований № 18-5-5-38 комплексной программы УрО РАН.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Франтов Г. С. О полигонах для электроразведки // Электромагнитные методы при исследовании земных недр: сб. статей / УНЦ АН СССР. Свердловск, 1983. С. 108–112.
2. Золотооруденение Екатеринбургского геологического полигона / В. Н. Сазонов [и др.]. Екатеринбург: УГГГА, 1997. 225 с.
3. Иванов А. А. Геология коренных месторождений золота на Урале // Тр. Горно-геол. ин-та УФ АН СССР. 1948. № 16. С. 45–52.
4. Инструкция по магниторазведке / под ред. З. С. Смеляновой, В. С. Селиванова. Л.: Недра, 1981. 263 с.
5. Магниторазведка: справочник геофизика / под ред. В. Е. Никитского, Ю. С. Глебовского. М.: Недра, 1990. 470 с.
6. Гравиразведка: справочник геофизика / под ред. Е. А. Мудрецовоной, К. Е. Веселова. М.: Недра, 1990. 607 с.
7. Каминский А. Е. Программа для интерпретации ВЭЗ Zond-IP: руководство пользователя. СПб.: ВИРГ-Рудгеофизика, 2002. 22 с.
8. Байдиков С. В., Человечков А. И. Аппаратура для высокочастотных индукционных зондирований МЧЗ-8 // Уральский геофизический вестник. 2011. № 1. С. 4–8.
9. Титлинов В. С., Журавлева Р. Б. Технология дистанционных индуктивных зондирований. Екатеринбург: Наука, 1995. 58 с.

10. Вешев А. В., Ивочкин В. Г., Игнатъев Г. Ф. Электромагнитное профилирование. Л.: Недра, 1971. 216 с.

11. Давыдов В. А. Спектральный анализ данных микросейсмических зондирований // Геофизика. 2015. № 1. С. 72–77.

12. Давыдов В. А. Способы обработки аудиоманнитотеллурических экспресс-зондирований // Известия Уральского государственного горного университета. 2016. Вып. 4(44). С. 41–44.

Поступила в редакцию 5 февраля 2018 года

RESULTS OF COMPLEX GEOPHYSICAL RESEARCH ON THE TEST SITE OF SVERDLOVSKOE DEPOSIT

Davydov V. A., Baidikov S. V., Gorshkov V. Iu., Malikov A. V., Fedorova O. I., Astaf'ev P. F. – Institute of Geophysics, the Ural Branch of RAS, Ekaterinburg, the Russian Federation. E-mail: davyde@yandex.ru

Geophysical test site with area of 1.2 km² on the Sverdlovskoe gold field was selected for experimental and methodological works. On this deposit the first time complex of geophysical research was carried out, including areal magnetic and radiometric surveys, and linear gravimetric and electroprospecting surveys. According to magnetic and radiometric data, tectonic contact and a transition zone of altered rocks are distinguished, the mineralization is confined to. The geoelectric cross sections, obtained from the results of vertical electrical and induction soundings, distinguish the topography and the contact zones of bedrock. The test site of the Institute of Geophysics UB RAS, equipped on the territory of the Sverdlovskoe gold field, meets all the necessary requirements for field experimental and methodological and scientific researches, which allows it to work off new geophysical methods and technologies of prospecting and exploration of gold fields.

Key words: test site; complex geophysical researches; parametric profile; electro-magnetic sounding.

REFERENCES

1. Frantov G. S. [Regarding test sites for electroprospecting]. *Elektromagnitnye metody pri issledovanii zemnykh nedr: sb. statei* [Collection of works "Electromagnetic methods when investigating the interior part of the Earth"]. Ural Scientific Center of AS USSR, Sverdlovsk, 1983, pp. 108–112. (In Russ.)
2. Sazonov V. N., and others. *Zolotoorudnenie Ekaterinburgskogo geologicheskogo poligona* [Gold mineralization of Ekaterinburg geological test site]. Ekaterinburg, UrSMU Publ., 1997. 225 p.
3. Ivanov A. A. [Geology of primary gold fields of the Urals]. *Trudy gorno-geologicheskogo instituta UF AN SSSR – Proceedings of the Mining and Geological Institute of the Ural Branch of AS USSR*, 1948, no. 16, pp. 45–52. (In Russ.)
4. *Instruktsiia po magnitorazvedke / pod red. Z. S. Smelianovoi, V. S. Selivanova* [Instruction on magnetic prospecting. Edited by Smelianova Z. S., Selivanov V. S.]. Leningrad, Nedra Publ., 1981. 263 p.
5. *Magnitorazvedka: spravochnik geofizika / pod red. V. E. Nikitskogo, Iu. S. Glebovskogo* [Reference book of a geophysicist "Magnetic prospecting". Edited by Nikitskii V. E., Glebovskii Iu. S.]. Moscow, Nedra Publ., 1990. 470 p.
6. *Gravirazvedka: spravochnik geofizika / pod red. E. A. Mudretsovoi, K. E. Veselova* [Reference book of a geophysicist "Gravity measurements". Edited by Mudretsova E. A., Veselov K. E.]. Moscow, Nedra Publ., 1990. 607 p.
7. Kaminskii A. E. *Programma dlia interpretatsii VEZ Zond-IP: rukovodstvo pol'zovatel'ia* [Users manual "Program for the interpretation of VES Zond-IP"]. St. Petersburg, VIRG-Rudgeofizika Publ., 2002. 22 p.
8. Baidikov S. V., Chelovechkov A. I. [Facilities for high-frequency induction sounding SFS-3]. *Ural'skii geofizicheskii vestnik – Ural Geophysical Bulletin*, 2011, no. 1, pp. 4–8. (In Russ.)
9. Titlinov V. S., Zhuravleva R. B. *Tekhnologiia distantsionnykh induktivnykh zondirovaniy* [Technology of remote induction soundings]. Ekaterinburg, Nauka Publ., 1995. 58 p.
10. Veshhev A. V., Ivочкин V. G., Ignat'ev G. F. *Elektromagnitnoe profilirovanie* [Electromagnetic profiling]. Leningrad, Nedra Publ., 1971. 216 p.
11. Davydov V. A. [Spectral analysis of microseismic sounding data]. *Geofizika – Geophysics*, 2015, no. 1, pp. 72–77. (In Russ.)
12. Davydov V. A. [Methods of developing audiomagnetotelluric express-soundings]. *Izvestiya Ural'skogo Gosudarstvennogo Gornogo Universiteta – News of the Ural State Mining University*, 2016, issue 4(44), pp. 41–44. (In Russ.)

