

ISSN 2500-0632 (ON-LINE)



ГОРНЫЕ НАУКИ И

TOM
VOL. 4, №1
2019

ТЕХНОЛОГИИ

MINING SCIENCE AND TECHNOLOGY



НАЦИОНАЛЬНЫЙ ИССЛЕДОВАТЕЛЬСКИЙ
ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЙ УНИВЕРСИТЕТ «МИСИС»
NATIONAL UNIVERSITY OF SCIENCE
AND TECHNOLOGY MISIS

СОДЕРЖАНИЕ

ОРИГИНАЛЬНЫЕ СТАТЬИ

РАЗРАБОТКА МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

- Исследование параметров экскаваторных забоев при массовых взрывах в карьерах Мурунтау и Мютенбай.....** 4
Раимжанов Б. Р., Хасанов А. Р., Вахитов Р. Р.
- Tendencies of Mining Technology Development in Relation to Deep Mines.....** 16
Ngoc Minh Nguyen, Duc Thang Pham

СВОЙСТВА ГОРНЫХ ПОРОД. ГЕОМЕХАНИКА И ГЕОФИЗИКА

- Исследование геомеханического состояния неустойчивых пород в окрестности сопряжений горных выработок.....** 23
Басов В. В.
- Эффекты прерывистой неупругости при распространении сейсмической волны в зоне малых скоростей.....** 31
Машинский Э. И.
- Анализ характера насыщенности пород в неоднородном коллекторе на примере пласта АС10 Приобского месторождения.....** 42
Ратников И. Б., Яркова Н. С., Романов Е. А.
- Анализ возможного возникновения куполов в лаве.....** 57
Имранов Р. А., Хмырова Е. Н., Бесимбаева О. Г., Оленюк С. П., Капасова А. З.

ГЕОЛОГИЯ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

- Методика обнаружения глинистых минералов и оксида железа по данным многозональных изображений Landsat (на примере территории провинции Тхай Нгуен, Вьетнам).....** 65
Чинь Ле Хунг, Заблоцкий В. Р.

CONTENTS

ORIGINAL PAPERS

EXPLOITATION OF MINERAL RESOURCES

- The Study of Parameters of Quarry Faces in Muruntau and Myutenbai Open Pits in Case of Applying Major Blasts**..... 4
B. R. Raimzhanov, A. R. Khasanov, R. R. Vakhitov
- Tendencies of Mining Technology Development in Relation to Deep Mines**..... 16
Ngoc Minh Nguyen, Duc Thang Pham

ROCK CHARACTERISTICS. GEOMECHANICS AND GEOPHYSICS

- The Study of Geomechanical Condition of Unstable Rocks in the Vicinity of Mine Working Junctions**..... 23
V. V. Basov
- Effects of Intermittent Inelasticity when Propagating Seismic Wave in Low Velocity Zone**..... 31
E. I. Mashinskii
- Analysis of Hydrocarbon Saturation Nature in a Heterogeneous Reservoir as Exemplified in AC10 Formation of Priobskoe Field**..... 42
I. B. Ratnikov, N. S. Yarkova, E. A. Romanov
- Analysis of Possible Origination of Domes in Longwalls**..... 57
R. I. Imranov, E. N. Khmyrova, O. G. Besimbayeva, S. P. Olenyuk, A. Z. Kapasova

MINERAL DEPOSIT GEOLOGY

- The Method of Detection of Clay Minerals and Iron Oxide Based on Landsat Multispectral Images (as Exemplified in the Territory of Thai Nguyen Province, Vietnam)**..... 65
Le Hung Trinh, V. R. Zabloskii

ОРИГИНАЛЬНЫЕ СТАТЬИ / ORIGINAL PAPERS

DOI: 10.17073/2500-0632-2019-1-4-15

Исследование параметров экскаваторных забоев при массовых взрывах в карьерах Мурунтау и Мютенбай

Раимжанов Б. Р., Хасанов А. Р., Вахитов Р. Р.

Государственное унитарное предприятие Узбекский научно-исследовательский и проектно-изыскательский институт геотехнологии и цветной металлургии «O'zGEORANGMETLITI», Ташкент, Узбекистан, ✉b.raimjanov@mail.ru

Аннотация: В статье приводятся технологические схемы отработки приконтурных зон на основе анализа результатов исследований по потерям руды при открытой разработке месторождений и результаты проведения натурных замеров в экскаваторных забоях карьеров Мурунтау и Мютенбай. В ходе проведения натурных замеров определены параметры экскаваторных забоев на карьерах Мурунтау и Мютенбай при следующих условиях работы экскаватора: полным уступом с высотой развала 19–21 м; полным уступом с высотой развала 12–14 м при отгрузке «шапки взрыва»; проходке и подборе съезда. Во всех вышеперечисленных экскаваторных забоях произведены замеры углов откоса и высоты развала при экскаваторной выемке рудной массы. Также учитывался применяемый тип экскаватора – канатный или гидравлический. По каждому забою производились 2–3 замера и определялся средний угол откоса при экскаваторной выемке рудной массы для данного типа экскаватора. На следующем этапе проведения натурных замеров измерялись высота уступа в массиве и параметры развала до и после производства взрывных работ при следующих схемах рудоподготовки массива к экскавации: а) в нормальных условиях, когда взрывание рудного массива производится на подобранный забой или подпорную стенку требуемой толщины; б) в зажатой среде с образованием «шапки взрыва»; в) в краевых частях уступа. По результатам проведения натурных замеров фактических углов откоса и параметров развала взорванных пород сделаны следующие выводы: а) фактические углы откосов экскаваторных забоев составили при отгрузке шапки взрыва 49° при применении канатных экскаваторов, а при выемке рудной массы полным уступом 53° независимо от типа применяемого экскаватора; углы откоса экскаваторного забоя 49° для канатного экскаватора и 53° для гидравлических экскаваторов приняты для производства дальнейших расчетов; б) увеличилась ширина приконтурной зоны с 7 до 13,0 м (49°) и с 7 до 11,3 м (53°), где образуются потери и разубоживание балансовой руды, вследствие этого увеличились площади треугольников потерь и разубоживания; в) при взрывании в зажатой среде в верхней части развала происходит интенсивное перемешивание прихватываемой породы и всех сортов руды, поэтому при отгрузке шапки взрыва возможна только валовая выемка рудной массы. Нижняя часть взорванного уступа больше сохранит геологическую структуру массива и может быть отработана селективно с разделением рудной массы по сортам; г) при взрывании массива для соблюдения требуемого направления импульса и очередности взрывания в контур отбойки включаются безрудные скважины, которые увеличивают разубоживание балансовой руды, возникает конструктивное разубоживание, которое необходимо учесть при составлении «Методики определения, нормирования и учета потерь и разубоживания руды при разработке карьеров Мурунтау и Мютенбай (V-очередь)»; д) при составлении «Методики...» следует рассмотреть возможность разделения уступа высотой 15 м на два подступа по 7,5 м.

Ключевые слова: экскаватор, забой, взрыв, карьер, замер, уступ, руда, канатный, гидравлический, откос.

Для цитирования: Раимжанов Б. Р., Хасанов А. Р., Вахитов Р. Р. Исследование параметров экскаваторных забоев при массовых взрывах в карьерах Мурунтау и Мютенбай. *Горные науки и технологии*. 2019;4(1):4-15. DOI: 10.17073/2500-0632-2019-1-4-15.

The Study of Parameters of Quarry Faces in Muruntau and Myutenbai Open Pits in Case of Applying Major Blasts

B. R. Raimzhanov, A. R. Khasanov, R. R. Vakhitov

State Unitary Enterprise "O'zGEORANGMETLITI", Tashkent, Uzbekistan,

✉b.raimjanov@mail.ru

Abstract: The paper presents process layouts for excavation of zones near pit envelope based on the analysis of findings of the ore loss study in case of open-pit mining, as well as the results of field measurements in the quarry faces in Muruntau and Myutenbai open pits. In the course of the field measurements, parameters of the quarry faces at Muruntau and Myutenbai open pits were determined under the following working conditions of an excavator: at full bench with shotpile height of 19–21 m; at full bench with shotpile height of 12–14 m at excavation of the “blast cap”; at heading face and taking ramp material. In all the above-listed quarry faces, the slope angles and the ore mass shotpile height when excavating were measured. Besides, the used excavator type (dragline or hydraulic) was taken into account. For each face, 2–3 measurements were performed, and the average slope angle at the ore mass excavation was determined for each type of excavator. At the next stage of the field measurements, the bench height in the rock mass and the shotpile parameters were measured before and after blasting operations under the following arrangements for preparing the rock mass for excavation: a) under normal conditions, when the ore mass blasting is performed for the selected face or relieving wall of the required thickness; b) in compression with a “blast cap” formation; c) in the marginal parts of the bench. Based on the results of the actual bench height and the blasted rock shotpile parameter field measurements, the following conclusions were drawn: a) the actual slope angles of the quarry faces were 49° when excavating the “blast cap” using dragline excavators, and 53° when excavating the ore mass at full bench regardless of the excavator type used; the slope angles of 49° for the dragline excavator and 53° for the hydraulic excavators were taken for further calculations; b) the width of the marginal (near-envelope) zone, where losses and dilution of balance ore are generated, increased from 7 to 13.0 m (at 49°) and from 7 to 11.3 m (at 53°); as a result, the areas of loss and dilution triangles have increased; c) when blasting in compression conditions, in the upper part of the shotpile, intense mixing of the involved rock and all ore grades occurs, therefore, when excavating the “blast cap”, bulk ore mass mining is only possible. The lower part of the blasted bench preserves the geological structure of the rock mass to a greater degree and can be selectively excavated with separation of the ore mass by grade; d) when blasting the rock mass, to maintain the required pulse direction and the blasting sequence, barren boreholes are included in the breaking outline, which increase the balance ore dilution, and structural dilution arises, which should be taken into account when drawing up the "Methods for determining, limitation and accounting for ore losses and dilution in the course of the Muruntau and Myutenbai (the fifth stage) open-pit mining"; e) when compiling the "Methods ...", the option of dividing a bench of 15 m high into two sub-benches of 7.5 m should be considered.

Keywords: excavator, face, blast, open pit, measurement, bench, ore, dragline, hydraulic, slope.

For citation: Raimzhanov B. R., Khasanov A. R., Vakhitov R. R. The study of parameters of quarry faces in Muruntau and Myutenbai open pits in case of applying major blasts. *Mining Science and Technology*. 2019;4(1):4-15. (In Russ.). DOI: 10.17073/2500-0632-2019-1-4-15.

Для повышения эффективного освоения золоторудных месторождений открытым способом актуальной задачей горнодобывающего предприятия при добыче золотосодержащей руды являются – определение, контроль, нормирование и учет за величинами потерь и разубоживания руды, параметров экскаваторных забоев.

Ранее проведенные исследования по данной тематике отечественных и зарубеж-

ных ученых были посвящены экскаваторам с малой емкостью ковша. Интересные производственные данные приведены в работе Б. П. Юматова. Исследование изменения потерь и разубоживания руды авторами проводилось в зависимости от числа рядов скважин. На основании проведенных замеров в условиях Сорского месторождения отмечено, что при многорядном КЗВ потери увеличились в 6 раз, а разубоживание – в 3 раза по

сравнению с однорядным взрыванием. Эти дефекты многорядного взрывания авторы объясняют индивидуальными особенностями геолого-морфологического строения Сорского штокверка и несовершенством буровзрывных работ.

На самом деле они являются результатом того, что контуры рудных тел в развале не были известны, и поэтому экскавация взорванной горной массы осуществлялась «вслепую». В этой работе правильно отмечается, что использование метода инструментального выноса промышленных и непромышленных участков по развалу многорядного блока возможно лишь при точном учете степени трансформации рудных участков блока в процессе взрыва. В то же время возможность реализации такой операции при современной технологии буровзрывных работ ставится под сомнение.

Попытка теоретического определения размещения отдельных слоев уступа в развале предпринималась Г. Г. Ломоносовым. Им предложен алгоритм прогнозирования параметров развала, созданный на основе законов внешней баллистики. Суть алгоритма заключается в том, что на основе величины начальной скорости движения породы, используя законы внешней баллистики, можно определить траектории движения точек, расположенных на внешнем контуре разрушаемого уступа, что позволяет определить характер распределения пород из массива в развале горной массы.

В ходе разработки «Методики определения, нормирования и учета потерь и разубоживания руды при разработке карьеров Мурунтау и Мютенбай (V-очередь)» для рудника «М», Центрального рудоуправления Навоийского горно-металлургического комбината уточнялись и определялись исходные данные.

Технологические схемы отработки приконтурных зон

На основе анализа результатов исследований по потерям руды при открытой разра-

ботке месторождений установлено, что контактная зона представлена сложной формой поверхности контакта руда-порода, а в отдельных случаях может не иметь выделяемой поверхности контакта. Возможно выделение некоторого объема горной массы, расположенного в переходной зоне от балансовой руды к забалансовой или от одного сорта руды к другому. В зависимости от угла падения залежи и высоты добычного уступа контактная зона может иметь различную ширину.

Размер контактной зоны в плане и в поперечном направлении зависит от ряда факторов:

- содержания полезных компонентов в контактной зоне;
- угла падения рудного тела в контактной зоне;
- высоты рабочего уступа;
- визуальной различимости руды и породы.

Отработка контактных зон может осуществляться продольными или поперечными заходками. Выбор типа заходки зависит от следующих факторов:

- криволинейности линии контактной зоны в плане;
- степени визуальной различимости руды и породы в контактной зоне;
- степени криволинейности плоскости контакта «руда-порода» в вертикальных сечениях;
- параметров рудных тел – простирание, мощность, угол падения.

Чем менее криволинейна линия контактной зоны в плане и чем больше ее протяженность, тем целесообразнее селективная отработка контактной зоны, так как в данном случае экскаваторная заходка почти не меняет своего направления. Выбор продольной или поперечной схем отработки контактных зон осуществляется на основе требований к качеству добываемого сырья. Продольную схему отработки следует выбирать при условиях большой протяженности контактной зо-

ны без изменения направления, поперечную – при наличии сильно искривленной и изменчивой по направлению линии контактной зоны в плане.

В настоящее время при использовании блочной модели подсчета запасов в контуре разрабатываемого уступа, который считается выемочной единицей, выделяются следующие сорта руды:

– три сорта богатой руды, располагаемых в центральной части разрабатываемой рудной залежи (ядро залежи), а именно:

а) балансовая руда с содержанием металла свыше 4,0 усл. ед;

б) балансовая руда с содержанием металла от 2,0 до 4,0 усл. ед;

в) балансовая руда с содержанием металла от 1,50 до 2,0 усл. ед;

– балансовая руда с содержанием металла от 1,0 до 1,50 усл. ед;

– балансовая руда с содержанием металла от 0,50 до 1,0 усл. ед;

– забалансовая руда с содержанием от 0,40 до 0,50 усл. ед;

– порода – минеральная масса с содержанием ниже 0,40 усл. ед.

Для составления сортовых планов экскаваторной выемки в пределах разрабатываемого уступа при текущем планировании три сорта балансовой руды (а, б, в) из-за малого объема обычно объединяются в один сорт балансовой руды с содержанием металла свыше 1,50 усл. ед, который добывается селективно, складывается в отдельный рудный склад секционного типа и служит для шихтовки более бедных сортов руды, отправляемых на переработку на ГМЗ-2. Это позволяет стабилизировать содержание металла в товарной руде, направляемой на переработку, и обеспечивает постоянство производства конечной продукции.

Анализ параметров экскаваторной выемки руды в контактных зонах произведен по следующим сортам руды:

– балансовая руда с содержанием металла свыше 1,50 усл. ед. (обозначается Б – «Богатая»);

– балансовая руда с содержанием металла от 1,0 до 1,50 усл. ед. (обозначается С – «Средняя»);

– балансовая руда с содержанием металла от 0,50 до 1,0 усл. ед. (обозначается б – «бедная»);

– забалансовая руда с содержанием металла от 0,40 до 0,50 усл. ед. (обозначается З – «Забалансовая»);

– порода с содержанием металла менее 0,40 усл. ед. (обозначается П – «Порода»).

Представленное разделение рудной массы по сортам соответствует утвержденным кондициям на разработку месторождений Мурунтау и Мютенбай в контурах V-очереди.

Анализ контактных зон «руда – вмещающие породы» по месторождениям «Мурунтау» и «Мютенбай» позволил составить классификацию их проявления.

Представленное разделение рудной массы по сортам соответствует утвержденным кондициям на разработку месторождений Мурунтау и Мютенбай в контурах V-очереди.

Анализ контактных зон «руда – вмещающие породы» по месторождениям «Мурунтау» и «Мютенбай» позволил составить классификацию их проявления.

Приведенная классификация охватывает особенности геологического строения контактной зоны, качественные характеристики вмещающих пород, сорта руд и пород, содержание полезного компонента по отношению к горнотехническим параметрам ведения горных работ (согласное или несогласное падение контактной зоны, линии откоса уступа и фронта работ, угол падения контакта) (рис. 1).

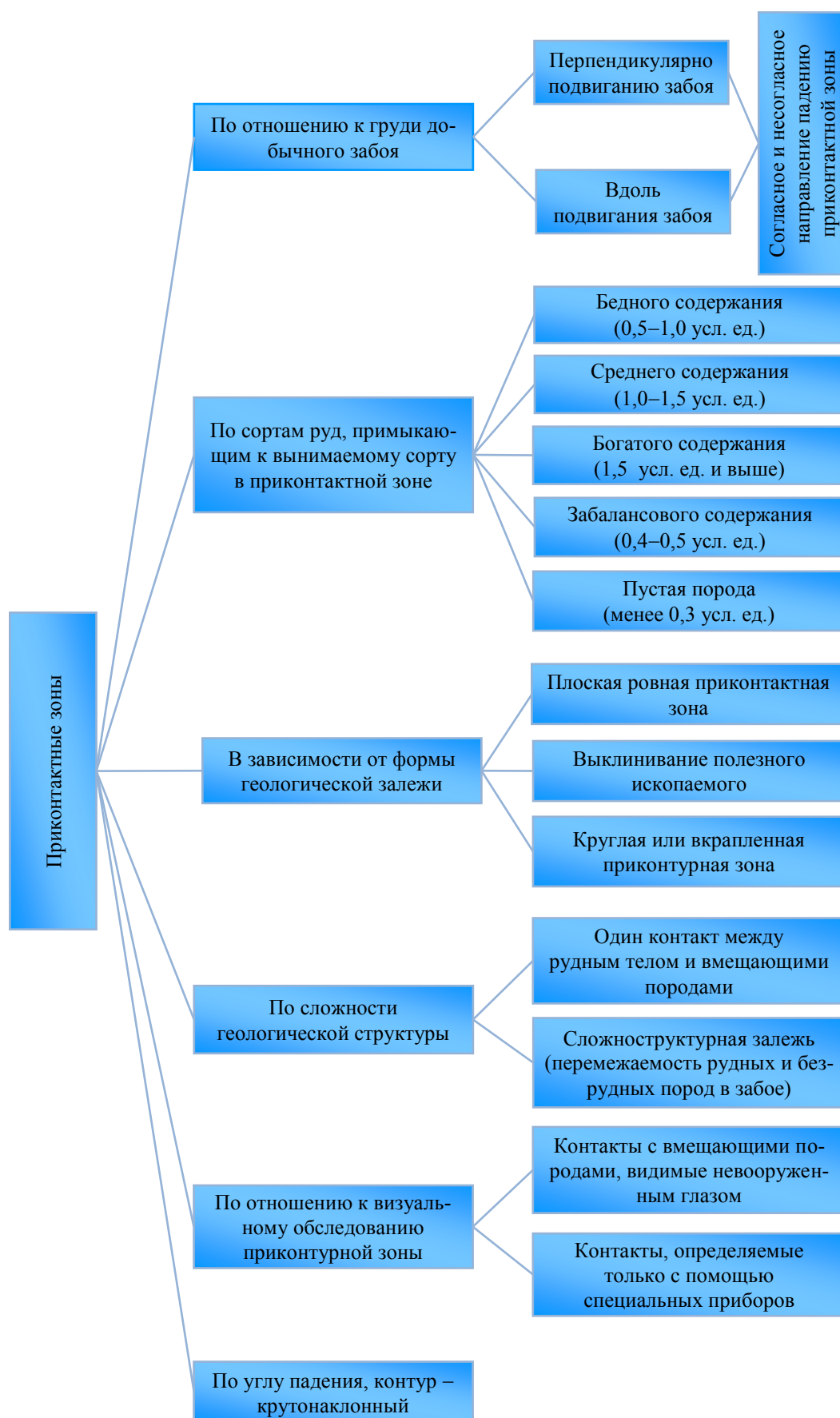


Рис. 1. Классификация контактных зон

Fig. 1. Classification of contact zones

Для проведения анализа отобраны основные типы контактных зон на сортовых планах, представленных специалистами Навоийского ГМК. Исследуемые контактные зоны являются границами между сортами руд, выемка которых производится селективно по вынесенным ориентирам. Предусматривается совместная отработка всех сортов руды и породы с сохранением структуры массива. Граница между сортами руды и породы принята вертикальной в пределах вынимаемого уступа.

В этом случае забой в вертикальном сечении можно условно разделить на правую и левую части с соответственно рудой одного сорта и рудой другого сорта, рудой одного сорта и породой, или наоборот, в зависимости от направления экскаваторной выемки. Содержание металла в горной массе приконтактной зоны принято среднее для вынимаемого сорта руды и, соответственно, среднее содержание металла в сорте, граничащем и примешиваемом к вынимаемому сорту руды.

Граничное содержание на контакте между сортами руды или породы принято равным бортовым содержаниям для разделения сортов руды и породы. Ширина приконтактной зоны, где происходит перемешивание различных сортов руды и породы, определялось графоаналитическим способом в зависимости от угла откоса при экскаваторной выемке взорванного массива. Угол откоса принят максимальным как для поперечной, так и для продольной заходки – 49 и 53°. Ширина контактной зоны в границах: от $\Pi = 0$, $P = \max$ до $\Pi = \max$, $P = 0$ составила до 13,0 м (рис. 2).

Соотношение протяженности интервалов сортов руды на выемочном контуре определялось исходя из равенства содержания металла на границе выемочного контура $C_{вк}$, принятого содержания для разделения руд на сорта при подсчете запасов $C_{бс}$. Значение $C_{бс}$ принято по существующему разделению руды на сорта при планировании добычи в карьере.

В этом случае длина рудного и породного интервалов на границе между сортами руд при выемке определяется из равенства:

$$\begin{aligned} H \cdot C_{бс} &= h_p \cdot C_p + h_{п} \cdot C_{п}, \\ h_p &= \frac{H \cdot (C_{бс} - C_{п})}{(C_p - C_{п})}, \\ h_{п} &= H - h_p, \end{aligned} \quad (1)$$

где H – высота вынимаемого слоя на границе между отдельно вынимаемыми сортами руды; h_p – длина интервала вынимаемого сорта в забое или рудного интервала на границе руды с породой; $h_{п}$ – длина породного интервала в забое на границе с вынимаемым сортом руды или породного интервала на границе руды с породой; C_p – содержание золота в руде на выемочном контуре (при нормировании среднее содержание золота для вынимаемого сорта); $C_{п}$ – содержание золота в примешиваемой горной массе (при нормировании среднее содержание в сорте, граничащем с вынимаемым сортом руды); $C_{бс}$ – граничное (бортное) содержание для разделения сортов руды, руды и породы.

На рис. 2: L – длина элементарного рудного блока или длина линии отгрузки при нескольких грянях отгрузки, м; S_p – площадь треугольника потерь руды в элементарном рудном блоке, м; $S_{п}$ – площадь треугольника примешивания соседнего сорта руды или разубоживания породой элементарного рудного блока, м; α – угол, при котором начинает подрабатываться верхний контур взорванной горной массы при черпании ковшем экскаватора по подошве уступа (определяется экспериментально), град.; $C_{бс}$ – граничное (бортное) содержание для разделения сортов руды, руды и породы, усл. ед; $C_{п}$ – содержание золота в разубоживающей горной массе, усл. ед; C_p – содержание золота в элементарном рудном блоке, усл. ед; $l\Delta$ – ширина приконтурной зоны, м; Δ_p – расстояние до установки флажка-указателя границы горной массы, отгружаемой как руда, м.