ПРЕДОТВРАЩЕНИЕ РЕЗОНАНСНЫХ КОЛЕБАНИЙ РАБОЧИХ ЛОПАТОК ОСЕВЫХ ВЕНТИЛЯТОРОВ

ТАУГЕР В. М., МУХАЧЕВА Л. В., ВОЛКОВ Е. Б.

В статье рассмотрена возможность снижения шума осевого вентилятора путем установки рабочих лопаток на втулке колеса с помощью шарнира. Источниками шума вентиляторов являются любые колебательные и резонансные явления, которые возникают при их работе. Сильный шум отрицательно сказывается на здоровье горнорабочих, снижает производительность труда. Кроме того, он создает опасность травматизма и возникновения аварийных ситуаций, заглушая сигналы внутришахтного транспорта и потрескивание стоек, по которому рабочие судят о состоянии кровли в глухих забоях. Наивысший уровень звукового давления создается в том случае, когда частота шума взаимодействия близка к частоте собственных колебаний лопатки. Возникает биение, а при полном совпадении частот – резонанс. Колебания лопатки, в свою очередь, вызывают возмущения в пограничном слое и таким образом способствуют дополнительному усилению шума. Упрощенно лопатка может быть представлена в виде стержня, находящегося под действием центробежных сил, конец которого входит в пару вращения с опорой. Выполненный в статье ориентировочный расчет частоты собственных колебаний лопатки как физического маятника показал, что ее величина ненамного отличается от 100 Гц и, следовательно, значительно ниже предполагаемой частоты возмущающих воздействий. Можно вполне уверенно утверждать, что шарнирная установка лопаток на втулке позволит избежать резонансных явлений и снизить таким образом одну из важных составляющих шума осевого вентилятора. Применение шарнирной подвески лопаток в осевых вентиляторах местного проветривания выглядит весьма перспективным для повышения безопасности труда горнорабочих.

Ключевые слова: осевой вентилятор; центробежная сила; рабочая лопатка; шарнир; воздушный поток; возмущающие колебания; частота; резонанс; физический маятник.

Шахтные вентиляторы местного проветривания (ВМП) играют важную роль в процессе добычи полезных ископаемых, обеспечивая безопасные условия труда горнорабочих. В качестве ВМП используются современные модификации осевых вентиляторов, так как турбомашин данного типа обладают высокой удельной производительностью, компактностью, удобством встраивания в вентиляционную сеть, хорошей приспособленностью к транспортировке [1].

В то же время ВМП присущ и такой недостаток осевых вентиляторов, как интенсивное шумообразование. Окружными скоростями рабочих лопаток 100–140 м/с обуславливается уровень звуковой мощности 110–145 дБ, что делает

Таугер Виталий Михайлович – кандидат технических наук, доцент, заведующий кафедрой технической механики. 620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30, Уральский государственный горный университет. E-mail: tauger2016@yandex.ru

Мухачева Людмила Викторовна – старший преподаватель кафедры безопасности горного производства. 620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30, Уральский государственный горный университет. E-mail: lyu7660@yandex.ru

Волков Евгений Борисович – кандидат технических наук, доцент кафедры технической механики. 620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30, Уральский государственный горный университет. E-mail: evgeniy.volkov.ursmu@yandex.ru

совершенно необходимым всемерное снижение шума. Сильный шум отрицательно сказывается на здоровье горнорабочих, снижает производительность труда [2]. Кроме того, он создает опасность травматизма и возникновения аварийных ситуаций, заглушая сигналы внутришахтного транспорта и потрескивание стоек, по которому рабочие судят о состоянии кровли в глухих забоях. На текущий момент поиск способов и средств снижения шума ВМП по-прежнему остается актуальной задачей [3].

Источниками шума вентиляторов являются любые колебательные и резонансные явления, которые возникают при их работе. Различают шум механического и аэродинамического характера.

Причина механического шума, как правило, заключается в вибрационных нагрузках на конструкцию, обусловленных дисбалансом рабочего колеса. Уменьшение механической составляющей шума ВМП до приемлемых значений не представляет сложности [4].

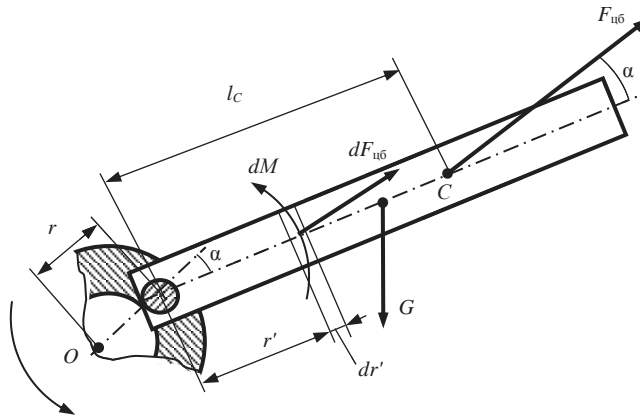


Рис. 1. Шарнирно закрепленный стержень под действием центробежных сил

Значительно бóльшие трудности связаны со снижением шума от аэродинамических факторов. Способы борьбы с данной составляющей разделяются на две группы, одна из которых нацелена на звукоизоляцию вентилятора, а другая предполагает непосредственное воздействие на источники возникновения шума [5].

Источником тональной составляющей в спектре шума осевых ВМП являются биения, а в наиболее тяжелом случае – резонанс, вызванные совпадением собственной частоты колебаний рабочих лопаток с частотой возмущающих воздействий со стороны воздушного потока. Жесткая фиксация лопатки на втулке колеса превращает ее в аналог консольной балки с высокой собственной частотой колебаний, которая зачастую близка по величине к частоте шума, вызванного пересечением рабочей лопаткой аэродинамических следов за лопатками направляющего аппарата. Один из способов предотвращения возникновения резонансной составляющей в шуме состоит в изменении частоты собственных колебаний рабочей лопатки.

С точки зрения влияния на частоту собственных колебаний лопатки интерес представляет ее установка на втулке с помощью шарнира. В данном случае лопатка упрощенно может быть представлена в виде стержня, конец которого входит в пару вращения с опорой (рис. 1). На стержень действуют массовые силы: тяжести G и центробежная $F_{цб}$.

Угловая скорость колеса настолько велика, что $F_{цб} \gg G$, и силу тяжести можно исключить из рассмотрения.

Распределение ускорений по длине стержня линейное, поэтому среднее ускорение

$$\bar{a}_{цб} = \omega^2 \left(r + \frac{l}{2} \right),$$

а центробежная сила

$$F_{цб} = m\bar{a}_{цб} = m\omega^2 \left(r + \frac{l}{2} \right),$$

где r – расстояние от оси вращения O до оси шарнира; l – длина стержня (рис. 1).

Определим координату точки приложения силы $F_{цб}$. Допущение: вследствие малости угла α отклонения стержня от радиального положения при определении величины центробежной силы считается, что она направлена по радиусу r (рис. 1).

Выделим на расстоянии r' от оси колеса элемент длины dr' . На него действует центробежная сила

$$dF_{цб} = \omega^2 (r + r') \rho A dr',$$

где ρ , A – плотность материала и площадь поперечного сечения стержня.

Момент, создаваемый силой $dF_{цб}$ относительно оси шарнира, равен

$$dM = dF_{цб} r' \operatorname{tg} \alpha \cong \omega^2 (r + r') r' \rho A \alpha dr'.$$

Полный момент от центробежных сил

$$M = \int_0^l \omega^2 (r + r') r' \rho A \alpha dr' = \frac{1}{2} \omega^2 \rho A \alpha l^2 \left(r + \frac{2}{3} l \right). \quad (1)$$

В то же время M выражается таким образом:

$$M = F_{цб} l_C \alpha = \omega^2 \rho A \alpha l \left(r + \frac{l}{2} \right) l_C. \quad (2)$$

Приравняв (1) и (2), получим уравнение относительно l_C , решение которого:

$$l_C = \frac{l(3r + 2l)}{3(2r + l)}.$$

Аналогично частоте физического маятника в гравитационном поле [6] период собственных колебаний стержня равен

$$T_{цб} = 2\pi \sqrt{\frac{I}{F_{цб} l_C}}, \quad (3)$$

где I – момент инерции стержня относительно оси подвески.

Момент инерции I равен

$$I = \frac{ml^2}{3},$$

где $m = \rho Al$ – масса стержня.