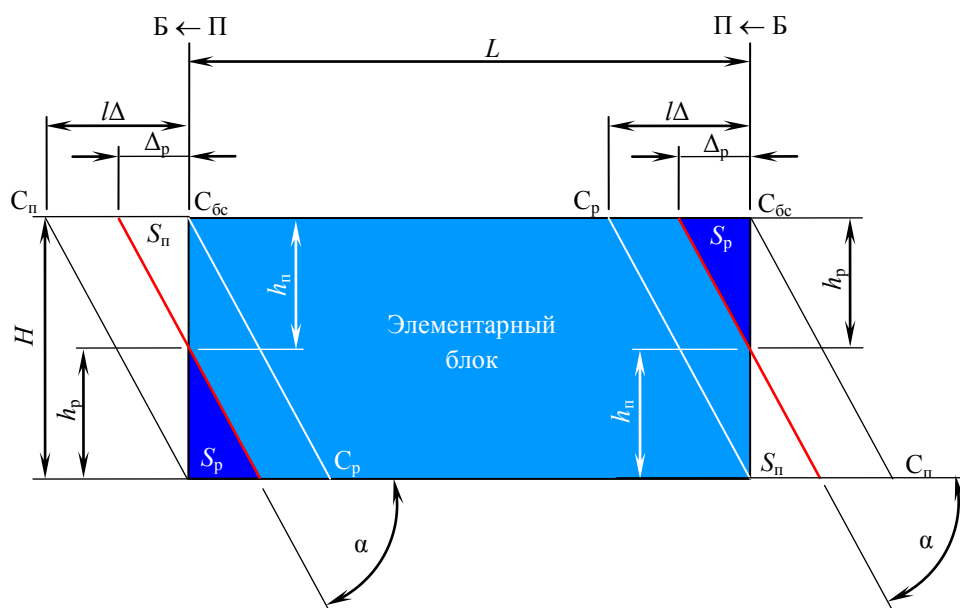


Рис. 2. Схема образования потерь и разубоживания в откосах уступа при входе в руду и выходе забоя экскаватора из руды

Fig. 2. Schematic of losses and dilution generation in bench slopes when scooping blasted ore mass:

L – the length of an elementary ore block or the length of the loading line at several sides of loading, m; S_p – the area of an ore loss triangle in an elementary ore block, m^2 ; S_n – the area of a triangle of admixing the neighboring ore grade or dilution by a rock for an elementary ore block, m^2 ; α – the angle at which the upper contour of the blasted rock mass begins to be undermined when scooping along the bench bottom (to be determined experimentally), degrees; $C_{бс}$ – cut-off grade of gold for the separation of grades of ore, ore and rock, conditional units; C_n – gold grade in the diluting rock mass, conditional units; C_p – gold grade in the elementary ore block, conditional units; $I\Delta$ – width of the border zone, m; Δ_p – the distance to the flag-indicator to be installed for indicating the boundary of the rock mass loaded as ore, m)

В рамках проведения анализа рассмотрены различные варианты селективной выемки руды в контактных зонах различных сортов руды в зависимости от направления экскаваторной выемки.

Принято: при выемке руды от более богатой в сторону более бедной отступить от контакта на величину треугольника потерь, при направлении выемки от бедной к более богатой – на величину треугольника разубоживания.

Углы откоса экскаваторных заходов приняты на основании проведенных натурных замеров на карьерах Мурунтау и Мютенбай и составляют для канатных экскаваторов 49° , для гидравлических 53° .

Результаты проведения натурных замеров в экскаваторных забоях карьеров Мурунтау и Мютенбай

Произведены замеры параметров экскаваторных забоев на карьерах Мурунтау и Мютенбай при следующих условиях работы экскаватора:

–полным уступом с высотой развала 19–21 м;

–полным уступом с высотой развала 12–14 м при отгрузке «шапки взрыва»;

–проходке и подборе съезда.

Во всех вышеперечисленных экскаваторных забоях произведены замеры углов откоса и высоты развала при экскаваторной выемке рудной массы. Также учитывался применяемый тип экскаватора – канатный или гидравлический. По каждому забою производились 2–3 замера и определялся средний угол откоса при экскаваторной выемке рудной массы для данного типа экскаватора.

Результаты определения углов откоса экскаваторных забоев приведены в табл. 1.

На следующем этапе проведения натурных замеров измерялись высота уступа в массиве и параметры развала до и после производства взрывных работ при следующих схемах рудоподготовки массива к экскавации:

–в нормальных условиях, когда взрывание рудного массива производится на подобранный забой или подпорную стенку требуемой толщины;

–в зажатой среде с образованием «шапки взрыва»;

–в краевых частях уступа.

На следующем этапе проведения натуральных замеров измерялись высота уступа в массиве и параметры развала до и после произ-

водства взрывных работ при следующих схемах рудоподготовки массива к экскавации:

–в нормальных условиях, когда взрывание рудного массива производится на подобранный забой или подпорную стенку требуемой толщины;

–в зажатой среде с образованием «шапки взрыва»;

–в краевых частях уступа.

Таблица 1

Углы откоса экскаваторных забоев

Slope angles of quarry faces

Тип экскаватора	Вид работ	Угол откоса, град.		
		от	до	средний
Карьер Мурунтау				
ЭГ №12	Полным уступом	52	55	53
Карьер Мютенбай				
ЭКГ №77	Отгрузка «шапки взрыва»	45	50	49
ЭКГ №60	Полным уступом	52	55	53
ЭГ №14	Проходка съезда	47	51 (подбор съезда)	–

Таблица 2

Результаты проведения натуральных замеров параметров развала

The results of the field measurements of the blasted rock shotpile parameters

Горизонт	Высота уступа, м	Применяемая технология взрывных работ	Высота взорванного уступа, м		
			от	до	средняя
Карьер Мурунтау					
+330	15	С образованием «шапки» взрыва	17	30,8	24,0
+135	15	С образованием «шапки» взрыва в краевых частях	16	19,0	17,0
Карьер Мютенбай					
+315	15	С образованием «шапки» взрыва	23	26,8	25,5
+315 (блок 1)	10	В зажатой среде	15	27,3	21,2
+315 (блок 2)	10	В зажатой среде	16,5	26,3	20,9
+300	15	На подобранный забой	13,8	22,0	17,2

На карьерах рудника «М» принята порядная схема расположения взрывных скважин по сетке 5,6×5,6 м, бурение скважин в пределах отрабатываемого уступа производится по буровому проекту, скважины, расположенные в контуре рудной залежи, являются эксплуатационно-разведочными, в которых через каждые 5 м производится отбор бурового шлама. В отобранных пробах бурового шлама в лаборатории определяется со-

держание металла и устанавливается среднее содержание металла в ячейке блочной модели, привязанной к данной скважине.

Для каждого конкретного блока составляется Проект зарядания скважинных зарядов, в котором указывается схема монтажа взрывной сети, обеспечивающая требуемое направление прохождения инициирующего импульса и очередность взрывания скважинных зарядов.

В соответствии с конкретными горно-техническими условиями и параметрами используемого выемочного оборудования различают следующие виды образования развала горной массы взорванного блока:

- нормальные условия, когда высота развала соответствует высоте черпания применяемого экскаватора;

- с образованием «шапки» взрыва по оси развала;

- с образованием «шапки» взрыва у борта уступа – применяется в краевых частях.

При проведении натурных замеров определялись отметки массива до взрыва и после проведения взрывных работ, после чего определялась высота образовавшегося развала.

Результаты проведения натурных замеров параметров развала приведены в табл. 2.

Заключение

По результатам проведения натурных замеров фактических углов откоса и параметров развала взорванных пород можно сделать следующие выводы:

- фактические углы откосов экскаваторных забоев составили следующие значения:

- при отгрузке «шапки взрыва» и применении канатных экскаваторов – 49° ;

- при выемке рудной массы полным уступом – 53° , независимо от типа применяемого экскаватора;

- углы откоса экскаваторного забоя – 49° для канатного экскаватора и 53° для гидравлических экскаваторов – приняты для производства дальнейших расчетов;

- необходимо отметить, что фактические углы откосов экскаваторных забоев ниже углов откосов, принятых в используемой рудником методике расчета, где угол откоса составляет $70\text{--}75^\circ$;

- увеличилась ширина приконтурной зоны с 7 до 13,0 м (49°) и с 7 до 11,3 м (53°), где образуются потери и разубоживание балансовой руды, вследствие этого увеличились площади треугольников потерь и разубоживания;

- высота развала взорванных пород при взрывании на подпорную стенку или подобранный забой не превышает высоты черпания применяемых экскаваторов;

- при взрывании в зажатой среде с образованием «шапки взрыва» высота развала взорванных пород превышает высоту черпания экскаваторов, это обстоятельство ограничивает область применения гидравлических экскаваторов;

- при взрывании в краевых частях уступа направление отбойки горной массы и образование развала происходит у борта уступа;

- при взрывании в зажатой среде в верхней части развала происходит интенсивное перемешивание прихватываемой породы и всех сортов руды, поэтому при отгрузке «шапки взрыва» возможна только валовая выемка рудной массы. Нижняя часть взорванного уступа больше сохраняет геологическую структуру массива и может быть отработана селективно с разделением рудной массы по сортам;

- при составлении «Методики...» следует рассмотреть возможность разделения уступа высотой 15 м на два подступа по 7,5 м;

- при взрывании массива для соблюдения требуемого направления импульса и очередности взрывания в контур отбойки включаются безрудные скважины, которые увеличивают разубоживание балансовой руды, возникает конструктивное разубоживание, которое необходимо учесть при составлении «Методики...».

Библиографический список

1. План развития горных работ по месторождениям Мурунтау и Мютенбай на 2018 год; ЦРУ, ГП НГМК – 2018.
2. Техничко-экономическое обоснование (ТЭО) «Отработка карьера Мурунтау (V-очередь)».

3. Геологические планы горизонтов с нанесением фактических контуров рудных тел (Характерные сортовые планы экскаваторных забоев) карьеров Мурунтау и Мютенбай.
4. Фактические материалы рудника Мурунтау, присланные по запросу: Параметры экскаваторных забоев. Буровые проекты по месторождению Мурунтау и Мютенбай. Типовые проекты буровзрывных работ на карьерах.
5. Временная инструкция по геологическому обслуживанию горно-эксплуатационных работ, производимых открытым способом на золоторудных месторождениях Мурунтау и Мютенбай. Зарафшан, 2014.
6. Руководящий технический документ «Эксплуатационные нормативы и инструкции по учету потерь, разубоживания руды в условиях открытой разработки месторождений Мурунтау и Кокпатас Навоийского ГМК». Москва-Навои, 1994.
7. Отраслевая инструкция по определению, учету, нормированию и планированию потерь и разубоживания руды при подземной и открытой разработке месторождений радиоактивных, редких и благородных металлов (РД 8-19-92) // Всероссийский проектно-изыскательский и научно-исследовательский институт промышленной технологии «ВНИПИпромтехнологии». М.: 1993.
8. Типовые методические указания по нормированию, по оценке экономических последствий и по определению и учету потерь твердых полезных ископаемых при добыче, утвержденные Госгортехнадзором СССР 28 марта 1972 г. Сборник руководящих материалов по охране недр. М.: Недра, 1973.
9. Единые правила безопасности при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений подземным способом. Ташкент, 1996.
10. Правила технической эксплуатации рудников, приисков и шахт, разрабатывающих месторождения цветных, редких и драгоценных металлов. М.: Недра, 1981.
11. Sinclair A., Blackwell G. Applied Mineral Inventory Estimation, Cambridge University Press, 2002.
12. Canadian Securities Administrators, National Instrument 43-101 Standards of Disclosure for Mineral Projects (NI 43-101), 2012.
13. Gerald D. Crawford Pincock Allen and Holt, Pincock perspectives, Dilution and ore Recovery, issue NO. 60, 2004.
14. Parker H. M. Reconciliation principles for the mining industry .Published by Maney on behalf of the Institute of Materials, Minerals and Metallurgy and the AusIMM, maneypublishing.com, 2012.
15. Pakalnis R., Poulin, R. and Hadjigeorgiou J. Quantifying the Cost of Dilution in Underground Mines, SME Annual Metallurgy and Exploration, Denver, 1995.
16. Scoble M. J., and Moss A. Dilution in underground bulk mining: implications for production management; in Whateley, M. K. G., and P. K., 1994.
17. Beck D. A. Stress influences on rockmass damage and stope stability at GF mine-calibrated model criteria. Consultant report for Xstrata Zinc, George Fisher mine, 2003.
18. Barton N., Lien R., Lunde J. Engineering classification of rock masses for the design of tunnel support. Rock Mech. 6(4):189-236, 1974.
19. Brady T. M., Pakalnis R., Clark L. Design in weak rock masses: Nevada underground mining operations. SME preprint 05-43. Littleton, CO: Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc., 2005.
20. Capes G. W., Grant D. R., Neindorf L. B. George Fisher: sustainable mine design. Paper presented at the Second International Seminar on Strategic Versus Tactical Approaches in Mining (Perth, Australia), 2006.
21. Capes G. W., Milne D. M., Grant D. R. Stope hangingwall design approaches at the Xstrata Zinc, George Fisher mine, North Queensland, Australia. In: Chen G, Huang S, Zhou W, Tinucci J, eds. Proceedings of the 40th U.S. Rock Mechanics Symposium (Anchorage, AK, June 25-29, 2005). Alexandria, VA: American Rock Mechanics Association, 2005.
22. Clark L., Pakalnis R. An empirical design approach for estimating unplanned dilution from open stope hangingwalls and footwalls. Presented at the 99th Canadian Institute of Mining Annual Conference (Vancouver, British Columbia, Canada), 1997.
23. Deere D. U. Technical description of rock cores for engineer-purposes. Rock Mech. Eng.Geol. 1(1), 1964.
24. Forrestal P. J. Mount Isa and Hilton silver-lead- zinc deposits. In: Hughes FE, ed. Geology of the mineral deposits of Australia and Papua New Guinea. AusIMM Monogr 14:927-934, 1990.
25. Grenfell K., Hay don M. Challenges in modelling large complex orebodies at the George Fisher north mine. In: Proceedings of the Sixth International Mining Geology Conference (Darwin, Northern Territory, Australia, August 21-23, 2006), 2006.
26. Hadjigeorgiou J. Memorandum of March 11, 1999, from John Hadjigeorgiou, Laval University, Quebec, Canada: a discussion document on geotechnical rock mass characterisation for Mount Isa, 1999.
27. Miller F., Jacobs D., Potvin Y. Laser measurement of open stope dilution. CIM Bull 85 :Jul-Aug., 1992.

28. Potvin Y. Empirical open-stope design in Canada [Dissertation]. Vancouver, British Columbia, Canada: University of British Columbia, 1988.
29. Yunliang M., Fuying G. and Zhanwu M. Strengthening the Technical Cooperation to Reduce Loss and Dilution Rates, Express Information of Mining Industry, Vol. 17, pp. 34-39., 2000.
30. Chen Y. W. The Calculation and Experience of the Mining Total Loss and Impoverishing Index, Gold Science and Technology, Vol. 6, pp. 21-30, 2002.
31. Wang X. X., Yu H. Optimise Ore Dilute and Loss Rate, Enhance Mine Economic Effectiveness, Mineral Resources and Geology, Vol. 3, pp. 51-58, 2000.

References

1. Life-of-Mine plans for Muruntau and Myutenbai deposits for 2018; TsRU, GP NGMK, 2018. (in Russ.)
2. Feasibility study (TEO) "Muruntau pit mining (V stage)". (in Russ.)
3. Geological level plans presenting actual outlines of ore bodies (Characteristic grade plans for quarry faces) of Muruntau and Myutenbai open pits. (in Russ.)
4. Factual materials of Muruntau mine provided on request: Parameters of quarry faces. Drilling projects for Muruntau and Myutenbai deposits. Typical drilling-and-blasting projects for the open pits. (in Russ.)
5. Temporary instruction on geological support of open-pit mining at Muruntau and Mutenbai gold deposits: Zarafshan, 2014. (in Russ.)
6. Ruling technical document "Operational standards and instructions for accounting losses, dilution of ore in conditions of open-pit mining at Muruntau and Kokpatas deposits of Navoi MMC": Moscow-Navoi, 1994. (in Russ.)
7. Sectoral instruction for calculation, accounting for, rate setting, and planning of ore losses and dilution at underground and open-pit mining of radioactive, rare, and precious metals (RD 8-19-92): All-Russian FEED and R&D establishment for Industrial Technology "VNIPIpromtekhnologii", Moscow, 1993. (in Russ.)
8. Typical guidelines for rate setting, assessing the economic consequences, and estimation and accounting for mining losses of minerals, approved by the USSR State Technical Inspection on March 28, 1972: Collection of guidances on subsoil protection, Moscow, Nedra Press, 1973. (in Russ.)
9. Unified safety rules for mining ores, nonmetallics, and placer accumulations: Tashkent, 1996. (in Russ.)
10. Mining rules for open pits, placers and underground mines for nonferrous, rare, and precious metals: Moscow, Nedra Press, 1981. (in Russ.)
11. Sinclair A., Blackwell G. Applied Mineral Inventory Estimation, Cambridge University Press, 2002.
12. Canadian Securities Administrators, National Instrument 43-101 Standards of Disclosure for Mineral Projects (NI 43-101), 2012.
13. Gerald D. Crawford Pincock Allen and Holt, Pincock perspectives, Dilution and ore Recovery, issue NO. 60, 2004.
14. Parker H. M. Reconciliation principles for the mining industry .Published by Maney on behalf of the Institute of Materials, Minerals and Metallurgy and the AusIMM, maneypublishing.com, 2012.
15. Pakalnis R., Poulin, R. and Hadjieorgiou J. Quantifying the Cost of Dilution in Underground Mines, SME Annual Metallurgy and Exploration, Denver, 1995.
16. Scoble M. J., and Moss A. Dilution in underground bulk mining: implications for production management; in Whateley, M. K. G., and P. K., 1994.
17. Beck D. A. Stress influences on rockmass damage and stope stability at GF mine-calibrated model criteria. Consultant report for Xstrata Zinc, George Fisher mine, 2003.
18. Barton N., Lien R., Lunde J. Engineering classification of rock masses for the design of tunnel support. Rock Mech. 6(4):189-236, 1974.
19. Brady T. M., Pakalnis R., Clark L. Design in weak rock masses: Nevada underground mining operations. SME preprint 05-43. Littleton, CO: Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc., 2005.
20. Capes G. W., Grant D. R., Neindorf L. B. George Fisher: sustainable mine design. Paper presented at the Second International Seminar on Strategic Versus Tactical Approaches in Mining (Perth, Australia), 2006.
21. Capes G. W., Milne D. M., Grant D. R. Stope hangingwall design approaches at the Xstrata Zinc, George Fisher mine, North Queensland, Australia. In: Chen G, Huang S, Zhou W, Tinucci J, eds. Proceedings of the 40th U.S. Rock Mechanics Symposium (Anchorage, AK, June 25-29, 2005). Alexandria, VA: American Rock Mechanics Association, 2005.
22. Clark L., Pakalnis R. An empirical design approach for estimating unplanned dilution from open stope hangingwalls and footwalls. Presented at the 99th Canadian Institute of Mining Annual Conference (Vancouver, British Columbia, Canada), 1997.

23. Deere D. U. Technical description of rock cores for engineer-purposes. Rock Mech. Eng.Geol. 1(1), 1964.
24. Forrestal P. J. Mount Isa and Hilton silver-lead- zinc deposits. In: Hughes FE, ed. Geology of the mineral deposits of Australia and Papua New Guinea. AusIMM Monogr 14:927-934, 1990.
25. Grenfell K., Hay don M. Challenges in modelling large complex orebodies at the George Fisher north mine. In: Proceedings of the Sixth International Mining Geology Conference (Darwin, Northern Territory, Australia, August 21-23, 2006), 2006.
26. Hadjigeorgiou J. Memorandum of March 11, 1999, from John Hadjigeorgiou, Laval University, Quebec, Canada: a discussion document on geotechnical rock mass characterisation for Mount Isa, 1999.
27. Miller F., Jacobs D., Potvin Y. Laser measurement of open stope dilution. CIM Bull 85 :Jul-Aug., 1992.
28. Potvin Y. Empirical open-stope design in Canada [Dissertation]. Vancouver, British Columbia, Canada: University of British Columbia, 1988.
29. Yunliang M., Fuying G. and Zhanwu M. Strengthening the Technical Cooperation to Reduce Loss and Dilution Rates, Express Information of Mining Industry, Vol. 17, pp. 34-39., 2000.
30. Chen Y. W. The Calculation and Experience of the Mining Total Loss and Impoverishing Index, Gold Science and Technology, Vol. 6, pp. 21-30, 2002.
31. Wang X. X., Yu H. Optimise Ore Dilute and Loss Rate, Enhance Mine Economic Effectiveness, Mineral Resources and Geology, Vol. 3, pp. 51-58, 2000.

Информация об авторах

Раимжанов Бахадиржан Раимжанович - доктор технических наук, профессор, заместитель директора по науке Государственного унитарного предприятия Узбекский научно-исследовательский и проектно-изыскательский институт геотехнологии и цветной металлургии «O'zGEORANGMETLITI», Ташкент, Узбекистан, b.raimjanov@mail.ru;

Хасанов Алексей Рашидович – начальник научно–исследовательского отдела горных работ науке Государственного унитарного предприятия Узбекский научно-исследовательский и проектно-изыскательский институт геотехнологии и цветной металлургии «O'zGEORANGMETLITI», Ташкент, Узбекистан;

Вахитов Руслан Рамилевич – инженер 1 категории научно–исследовательского отдела горных работ Государственного унитарного предприятия Узбекский научно-исследовательский и проектно-изыскательский институт геотехнологии и цветной металлургии «O'zGEORANGMETLITI», Ташкент, Узбекистан.

Information about the Authors

B. R. Raimjanov – Dr. Sci. (Tech.), Prof., Deputy Director for Science, State Unitary Enterprise "O'zGEORANGMETLITI", Tashkent, Uzbekistan, b.raimjanov@mail.ru;

A. R. Hasanov – Chief of Research Department of Mining Works, State Unitary Enterprise "O'zGEORANGMETLITI", Tashkent, Uzbekistan;

R. R. Vahitov – Eng. of 1st Category of Research Department of Mining Works, State Unitary Enterprise "O'zGEORANGMETLITI", Tashkent, Uzbekistan.

ОРИГИНАЛЬНЫЕ СТАТЬИ / ORIGINAL PAPERS

DOI: 10.17073/2500-0632-2019-1-16-22

Tendencies of Mining Technology Development in Relation to Deep Mines

Ngoc Minh Nguyen¹, Duc Thang Pham²

¹Central South University, Changsha, Hunan, China; Quang Ninh University of Industry, Quang Ninh, Vietnam;

²National University of Science and Technology "MISiS" (NUST "MISiS"), Moscow, Russia; Quang Ninh University of Industry, Quang Ninh, Vietnam, ✉phamducthangmct@gmail.com

Abstract: Mineral demand rapidly increases; as a result, underground mining activities gradually dig into the earth's crust to deeper levels. For instance, the depth of coal mines has reached 1500 m, whereas the depth of mines for nonferrous metals has already achieved around 4500 m. Deep mining faces a number of technical and environmental challenges, first of all, great rock mass stresses, high temperature and long winding distance. The traditional technologies are hardly capable to provide the development and extraction efficiency and safety. That is why the need in developing and implementation of new modern mining technologies arose. In roadheading, TBM (tunnel-boring machine) method is gradually introduced. A TBM combines the functions of rock breaking, support installation, mucking and conveying rock. In mining industry, smart mining based on mechanized and automated mining methods is successfully implemented at coal mines. Besides, a technical concept of fluidized mining for deep-seated mineral resources (6000 m and more) was proposed. This paper presents the review of the current global status of deep mining and highlights some of the newest technological achievements in roadheading and the mineral extraction processes.

Keywords: mining technology, deep mines, smart mining, mechanized, extraction processes, fluidized mining.

For citation: Nguyen Ngoc Minh, Pham Duc Thang. Tendencies of mining technology development in relation to deep mines. *Mining Science and Technology*. 2019;4(1):16-22. DOI: 10.17073/2500-0632-2019-1-16-22.

Направление развития технологий добычи применительно к рудникам глубокого заложения

Нгуен Нгок Минь¹, Фам Дык Тхань²

¹Центральный Южный Университет, Чанша, Хунань, Китай; Промышленный Университет Куанг Нинь, Куанг Нинь, Вьетнам;

²Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», Москва, Россия; Промышленный Университет Куанг Нинь, Куанг Нинь, Вьетнам, ✉phamducthangmct@gmail.com

Аннотация: Потребление полезных ископаемых быстро растет, что заставляет вести горные работы на всё более глубоких уровнях земной коры. В частности, глубина угольных шахт достигла 1500 м, а шахт для добычи цветных металлов – приблизительно 4500 м. Осуществление горных работ на больших глубинах требует решения ряда технических и экологических проблем, в первую очередь связанных с высокими давлениями и напряжениями в горном массиве, высокими температурами и значительными расстояниями транспортировки горной массы на поверхность. Традиционные технологии вряд ли способны обеспечить эффективность и безопасность разработки и добычи в таких условиях. Вот почему возникла необходимость в разработке и внедрении новых современных технологий добычи. В проходке горных выработок постепенно внедряется метод ТБМ (применение туннелепроходческих машин). Туннелепроходческая машина сочетает функции отбойки горной массы, установки крепи, уборки (из забоя), погрузки и транспортировки горной массы. В горнодобывающей промышленности «умная» добыча полезных ископаемых, основанная на механизированных и автоматизированных системах разработки, успешно применяется на угольных шахтах. Мы выдвигаем техническую концепцию добычи методом флюидизации/псевдооживления горной массы для отработки глубокозалегающих ТПИ (6000 м и более). В данной статье представлен анализ текущего состояния разработки глубокозалегающих месторождений ТПИ в мире и освещены некоторые из

новейших технологических достижений в области проходки горных выработок и технологий добычи твердых полезных ископаемых.

Ключевые слова: технология добычи, глубокие рудники, «умная» добыча, механизированные процессы добычи/ведения горных работ, добыча методом флюидизации/псевдооживления.