Подстановка выражений для компонентов в (3) после преобразований дает формулу периода колебаний физического маятника, находящегося под действием центробежных сил:

$$T_{цб} = \frac{2\pi}{\omega} \sqrt{\frac{l(2r+l)}{(r+(l/2))(3r+2l)}} = \frac{2\pi}{\omega} \sqrt{\frac{2l}{3r+2l}}.$$

Частота собственных колебаний стержня

$$f_{цб} = \frac{1}{T} = \frac{\omega}{2\pi} \sqrt{1,5 \frac{r}{l} + 1}. \quad (4)$$

Ориентировочно оценим частоту $f_{цб}$ для реальных значений величин, входящих в формулу (4).

Пусть угловая скорость $\omega = 300 \text{ с}^{-1}$, втулочное отношение 0,6. Для всех осевых ВМП с данным втулочным отношением величина $r/l = 1,5$. Расчет по формуле (4) дает значение частоты $f_{цб} \approx 86 \text{ Гц}$.

Судя по результату расчета, частота собственных колебаний шарнирно установленной лопатки значительно ниже предполагаемой частоты возмущающих воздействий, составляющей для реальных ВМП несколько сотен герц. Необходимо подчеркнуть, что колебания лопатки как физического маятника будут определяющими, а упомянутые ранее колебания ее как консольно-закрепленной балки не будут проявляться [7].

Частота колебаний лопатки как реального объекта будет отличаться от полученной для абстрактного стержня, тем не менее можно вполне уверенно утверждать, что она будет близка к 100 Гц.

Таким образом, для снижения тональных составляющих шума ВМП шарнирная подвеска лопаток выглядит весьма перспективной.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Тимухин С. А., Копачев В. Ф. Осерадиальные вентиляторы: науч. монография. Екатеринбург: УГГУ, 2011. 252 с.
2. Исаков В. А., Родин В. Е., Простаков С. М. Аттестация рабочих мест по условиям труда: учеб.-практ. пособие. Екатеринбург: НИИ охраны труда, 2005. 202 с.
3. Юдин Е. Я., Терехин А. С. Борьба с шумом шахтных вентиляционных установок. М.: Недра, 1973. 200 с.
4. Борьба с шумом на производстве: справочник / под ред. Е. Я. Юдина. М.: Машиностроение, 1985. 400 с.
5. Таугер В. М., Мухачева Л. В., Волков Е. Б. Влияние шума осевых вентиляторов местного проветривания на условия труда горнорабочих // Математическое моделирование механических явлений: матер. Всерос. конф. Екатеринбург: УГГУ, 2017. С. 42–46.
6. Магнус К. Колебания: введение в исследование колебательных систем / пер. с нем. М.: Мир, 1982. 304 с.
7. Расчет на прочность деталей машин: справочник / под ред. И. А. Биргера. М.: Машиностроение, 1993. 640 с.

PREVENTION OF RESONANCE OSCILLATIONS OF ROTATING BLADES OF AXIAL FANS

Tauger V. M., Mukhacheva L. V., Volkov E. B. – The Ural State Mining University, Ekaterinburg, the Russian Federation. E-mail: gmf.tm@m.ursmu.ru

The article considers the possibility of reducing noise of an axial fan by installing rotating blades on the hub of the wheel with the help of a hinge. The sources of fan noise are any vibrational and resonant phenomena that arise during their operation. Strong noise adversely affects the health of miners and reduces labor productivity. In addition, it creates the danger of injuries and emergencies, drowning signals of intraservice transport and crackling of racks, according to which workers judge the condition of the roof in deaf faces. The highest sound pressure level is created when the frequency of the interaction noise is close to the natural frequency of the blade. Beating occurs, and with full coincidence of frequencies – resonance. The oscillations of the blade, in turn, cause perturbations in the boundary layer and thus contribute to an additional increase in noise. Simply, the blade can be represented in the form of a rod under the action of centrifugal force, the end of which enters a pair of rotations with a support. The preliminary calculation of natural oscillations frequency of a blade as a physical pendulum, performed in the article, shows that it will slightly differ from 100 Hz, and consequently is much lower than the assumed frequency of disturbing effects. It can be quite confidently asserted that installation of blades on the hub with the help of a hinge will make it possible to avoid resonant phenomena and thus reduce one of the most important constituents of axial fan noise. The use of hinged fastening of the blades in axial fans of local ventilation is promising to improve the security of workers.

Key words: axial fan; centrifugal force; fan blade; hinge; air flow; disturbing oscillations; frequency; resonance; physical pendulum.

REFERENCES

1. Timukhin S. A., Kopachev V. F. *Oseradial'nye ventilatory: nauch. monografiia* [Scientific monograph “Axial-radial fans”]. Ekaterinburg, UrSMU Publ., 2011. 252 p.
2. Isakov V. A., Rodin V. E., Prostakov S. M. *Attestatsiia rabochikh mest po usloviyam truda: ucheb.-prakt. posobie* [Educational and practical guide “Workplace labor conditions compliance certification”]. Ekaterinburg, NII okhrany truda Publ., 2005. 202 p.
3. Iudin E. Ia., Terekhin A. S. *Bor'ba s shumom shakhtnykh ventilatsionnykh ustanovok* [Protection from noise of shaft ventilation installations]. Moscow, Nedra Publ., 1973. 200 p.
4. *Bor'ba s shumom na proizvodstve: spravochnik / pod red. E. Ia. Iudina* [Reference book “Protection from noise at production site”. Edited by Iudin E. Ia.]. Moscow, Mashinostroenie Publ., 1985. 400 p.
5. Tauger V. M., Mukhacheva L. V., Volkov E. B. [The influence of the noise of axial fans of local ventilation on the miners' labor conditions]. *Matematicheskoe modelirovanie mekhanicheskikh iavlenii: mater. Vseros. konf.* [Proc. All-Russian Conf. “Mathematical modeling of mechanical phenomena”]. Ekaterinburg, UrSMU Publ., 2017, pp. 42–46. (In Russ.)
6. Magnus K. *Kolebaniia: vvedenie v issledovanie kolebatel'nykh sistem / per. s nem.* [Oscillations: introduction to the investigation of oscillating systems. Transl. from German]. Moscow, Mir Publ., 1982. 304 p.
7. *Raschet na prochnost' detalei mashin: spravochnik / pod red. I. A. Birgera* [Reference book “Machine component parts strength calculation”. Edited by Birger I. A.]. Moscow, Mashinostroenie Publ., 1993. 640 p.

ВНЕДРЕНИЕ «УМНЫХ» ТЕХНОЛОГИЙ В ГОРНОДОБЫВАЮЩЕЙ ОТРАСЛИ

ЕРШОВА Т. Л., БЕДРИНА С. А., GERMANOVICH Ю. Г.

Одним из приоритетных направлений «умных» производств является высокотехнологичное, эффективное и ответственное производство, применение современных «умных» технологий при выпуске продукции или современных информационных технологий в цепи поставок, управление заказами или безопасностью. Невозможно выделить только одну конкретную характеристику или область, поскольку «умное» производство – это слияние возможностей нескольких областей производственной сферы. Развитие горнодобывающей промышленности тесно связано с развитием других смежных отраслей, поскольку для получения рудных полезных ископаемых остро необходимо наличие дорогостоящего и инновационного оборудования. Применение интеллектуальных электронных систем, которые представляют собой одно из наиболее важных направлений технологического развития в горнодобывающей промышленности, позволит повысить эффективность работы промышленности и развивать социальную инфраструктуру.

Ключевые слова: горнодобывающая промышленность; рудные полезные ископаемые; интеллектуальные электронные системы; технологическое развитие; автоматизированное производство; технологичность; безопасность.

Производственные системы нового поколения – тема достаточно новая не только в России, но и в мире. В нынешних условиях мы должны научиться управлять предприятиями в режиме реального времени, уметь работать с информационными потоками, объем и скорость которых растет в геометрической прогрессии.

На сегодняшний день существует множество концепций применения «умных» сред в различных предметных областях. Понятие «умное» производство (интеллектуальное), несмотря на все большую популярность, до конца не определено. Это может быть применение современных умных технологий при выпуске продукции или применение современных информационных технологий в цепи поставок, управление заказами или безопасностью. Невозможно выделить только одну конкретную характеристику или область, поскольку умное производство – это слияние возможностей нескольких областей производственной сферы. Таким образом, исходя из главной цели – повышения производительности и эффективности, можно сказать, что это конвергенция, где сходятся возможности нескольких составляющих, позволяющая значительно увеличить эффективность производства.

Ершова Татьяна Леонидовна – старший преподаватель кафедры геодезии и кадастров. 620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30, Уральский государственный горный университет. E-mail: tatyana_ershowa958@mail.ru

Бедрина Светлана Анатольевна – кандидат педагогических наук, доцент кафедры геодезии и кадастров. 620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30, Уральский государственный горный университет. E-mail: svetlanabedrina@mail.ru

Германович Юлия Геннадьевна – старший преподаватель кафедры геодезии и кадастров. 620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30, Уральский государственный горный университет. E-mail: juli.ug@yandex.ru

Умное производство (англ. Smart Manufacturing) – это максимально интенсивное и всеобъемлющее использование сетевых информационных технологий и киберфизических систем на всех этапах производства и поставки продукции. Под «умным» предприятием понимают такую производственную систему, которая, будучи осведомленной о контексте, помогает сотрудникам и оборудованию в выполнении своих заданий [1].

Преобразования в промышленности за последние десять лет превзошли все достижения прошлого века. Уровень внедряемых технологий не уступает мировому и даже во многом превосходит его. Повышают уровень модернизации производства операционные процессы, промышленный Интернет вещей (IIoT), искусственный интеллект (AI), информация, полученная путем обработки новых данных, дополненная и виртуальная реальность (AR/VR), робототехника и совместная работа (Collaboration). Конкуренция в промышленности сегодня обусловлена уже возможностями цифровых инноваций. Промышленные компании наращивают собственные мощности по разработке программного обеспечения и получают огромную выручку от продаж. Основой этих продуктов является информация [2].

Сегодня делается многое для развития огромных производств, и самое главное – инвестиции в их развертывание. У нас достаточно талантливых программистов, хорошая образовательная база, есть все возможности стать лидирующей страной в цифровой трансформации. Тормозит процесс использование зачастую устаревшего оборудования.