Для цитирования: Нгуен Нгок Минь, Фам Дык Тхань. Направление развития технологий добычи применительно к рудникам глубокого заложения. *Горные науки и технологии*. 2019;4(1):16-22. DOI: 10.17073/2500-0632-2019-1-16-22.

Introduction

Since coal and other mineral resources at shallow depths are gradually exhausted, underground mining activities gradually dig into the earth's crust to deeper levels. At present, deep mining at a depth of 1000 m is normal; the depth of coal mines, geothermal resources exploitation, nonferrous metal mines, and oil and gas production has reached 1500, 5000, 4500, and 7500 m, respectively. Deep mining is likely to become the popular technique in the future. Coal mining in Poland, Germany, Britain, Japan, and France had reached depth of 1000 m and more in early 1980s. In China, there are 47 coal mines operating at a depth of 1000 m and more [1, 2]. There were at least 80 mines for metals operating at a depth of 1000 m and more by 1996, mostly located in South Africa, Canada, the United States, India, Australia, Russia, and Poland. The average depth of mines for metals in South Africa ranges 2000 to 4000 m (Fig. 1) [3].

Activity of mining industry in China gradually changes to deeper levels to a depth ranging 1000 to 2000 m, and it is already common to see the mines at this depth [4]. During the "The 13th Five-Year Plan" period, approximately 50 metal mines will operate at a depth of 1000 m, and a half of them will reach the depth of 1500 m in the next 10 to 20 years (Fig. 2).

Deep mining faces a number of technical and environmental challenges, first of all, great rock mass stresses. If compatible mining methods would not adapted to high stress conditions, great technogenic disasters may happen, resulting in decreasing or even complete stoppage of the affected mine production. This will naturally produce extremely negative effect on the mine

performance and viability. A large number of documents have showed that many deep metal mines have faced a large number of rock bursts, mine-shocks, formation of large areas of goaf instability, and roof caving problems. The second challenge when operating deep mines is high temperature. It is known that the temperature will rise by 10 to 40° C when digging to a depth of 1000 m. The high temperature conditions of deep mining seriously affect the miner labor productivity and the effectiveness of cooling, thus increasing the mining cost. One more challenge is long winding distance: increasing mining depth requires increasing the height of winding of ore and all kind of materials, resulting in growing the mining cost and causing HSE risks.

Based on findings of the implemented research of deep mining status in the world, the authors summarized and highlighted relevant technologies applying to deep mining, namely, TBM (tunnel-boring machine use) for deep roadheading, smart mining, and fluidized mining.

Application of TBM for deep roadheading

It is well known that TBM is the most advanced tunneling machine in the world. A TBM combines the functions of rock breaking, support installation, mucking and conveying rock (Fig. 3) [5]. Compared with drill and blast method, TBM roadheading has significant advantages, including high support installation efficiency and lower project costs. TBM-based mining is more environmentally friendly and allows improving surrounding rock stability control [6].

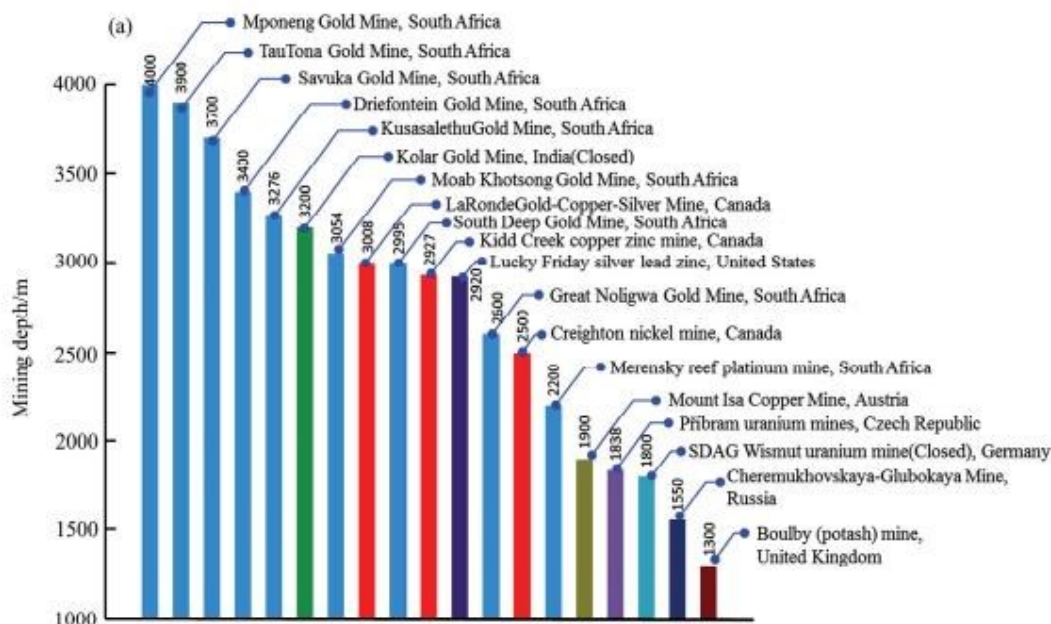


Fig. 1. Examples of Deep Mines in the World

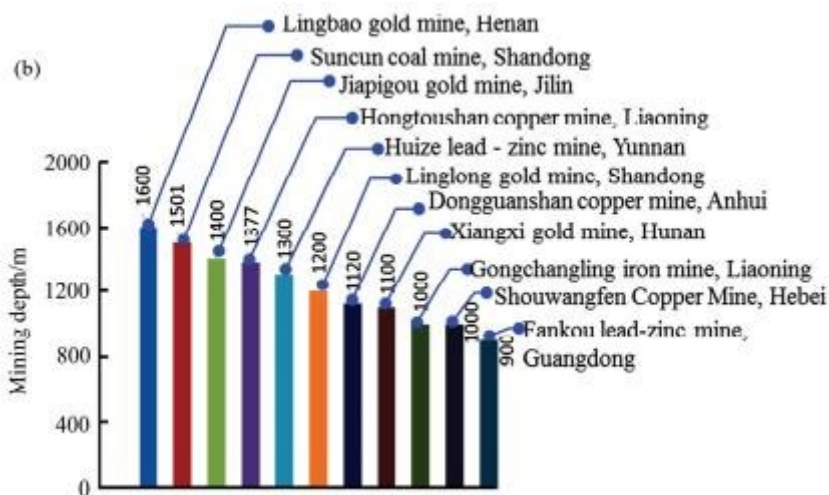
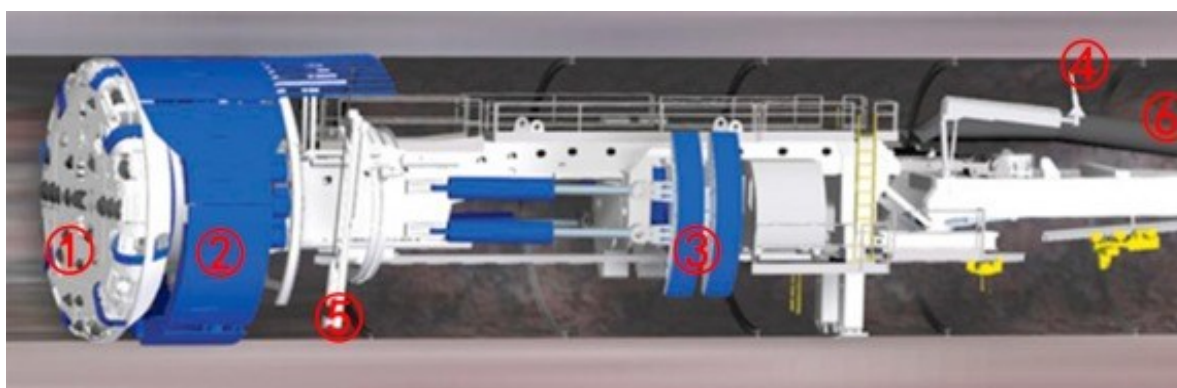


Fig. 2. Examples of Deep Mines in China



①Cutterhead ②TBM head ③Gripper ④Guniting ⑤Jumbolter ⑥Belt conveyor

Fig. 3. A Gripper TBM (modified from The Robbins Company, 2015)

Since the first modern TBM was developed and successfully applied in the 1950s, over 10,000 TBMs have been used to construct tunnels for traffic, hydropower, sewerage and water, underground storage and mining. The technique is currently available for tunneling at different diameters in different ground conditions from hard rock to soft soil. Based on ground and groundwater conditions (hard rock, soft soils, mixed and varying grounds), to provide stability of tunnel face and walls, TBMs can be broadly classified into seven types [7], as indicated in Fig. 4.

With increasing coal mining intensity, the number, length and depth of coal mine roadways

increases drastically. The traditional drill-and-blast method and comprehensive mechanized driving method, with corresponding support setting methods are incapable of controlling the surrounding rock stability. Hard rock TBMs (full-face tunnel boring machine) have significant advantages in terms of high advance rates, high support setting capacity; they are more environmentally friendly and enable lower tunneling costs. TBMs have been successfully used for some roadway tunneling and inclined shaft construction. Therefore, we can expect that the TBM tunneling method will become the first choice and preferred method for deep roadheading in coal mines in the future [8].

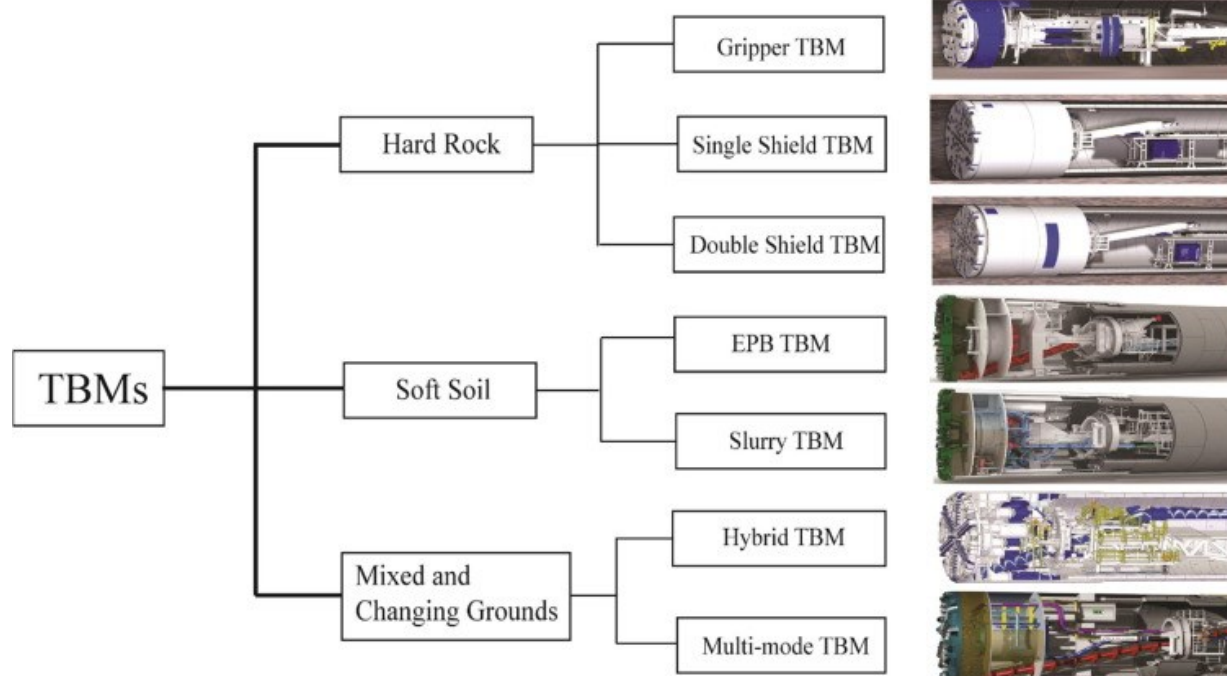


Fig. 4. A Classification of TBMs

Smart mining

Smart mining, based on mechanized and automatic mining methods and a combination of informatization with commercial development, has brought a revolution in the mining industry [9]. This new approach enables automatic mining based on smart control of a working face, mining machine operation, with automatic control of mining equipment. Smart mining has three main features: (1) mining machines can operate in automatic mode; (2) real-time data can be captured and updated promptly, including ge-

ological information, coal-rock boundary location, positions of the machines and the face, etc.; and (3) mining machinery can be automatically controlled depending on the conditions of the working face. When decision-making process and machine operation can be conducted automatically, the working face is called “smart mining working face” [10].

In Australia, LASC (Longwall Automation Steering Committee) is engaged in automatic and smart mining method development for coal mines [11]. The LASC automation technologies

are available for the national and international mining industry through the major OEM (Original Equipment Manufacturer) for longwall mining, which has integrated the LASC open inter-communication standards into its proprietary shearer automation equipment. The LASC technology has been widely adopted, with CSIRO (Mining Technology Research Group) automation technology deployed in more than 70 % of the automated underground coal mining machinery operating in Australia, with growing the deployment in the world [12]. Three main advantages are provided by applying the precision optical fiber gyroscope and the method of navigation and orientation. The first one is three-dimensional (3D) positioning of a shearer (at the deviation below ± 10 cm); the second one is a

system of straightening adjustment (at the deviation below ± 50 cm); and the third advantage is a horizontal level control system for the working face. These three components compose the initial automatic controlling system. The mining process can be monitored and controlled remotely.

The IMSC is a remote monitoring and control system, used for control of working faces at longwall coal mining, which was developed by the American company Joy Global Inc. (recently taken over by the Japanese company Komatsu Mining Corp.). This system captures the real-time information and data from all mining machines at any time. It enables mining engineers to adjust coal production procedures based on the information reported by the system regarding alarms or breakdowns (Fig. 5) [13].

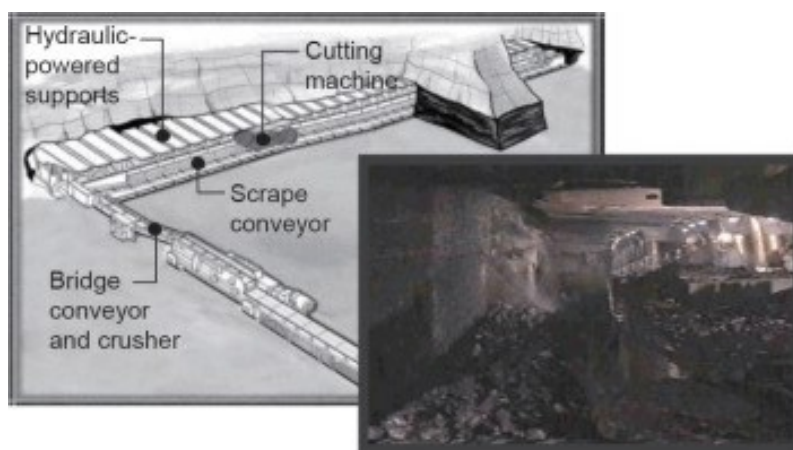


Fig. 5. Facilities at a Working Face Monitored by the IMSC

According to Wu et al. [14], the new task of a digital coal mine is to establish, for coal mines, a real-time access to digital mine integration platforms to create a multidimensional and dynamic coal mine virtual model prototype. Four main development directions are determined for digital mining in the new situation of deep mining: (1) a digital mine integration platform; (2) a mining simulation system; (3) underground positioning and navigation methods; and (4) mining environment smart perception.

Fluidized mining

Xie et al. [15, 16] assumed that there exists a theoretical limit of mining depth by traditional methods. It is estimated theoretically that all the currently available mining methods will

become obsolete once the depth of underground mineral resources exceeds 6000 m. Therefore, to implement development and utilization of mineral resources at great depths, disruptive innovations in mining theory and technology should be advanced. For this purpose, Xie et al. [16] proposed a theoretical and technical concept of fluidized mining for extraction of deep-seated mineral resources (Fig. 6). Based on a mining mode similar to the TBM, the concept provides for achieving *in situ*, real-time, and integrated utilization of deep-seated mineral resources through mining, sorting, refining, backfilling, power generation, and gasification of solid resources, thus converting the resources into gas, liquid, or a mixture of gas/liquid/solid substances.

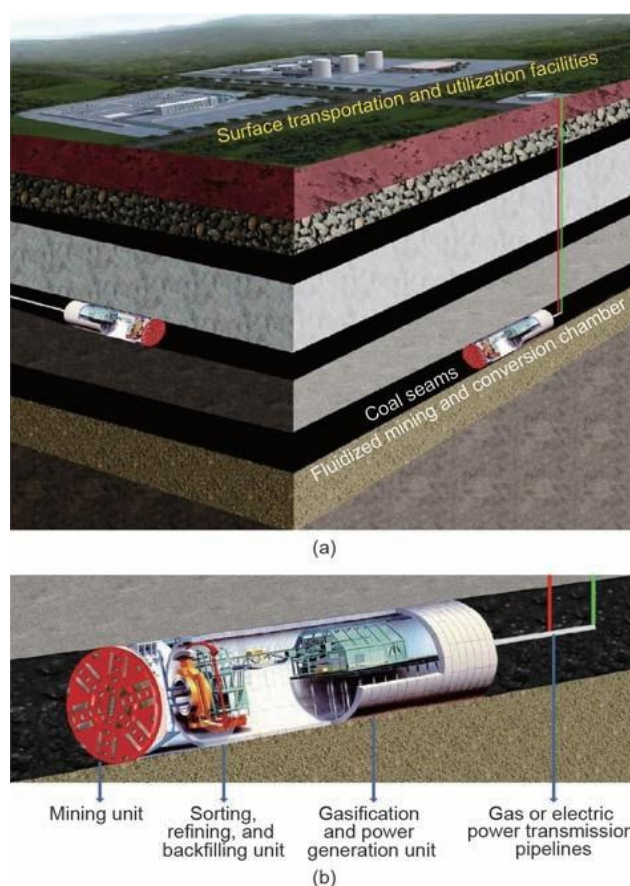


Fig. 6. A Conceptual Illustration of Fluidized Mining of Deep-Seated Mineral Resources.
(a) mining model; (b) fluidized mining and conversion facility

As a result, future coal mines will no longer have workers going down the mines, coal drawing, waste rock dumps, or dusting. Instead, power and energy transmission will be clean, safe, smart, environmentally-friendly.

For coal mining, the fluidized mining concept includes the following five main procedures: (1) unmanned breaking, (2) automated sorting, (3) fluidization of coal, (4) controlled backfilling, and (5) power transmission, smart power control, and power storage. For metal mining, the fluidized mining concept includes the following three steps: (1) unmanned breaking, (2) fluidization of ore, and (3) controlled backfilling [15].

There are four methods to implement the fluidized mining of deep-seated solid mineral resources: (1) the conversion of solid minerals into gases, such as underground gasification of coal; (2) the conversion of solid minerals into liquid fuels, such as the underground liquefaction of coal and high-temperature biological and chemical transformation of coal; (3) the conver-

sion of solid minerals into mixes, such as explosive coal dust and water-coal slurry; and (4) the *in situ* conversion of solid minerals into electric power, such as the *in situ* underground production of coal-fired electric power. Fluidized mining is a disruptive innovation in mining technologies, particularly in regards to future deep mining.

Conclusions

This short review presents the current status of deep mining in the world, and highlights some of the newest technological achievements and opportunities. It also addresses some geotechnical issues in relation to deep mining. Some of the current challenges, advances, and expected issues in deep mining can be summarized as follows:

(1) Deep mining will be common in the future as coal and metal mineral resources at shallow depths gradually become exhausted. The progress is restricted and affected by the advancement of rock mechanics and machine-building technologies. New ideas and techniques

are therefore required for deep mining, particularly considering great *in situ* and mining-induced stresses and other boundary conditions that are found at great depths.

(2) TBMs have significant advantages in excavation and support setting, and meet the deep roadheading requirements. Thus, TBM roadheading is believed to become the first choice and preferred future method for roadheading in deep mines.

(3) Smart mining methods using in longwall coal mining have been demonstrated their advantages for coal production because of their better return on investment, energy saving, safety, minimizing underground staff, and better performance.

(4) Fluidized mining for deep-seated coal resources is the novel idea, applicable to in-situ conversion of deep-seated mineral resources into gas, liquid, or a gas/liquid/solid mix to implement unmanned smart underground mining, sorting backfilling, and conversion into heat/power/syngas using an underground fluidized mining method and a conversion facility. The suggested method may replace the traditional resources breaking, transportation, and utilization modes with a new mining approach. In addition, the technique may pioneer the development of fluidized mining technology and facilitate achieving clean, efficient, and eco-friendly exploitation of deep-seated solid minerals.

References

1. Xie H., Gao F., Ju Y., Gao M., Zhang R., Gao Y., *et al.* Quantitative definition and investigation of deep mining. *Journal of the China Coal Society*, 40 (1) (2015), pp. 1-10.
2. Xie H. Research framework and anticipated results of deep rock mechanics and mining theory. *Advanced Engineering Science*, 49 (2) (2017), pp. 1-16.
3. Hu S., Peng J., Huang C., Chen P., Li M. An overview of current status and progress in coal mining of the deep over a kilometer. *China Mining Magazine*, 20 (7) (2011), pp. 105-110.
4. Li Xi-bing. *Rock dynamics fundamentals and applications*. Beijing, Science Press, 2014.
5. Barla G., Pelizza S. TBM tunnelling in difficult ground conditions. *GeoEng2000 – An International Conference on Geotechnical & Geological Engineering*, Melbourne, Australia, 2000, p. 20.
6. Liu Q. S., Huang X., Gong Q.M., *et al.* Application and development of hard rock TBM and its prospect in China. *Tunnelling and Underground Space Technology*, 57-2016, p.33–46.
7. Zheng Y. L., Zhang Q. B., Zhao J. Challenges and opportunities of using tunnel boring machine. *Tunnelling and Underground Space Technology* 57 (2016), pp. 287–299.
8. Xing H., Quansheng L., Kai S., Yucong P., Jianping L. Application and prospect of hard rock TBM for deep roadway construction in coal mines. *Tunnelling and Underground Space Technology*, 73 (2018), p. 105–126.
9. Wang J. H., Wang Y.G., Fu J. H. Crucial technology research and demonstration of digital mines. *Journal of the China Coal Society*, 41 (6) (2016), pp. 1323-1331.
10. Wang J. H., Huang Z. H. Innovation and development of intelligent coal mining science and technology in China. *Coal Science and Technology*, 42 (9) (2014), pp. 1-6.
11. Wang J. H., Huang L. T., Li S. B., Huang Z. H. Development of intelligent technology and equipment in fully-mechanized coal mining face. *Journal of the China Coal Society*, 39 (8) (2014), pp. 1418 1423.
12. He M., Zhang G., Wang G., Xu Y., Wu C., Tang Q. Research on mechanism and application to floor heave control of deep gateway. *Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering*, 28 (Suppl.1) (2009), pp. 2593-2598.
13. Wang J. H., Huang Z. H. The Recent Technological Development of Intelligent Mining in China. *Engineering* 3 (2017) 439 - 444.
14. Wu L., Wang Y., Ding E., Zhu W., Zhang R., Zhang S., *et al.* Thirdly study on digital mine: Serve for mine safety and intellimine with support from IoT. *Journal of the China Coal Society*, 37 (3) (2012), pp. 357-365.
15. Xie H., Gao F., Ju Y., Ge S., Wang G., Zhang R., *et al.* Theoretical and technological conception of the fluidization mining for deep coal resources. *Journal of the China Coal Society*, 42 (3) (2017), pp. 547-556.
16. Xie H., Ju Y., Gao F., Gao M., Zhang R. Groundbreaking theoretical and technical conceptualization of fluidized mining of deep underground solid mineral resources. *Tunnelling and Underground Space Technology*, 67(2017), pp. 68-70.

ОРИГИНАЛЬНЫЕ СТАТЬИ

DOI: 10.17073/2500-0632-2019-1-23-30

Исследование геомеханического состояния неустойчивых пород в окрестности сопряжений горных выработок

Басов В. В.

Сибирский государственный индустриальный университет (СибГИУ), Новокузнецк, Россия,
✉vadimbasov@yahoo.com

Аннотация: Обоснована актуальность исследований характера деформирования материала на физических моделях, эквивалентных горным породам. Для выявления зависимостей и закономерностей деформирования неустойчивых горных пород в окрестности сопряжений горных выработок разработана и представлена методика экспериментального исследования. В работе был принят метод физического моделирования на эквивалентных материалах. Рассчитаны прочностные характеристики эквивалентного материала для исследуемых пород по формулам, предложенным Г.Н. Кузнецовым. Эквивалентный материал выбран из двух составляющих – песка и парафина. Подобрана рецептура состава смеси и определены пределы прочности эквивалентного материала при сжатии. Эксперимент проводился для трех вариантов физических моделей: нетронутого массива горных пород, массива с одиночной горной выработкой и массива с сопряжением горных выработок. Испытания моделей из эквивалентного материала проводились путем одноосного вертикального нагружения при помощи гидравлического пресса. По результатам испытания моделей из эквивалентного материала представлена динамика развития трещин и разрушения вмещающего эквивалентного материала в окрестности искусственной полости, имитирующей горную выработку. Также получены графики зависимости относительных деформаций от вертикальной нагрузки для каждого поэтапного нагружения трёх моделей. Проведена оценка результатов физического моделирования параметров НДС эквивалентного материала вокруг полостей, имитирующих сопряжения горных выработок. Полученные результаты деформирования материалов, эквивалентных горным породам, предполагается использовать в качестве исходных данных при тестировании результатов физического и численного моделирования, а также при разработке технической документации в части выбора параметров крепления сопряжений горных выработок.