Для достижения своих целей «умные» предприятия используют специализированное программное обеспечение, лазеры и устройства с искусственным интеллектом, встроенные в машины и в инфраструктуру предприятия.

В качестве отличительных черт «умных» производств выделяются следующие:

– способности к «умному» действию и «умному» реагированию, максимально увеличивающие техническую эффективность, эффективность затрат и выгод посредством планирования, постоянного мониторинга операций и непрерывного обучения;

– сенсорные системы позволяют доставлять информацию о своем состоянии «оперативным активам» (работникам, заводу, оборудованию, операционным моделям и базам данных); в свою очередь, периферийные устройства, производственное оборудование, исполнительные механизмы способны обработать полученную информацию, с помощью сенсоров произвести автоматический самоанализ и сообщить о своем состоянии всем связанным с ними устройствам;

– постоянный мониторинг и полученная информация дают возможность «умному» оборудованию обнаруживать внештатные ситуации и адекватно функционировать с учетом меняющихся обстоятельств (например, внезапная остановка рабочего оборудования, изменения состава и свойств сырья);

– оборудование обладает полным доступом к необходимой информации в любое время работы;

– осуществление сбора информации в интерактивном режиме для предотвращения аварий в рамках «умного» производства;

– способность системы к оперативному реагированию на неполадки и изменения в технологическом процессе;

– экологическая устойчивость и минимизация влияния на окружающую среду «умного» производства, использование рециклинга;

– потребность в высококвалифицированных кадрах для реализации «умного» производства;

– возможность системы осуществлять контроль за соблюдением границ автоматического действия и своевременное информационное сопровождение для оперативного принятия необходимых решений;

– обеспечение стратегической эффективности предприятия «умного» производства и осуществление действий с помощью обученного персонала.

С технической и организационной точек зрения для реализации «умных» производств должен быть выполнен ряд условий:

– дальнейшее улучшение, удешевление и автономизация «умных» устройств;

– развитие сетевых протоколов, в частности переход от IPv4 к IPv6;

– развитие мобильных устройств, позволяющих осуществлять распределенные вычисления (без опоры на центральные серверы);

– совершенствование архитектуры мобильных устройств, способной к улучшениям без перепрограммирования всей производственной системы;

– развитие системы открытых стандартов связи, поддерживаемых всеми производителями устройств, а также стандартов взаимодействия между электронными устройствами и автоматическими системами планирования (CAD, CAM, CAE) соответственно;

– автоматизированное проектирование (computer-aided design);

– автоматизированное производство (computer-aided manufacturing);

– автоматизированное конструирование (computer-aided engineering) [3].

Таким образом, одним из приоритетных направлений «умных» производств является высокотехнологичное, эффективное и ответственное производство.

Основная цель внедрения цифровых технологий в промышленность заключается в том, чтобы производить продукцию значительно качественнее, быстрее и экономически выгоднее. По аналитическим прогнозам, вклад Интернета вещей в мировую экономику к 2025 году составит от 4 до 11 трлн дол. США. В нашей стране его внедрение также поможет существенно сократить и оптимизировать расходы.

На сегодняшний день в России 2,5 млн километров линий электропередач. С помощью интеллектуальных сетей и счетчиков можно будет оптимально планировать их загруженность, выполнять ремонтные работы не по графику, а «по состоянию». Это неизбежно приведет к снижению издержек. Такие примеры можно привести в других отраслях. Относительно предприятий в автомобилестроении «фабрикой будущего» уже оснащено производство принципиально нового автомобиля УАЗ «Патриот» модельного ряда 2020 года, а компания «Волгабас» работает с помощью новой программы над созданием беспилотного коммерческого транспорта. Самый большой атомный ледокол «Арктика» на «Балтийском заводе» строится также при помощи электронных систем. Несколько других проектов реализуются в авиастроении и ракетно-космической отрасли.

Что касается современных российских предприятий горнодобывающей промышленности, то они стремятся всеми силами улучшить процесс добычи различных полезных ископаемых, сделать этот процесс полностью автоматизированным и оперативным. Осуществить задуманное можно только в том случае, если в процессе добычи будут применяться исключительно инновационные и современные установки. Очевидно, что развитие горнодобывающей промышленности тесно связано с развитием других смежных отраслей, поскольку для получения рудных полезных ископаемых остро необходимо наличие дорогостоящего и инновационного оборудования.

Ярким примером внедрения подобных инноваций является Михеевский горно-обогатительный комбинат (ГОК) – это новое производство, современные технологии и оборудование мировых лидеров. Михеевский ГОК является самой на-

глядной иллюстрацией успешного внедрения бизнес-стандарта «умная медь». Михеевский ГОК (входит в состав группы «Русская медная компания») расположен в 250 км от Челябинска, в Варненском районе. Михеевское месторождение медно-порфириновых руд входит в число крупнейших месторождений мира, его запасы оцениваются в 629 млн т руды. На площадке Михеевского ГОКа реализованы самые передовые решения в области добычи и обогащения руды и защиты окружающей среды [4].