Ключевые слова: физическое моделирование, стенд, горные породы, относительные деформации, вертикальная нагрузка, эквивалентный материал, критерий подобия, модель, метод фотофиксации.

Для цитирования: Басов В. В. Исследование геомеханического состояния неустойчивых пород в окрестности сопряжений горных выработок. *Горные науки и технологии*. 2019;4(1):23-30. DOI: 10.17073/2500-0632-2019-1-23-30.

The Study of Geomechanical Condition of Unstable Rocks in the Vicinity of Mine Working Junctions

V. V. Basov

Siberian State Industrial University (SibSIU), Novokuznetsk, Russia, ✉vadimbasov@yahoo.com

Abstract: The relevance of research of material strain nature based on physical models equivalent to rocks is substantiated. To identify the dependencies and mechanism of unstable rock strain in the vicinity of mine working junctions, an experimental technique has been developed and presented. The method of physical modeling using equivalent materials was applied in the research. Strength characteristics of the rock equivalent material were calculated using the formulas proposed by G.N. Kuznetsov. The equivalent material was prepared based on two components, sand and paraffin. The mix formulation was selected, and ultimate compressive strength of the equivalent material was determined. The experiment was performed for three options of the physical models: an intact rock mass, a rock mass with a single mine working, and a rock mass with mine working junctions. Testing of the models made of the equivalent material was performed through uniaxial vertical loading using a hydraulic press. Based on the model testing findings, the dynamics of fracture propagation and crushing of the enclosing equivalent material in the vicinity of an artificial cavity, simulating a mine working, has been demonstrated. Besides, the graphs of

relative strain versus vertical loading for each stage of the stepwise loading of these three model options were produced. The findings of the strain-stress distribution modeling for the equivalent material around the cavities simulating mine working junctions were analyzed. The strain testing findings for the materials simulating rock behavior are expected to be used as the initial data for analysis of physical and numerical simulation, as well as for developing engineering documentation with regard to the selection of parameters for supporting mine working junctions.

Keywords: physical modeling, testing device, rocks, relative strains, vertical load, equivalent material, similarity criterion, model, method of photographic evidence.

For citation: Basov V. V. The study of geomechanical condition of unstable rocks in the vicinity of mine working junctions. *Mining Science and Technology*. 2019;4(1):23-30. (In Russ.). DOI: 10.17073/2500-0632-2019-1-23-30.

Введение

В настоящее время на угольных шахтах при скорости подвигания очистных забоев до 300 м в месяц сдерживающим фактором являются темпы строительства подготовительных выработок и их сопряжений. Основными факторами, негативно влияющими на скорость проведения выработок, являются простои забоев, связанные с разрушением угольных целиков, обрушением пород кровли и боков выработки [4, 5, 12, 13]. В пределах выемочного участка комплексно-механизированного очистного забоя (КМЗ) количество сопряжений подготовительных выработок достигает 40, более 80 % которых подвергаются влиянию веса подработанных очистным забоем пород кровли [16].

Сопряжения горных выработок являются одним из сложных объектов на шахтах и рудниках. Однако методы оценки их устойчивости не всегда обеспечивают безопасное эксплуатационное состояние выработок, так как не полностью учитывается множество факторов: формы и размеры сопряжений выработок, строение залежи, свойства боковых пород и др. [2, 3, 4, 7].

Основные виды простоев выявлены на сопряжении очистного забоя и выемочных выработок, что связано с необходимостью

установки крепи усиления, упрочнения вмещающих пород, ликвидации куполов и вывалов и др.

В этой связи актуальным является исследование геомеханического состояния неустойчивых пород в окрестности сопряжений горных выработок с целью обеспечения их безаварийной эксплуатации.

Для решения этой задачи требуется выявление зависимостей и закономерностей деформирования неустойчивых горных пород в окрестности сопряжений горных выработок. Это позволит на стадии разработки проектной документации принять решения, обеспечивающие устойчивость вмещающих пород на сопряжении горных выработок, снижение простоев очистных забоев и соблюдение безопасных условий труда.

Целью настоящего исследования является разработка методики обоснования параметров крепи подземных горных выработок на сопряжениях при отработке угольных пластов с неустойчивыми вмещающими породами.

Для достижения поставленной цели на первом этапе исследования методом физического моделирования решена задача: выявлена зависимость деформирования эквивалентного материала (ЭМ) в окрестности полостей, имитирующих сопряжения горных выработок.

Таблица 1

Типы и свойства моделируемых пород
Types and properties of simulated rocks

Тип породы	Предел прочности при сжатии $\sigma_{\text{н}}$, МПа	Объемная масса пород $\gamma_{\text{н}}$, кг/м ³
Алеврит	40	2500
Уголь	8,2	1200

Методика экспериментального исследования

Для исследования был принят метод физического моделирования, который позволяет сократить время и затраты, необходимые для выявления зависимостей деформирования эквивалентного материала в окрестности полостей, имитирующих сопряжения горных выработок [6, 7, 8, 11].

Типы и свойства моделируемых пород, а также физико-механические параметры ЭМ, удовлетворяющие критериям подобия [10], представлены в табл. 1, 2.

В соответствии с табл. 1 были рассчитаны прочностные характеристики эквивалентного материала для каждой породы по формулам, предложенным Г.Н. Кузнецовым [10].

Прочностные характеристики требуемого материала, эквивалентного горной породе, определялись из выражения

$$\sigma_{пч.с} = (R_c)_м = \frac{l}{L} \cdot \frac{\gamma_m}{\gamma_n} (R_c)_н, \quad (1)$$

где $\sigma_{пч.с} = (R_c)_м$ – предел прочности при сжатии эквивалентного материала;

$(R_c)_н$ – предел прочности при сжатии натуральных образцов породы;

$\frac{l}{L}$ – линейный масштаб модели;

γ_m – объемная масса материала;

γ_n – объемная масса пород.

Объемная масса материала модели рассчитывалась по формуле:

$$\gamma_m = 0,6\gamma_n. \quad (2)$$

Эквивалентный материал выбран из двух составляющих – песка и парафина. Использовался кварцевый песок с диаметром зерен 0,30–0,16 мм. Парафин применялся технический СТО 00148636-004-2007.

В соответствии с результатами расчета и проведенных испытаний образцов при помощи гидравлического пресса «Азимут» БП-29, была подобрана рецептура состава смеси и определены пределы прочности эквивалентного материала при сжатии, соответствующие углю и алевролиту (табл. 2).

Для проведения физического моделирования был разработан стенд (рис. 1) [9, 14].

Таблица 2

Физико-механические параметры ЭМ
Physical and mechanical parameters of the EM

Физико-механические параметры	Моделируемый тип пород	
	алевролит (кровля-почва)	уголь (пласт)
Состав компонентов ЭМ	песок+парафин (97 : 3)	песок+парафин+краситель (98,52 : 1,48)
Условия перемешивания ЭМ	с подогревом до 140 °С	
Лабораторный предел прочности ЭМ σ_m , МПа	0,24	0,10
Модуль деформации ЭМ E_d , МПа	25	15

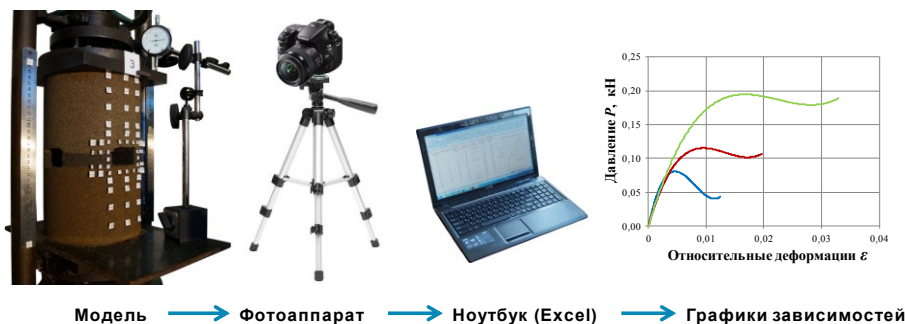


Рис. 1. Стенд для физического моделирования

Fig. 1. Stand for physical modeling

The experiment was performed for three options of physical models made of equivalent material (Fig. 2):

a) model 1 – an intact rock mass; b) model 2 – a rock mass including a single mine working;

c) model 3 – a rock mass with a mine working junction

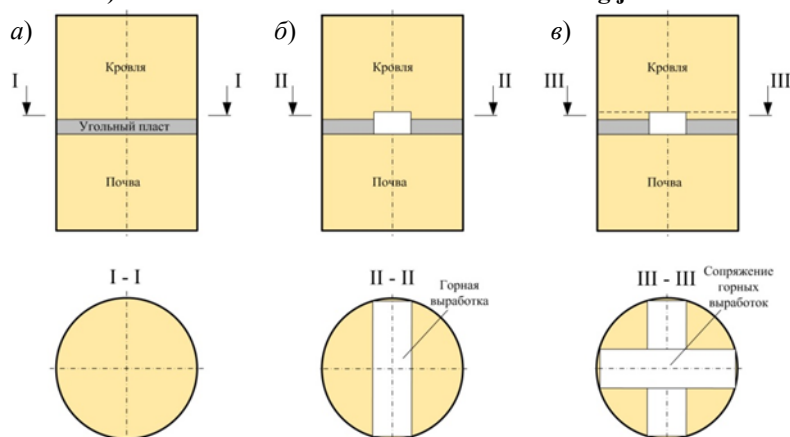


Рис. 2. Схемы моделей для физического моделирования:

a – модель 1 нетронутый массив горных пород; б – модель 2 массив с одиночной горной выработкой;
в – модель 3 массив с сопряжением горных выработок

Fig. 2. Schematics of the models for physical modeling:

a – model 1, an intact rock mass; b – model 2, a rock mass including a single mine working; c – model 3, a rock mass with a mine working junction

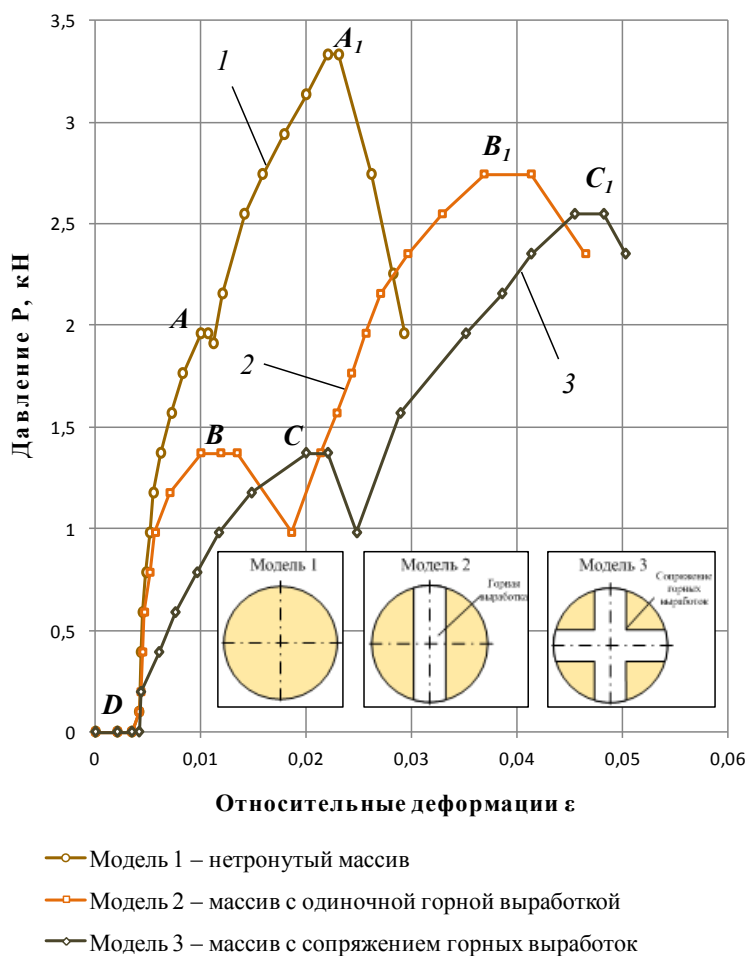


Рис. 3. Графики напряжения – относительные деформации эквивалентного материала физических моделей

Fig. 3. The graphs of relative strain versus stress for the equivalent material (EM) of the physical models

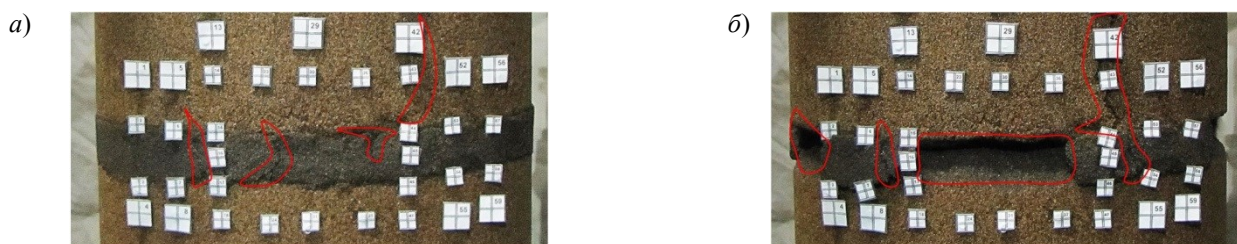


Рис. 4. Схема деформирования ЭМ (нетронутый массив)

Fig. 4. Seam EM deformation schematic – intact rock mass



Рис. 5. Схема деформирования пласта с одиночной горной выработкой

Fig. 5. Seam EM deformation schematic – rock mass including a single mine working



Рис. 6. Схема деформирования пласта при пересечении выработок

Fig. 6. Seam EM deformation schematic – rock mass with a mine working junction

Эксперимент проводился для трех вариантов физических моделей из эквивалентного материала (рис. 2):

а) модель 1 – нетронутый массив горных пород;

б) модель 2 – массив с одиночной горной выработкой;

в) модель 3 – массив с сопряжением горных выработок.

Результаты исследования. По результатам физического моделирования получены вертикальная удельная нагрузка трех моделей, а также следующие параметры НДС эквивалентного материала вокруг полостей, имитирующих горные выработки: вертикальные смещения, относительные деформации.

На основании результатов испытания моделей из эквивалентного материала и в соответствии с рекомендациями [15, 18] построены графики зависимости относительных

деформаций от вертикальной удельной нагрузки, представленные на рис. 3.

На основе работ [11, 17] оценка результатов исследований проводилась в следующей последовательности.

При нагружении модели 1 происходит обжатие ЭМ, как видно на графике (участок OD), после ЭМ переходит в упругое состояние (участок DA), при появлении первых трещин модель (массив) уплотняется, после интенсивного развития трещин в пласте происходит его выдавливание (рис. 4, а); нагрузка распределяется на вышележащие слои ЭМ, начинается упруго-пластичная деформация (участок AA₁), при переходе зоны (точка A₁) происходит разрушение ЭМ (рис. 4, б), после появления трещины на верхнем слое (в кровле) модели происходит релаксация напряжений.

При нагружении модели 2, ослабленной одним сквозным вырезом (полостью имити-

рующую горную выработку), наблюдается интенсивное развитие трещин в пласте (участок DB) с выдавливанием ЭМ по бокам горной выработки (рис. 5, а), после чего ЭМ, подобный алевролиту, прочность которого в 3–5 раз больше прочности угля, переходит в упруго-пластичное состояние (участок ВВ₁) и при увеличении вертикального давления достигает предельного состояния (точка В₁), и в результате разрушается (рис. 5, б).

Распределение деформаций ЭМ, ослабленного двумя полостями, имитирующими сопряжение горных выработок, представлено графиком 3 (рис. 3). Интенсивность деформирования материала, эквивалентного углю, в третьей модели выше по сравнению с моделями 1, 2, поскольку произошло выдав-

ливание ЭМ (угольный пласт) с замещением пустот на пересечении двух полостей, в результате верхний и нижний слой ЭМ (кровля-почва) практически сомкнулись (рис. 6, а, б).

Выводы.

1) Метод физического моделирования позволяет сократить время и затраты, необходимые для выявления закономерностей деформирования пород в окрестности сопряжений выработок в шахтных условиях.

2) Полученные результаты деформирования материалов, эквивалентных горным породам, предполагается использовать в качестве исходных данных при тестировании результатов физического и численного моделирования, а также при разработке паспортов крепления сопряжений горных выработок.

Библиографический список

1. Akhmetkhanov R. S. Probabilistic modeling in system engineering. IntechOpen, London, 2018, 278 p.
2. Басов В. В., Петров А. А., Васильев П. В. Сравнительная оценка соответствия расчётных и измеренных в натурных условиях смещений пород кровли подземных выработок // Научно-технические разработки и использования минеральных ресурсов: сборник научных статей по материалам Междунар. науч.-практ. конф., 7-10 июня 2016 г.; под общ. ред. В.Н. Фрянова. Новокузнецк: Изд. центр СибГИУ, 2016. № 2. С. 136-140.
3. Ермаков А. Ю., Васильев П. В., Фрянов В. Н., Сенкус В. В. Технология проведения и поддержания горных выработок большого сечения угольных шахт. Новокузнецк: НФИ КемГУ, 2015. 135 с.
4. Жуков Е. М., Лугинин И. А., Кропотов Ю. И., Зырянов К. А., Басов В. В. Оценка влияния трещин на устойчивость пород в кровле подготовительных выработок угольных шахт // Вестник СибГИУ. 2015. №4 (14). С. 26-30.
5. Заславский Ю. З. Исследование проявлений горного давления в капитальных выработках глубоких шахт Донецкого бассейна. М.: Недра, 1966. 180 с.
6. Казанин О. И., Зуев Б. Ю., Мешков А. А. Исследование на физических моделях процессов сдвижений при подземной разработке угольных пластов в поле шахты «Красноярская» ОАО «СУЭК-Кузбасс» // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). 2012. № 5. С. 26-32.
7. Костюк С. Г., Ковалев Н. Б., Бедарев Н. Т., Любимов О. В., Семенов В. В., Ситников Г. А. Имитация отработки угольного пласта с наличием синклинали на модели из эквивалентных материалов // Вестник КузГТУ. 2014. № 5 (105). С. 67-70.
8. Ke Yang, Guangxiang Xie. An asymmetrical bolt supporting design of retreating coal roadway based on physical simulation in large dip coal seam/ AGH Journal of Mining and Geoengineering. vol. 36. №3 2012. pp. 453–461.
9. Lailiang Cai, Kan Wu., Qisheng Yu. A new method of equivalent material model deformation observation. International Journal of Modern Education and Computer Science (IJMECS), 2011, vol. 40-46, no. 5. Available at: <http://www.mecspress.org/ijmecs/ijmecs-v3-n5/v3n5-6.html> (Accessed 02 March 2019).
10. Кузнецов Г. Н., Будько М. Н., Васильев Ю. И., Шклярский М. Ф., Юревич Г. Г. Моделирование проявлений горного давления / Под ред. Г. Н. Кузнецова. Л.: Недра, 1968. 279 с.
11. Nan Li, Enyuan Wang, Maochen Ge, Jie Liu. The fracture mechanism and acoustic emission analysis of hard roof: a physical modeling study. Arabian Journal of Geosciences, 2015, vol. 1895-1902, no. 8. Available at: <https://link.springer.com/article/10.1007/s12517-014-1378-y> (Accessed 02 March 2019)
12. Полевщиков Г. Я. Деформационно-волновые процессы в массиве горных пород при движении очистного забоя в угольных пластах // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. 2013. № 5. С. 50-60.

13. Риб С. В., Басов В. В., Никитина А. М. Исследование влияния дизъюнктивных нарушений на состояние массива горных пород в окрестности подготовительной выработки // Вестник СибГИУ. 2016. № 1 (15). С. 17-20.

14. Rib S. V. The influence of rock interlayer location on the stress-strain state of the rock massif near the underground mine / S. V. Rib // IOP Conference Series: Earth and Environmental Science. – 2018. – Vol. 206. – P. 1-4 (012011). – Режим доступа: <http://library.sibsiu.ru>

15. Seryakov V. M. Stress State of a Coal Pillar in Fully Mechanized Longwall Mining in Dislocation Zone / V. M. Seryakov, S. V. Rib, V. N. Fryanov // Journal of Mining Science. 2017. № 6. P. 1001-1008.

16. Singh R., Singh T. N. Investigation into the behaviour of a support system and roof strata during sublevel caving of a thick coal seam. Geotechnical and Geological Engineering 17. 1998, vol. 21-35.

17. Терещук Р. Н., Наумович А. В. Обеспечение устойчивости подготовительных выработок глубоких угольных шахт. Днепропетровск: 2015. 134 с.

18. Tsvetkov A. B., Pavlova L. D., Fryanov V. N. Construction of the approximant of complete diagram for rock deformation // IOP Conference Series: Earth and Environmental Science. 2016. Vol. 45. P. 1-7 (012009). URL: <http://iopscience.iop.org/article/10.1088/1755-1315/45/1/012009/pdf> (дата обращения 02.03.2019).

References

1. Akhmetkhanov R. S. Probabilistic modeling in system engineering. IntechOpen, London, 2018, 278 p.

2. Basov V. V., Petrov A. A., Vasiliev P. V. Comparative assessment of correlation of the calculated and in-situ measured displacements of rocks of roof in underground workings: Science-intensive technologies for extraction and use of mineral resources: Collection of scientific articles based on the materials from the International Scientific and Practical Conference, June 7-10, 2016; under the general editorship of Fryanov V.N.: Novokuznetsk, SibGIU Press, 2016, No. 2, pp. 136-140. (in Russ.)

3. Ermakov A. Yu., Vasiliev P. V., Fryanov V. N., Senkus V. V., 2015, Technology for drifting and supporting of heavy gauge workings at coal mines: Novokuznetsk, NFI KemGU, 135 p. (in Russ.)

4. Zhukov E. M., Luginin I. A., Kropotov Y. I., Zyryanov K. A., Basov V. V., 2015, Assessment of the effect of fractures on the stability of rocks in the roof of coal mine development workings: Vestnik (Bulletin) SibGIU, No. 4 (14), p. 26-30. (in Russ.)

5. Zaslavsky Yu. Z. The study of rock pressure manifestations in permanent workings of Donbas deep mines: Moscow, Nedra Press, 1966, 180 p. (in Russ.)

6. Kazanin O. I., Zuev B. Yu., Meshkov A. A., 2012, Physical model-based study of displacement processes at underground mining of coal seams in the field of Krasnoyarskaya mine of SUEK-Kuzbass OJSC: Mining information-analytical bulletin (scientific and technical magazine), No. 5, p. 26-32. (in Russ.)

7. Kostyuk S. G., Kovalev N. B., Bedarev N. T., Lyubimov O. V., Sementsov V. V., Sitnikov G. A., 2014, Simulation of extraction of a syncline-folded coal seam using a model made of equivalent materials: KuzGTU Bulletin, No. 5 (105), p. 67-70. (in Russ.)

8. Ke Yang, Guangxiang Xie. An asymmetrical bolt supporting design of retreating coal roadway based on physical simulation in large dip coal seam/ AGH Journal of Mining and Geoengineering. vol. 36. №3 2012. pp. 453-461.

9. Lailiang Cai, Kan Wu., Qisheng Yu. A new method of equivalent material model deformation observation. International Journal of Modern Education and Computer Science (IJMECS), 2011, vol. 40-46, no. 5. Available at: <http://www.mecspress.org/ijmecs/ijmecs-v3-n5/v3n5-6.html> (Accessed 02 March 2019)

10. Kuznetsov G. N., Budko M. N., Vasilyev Yu. I., Shklyarsky M. F., Yurevich G. G. Simulation of rock pressure manifestations: Edited by Kuznetsov, G.N., Nedra Press, 1968, 279 p. (in Russ.)

11. Nan Li, Enyuan Wang, Maochen Ge, Jie Liu. The fracture mechanism and acoustic emission analysis of hard roof: a physical modeling study. Arabian Journal of Geosciences, 2015, vol. 1895-1902, No. 8. Available at: <https://link.springer.com/article/10.1007/s12517-014-1378-y> (Accessed 02 March 2019)

12. Polevshchikov G. Ya. "Deformation-wave" processes in rock mass when stoping face moving in coal seams: Physical and technical issues of mining, 2013, No. 5, p. 50-60. (in Russ.)

13. Rib S. V., Basov V. V., Nikitina A. M., 2016, Research of the effect of disjunctive dislocations on a rock mass condition in the vicinity of a development working: SibGIU Bulletin, No. 1 (15), p. 17-20. (in Russ.)

14. Rib S. V. The influence of rock interlayer location on the stress-strain state of the rock massif near the underground mine / S.V. Rib // IOP Conference Series: Earth and Environmental Science. 2018. Vol. 206. Pp. 1-4(012011). Available at: <http://library.sibsiu.ru>

15. Seryakov V. M. Stress State of a Coal Pillar in Fully Mechanized Longwall Mining in Dislocation Zone / V. M. Seryakov, S. V. Rib, V. N. Fryanov // Journal of Mining Science. 2017. No. 6. Pp. 1001-1008. (in Russ.)

16. Singh R., Singh T. N. Investigation into the behaviour of a support system and roof strata during sublevel caving of a thick coal seam. *Geotechnical and Geological Engineering* 17. 1998, vol. 21-35.
17. Tereshchuk R. N., Naumovich A. V. Ensuring stability of development workings in deep coal mines: Dnepropetrovsk, 2015, 134 p. (in Russ.)
18. Tsvetkov A. B., Pavlova L. D., Fryanov V. N. Construction of the approximant of complete diagram for rock deformation // *IOP Conference Series: Earth and Environmental Science*. 2016. Vol. 45, pp. 1-7 (012009). Available at: <http://iopscience.iop.org/article/10.1088/1755-1315/45/1/012009/pdf> (date of the applic. 02.03.2019). (in Russ.)

ОРИГИНАЛЬНЫЕ СТАТЬИ / ORIGINAL PAPERS

DOI: 10.17073/2500-0632-2019-1-31-41

**Эффекты прерывистой неупругости
при распространении сейсмической волны в зоне малых скоростей**

Машинский Э. И.

Институт нефтегазовой геологии и геофизики имени А. А. Трофимука СО РАН,
Новосибирск, Россия; ✉MashinskiiEI@ipgg.sbras.ru

Аннотация: Изучение нетипичных проявлений неупругости горных пород расширяет понимание физических механизмов распространения и затухания сейсмических волн в реальных средах. Полевые эксперименты выполнены при распространении продольной волны частотой 240–1000 Гц в пространстве между двумя неглубокими скважинами в зоне малых скоростей (ЗМС). Измерения проводились с помощью пьезоэлектрического импульсного излучателя и аналоговых приемников, размещенных в скважинах. Цифровые записи сигналов в виде «напряжение-время» $\sigma(t)$ регистрировались открытым каналом с микросекундным разрешением во времени. На профиле волны обнаружены необычные короткопериодные вариации амплитуды в виде резкого уменьшения крутизны фронта, падения напряжения или плато различной длительности (десятки микросекунд). Эти малоамплитудные вариации на форме волны были расценены как проявления скачкообразной прерывистой неупругости. Сделано предположение, что этот неупругий процесс оказывает влияние на трансформацию формы волны. Вклад скачкообразной неупругости зависит от величины прикладываемого напряжения, т.е. в нашем случае от величины амплитуды сейсмического сигнала. Возможный механизм скачкообразной неупругости на малых деформациях может быть объяснен микропластичностью горных пород. Полученные результаты представляют новый шаг в понимании физики распространения сейсмических и акустических волн в горных породах и могут быть полезными для решения прикладных задач в геофизике и горном деле.

Ключевые слова: скачкообразная деформация, микропластичность горных пород, неупругие сейсмические параметры, амплитудная зависимость скоростей волн и затухания.

Благодарности: Автор благодарит Егорова Г. В. за проведение экспериментов и полезную дискуссию при обсуждении работы.

Для цитирования: Машинский Э. И. Эффекты прерывистой неупругости при распространении сейсмической волны в зоне малых скоростей. *Горные науки и технологии*. 2019;4(1):31-41. DOI: 10.17073/2500-0632-2019-1-31-41.

**Effects of Intermittent Inelasticity when Propagating Seismic Wave
in Low Velocity Zone**

E. I. Mashinskii

The Trofimuk Institute of Petroleum Geology and Geophysics, Siberian Branch of the Russian Academy
of Sciences (IPGG SB RAS), Novosibirsk, Russia, ✉MashinskiiEI@ipgg.sbras.ru

Abstract: The study of atypical manifestations of rock inelasticity improves understanding of the physical mechanisms of seismic wave propagation and attenuation in real environments. In the field experiments, the propagation of longitudinal wave at frequency of 240–1000 Hz between two shallow boreholes in low speed zone was investigated. The measurements were performed using a piezoelectric pulse emitter and similar receiver tools positioned in the boreholes. "Stress-time" $\sigma(t)$ digital responses were recorded by the open channel with microsecond temporal resolution. The unusual short-period variations of amplitude in the form of sharp flattening wave front, stress drop, or plateau of different width (tens of microseconds) were detected in the wave profile. These low-amplitude variations in the waveform were regarded as manifestations of hopping intermittent inelasticity. This inelastic process was assumed to affect the waveform transformation. The contribution of hopping inelasticity depends on the applied stress magnitude, i.e. in this case, the seismic response amplitude. The mechanism of hopping inelasticity at

small strains may be explained by microplasticity of rocks. The findings obtained represent a new step in understanding of physics of seismic and acoustic wave propagation in rocks and can be useful for handling of applied problems in geophysics and mining.

Keywords: hopping strain, rock microplasticity, inelastic seismic attributes, amplitude dependence of wave velocities and attenuation.

Acknowledgements: The author thanks G. V. Egorov for conducting experiments and useful discussion.

For citation: Mashinskii E. I. Effects of intermittent Inelasticity when propagating seismic wave in low velocity zone. *Mining Science and Technology*. 2019;4(1):31-41. (In Russ.). DOI: 10.17073/2500-0632-2019-1-31-41.

Введение

Изучение физических механизмов распространения и затухания сейсмических волн, несмотря на свою давнюю историю, до сих пор является актуальной задачей. Для решения этой задачи современный подход использует новые знания о деформации горных пород, полученные на микромасштабном уровне. Классическая вязкоупругая модель хорошо описывает дисперсию и релаксацию [5, 23]. Однако эта модель не объясняет механизм, например, неоднозначности амплитудной зависимости скорости волны и затухания. Этот наводит на мысль о существовании какого-то не учитываемого механизма неупругости.

Изучение динамических характеристик пород достаточно полно описано в работе [2]. Данные получены при больших и умеренных деформациях, однако здесь не рассматриваются амплитудные и другие нетипичные эффекты. Изучение нелинейных эффектов в сейсмике показало возможность их действия даже при малых деформациях [4, 8]. Эти работы дали толчок к дальнейшему изучению и поиску физических причин этих эффектов.

Обзор по амплитудной зависимости скоростей волн и затухания [26] представляет эксперименты, выполненные на образцах пород при гармонических колебаниях, и теоретические положения. Большинство данных указывает на уменьшение скорости волны и увеличение затухания при увеличении амплитуды [23; 31, 34]. Немногочисленные данные для пород показывают, наоборот, увели-

чение скорости волны и уменьшение затухания волны при увеличении амплитуды [20; 37]. Возможность нестандартного поведения скоростей волн была обоснована в теоретических работах [24; 20; 18]. Здесь показано, что уменьшение или увеличение модуля упругости происходит в соответствии с положительным или отрицательным характером кривизны диаграммы $\sigma(\epsilon)$.

Имеются немногочисленные полевые эксперименты по амплитудной зависимости скоростей волн, которые проведены в подпочвенном слое в неглубоких ямках или на берегу водоема [37]. Записи показывают, что с увеличением амплитуды сигнала скорость волны может как увеличиваться, так и уменьшаться. Имеет место также остаточный гистерезис скоростей волн, что свидетельствует о необратимых деформациях, вызванных сейсмической волной. Необычные данные по амплитудной зависимости получены также в лабораторных экспериментах [7]. Установлено, что в сухом и водонасыщенном песчанике в ультразвуковом диапазоне частот параметр затухания является более чувствительным к вариации амплитуды, чем скорость волны.

Данные указывают, что нестандартные эффекты обусловлены дефектностью пород, микро-неоднородностью, наличием тонких пленок, микротрещин, сложностью фазового состава. Эксперименты с использованием современной аппаратуры для регистрации волнового процесса и электронной микроскопии это подтверждают [19]. Например, данные

для кристаллического оливина показывают влияние нанометровых межзеренных соединений на параметр затухания поперечной волны. Эти межзерновые контакты имеют аномальные значения модуля упругости и вызывают необычные трансформации параметра затухания $Q^{-1}(\omega)$. Некоторые теоретические подходы и экспериментальные работы также выполнены в этом направлении [35; 11; 36].

Целью статьи является установление проявлений скачкообразной прерывистой неупругости в породах, вызванных сейсмической волной, и сопоставление этих данных с результатами квазистатических экспериментов и других новейших исследований.

Методика и техника эксперимента

Эксперименты проводились на Быстровском полигоне в Новосибирской области. Верхняя часть разреза (ЗМС) является относительно однородной (отсутствуют отражающие границы) и сложена из суглинков мощностью несколько десятков метров. Суглинки состоят из песка, ила и глины в концентрации около 40–15–45 %, соответственно. Размер глинистых частиц и песчаных зерен составляет от пяти до десятков микрометров. Суглинки до глубины ~3 м относительно сухие, до ~8,5 м – частично водонасыщенные, а далее полностью водонасыщенные. Скорость продольной волны в сухих и частично насыщенных суглинках составляет $V_p = 240\text{--}500$ м/с, а в полностью насыщенных – $V_p \approx 1500$ м/с.

Источник излучения располагался в шурфе глубиной около 1 м. Вблизи источника на расстоянии 0,4–1 м располагался первый приемник сигналов. Второй приемник размещался в скважине на глубине 1 м и на расстоянии от источника 6 или 14 м. Источник состоит из набора пьезоэлектрических дисков. Преобладающая частота излучаемого импульса в ближнем приемнике ~1100–3300 Гц, а в дальнем приемнике ~120–340 Гц. Излучение осуществляется че-

рез упругую оболочку с жидкостью, контактирующую со стенкой скважины. Пьезоэлектрический приемник давления контактирует со стенкой скважины аналогичным образом, что обеспечивает хороший контакт со средой. Сейсмическая запись – это напряжение в функции времени, $\sigma(t)$, время квантования $t_{\text{квант}} = 20$ мкс и $t_{\text{квант}} = 125$ мкс. Шаг квантования амплитуды ($A_{\text{квант}}$) в АЦП составляет 78 мВ. Амплитудные значения в вольтах были преобразованы в величины механического напряжения, используя коэффициент преобразования $K_{\text{пр}} = 100 \mu\text{В/Па}$. Приемник сигналов имеет предусилитель с коэффициентом усиления $K = 100$. Сигналы в цифровой форме записывались на компьютер. Амплитуда входного сигнала изменялась дискретно от минимума до максимума: $A_1 \rightarrow A_2 \rightarrow A_3 \rightarrow A_4$. Амплитуда возрастает как $A_2/A_1 = 1,5$; $A_3/A_1 = 2,0$; $A_4/A_1 = 2,5$. На расстоянии до 14 м от источника напряжение в среде составляет приблизительно единицы-десятки паскалей, а диапазон деформаций $\sim 10^{-8}\text{--}10^{-6}$. Это малые деформации, находящиеся ниже условного предела упругости.

Результаты и обсуждение

Анализ сейсмических записей проводился с использованием цифрового высоко разрешающего отображения сигнала в увеличенном масштабе. Отображение получено соединением всех точек квантования ($t_{\text{квант}}$) цифровых амплитудных значений на трассе прямолинейными отрезками (без сглаживания). Такое представление сигнала позволяет детально рассмотреть динамический процесс, т.е. процесс развития напряжения (деформации) во времени. Иллюстрации приводятся как в аналоговом, так и цифровом отображении.

Результаты

На рис. 1 представлены шесть одновременно полученных записей сигналов в аналоговом виде, зарегистрированных на трех величинах амплитуды (A_1, A_2, A_3). Из них три трассы – это записи первого (ближнего к ис-

точнику) приемника, установленного в скважине на глубине 1 м, и три трассы, записанные вторым приемником, находящимся в скважине на глубине 6 м в 1 м от источника.

Рассмотрение записей в цифровом отображении показывает следующее. Ввиду невозможности размещения всей записи на одном рисунке, она иллюстрируется отдельными частями. На рис. 2 показаны участки записей первого полупериода импульса, зарегистрированного вблизи источника *a* и импульса – на глубине 6 м (ниже источника) *б*. Сравнение записей *a* и *б* показывает их качественное различие. На всех амплитудах профиль первичного сигнала $\sigma_s(t)$ довольно гладкий. Профиль $\sigma_v(t)$ имеет осложнения в виде плато 1 различной протяженности, локального падения напряжения 2 (помечены пунктирным овалом) и участков резкого изменения крутизны фронта волны 3 (помечены стрелками). Здесь крутизна фронта в течение одного $t_{\text{квант}}$ изменяется в 9 раз. Перечисленные осложнения имеют здесь значительное распространение.

На рис. 3 показаны участки записей второго (положительного) полупериода ближнего импульса *a* и аналогичного дальнего полупериода *б*, зарегистрированного на глубине 6 м. Сравнение этих записей дает такой же результат, который был описан выше. Первая и повторная записи на одной и той же величине амплитуды A_2 , зарегистрированные дальним приемником, показаны на рис. 4. Эти импульсы в аналоговой форме представлены на рис. 4, *a*. Детальную картину в цифровом отображении можно видеть на трех интервалах записи, где участок *б* представляет запись первого минимума, участки *в* и *г* – это фрагменты восходящего и нисходящего фронта импульса соответственно. Здесь имеют место те же нестандартные проявления и наблюдаются те же самые нюансы между первой и повторной записями, которые описаны выше. Падение напряжения заменяется полочкой (в рис. 4 помечено стрелками в прямоугольнике). Имеются участки фронта импульса, которые свободны от нестандартных проявлений (рис. 4, *г*).

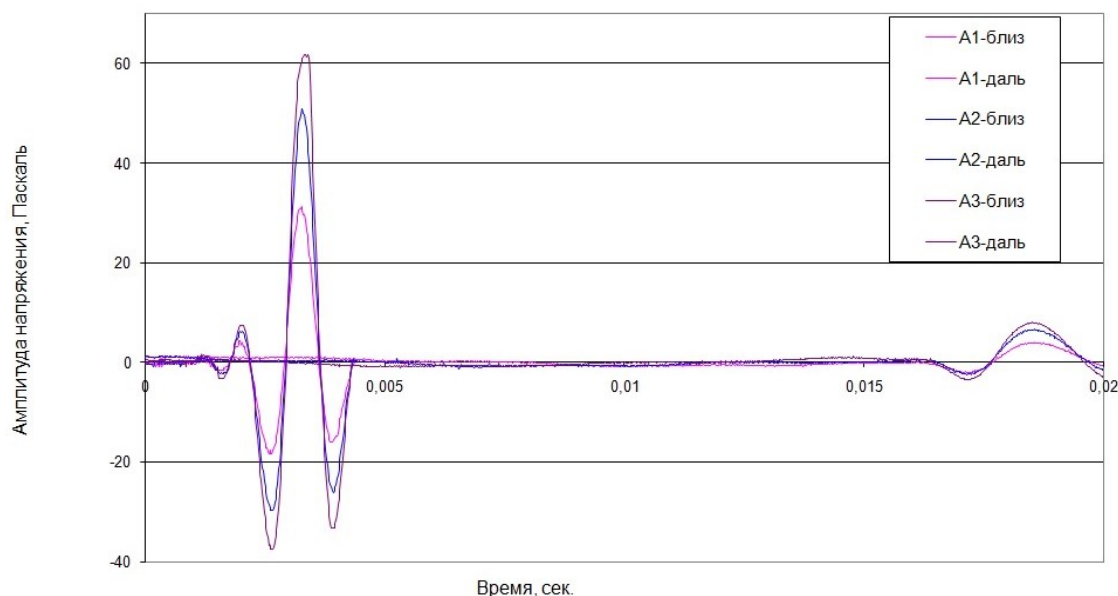


Рис. 1. Аналоговые записи сигналов на трех величинах амплитуды (A_1 , A_2 , A_3), полученные вблизи от источника и на удалении от него

Fig. 1. Seismic response analog records at three values of amplitudes (A_1 , A_2 , A_3) obtained near the source (pulse emitter) and at a distance from it

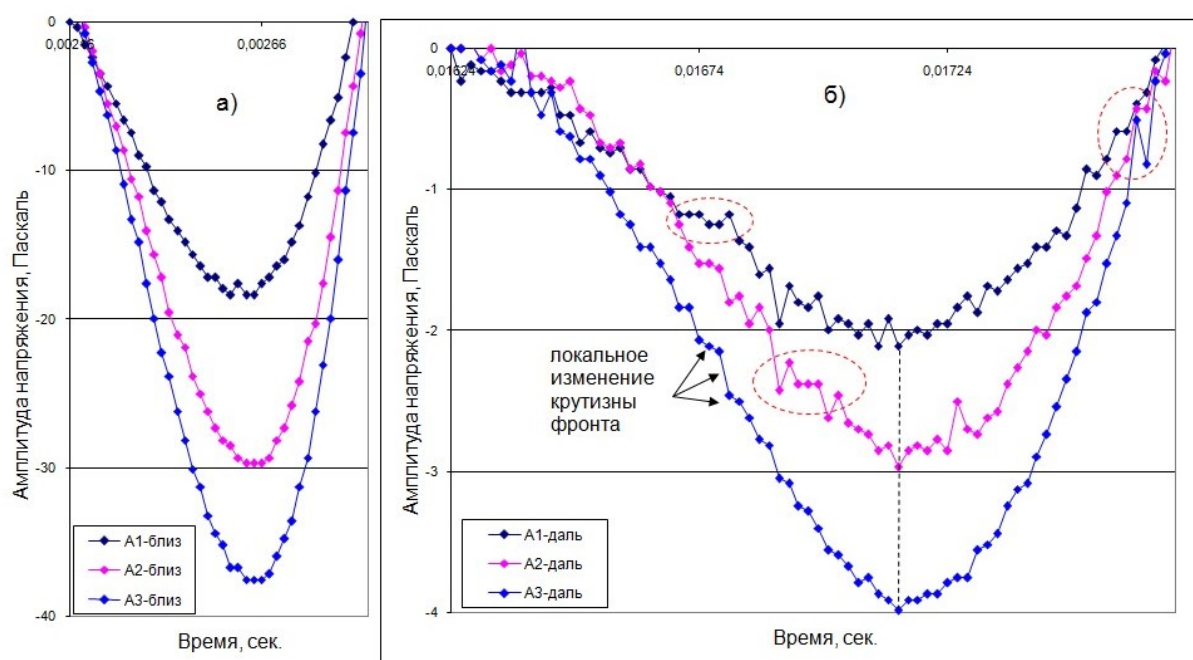


Рис. 2. Участки записей первого полупериода ближнего к источнику импульса (а) и импульса, зарегистрированного на глубине 6 м (б)

Fig. 2. Sections of the records of the first semiperiod of the pulse closest to the source (a) and the pulse recorded at a depth of 6 m (b)

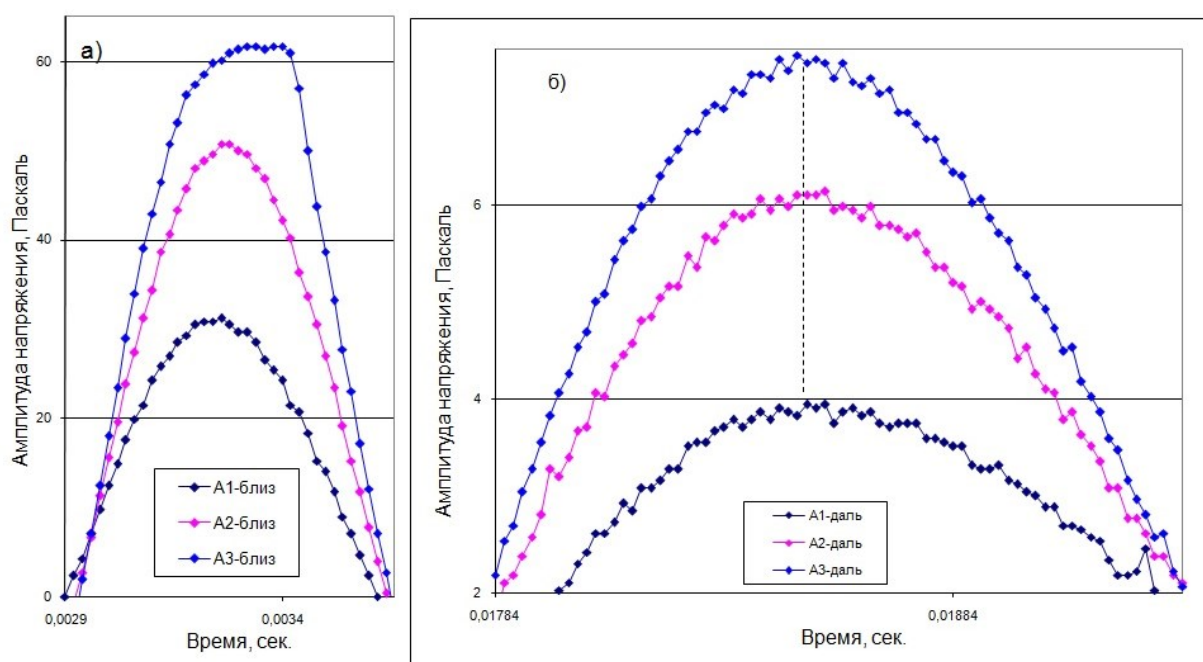


Рис. 3. Участки записей положительного полупериода ближнего импульса (а) и аналогового полупериода импульса, зарегистрированного на глубине 6 м (б)

Fig. 3. Sections of the records of the positive semiperiod of the pulse closest to the source (a) and the analog semiperiod of the pulse recorded at a depth of 6 m (b)

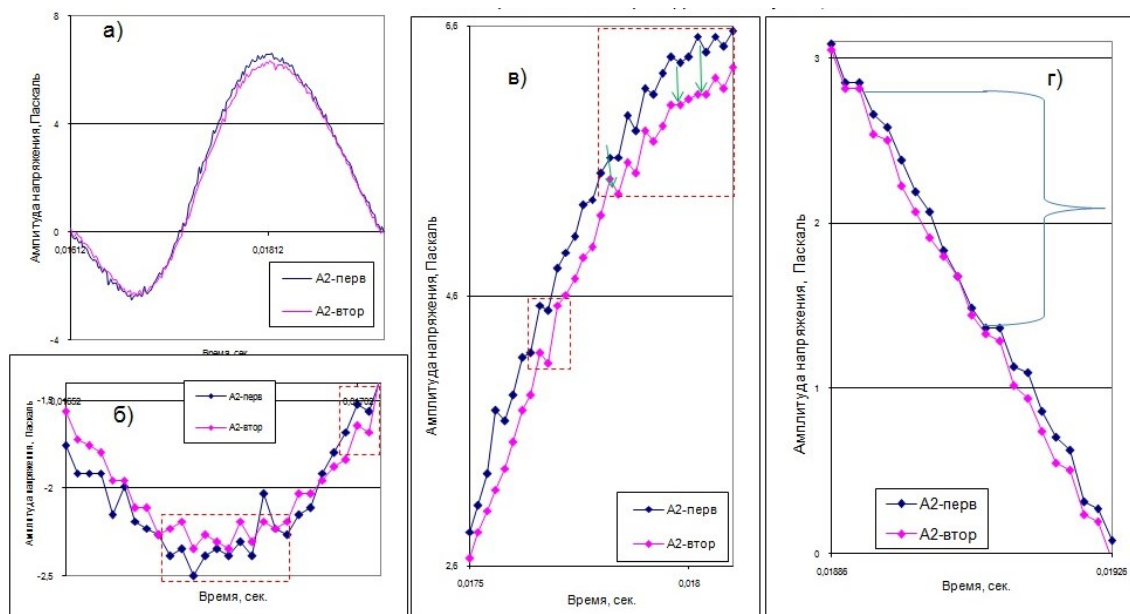


Рис. 4. Первая и повторная записи на одной и той же величине амплитуды (A_2), зарегистрированные дальним приемником:
 a – импульс в аналоговой форме; b – первый минимум; c – фрагменты восходящего и нисходящего фронтов импульса, соответственно

Fig. 4. The first and repeated records at the same amplitude (A_2), recorded by the far receiver tool:
 a – the analog pulse record; b – the first minimum; c , d – fragments of the pulse ramp and downgoing front, respectively

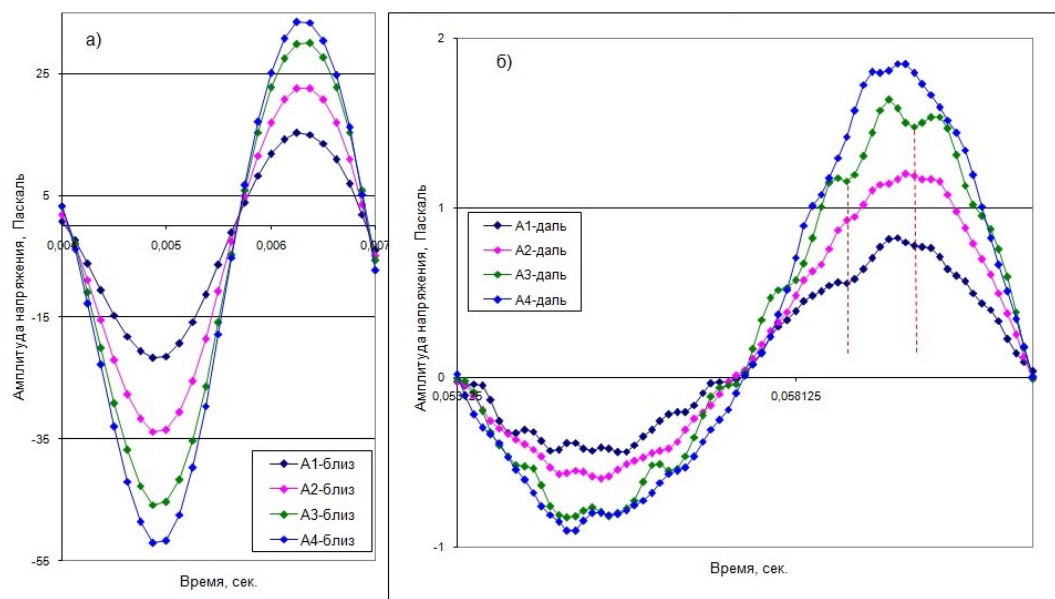


Рис. 5. Импульсы напряжения, зарегистрированные ближним к источнику приемником (a) и дальним приемником (b), расположенным в 1 м скважине на расстоянии 14 м от источника

Fig. 5. Stress pulses recorded by the receiver tool closest to the source (a) and the far receiver (b), located in 1-m borehole at a distance of 14 m from the source

На рис. 5 показаны записи ближнего приемника a и дальнего приемника b , расположенных на расстоянии 1 и 14 м от источника. Профиль волны вдали от источника на всех амплитудах осложнен плато и участками падения напряжения. Падающий фронт по-

ложительного полупериода почти не имеет осложнений. На рис. 6 показан пример записи импульса в 14 м от источника, где имеется наличие протяженного осложнения на восходящем фронте и его отсутствие на падающем фронте. В интервале времени $\Delta t = t_2 - t_1$ на

всех величинах амплитуды наблюдается уменьшение крутизны фронта, которое имеет структурированный характер. Здесь осложнения представлены в виде плато и падения напряжения пилообразной формы. Вне этого участка поведение профиля напряжения относительно монотонное. С увеличением величины амплитуды размах зубчато-подобных

проявлений возрастает. Начало падения напряжения происходит в точке **а**. Последующие падения происходят в точках времени **б** и **в**. Замечено, что «микро-фронт» последующего за точками **а**, **б**, **в** возрастания напряжения имеет тот же самый наклон к оси времени, т.е. одинаковую крутизну фронта (пунктирные линии параллельны).