Активная социальная политика уже положительно сказывается на качестве жизни населения и развитии территории присутствия. По данным администрации Варненского района, почти половина собственных доходов районного бюджета приходится на долю налоговых платежей комбината.

Не так давно стартовал стратегически важный проект – разработка Томинского месторождения в Челябинской области. «Русская медная компания» строит будущий ГОК, где производство будет организовано по тем же принципам, что и на Михеевском горно-обогатительном комбинате. Как отметил министр промышленности и торговли РФ Денис Мантуров, экологические параметры данного предприятия значительно превысят требования, предъявляемые сегодня государством. В основу развития проекта положена концепция «умной меди», представляющая результат единения науки и искусства, развитого интерактива.

Деятельность Томинского ГОКа направлена на решение стратегической задачи по развитию минерально-сырьевой базы российской промышленности, в частности на развитие всей цветной металлургии страны. Томинское месторождение медно-порфириновых руд – одно из самых крупных месторождений в мире, запасы которого оцениваются в 660 млн т руды в год. Выход предприятия на полную проектную мощность планируется в начале 2022 года и составит 28 млн т руды в год [5].

По словам председателя Совета директоров «Русской медной компании» Игоря Алтушкина, при разработке проекта были изучены и внедрены лучшие мировые практики производства, что дает возможность признать Томинский ГОК самым «умным» предприятием отрасли. Как уже говорилось, на комбинате, в состав которого войдут Томинский и Калиновский карьеры, планируется внедрение стандарта «умная медь». Стандарт ведения бизнеса РМК «умная медь» подразумевает использование современных технологий, соблюдение интересов территорий присутствия и ответственное отношение к окружающей среде. Будет создан целый комплекс условий для персонала и членов семей работников, позволяющих успешно трудиться и жить в благоприятной среде. Все предприятия «Русской медной компании», в которую входит и Михеевский комбинат, работают по единому стандарту «умная медь». Это новейшие технологии, развитие социальной сферы и забота о природе [5].

А это значит, что будет обеспечена максимальная эффективность, технологичность и безопасность – основные признаки «умного» производства.

Конечно же, на сегодняшний день практически нет стандартов, регулирующих понятие «умного» производства, но есть определенные направления развития, по которым можно судить об «умности» данного предприятия.

Инновационное ноу-хау проектов:

- способ шихтовки разных типов руд;
- применение оригинального высокопроизводительного оборудования для переработки сверхкрепких медно-порфириновых руд;
- использование новейших реагентов для повышения извлечения меди и молибдена в готовую продукцию;
- использование гидрометаллургического способа переработки окисленных и рыхлых руд.

С одной стороны, инновационные технологии, предполагаемые к применению на Михеевском и Томинском горно-обогатительных комбинатах, позволяют обеспечить невероятно высокий уровень извлечения меди, в частности обогащение медно-порфировых руд с содержанием меди 0,4 %.

С другой стороны, предприятия осуществляют использование природосберегающих технологий:

– применение аспирационного оборудования с целью сокращения образования пыли и возвращения ее в производственный оборот на всех основных участках фабрики;

– применение замкнутой системы водоснабжения, что исключает попадание производственных стоков в природные водоемы.

Закладочный материал, произведенный на комбинате из хвостов обогащения по проекту «Русской медной компании» будет транспортироваться по трубопроводу в Коркинский разрез, тем самым заполняя пространство выработки, ликвидируя опасный объект. Это обеспечит на Коркинском разрезе снижение постоянной угрозы возникновения эндогенных пожаров и оползней.

Кроме того, подобные проекты дадут импульс развитию промышленного потенциала России, обеспечат создание новых рабочих мест, рост качества жизни в регионах благодаря налоговым отчислениям в бюджет.

Применение интеллектуальных электронных систем, которые представляют собой одно из наиболее важных направлений технологического развития в горнодобывающей промышленности, позволит повысить эффективность работы промышленности и стимулировать развитие социальной инфраструктуры.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. «Умные» среды, «умные» системы, «умные» производства: серия докладов (зеленых книг) в рамках проекта «Промышленный и технологический форсайт Российской Федерации» / Фонд «Центр стратегических разработок «Северо-Запад». СПб., 2012. Вып. 4. 62 с.
2. Смит М. Cisco. Навстречу «умному» производству // Наш бизнес–National Business. 2017. № 11. С. 49–50.
3. Ли К. Основы САПР (CAD/CAM/CAE). СПб: Питер, 2004. 560 с.
4. Михеевский ГОК. URL: <http://rmk-group.ru/ru/activities/enterprises/mikheevsky/> (дата обращения 26.10.2017).
5. Томинский ГОК. URL: <http://tomgok.ru> (дата обращения 23.10.2017).