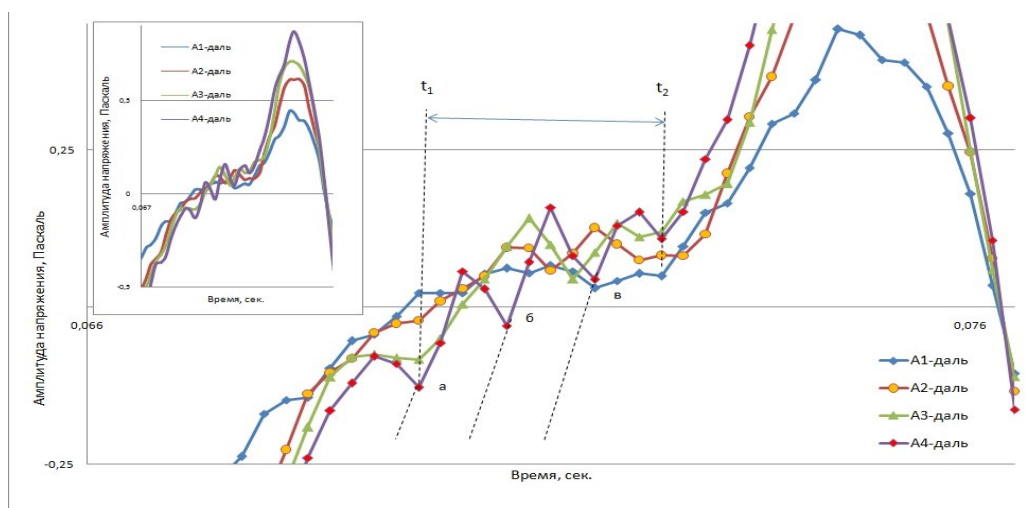


Рис. 6. Записи импульсов на четырех величинах амплитуды, зарегистрированные на расстоянии 14 м от источника и глубине 1 м

Fig. 6. Pulse records at four amplitude values recorded at a distance of 14 m from the source at a depth of 1 m

Обсуждение

Изучение сейсмических записей $\sigma(t)$ показало, что форма волны осложнена вставками в виде плато скачкообразного изменения амплитуды напряжения. Такой эффект предположительно отнесен к проявлению скачкообразной прерывистой неупругости, обусловленной микропластичностью горных пород. Многочисленные данные в физике твердого тела и материаловедении также указывают на механизм пластичности и скачкообразной деформации [1; 3; 6; 9; 14; 29; 27; 33]. Экспериментально показано, что процесс микропластичности по своей природе является амплитудно-зависимым [16, 37, 22, 25]. Прерывистое изменение амплитуды в форме сейсмического импульса аналогично остановке напряжения при достижении им критической величины σ_{cr} на кривой $\sigma(\epsilon)$ [28]. Эффективная крутизна фронта импульса

формируется при совместном участии упругости и неупругости скачкообразного характера. Это совпадает с данными, полученными в материаловедении. Внезапное появление плато текучести на кривых $\sigma(\epsilon)$, названное как внезапный прыжок смещения при нагрузке и разгрузке («pop-in» и «pop-out event»), обнаружено во многих экспериментах [12; 21].

Дублирование записей, регистрация сигнала с накоплением обеспечивает достоверность измерений и снимает причастность помех произвольного характера. Повторная запись в пределах одного кванта времени не всегда совпадает с первой записью, как, например, показано на рис. 4. Это допустимо для записи с высокой детализацией в сложнопостроенном материале, таком как горная порода. Эффект одинакового наклона локального участка на фронте волны после локального падения напряжения (рис. 6, парал-

лельные пунктирные линии из точек **а**, **б**, и **в**) предсказан в работе [14]. Здесь показано, что после участков падения напряжения на диаграмме $\sigma(\epsilon)$ следуют участки упругой деформации, которые являются параллельными друг другу. Также известен переход плато в падение напряжения (их взаимная замена), который показан на рис. 4, в. Необходимо отметить, что восходящий фронт импульса на всех амплитудах имеет осложнения, в то время как падающий фронт свободен от них (см. рис. 6). Входной импульс всегда также является практически «чистым».

Скачкообразная деформация и плато напряжения обнаружены также в природных материалах, таких как кремний [32], стишовит [30], сапфир, диорит, графит, слюда и другие [10]. Кварцевые зерна и другие минералы присутствуют как в твердых породах, так и в слабоконсолидированной среде. С помощью электронной микроскопии показано, что монокристаллы кварца содержат включения различного химического состава микрометровых размеров. При распространении волны малой интенсивности кварц обладает признаками неклассической неупругости, что зарегистрировано на параметрах амплитудно-частотно-зависимого затухания с применением электронной микроскопии [22]. Примечательным является тот факт, что скачки деформации и плато были обнаружены в таком слабом материале, как наноглина (nanoclay) [15], а также в гипсе [13] и граните. Эти факты тоже можно расценить как косвенное подтверждение возможности проявления таких эффектов в слабо консолидированной среде. Теоретическое обоснование распространения сейсмических волн с привлечением процесса микропластичности сделано в работе [36]. Необходимо рассмотреть и другие возможные механизмы, как например, акустопластический эффект в металлах и сплавах [28]. В этой работе был проанализирован экс-

периментальный материал и предложены обоснования и подходы решения проблемы механизма скачкообразной неупругости в горных породах.

Заключение

Новые данные о физике распространения сейсмических волн в реальной среде получены в этой работе. Имеется множество механизмов затухания сейсмических волн, однако механизм прерывистой (скачкообразной) деформации пока не включен в сейсмическую модель. Новые знания могут быть использованы для развития реологической модели и теоретических исследований. Вполне вероятно, что амплитудная зависимость скоростей волн и затухания связана с прерывистой неупругостью и, в частности, с микропластичностью. Об этом свидетельствует скачкообразный и стрессозависимый характер процесса деформации. Причиной трансформации формы волны может быть микропластичность.

Проблема природы микропластичности в геологических материалах остается пока открытой. Механизм неупругости может быть тем же самым, что и в твердых телах (движение дислокаций и других дефектов микроструктуры), или совершенно другим. Однако обнаруженные проявления сейсмопластичности в суглинках очень похожи на проявления микропластичности в обычных твердых телах. Этот вопрос требует дальнейшего прояснения. Микропластичность задевает малоизвестные неупругие процессы распространения малоамплитудных волн в природных материалах. Новые знания об упруго-неупругих процессах необходимы не только для развития теории, но и для получения более эффективных диагностических признаков при решении различных прикладных задач сейсмическими и акустическими методами.

Библиографический список

1. Баранникова С. А., Надежкин М. В., Зуев Л. Б. О локализации пластической деформации при сжатии кристаллов LiF // *Физика твердого тела*. 2010. Том 52. Вып. 7. С. 1291–1294.
2. Вознесенский Е.А. Поведение грунтов при динамических нагрузках. М.: Издательство Московского университета, 1998. 320 с.
3. Головин Ю.И., Дуб С.Н., Иволгин В.И., Коренков В.В., Тюрин А.И. Кинетические особенности деформации твердых тел в нано-микрообъемах // *Физика твердого тела*. 2005. Том 47. Вып. 6. С. 961–973.
4. Гущин В. В., Павленко О. В. Изучение нелинейно-упругих свойств земных пород по сейсмическим данным // *Современная сейсмология. Достижения и проблемы*. М.: 1998. Т. 13
5. Кондратьев О. К. Сейсмические волны в поглощающих средах. М.: Недра, 1986. 176 с.
6. Лебедев С. В., Савич С. В. Параметры скачкообразной деформации сплава Al- 3% Mg в интервале температур (210–350) К. // *Вісник ХНУ*. 2010. № 915. Серія «Фізика». Вип. 14. С. 91–95.
7. Машинский Э. И., Амплитудно-зависимое затухание продольных и поперечных волн в сухом и насыщенном песчанике под давлением // *Геология и Геофизика*. 2009. Т. 50. С. 950–956.
8. Николаев А. В. Проблемы нелинейной сейсмологии. М.: Наука, 1987. 288 с.
9. Песчанская Н. Н., Смирнов Б. И., Шпейсман В.В. Скачкообразная микродеформация в наноструктурных материалах // *ФТТ*. 2008. Т. 50. Вып. 5. С. 815–819.
10. Barsoum M. W. MAX Phases: Properties of Machinable Ternary Carbides and Nitrides, Wiley-VCH Verlag GmbH, 2013
11. Braccini S., *et al.* The maraging-steel blades of the Virgo super attenuator. *Meas. Sci. Technol.*, 2000, 11, pp. 467–476.
12. Bradby J. E. and Williams J. S. Pop-in events induced by spherical indentation on compound semiconductors. *J. Mater. Res.*, 19, 2004, No. 1, pp. 380–386.
13. Brantut N., Schubnel A., and Y. Gueguen Damage and rupture dynamics at the brittle-ductile transition: The case of gypsum. *Journal of Geophysical Research*, 2011, Vol. 116, B01404.
14. Derlet P. M., Maaf R. Micro-plasticity and intermittent dislocation activity in a simplified micro structural model, arXiv:1205.1486v2 [cond- mat.mtrl-sci] 8 Feb 2013, 2013, pp. 1-33.
15. Dhakal H. N., Zhang Z. Y., Richardson M. O. W. Nanoindentation behaviour of layered silicate reinforced unsaturated polyester nanocomposites. *Polymer Testing*, 2006, 25, pp. 846-852.
16. Golovin I. S., Sinning H.-R., Goken J., Riehemann W. Fatigue-related damping in some cellular metallic materials. *Materials Science and Engineering*, 2004, A 370, pp. 537 - 541.
17. Guyer R. A., McCall K. R., Boitnott G. N. Hysteresis, Discrete Memory and Nonlinear Wave Propagation in Rock: a New Paradigm, *Phys. Rev. Lett.*, 1995, 74, 17, pp. 3491–3494.
18. Guyer R. A., Johnson P. A. Nonlinear mesoscopic elasticity: Evidence for a new class of materials *Physics Today* 52, 1999, 4, pp. 30–36.
19. Jackson I., Faul U. H., Fitz Gerald J. D., Tan B. H. Shear wave attenuation and dispersion in melt-bearing olivine polycrystals: 1. Specimen fabrication and mechanical testing // *J. Geophys. Res.*, 2004, v. 109, B06201, pp. 1–17.
20. Johnston D. H., Toksoz M. N., 1980. Thermal cracking and amplitude dependent attenuation. *Journal of Geophysical Research*, 85, pp. 937-942.
21. Lorenz D., Zeckzer A., Hilpert U., Grau P. Pop-in effect as homogenous nucleation of dislocations during nanoindentation. *Physical Review*, B 67, 172101, 2003.
22. Mashinskii E. I. Amplitude-frequency dependencies of Wave Attenuation in Single-Crystal Quartz: Experimental Study. *Journal of Geophysical Research*, 113, B11304, 2008.
23. Mavko G. M. Friction Attenuation: An Inherent Amplitude Dependence. *Journal of Geophysical Research* 84 (9), pp. 4769–4775, 1979.
24. McCall K. R., Guyer, R. A. Equation of State and Wave Propagation in Hysteretic Nonlinear Elastic Materials, *J. Geophys. Res.*, 1994, 99, B 12. 23,887–23,897.
25. Nishino Y., Asano, S., 1996. Amplitude-dependent internal friction and microplasticity in thin-film materials. *Journal de Physique IV*, 6, pp. 783–786.
26. Ostrovsky L. A., Johnson P. A. Dynamic nonlinear elasticity in geomaterials. *La Rivista del Nuovo Cimento* 24, 2001, 4, 7.
27. Qiang J. B., Xie G. Q., Zhang W., Inoue A., 2007. Unusual room temperature ductility of a Zr-based bulk metallic glass containing nanoparticles. *Applied Physics Letters*, 90, 231907, pp. 1–3.

28. Sapozhnikov K. V., Vetrov V. V., Pulnev S. A., Kustov S. B. Acousto-pseudoelastic effect and internal friction during stress-induced martensitic transformations in Cu-Al-Ni single crystals. *Scripta Materialia*, 1996, 34(10), pp. 1543–1548.
29. Smirnov B. I., Shpeizman, V. V., Peschanskaya, N. N., Nikolaev R. K., 2002. Effect of magnetic field on microplastic strain rate for C₆₀ single crystals. *Physics of the Solid State*, 44 (10), pp. 2009–2012.
30. Sheng-Nian Luo J. G. Swadener, Chi Ma, Oliver Tschauner, 2007. Examining crystallographic orientation dependence of hardness of silica stishovite. *Physica*, B 390, 138–142.
31. Tutuncu, A.N., Podio, A.L., Sharma, M.M., 1994. An experimental investigation of factors influencing compressional- and shear-wave velocities and attenuations in tight gas sandstones. *Geophysics*, 59 (1), pp. 77–86.
32. Vodenitcharova T., Zhang L.C., 2004. A new constitutive model for the phase transformations in mono-crystalline silicon. *International Journal of Solids and Structures*, 41, pp. 5411–5424.
33. Wang W., 2003. Deformation behavior of Ni₃Al single crystal during nanoindentation. *Acta Materialia*, 51, pp. 6169–6180.
34. Winkler, K.W., Nur, A., Gladwin, M., 1979. Friction and seismic attenuation in rock. *Nature* 274, pp. 528–531.
35. Xu H., Day S.M., Minster, J.-B.H., 1998. Model for Nonlinear Wave Propagation Derived from Rock Hysteresis. *Measurements Journal of Geophysical Research*, 103, (B 12), 29,915–29,929.
36. Yarushina V.M., Podladchikov Y.Y., 2010, Plastic yielding as a frequency and amplitude independent mechanism of seismic wave attenuation. *Geophysics*, 75, 3, pp. 51–63.
37. Zaitsev V. Yu., Nazarov V. E., Talanov V. I., 1999. Experimental Study of the self-action of seismoacoustic waves. *Acoustic Physics*, 45 (6), pp. 720–726.

References

1. Barannikova S. A., Nadezhkin M. V., Zuev L. B. On localization of plastic deformation during compression of LiF crystals: *Solid State Physics*, 2010, v. 52, No. 7, pp. 1291-1294. (in Russ.)
2. Voznesensky E. A. Soil behavior under dynamic loads: Moscow, Moscow University Press, 1998, 320 p.
3. Golovin, Yu. I., Dub O. N., Ivolgin V. I., Korenkov V. V. Tyurin A. I. Kinetic features of deformation of solids in nano-micro-volumes, *Solid-state physics*, 2005, v. 47, No. 6, pp. 961-973. (in Russ.)
4. Gushchin V. V., Pavlenko, O. V. Study of nonlinear elastic properties of rocks by seismic data, *Modern Seismology, Achievements and Challenges: Moscow*, 1998, v. 13. (in Russ.)
5. Kondratyev O. K., 1986, Seismic waves in absorbing media: Nedra Press, Moscow, 176 p. (in Russ.)
6. Lebedev S. V., Savich S. V., Alloy Al-3%Mg intermittent deformation parameters in the temperature range (210–350) K: *Visnyk KhNU*, No. 915, "Physics" series, 2010, v. 14, pp. 91-95. (in Russ.)
7. Mashinsky E. I. Amplitude-dependent attenuation of longitudinal and transverse waves in dry and saturated sandstone under pressure: *Geology and Geophysics*, 2009, v. 50, pp. 950-956. (In Russ.)
8. Nikolaev A. V. Problems of nonlinear seismic: Moscow, Nauka Press, 1987, 288 p. (in Russ.)
9. Peschanskaya N. N., Smirnov B. I., Shpeizman V. V. Hopping microdeformation in nanostructured materials: *FTT*, 2008, v. 50, No. 5, pp. 815-819. (in Russ.)
10. Barsoum M. W. MAX Phases: Properties of Machinable Ternary Carbides and Nitrides, Wiley-VCH Verlag GmbH, 2013.
11. Braccini S., *et al.*. The maraging-steel blades of the Virgo super attenuator. *Meas. Sci. Technol.*, 2000, 11, pp. 467–476.
12. Bradby J. E. and Williams J. S., 2004, Pop-in events induced by spherical indentation in compound semiconductors. *J. Mater. Res.*, 19. No 1, pp. 380–386.
13. Brantut N., Schubnel A., and Y. Gueguen, 2011. Damage and rupture dynamics at the brittle-ductile transition: The case of gypsum. *Journal of Geophysical Research*, Vol. 116, B01404.
14. Derlet P. M., Maaf R., 2013, Micro-plasticity and intermittent dislocation activity in a simplified micro structural model, arXiv:1205.1486v2 [cond- mat.mtrl-sci] 8 Feb 2013, pp. 1 - 33.
15. Dhakal H. N., Zhang Z. Y., Richardson M.O.W., 2006. Nanoindentation behaviour of layered silicate reinforced unsaturated polyester nanocomposites. *Polymer Testing*, 25, pp. 846 – 852.
16. Golovin I. S., Sinning H.-R., Goken J., Riehemann W., 2004. Fatigue-related damping in some cellular metallic materials. *Materials Science and Engineering*, A 370, p. 537 - 541.
17. Guyer R. A., McCall K. R., Boitnott G. N., 1995. Hysteresis, Discrete Memory and Nonlinear Wave Propagation in Rock: a New Paradigm, *Phys. Rev. Lett.*, 74, 17, pp. 3491–3494.
18. Guyer R. A., Johnson P. A., 1999. Nonlinear mesoscopic elasticity: Evidence for a new class of materials *Physics Today* 52, 4, pp. 30–36.

19. Jackson I., Faul U. H., Fitz Gerald J. D., Tan B. H. Shear wave attenuation and dispersion in melt-bearing olivine polycrystals: 1. Specimen fabrication and mechanical testing // *J. Geophys. Res.*, 2004, v. 109, B06201, pp. 1–17.
20. Johnston D. H., Toksoz M. N., 1980. Thermal cracking and amplitude dependent attenuation. *Journal of Geophysical Research*, 85, pp. 937 - 942.
21. Lorenz D., Zeckzer A., Hilpert U., Grau P., 2003, Pop-in effect as homogenous nucleation of dislocations during nanoindentation. *Physical Review*, B 67, 172101.
22. Mashinskii E. I., 2008. Amplitude-frequency dependencies of Wave Attenuation in Single-Crystal Quartz: Experimental Study. *Journal of Geophysical Research*, 113, B11304.
23. Mavko G. M., 1979. Friction Attenuation: An Inherent Amplitude Dependence. *Journal of Geophysical Research* 84 (9), pp. 4769–4775.
24. McCall K.R., Guyer, R. A., 1994. Equation of State and Wave Propagation in Hysteretic Nonlinear Elastic Materials, *J. Geophys. Res.*, 99, B 12. 23,887–23,897.
25. Nishino Y., Asano, S., 1996. Amplitude-dependent internal friction and microplasticity in thin-film materials. *Journal de Physique IV*, 6, pp. 783–786.
26. Ostrovsky L. A., Johnson, P. A., 2001. Dynamic nonlinear elasticity in geomaterials. *La Rivista del Nuovo Cimento* 24, 4, 7.
27. Qiang J. B., Xie G. Q., Zhang W., Inoue A., 2007. Unusual room temperature ductility of a Zr-based bulk metallic glass containing nanoparticles. *Applied Physics Letters*, 90, 231907, pp. 1–3.
28. Sapozhnikov K. V., Vetrov V. V., Pulnev S. A., Kustov S. B., 1996. Acousto-pseudoelastic effect and internal friction during stress-induced martensitic transformations in Cu-Al-Ni single crystals. *Scripta Materialia*, 34 (10), p. 1543–1548.
29. Smirnov B. I., Shpeizman V. V., Peschanskaya, N. N., Nikolaev R. K., 2002. Effect of magnetic field on microplastic strain rate for C₆₀ single crystals. *Physics of the Solid State*, 44 (10), pp. 2009–2012.
30. Sheng-Nian Luo J.G. Swadener, Chi Ma, Oliver Tschauner, 2007. Examining crystallographic orientation dependence of hardness of silica stishovite. *Physica*, B 390, 138–142.
31. Tutuncu, A.N., Podio, A.L., Sharma, M.M., 1994. An experimental investigation of factors influencing compressional- and shear-wave velocities and attenuations in tight gas sandstones. *Geophysics*, 59 (1), pp. 77–86.
32. Vodenitcharova T., Zhang L.C., 2004. A new constitutive model for the phase transformations in mono-crystalline silicon. *International Journal of Solids and Structures*, 41, pp. 5411–5424.
33. Wang W., 2003. Deformation behavior of Ni₃Al single crystal during nanoindentation. *Acta Materialia*, 51, pp. 6169–6180.
34. Winkler, K.W., Nur, A., Gladwin, M., 1979. Friction and seismic attenuation in rock. *Nature* 274, pp. 528–531.
35. Xu H., Day S.M., Minster, J.-B.H., 1998. Model for Nonlinear Wave Propagation Derived from Rock Hysteresis. *Measurements Journal of Geophysical Research*, 103, (B 12), 29,915–29,929.
36. Yarushina V.M., Podladchikov Y.Y., 2010, Plastic yielding as a frequency and amplitude independent mechanism of seismic wave attenuation. *Geophysics*, 75, 3, pp. 51–63.
37. Zaitsev V. Yu., Nazarov V. E., Talanov V. I., 1999. Experimental Study of the self-action of seismoacoustic waves. *Acoustic Physics*, 45 (6), pp. 720–726.

ОРИГИНАЛЬНЫЕ СТАТЬИ / ORIGINAL PAPERS

DOI: 10.17073/2500-0632-2019-1-42-56

Анализ характера насыщенности пород в неоднородном коллекторе на примере пласта АС10 Приобского месторождения

Ратников И. Б., Яркова Н. С., Романов Е. А.

ООО «Коретест сервис», Тюмень, Россия, ✉IBRatnikov@mail.ru

Аннотация: Рассматриваются основные факторы, оказывающие влияние на природу неравномерной насыщенности углеводородами (УВ) коллектора пласта АС10 Приобского месторождения, расположенного на территории Западной Сибири. Отложения залежи характеризуются чрезвычайной неоднородностью, обусловленной макро- и микростроением, которое определено литолого-фациальными и структурно-морфологическими условиями осадконакопления. Данная залежь отличается широкой изменчивостью литолого-минералогического состава и текстурно-структурных особенностей. С целью выявления природы неравномерной насыщенности коллектора УВ выполнен совместный анализ результатов, полученных по размерам капиллярных каналов и пор, а также степени их заполнения глинистым и карбонатным материалом. Исследования показали, что состав цемента, его количество в поровом пространстве и насыщенность зерна УВ в совокупности нивелировали электрическое сопротивление пласта АС10 в различных зонах насыщения, что привело к искажению насыщенности коллектора в целом.

Ключевые слова: неоднородность, насыщенность, размеры пор и поровых каналов, пористость, проницаемость, глинистость, карбонатность.

Для цитирования: Ратников И. Б., Яркова Н. С., Романов Е. А. Анализ характера насыщенности пород в неоднородном коллекторе на примере пласта АС10 Приобского месторождения. *Горные науки и технологии*. 2019;4(1):42-56. DOI: 10.17073/2500-0632-2019-1-42-56.

Analysis of Hydrocarbon Saturation Nature in a Heterogeneous Reservoir as Exemplified in AC10 Formation of Priobskoe Field

I. B. Ratnikov, N. S. Yarkova, E. A. Romanov

Ltd. "Coretest service", Tyumen, Russia, ✉IBRatnikov@mail.ru

Abstract: The main factors affecting the nature of uneven hydrocarbon saturation of the AC10 formation reservoir at Priobskoye field located in Western Siberia are considered. The formation is characterized by extreme heterogeneity caused by macro- and microstructure, which is determined by the lithofacial and structural-morphological conditions of sedimentation. The formation is characterized by high variability of lithological-mineralogical composition and textural and structural features. To bring to light the nature of the uneven hydrocarbon saturation of the reservoir, the combined analysis of the findings obtained from the study of the size of capillary channels and pores, as well as the investigation of the degree of their filling with clay and carbonate material, was performed. The analysis has shown that the filler composition, its amount in the pore space, and the (core) hydrocarbon saturation collectively evened the AC10 formation electrical resistance in different saturation zones, which led to distortion of the hydrocarbon saturation of the reservoir as a whole.

Keywords: heterogeneity, hydrocarbon saturation, pore and pore channel sizes, porosity, permeability, clayiness, carbonate content.

For citation: Ratnikov I. B., Yarkova N. S., Romanov E. A. Analysis of hydrocarbon saturation nature in a heterogeneous reservoir as exemplified in AC10 formation of Priobskoe field. *Mining Science and Technology*. 2019;4(1):42-56. (In Russ.). DOI: 10.17073/2500-0632-2019-1-42-56.

Введение

Неоднородность горных пород является фундаментальным свойством материи. М.В. Рац отмечал, что неоднородность присуща любой горной породе с момента ее возникновения и исчезает лишь с исчезновением самой породы. Проблема неоднородности горных пород и изменчивости их физических свойств на разных уровнях структурной организации вещества и при различных термодинамических условиях является фундаментальной для петрофизики [13]. Г.И. Петкевич подчеркивал, что при описании неоднородных и разномасштабных геологических объектов ощущается острая необходимость в применении новых подходов, совершенствовании понятий и терминов, введении формальных конструкций и количественных показателей.

Неоднородность привлекает внимание геологов всех специализаций (в том числе и петрофизиков) с момента зарождения наук геологического цикла. Большинство исследователей, занимающихся изучением петрографических, литологических, гидродинамических и др. особенностей горных пород, по сути, занимаются не чем иным, как исследованием неоднородности горных пород. Исключение не составляют и геофизики.

Одним из важных свойств геологической среды (ГС) является ее изменчивость во времени и пространстве. Изменчивость обуславливает неоднородность объекта, которая определяется различием его свойств в разных точках. Современное моделирование в цикле геологических наук предъявляет строгие требования к изучению и получению исходной информации. Прежде всего, это – детальная характеристика тонко- и микропрослоев породы и количественная оценка всех требуемых параметров этих прослоев. Параметры, изученные в отдельно взятой точке ГС, не всегда устраивают специалистов. В лабораторной практике исследование свойств пород выполняется именно по точечно-дискретному принципу, хотя далеко не всегда удается

отобрать образцы для анализа из тонкого прослоя.

В работах [14, 15, 18–20 и др.] неоднократно отмечено, что, по существу, все петрофизические признаки носят унаследованный характер литолого-фациальной изменчивости. Это обусловлено неоднородностью, сформировавшейся в процессе диагенеза осадочных пород, протекающих в разных точках ГС по-разному (в неодинаковых условиях). Как следствие, дальнейший ход эпигенеза «накладывается» на процесс диагенеза. Отсюда возникает наследственность неоднородности горных пород, которая определяет изменчивость петрофизических (да и не только) признаков.

В настоящее время все большее значение приобретает исследование неоднородности горных пород в нефтяной геологии, поскольку основные запасы нефти и газа сосредоточены в коллекторах с низкими фильтрационно-емкостными свойствами (ФЕС), осложненными неоднородностью строения. Наряду с решением вопросов методики, изучается влияние неоднородности пород-коллекторов на их емкостной потенциал, проницаемость, нефтенасыщенность, коэффициент вытеснения. Исследуются также картина передвижения водонефтяного контакта, способы увеличения нефтеотдачи пласта, что очень важно для успешной разработки месторождения. Отмеченные параметры пород-коллекторов без учета неоднородности весьма сложно оценить даже приблизительно. Рядом исследователей [1–3, 5, 8] проделана большая работа по учету геологической неоднородности при проектировании разработки нефтяных месторождений. Однако в теории и практике подсчета запасов углеводородного сырья этот вопрос остается менее изученным и ограничивается лишь определением коэффициентов, характеризующих неоднородность, и типизацией по ним нефтяных залежей [5, 9]. Следует также обратить внимание на неоднозначную интерпретацию

понятий «геологическая неоднородность» и «достоверность запасов нефти и газа» [1, 5, 7, 9; 21–23].

Влияние неоднородности на продуктивность отложений отмечалось многими специалистами [4, 9, 13, 26–28]. Установлено, что увеличение степени неоднородности пород-коллекторов влечет к снижению продуктивности. В нефтяной геологии обычно различают микро- и макронеоднородность [6, 7, 10, 21].

Макронеоднородность горных пород изучается, как правило, в лабораторных условиях традиционными методами: в шлифах, на снимках растрового электронного микроскопа, капилляриметрических, рентгенофазовых и акустических установках, а также на устройствах, предназначенных для определения коэффициента открытой пористости и проницаемости. Это – основные методы. Существуют и специальные: иммерсионный, термический, рентгено-флуоресцентный, ИК-спектрометрический и др.

Для изучения макронеоднородности используются материалы ГИС по всем пробуренным скважинам и данные сейсмической съемки. Макронеоднородность изучают по вертикали (по толщине горизонта) и по простиранию пластов (по площади).

Особое внимание геологи (геофизики) уделяют макронеоднородности при детальном расчленении продуктивных горизонтов непроницаемыми прослоями.

Целью данной работы является попытка выявления природы неравномерной насыщенности углеводородами коллектора пласта АС10 и воздействия неоднородности на физические свойства горных пород.

Обсуждение результатов

Анализ характера насыщенности пород пласта АС10 выполнен для двух скважин Приобского месторождения.

При формировании пласта АС10 морской бассейн был резко дифференцирован по глубине. Это связано с его частичным обме-

лением в восточной и юго-восточной частях района за счет накопления значительных масс терригенного материала. Кромка шельфа располагалась в пределах рассматриваемой территории. Количество поступающего в бассейн обломочного материала увеличивалось. Формирование песчаных тел в этот период связано как с накоплением обломочного материала на шельфе, особенно в его фронтальной части, так и с деятельностью турбидитных потоков различной гидродинамической активности. Песчаные пласты различного генезиса могут быть пространственно разведены, соединяться «каналами» или представлять собой единое тело. Условия седиментации определили весьма прихотливый в плане и в разрезе характер распространения песчаных тел.

Область распространения песчаных тел в нижней части пласта АС10 относится к шельфовой зоне, которая была очень пологой и представляла, видимо, аллювиально-дельтовую равнину. Поступление материала происходило с юго-востока по двум каналам с перераспределением его вдоль фронтальной зоны. Морской бассейн в рассматриваемый период сохранял дифференцированность по глубине. На этапе завершения формирования пласта АС10 дифференцированность морского бассейна по глубине последовательно снижается, что связано с накоплением терригенного материала в предшествующее время. Количество поставляемого обломочного материала снижается, а в его перераспределении начинают преобладать бассейновые процессы, под воздействием которых формируются системы баровых тел. Деятельность турбидитных потоков отмечается только в западной части площади, приуроченной к склоновой и пониженной части рельефа.

Из вышеизложенного становится ясно, что условия формирования пласта АС10 предполагают широкую изменчивость литолого-минералогического состава и текстурно-структурных особенностей.

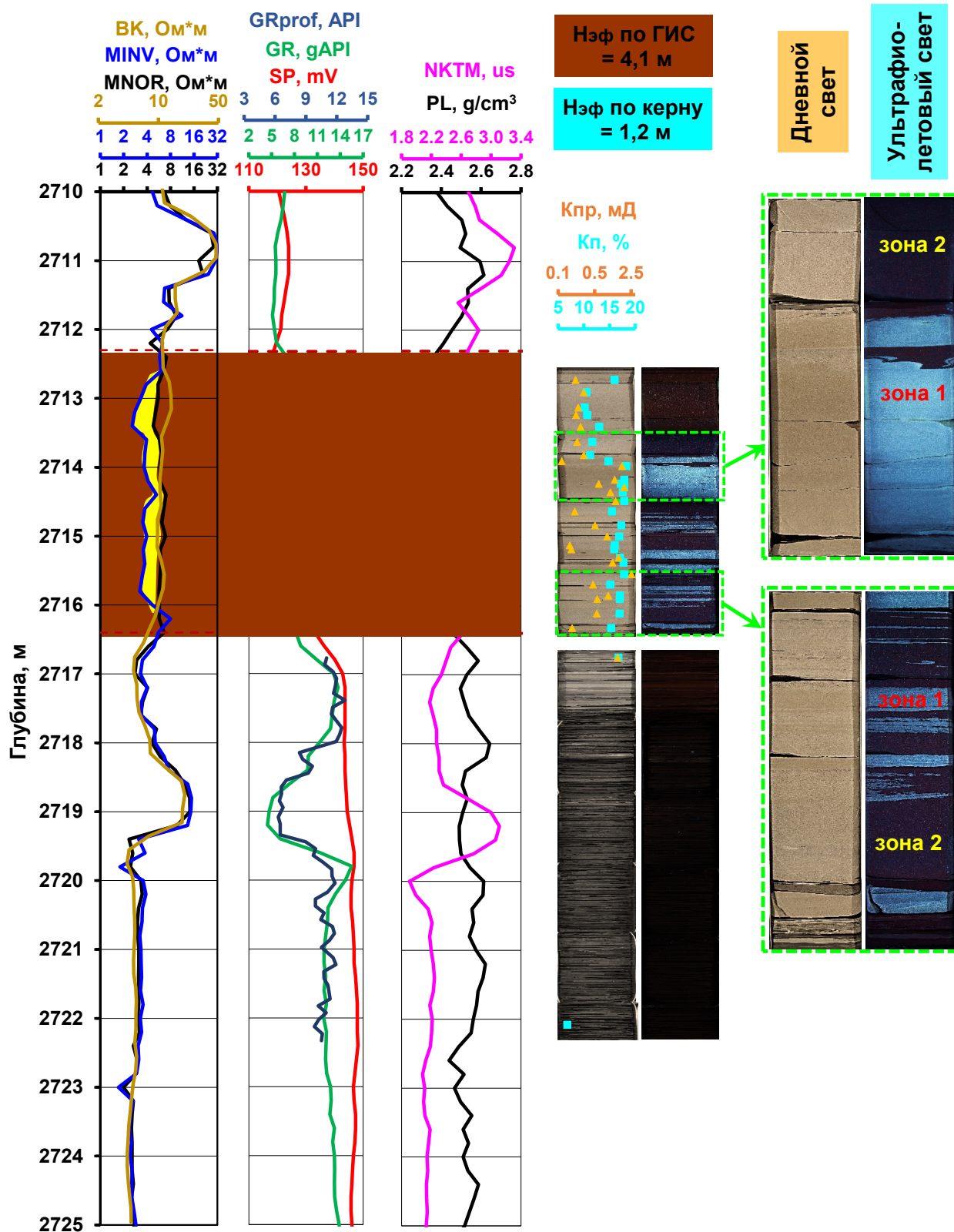


Рис. 1. Данные ГИС и фотографии керна в дневном и ультрафиолетовом свете пород пласта AC10 скважины 1 Приобского месторождения

Fig. 1. Geophysical logging data and core photographs in daylight and ultraviolet light for the rocks of AC10 formation in borehole 1 at Priobskoe field

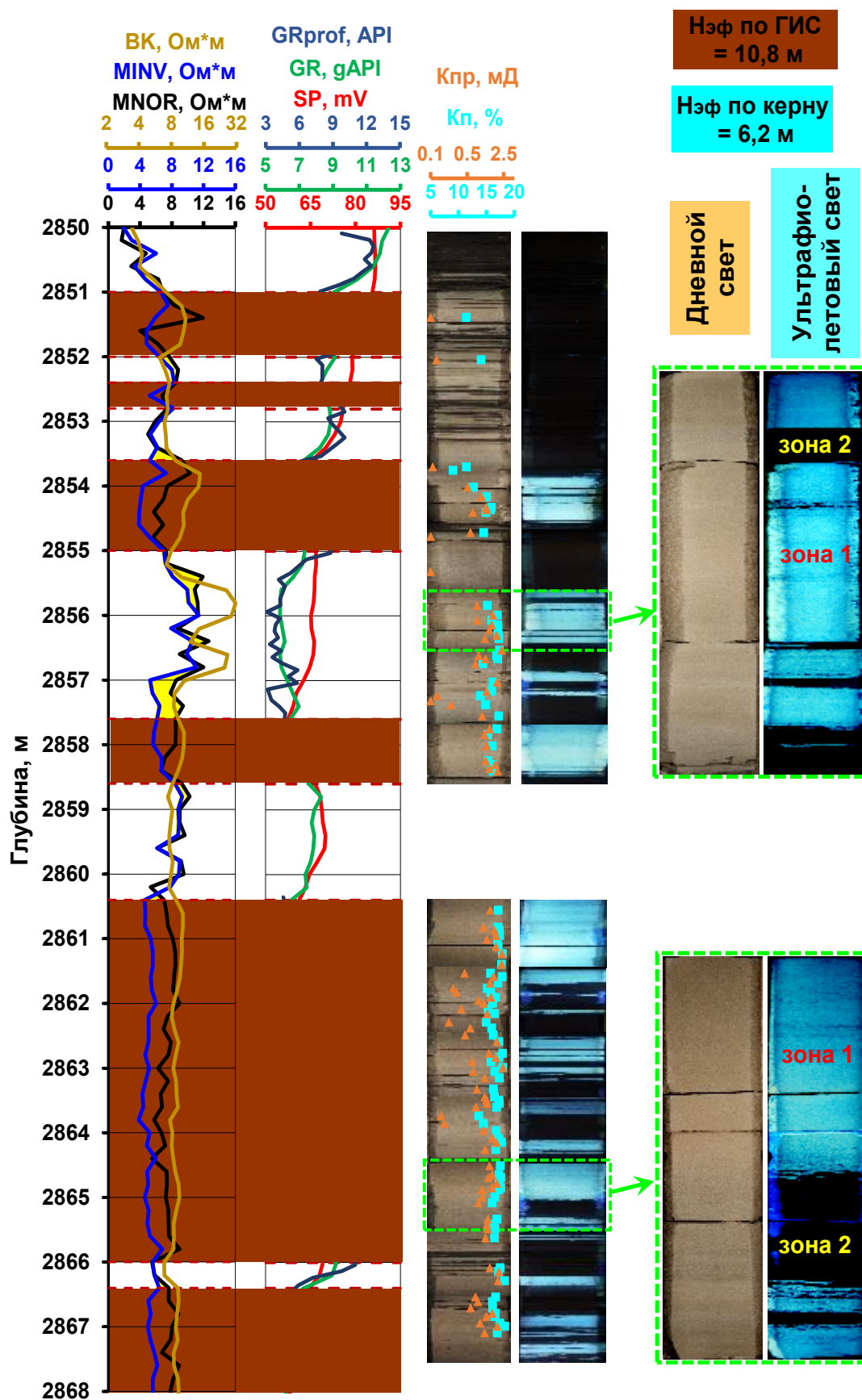


Рис. 2. Данные ГИС и фотографии керна в дневном и ультрафиолетовом свете пород пласта AC10 скважины 2 Приобского месторождения

Fig. 2. Geophysical logging data and core photographs in daylight and ultraviolet light for the rocks of AC10 formation in borehole 2 at Priobskoe field

На рис. 1, 2 представлено сопоставление данных ГИС с фотографиями керн в дневном и ультрафиолетовом свете для пород пласта АС10 двух скважин Приобского месторождения. В приведённых интервалах глубин общая эффективная толщина $H_{эф}$, выделенная по ГИС, составила 14,9 м, а по фотографиям керн в ультрафиолетовом (УФ) свете $H_{эф}$ нефтенасыщенных прослоев составляет всего 7,4 м, что меньше на 50,0 %. Видно, что по фотографиям в дневном свете керн пласта АС10 в основной массе однороден. Однако фотографии в ультрафиолетовом свете проявили островное насыщение керн углеводородами. На фотографии в УФ свете чётко выделяются 2 зоны: яркое свечение (зона 1) и тёмное (зона 2).

Постараемся осмыслить, почему в визуально однородном по фотографиям в дневном свете керне проявляется островное насыщение УВ.

Литологически породы зоны 1 представлены песчаниками и алевролитами с гли-

нистым и карбонатно-глинистым цементом, а зоны 2 – алевролитами с глинистым и карбонатным цементом (рис. 3).

Для пород зоны 1 песчаная фракция изменяется от 40,4 до 59,2 % (среднее значение составляет 44,6 %), алевроитовая – от 33,2 до 49,2 % (45,0 %), глинистая – от 7,3 до 12,7 % (10,3 %), карбонатность варьирует в пределах 2,5–9,6 % (4,9 %).

Для пород зоны 2 песчаная фракция изменяется от 23,6 до 47,9 % (среднее значение составляет 35,4 %), алевроитовая – от 38,7 до 59,6 % (50,4 %), глинистая – от 10,5 до 24,1 % (14,2 %), карбонатность варьирует в пределах 4,6–30,9 % (9,3 %) (рис. 4).

Породы зоны 1 и зоны 2 обладают плохой сортировкой (рис. 5). Коэффициент сортировки часто используется как индикатор обстановки осадконакопления. Однако в большинстве случаев он дает только сравнительные характеристики.

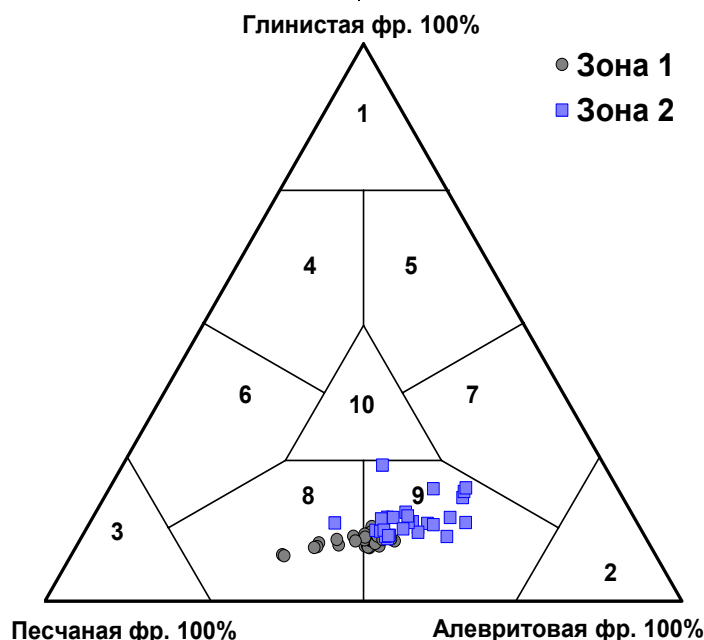


Рис. 3. Классификационная диаграмма песчано-алевро-глинистых пород по Ф. Шепарду [12]:

1 – аргиллит; 2 – алевролит; 3 – песчаник; 4 – песчанистый аргиллит; 5 – алевроитовый аргиллит; 6 – глинистый песчаник; 7 – глинистый алевролит; 8 – алевроитовый песчаник; 9 – песчаный алевролит; 10 – песчано-алевритовый аргиллит

Fig. 3. Classification graphic chart of sandy-silty-clay rocks according to F. Shepard [12]:

1 – mudstone; 2 – siltstone; 3 – sandstone; 4 – sandy mudstone; 5 – silty mudstone; 6 – clayey sandstone; 7 – clayey siltstone; 8 – silty sandstone; 9 – sandy siltstone; 10 – sandy-silty mudstone

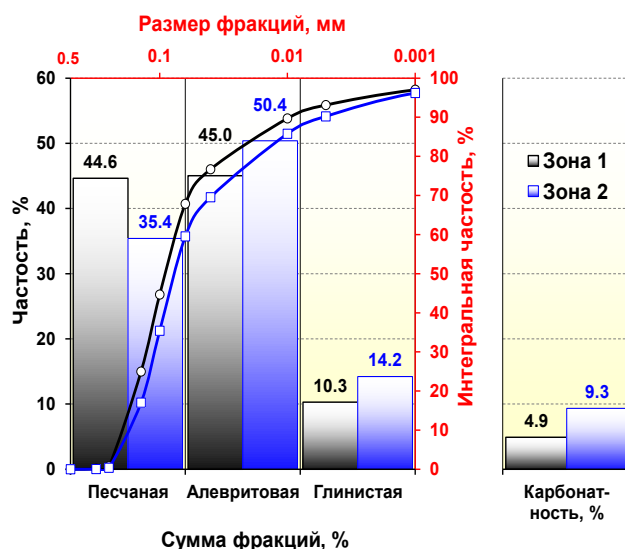


Рис. 4. Распределение гранулометрического состава и карбонатности пород пласта AC10 Приобского месторождения

Fig. 4. Grain-size and carbonate content distribution in rocks of AC10 formation of Priobskoe field

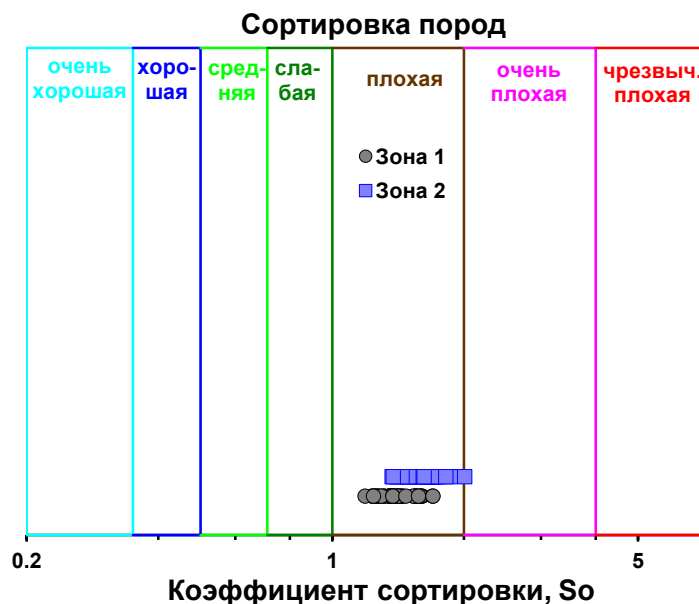


Рис. 5. Сортировка пород пласта AC10 по Р.Л. Фолку и В.С. Уарду [24]

Fig. 5. Sorting of the AC10 formation rocks according to R.L. Folk and W.C. Ward [24]

Гранулометрический состав обломочных пород имеет определенное генетическое значение, поскольку отражает характер транспортировки и динамику среды осадконакопления. Парные сочетания гранулометрических коэффициентов используются для составления «генетических диаграмм», которые отражают с той или иной степенью достоверности динамические условия среды осадкообразования. Наиболее известны диаграммы Р. Пассеги и Г.Ф. Рожкова.

Динамическая диаграмма, разработанная Р. Пассеги, где в построении заложены такие характеристики, как медианный размер зерен M и размер зерен I сентилля C , мкм, отражающие максимальную грузоподъемность потока. Здесь учитывается способ транспортировки кластического материала качением частиц, сальтацией, переносом в виде градиционной или однородной суспензии. Динамогенетическая диаграмма Г.Ф. Рожкова, основана на принципе механической дифференциации в природе частиц песчаной и алеври-

товой размерности (учтены и эоловые процессы). Диаграмма строится на соотношениях асимметрии и эксцесса, которые определяются по формулам статистических моментов [11].

Согласно диаграммам Р. Пассеги и Г.Ф. Рожкова отложения пласта АС10 в основном соответствуют осадкам взвеси и в меньшей мере осадкам перекачивания прибрежно-морского комплекса фаций (рис. 6, 7).

При анализе пористости и проницаемости породы выделенных зон относятся к разным петрофизическим типам (рис. 8). Подсчёт порового пространства в шлифах показал, что породы зоны 1 имеют более крупные поры относительно пород зоны 2 (рис. 9).

Для выявления природы неравномерной насыщенности коллектора УВ по выделенным зонам осуществлен совместный анализ результатов, полученных по размерам капиллярных каналов и пор, а также степени их заполнения глинистым и карбонатным материалом.

Размеры пор и поровых каналов и характер их распределения по величинам явля-

ются одним из важных показателей в области петрофизики. От этих показателей во многом зависит распределение фаз в коллекторе. Петрофизические параметры зависят преимущественно от размера поровых каналов, из которых складывается поровое пространство. Известно, что чем более неоднородны размеры поровых каналов коллектора, тем больше остаточная нефтенасыщенность и тем меньше коэффициент вытеснения. Это явление в глинизированных коллекторах обусловлено прежде всего эффектом Лапласа [16].