Поступила в редакцию 29 января 2018 года

THE INTRODUCTION OF "SMART" TECHNOLOGIES IN THE MINING INDUSTRY

Ershova T. L., Bedrina S. A., Germanovich Iu. G. – The Ural State Mining University, Ekaterinburg, the Russian Federation. E-mail: tatyana_ershova958@mail.ru

One of the priority directions of "smart" production is high-tech, efficient, and responsible production. The use of modern "smart" technologies in the production, or the use of modern information technology in the supply chain, order management or security. It is impossible to single out only one specific characteristic or area, since "smart" production is a fusion of the capabilities of several areas of the production sphere. The development of the mining industry is closely related to the development of other related industries, since the availability of expensive and innovative equipment is essential for the production of ore minerals. The use of intelligent electronic systems, which represent one of the most important areas of technological development in the mining industry, will improve the efficiency of the industry and the development of social infrastructure as a whole.

Key words: mining industry; ore minerals; intelligent electronic systems; technological development; automated production; processability; safety.

REFERENCES

1. A Series of Papers (green books) within the Limits of the Project "Industrial and technological foresight of the Russian Federation". Fund "Center for Strategic Research "North-West" Publ., St. Petersburg, 2012, issue 4. 62 p. (In Russ.)

2. Smith M. Cisco. [Towards the “smart” production]. *Nash biznes – National Business*. 2017, no. 11, pp. 49. (In Russ.)
 3. Li K. *Osnovy SAPR (CAD/CAM/CAE)* [The fundamentals of SAPR (CAD/CAM/CAE)]. St. Petersburg, Piter Publ., 2004. 560 p.
 4. Mikheevskiy processing plant. Available at: <http://rmk-group.ru/ru/activities/enterprises/mikheevsky/> (access date 26.10.2017). (In Russ.)
 5. Tominskiy processing plant. Available at <http://tomgok.ru> (access date 23.10.2017). (In Russ.)
-

УЧРЕДИТЕЛЬ И ИЗДАТЕЛЬ УРАЛЬСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ

РЕДАКЦИОННАЯ КОЛЛЕГИЯ

ВАЛПЕВ Нияз Гадым Оглы

д-р техн. наук, проф., Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург

ГОРДЕЕВ Виктор Александрович

д-р техн. наук, проф., Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург

ДОНДОВ Дорж

*д-р техн. наук, проф., Монгольский государственный университет науки и технологий,
г. Улан-Батор, Монголия*

ДРЕБЕНШТЕДТ Карстен

д-р техн. наук, проф., Фрайбергская горная академия, г. Фрайберг, Германия

ДУШИН Алексей Владимирович

д-р экон. наук, доц., Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург

ИГНАТЬЕВА Маргарита Николаевна

д-р экон. наук, проф., Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург

КАЛМЫКОВ Вячеслав Николаевич

д-р техн. наук, проф., Магнитогорский государственный технический университет, г. Магнитогорск

КАРТОЗИЯ Борис Арнольдович

д-р техн. наук, проф., Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», г. Москва

КАШНИКОВ Юрий Александрович

д-р техн. наук, проф., Пермский национальный исследовательский политехнический университет, г. Пермь

КОЗИН Владимир Зиновьевич

д-р техн. наук, проф., Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург

КОСАРЕВ Николай Петрович

д-р техн. наук, проф., Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург

КОСОЛАПОВ Александр Иннокентьевич

д-р техн. наук, проф., Сибирский федеральный университет, г. Красноярск

ЛАПИН Эдуард Самуилович

д-р техн. наук, проф., Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург

ЛАТЫШЕВ Олег Георгиевич — зам. главного редактора

д-р техн. наук, проф., Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург

ЛИТВИНЕНКО Владимир Стефанович

д-р техн. наук, проф., Санкт-Петербургский горный университет, г. Санкт-Петербург

МАХНО Дмитрий Евсеевич

д-р техн. наук, проф., Иркутский национальный исследовательский технический университет, г. Иркутск

МОЧАЛОВА Людмила Анатольевна

д-р экон. наук, доц., Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург

ПАНКРАТЕНКО Александр Никитович

д-р техн. наук, проф., Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», г. Москва

ПЕТРОВ Вадим Леонидович

д-р техн. наук, проф., Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», г. Москва

ПИВНЯК Геннадий Григорьевич

д-р техн. наук, акад. НАН, Национальный горный университет, г. Днепр, Украина

ПУЧКОВ Лев Александрович

д-р техн. наук, член-корр. РАН, Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», г. Москва

СЁМИН Александр Николаевич

д-р экон. наук, акад. РАН, Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург

СТРОВСКИЙ Владимир Евгеньевич

д-р экон. наук, проф., Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург

ТОПАЛОВ Станислав Йорданов

д-р техн. наук, доц., Университет горного дела и геологии Св. Иоанна Рыльского, г. София, Болгария

ТРЫБАЛЬСКИЙ Казимеж

д-р техн. наук, проф., Научно-технический университет им. С. Сташица, г. Краков, Польша

ЦЫПИН Евгений Федорович — главный редактор

д-р техн. наук, проф., Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург

ШЕВЧЕНКО Леонид Андреевич

д-р техн. наук, проф., Кузбасский государственный технический университет, г. Кемерово

ЯКОВЛЕВ Виктор Леонтьевич

д-р техн. наук, член-корр. РАН, Институт горного дела УрО РАН, г. Екатеринбург