С целью изучения особенностей структуры порового пространства по выделенным зонам выполнен анализ снимков растрового электронного микроскопа (РЭМ) (рис. 10). В породах зоны 1 отмечается преобладание межмикроагрегатно-зерновых, межзерновых и внутризерновых микропор, а также кавернозно-расширенных пор выщелачивания со средним размером 14 мкм, единичные сечением до 70 мкм, анизометричной и щелевидной формы, сообщающихся между собой посредством ультракапиллярных и узких щелевидной формы поровых каналов.

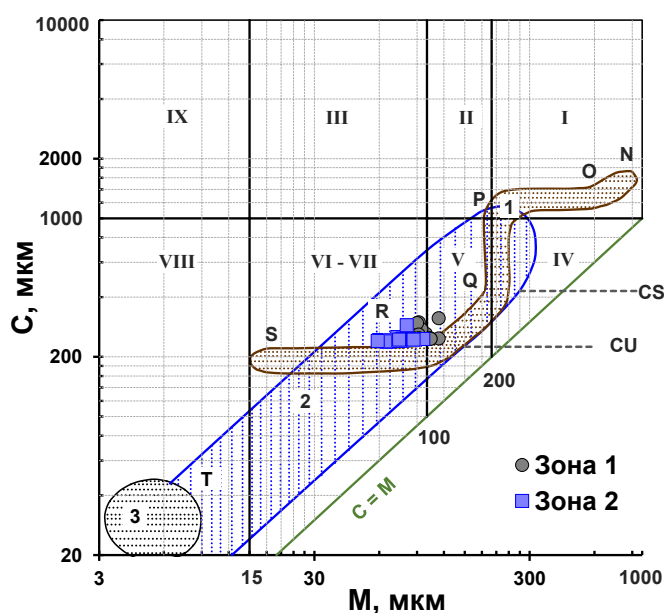


Рис. 6. Генетическая диаграмма С-М Р. Пассеги [25]

Fig. 6. Genetic S-M diagram by R. Passega [25]

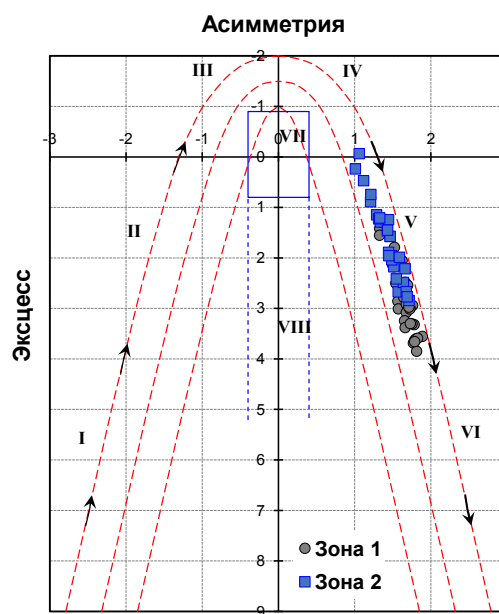


Рис. 7. Динамогенетическая диаграмма Г.Ф. Рожкова [17]

Fig. 7. Dynamic genetic diagram by G.F. Rozhkov [17]

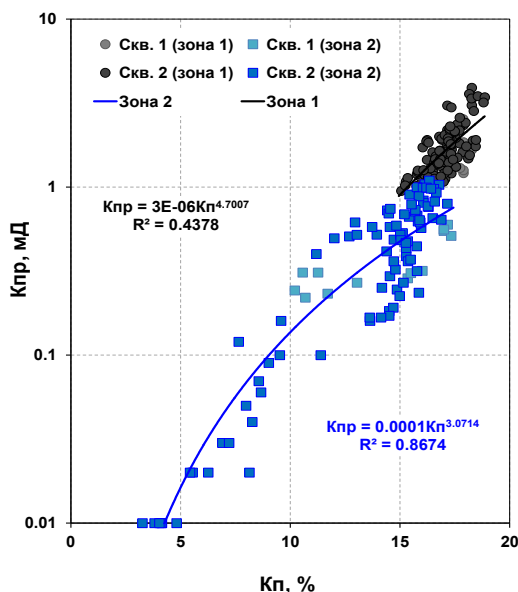


Рис. 8. Сопоставление абсолютной проницаемости по газу ($K_{пр}$) с открытой пористостью (K_p)

Fig. 8. Comparison of absolute permeability for gas ($K_{пр}$) with open porosity (K_p)

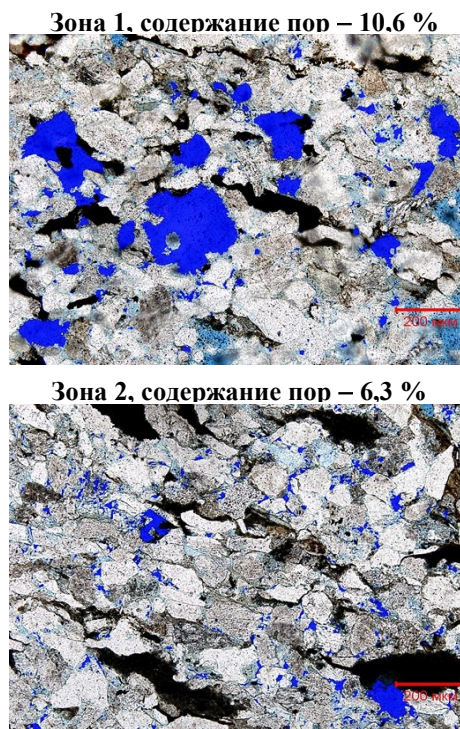


Рис. 9. Подсчёт порового пространства по фотографиям шлифов в проходящем свете с «наложением маски»

Fig. 9. Calculation of pore space using thin section photographs in transmitted light with “mask overlay”

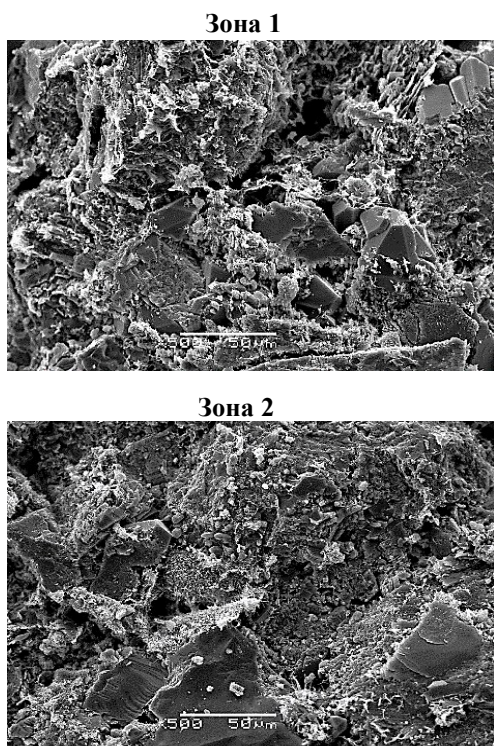


Рис. 10. Снимки РЭМ. Общее строение породы и особенности структуры порового пространства, увеличение 500x

Fig. 10. Electron-scan microscope image photographs General rock texture and the pore space structure features, zooming of 500x

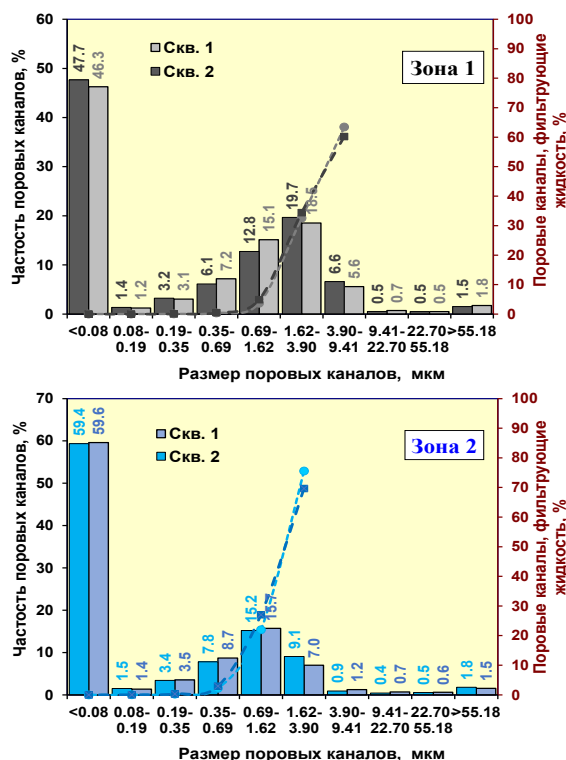


Рис. 11. Распределение поровых каналов по размерам и их участие в фильтрации нефти

Fig. 11. Distribution of pore channels by size and their participation in oil filtration

В породах зоны 2 отмечается преобладание межзерновых и межмикроагрегатно-зерновых микропор, реже внутризерновых микропор, со средним размером 8 мкм, единичные сечением до 20 мкм, анизометричной и извилисто-щелевидной формы, замкнутых и сообщающихся между собой посредством ультракапиллярных поровых каналов.

Исследование структуры порового пространства методом центрифугирования выявило, что в породах зоны 1 преобладают поровые каналы размером от 1,62 до 3,90 мкм, а основная роль в фильтрации жидкости принадлежит поровым каналам с размерами от 3,90 до 9,41 мкм, в то время как в породах зоны 2 преобладают поровые каналы размером от 0,69 до 1,62 мкм, а в фильтрация жидкости в основном происходит по поровым

каналам с размерами от 1,62 до 3,90 мкм (рис. 11).

Анализ особенностей структуры порового пространства выявил, что породы зоны 1 имеют более крупные поры и обладают лучшими фильтрующими каналами относительно пород зоны 2.

На основании результатов распределения поровых каналов и их участия в фильтрации жидкости методом статистических моментов были рассчитаны средние радиусы поровых каналов и выполнено их сопоставление с абсолютной проницаемостью по газу (рис. 12). Метод статистических моментов базируется на строгой вероятностной теории оценивания статистических характеристик [16].

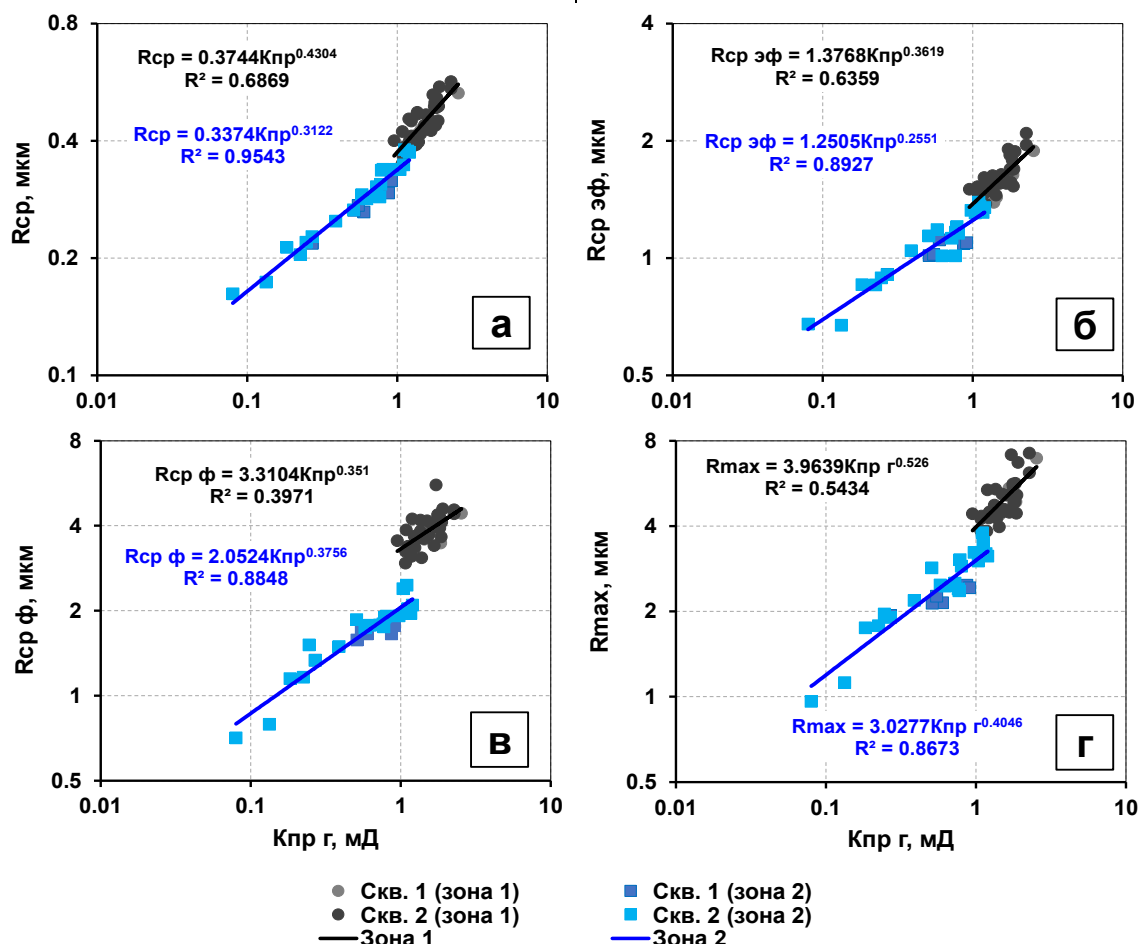


Рис. 12. Сопоставление среднего ($R_{ср}$) (а), среднего эффективного ($R_{ср\text{ эф}}$) (б), среднего фильтрующего ($R_{ср\text{ ф}}$) (в) и максимального (R_{max}) радиусов поровых каналов с абсолютной проницаемостью по газу ($K_{пр\text{ г}}$) (г)

Fig. 12. Average ($R_{ср}$) (a), average effective ($R_{ср\text{ эф}}$) (b), average filtering ($R_{ср\text{ ф}}$) (c), and maximum (R_{max}) radii of the pore channels versus absolute permeability for gas ($K_{пр\text{ г}}$) (d)

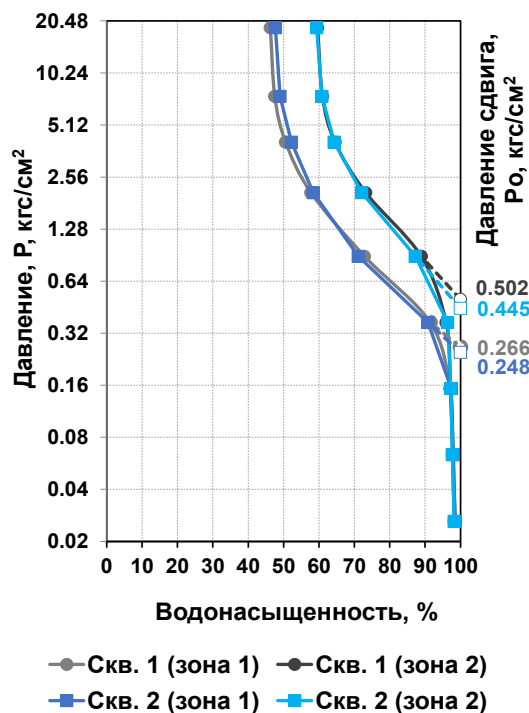


Рис. 13. Графическое определение давления сдвига (P_o) для выделенных зон

Fig. 13. Graphic determination of shearing pressure (P_o) for selected zones

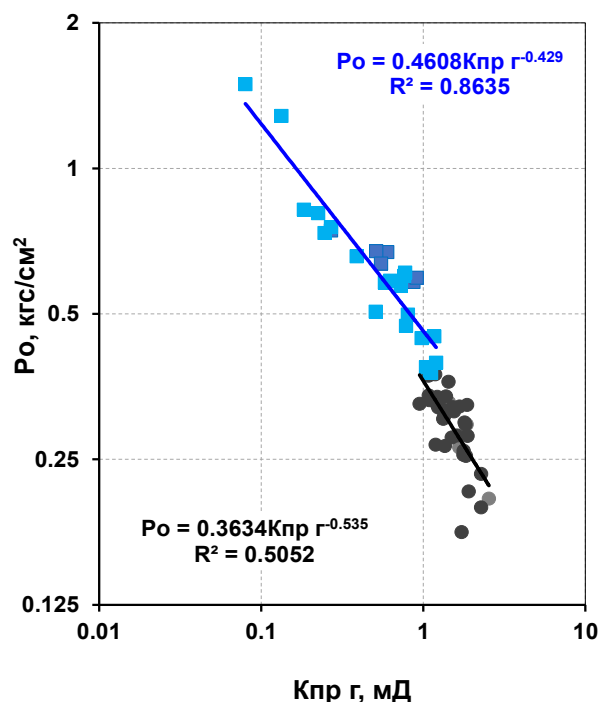


Рис. 14. Сопоставление давления сдвига (P_o) с абсолютной проницаемостью по газу ($K_{пр\text{ г}}$)

Fig. 14. Shearing pressure (P_o) versus absolute permeability for gas ($K_{пр\text{ г}}$)



Рис. 15. Заполнение порового пространства карбонатным материалом по фотографиям шлифов в проходящем свете

Fig. 15. Pore space filling with carbonate material based on thin section photographs in transmitted light

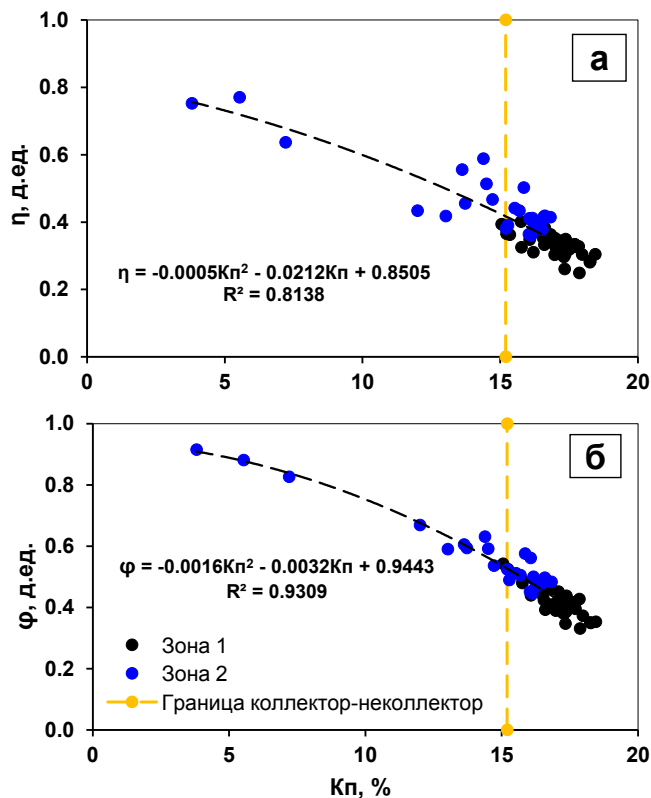


Рис. 16. Сопоставление относительной глинистости (η) (а) и глинисто-карбонатности (ϕ) (б) с открытой пористостью (K_p)

Fig. 16. Relative clay content (η) (a) and clay-carbonate content (ϕ) (b) versus open porosity (K_p)

Из рис. 12 видно, что в породах зоны 1 основная часть фильтрующих каналов, соединяющих поры друг с другом, имеет средний радиус, изменяющийся в пределах от 2,9 до 5,6 мкм; а в породах зоны 2 – от 0,7 до 2,5. Анализ средних радиусов поровых каналов показал, что размер фильтрующих каналов зоны 1 в два раза превышает размер фильтрующих каналов зоны 2.

Давление с которого начинается вытеснение жидкости (давление сдвига) для пород зоны 1 изменяется от 0,177 до 0,375 кгс/см² (среднее значение составляет 0,297 кгс/см²), для пород зоны 2 от 0,378 до 1,494 кгс/см² (0,641 кгс/см²) (рис. 13, 14). При значениях давлений, меньших значений давления сдвига, вытеснения жидкости происходить не будет, и, как следствие, нефть не сможет вытеснить воду.

Анализ вещественного состава показал, что основополагающее влияние на размер фильтрующих каналов оказывает содержание глинистого и карбонатного материала в поровом пространстве пород (рис. 15).

Величины объёмной глинистости $K_{\text{гл}}$ и карбонатности $K_{\text{карб}}$ изменяются в следующих пределах: для пород зоны 1 $K_{\text{гл}}$ изменяется от 6,1 до 10,5 % (среднее значение составляет 8,5 %) и $K_{\text{карб}}$ – от 2,0 до 8,9 % (4,1%); а для пород зоны 2 $K_{\text{гл}}$ изменяется от 9,1 до 20,5 % (12,1 %) и $K_{\text{карб}}$ – от 3,3 до 31,1 % (8,4 %).

С целью выяснения степени заполнения порового пространства пород глинистым и карбонатным материалом был выполнен расчет коэффициента относительной глинистости η и глинисто-карбонатности ϕ и выполнено их сопоставление с открытой пористостью $K_{\text{п}}$ (рис. 16). Степень заполнения порового пространства глинистым и карбонатным

материалом для пород зоны 1 варьирует в пределах 35–54 % (42 %), а для пород зоны 2 – 45–92 % (57 %).

Из рис. 16 видно, что в породах зоны 1 степень заполнения порового пространства глинистым и карбонатным материалом значительно меньше, чем в породах зоны 2.

Заключение

На основании проведённого анализа мы приходим к выводу, что неравномерное насыщение УВ пласта АС10 обусловлено микронеоднородностью данных пород.

Отложения пласта АС10 соответствуют прибрежно-морскому комплексу фаций, условия формирования которого имели широкую изменчивость литолого-минералогического состава и текстурно-структурных особенностей, что и обусловило микронеоднородность данных пород.

Высокое содержание глинистого и карбонатного материалов в поровом пространстве пород пласта АС10 оказало основополагающее влияние на размер фильтрующих каналов и, как следствие, определило неравномерное насыщение УВ.

Так как данные ГИС нацелены на изучение макронеоднородности, то состав цемента, его количество в поровом пространстве и насыщенность керна УВ в совокупности нивелировали электрическое сопротивление пласта АС10 в различных зонах насыщения, что и привело к искажению насыщенности коллектора в целом.

С целью повышения достоверности оценки насыщенности пород УВ пласта АС10 необходимо совокупное использование литолого-петрофизических и геофизических данных. Необходимо формировать системный подход для решения такого рода задач.

Библиографический список

1. Азаматов В. И. Исследование вопросов оценки запасов нефти крупных месторождений в связи с проектированием их разработки. Автореф. дис. ... д-ра геол.-минерал. наук. М., МИНХиГП, 1975. 38 с.
2. Борисов Ю. П. Учет неоднородности пласта при проектировании разработки нефтяной залежи // Труды ВНИИ, вып. XXI, Госпотехиздат, 1959. С. 245–260.
3. Борисов Ю. П., Воинов В. В., Рябинина З. К. Влияние неоднородности пластов на разработку нефтяных месторождений. М.: Недра, 1970. 288 с.

4. Борисов Ю. П., Рябинина З. К., Воинов В. В. Особенности проектирования разработки нефтяных месторождений с учетом их неоднородности. М.: Недра, 1976. 285 с.
5. Власенко В. В. Совершенствование методики оценки геологической неоднородности пластов при разведке и разработке нефтяных месторождений (на примере нефтяных месторождений залежей Урало-Поволжья и Западной Сибири). Автореф. дис. ... канд. геол.-минерал. наук. М., ВНИИ, 1974. 14 с.
6. Дементьев Л. Ф. О понятии «геологическая неоднородность» продуктивных пластов и методах ее изучения // Труды Пермского филиала Гипровостокнефти, вып. 1. М.: Недра, 1965. С. 3–10.
7. Желтов Ю. В., Кузнецов А. В. Неоднородность нефтеносных горизонтов и задачи по ее изучению. В кн.: Физико-геологические факторы при разработке нефтяных и нефтегазоконденсатных месторождений. М.: Недра, 1969. С. 7–12.
8. Жданов М. А., Ованесов М. Г., Токарев М. А. Комплексный учет геологической неоднородности при анализе выработки нефтеотдачи // Геология нефти и газа. 1974. № 3. С. 19–23.
9. Мелик-Пашаев В. С., Климушин И. М., Бреев В. А. и др. Изучение геологической неоднородности нефтяных залежей в связи с их разработкой // Труды ВНИИ. 1974. Вып. LIX. С. 3–12.
10. Ковалев А. Г., Вашуркин. А. И. О неоднородности нефтесодержащих коллекторов // Труды ВНИИ. Вып. 44, 196. С. 13–22.
11. Крашенинников Г. Ф., Волкова А. Н., Иванова Н. В. Учение о фациях с основами литологии. Издательство московского университета, 1988. 215 с.
12. Кузнецов В. Г. Литология. Осадочные горные породы и их изучение: Учеб. пособие для вузов. – М.: ООО «Недра-Бизнесцентр», 2007. 511 с.
13. Петкевич Г. И. Информативность акустических характеристик неоднородных геологических сред. Киев: Наукова думка, 1976. 213 с.
14. Ратников И. Б., Корытов В. С. Определение литолого-петрофизических параметров неоднородных пород методом микропрофилирования керна // Вопросы петрофизики и количественной интерпретации данных каротажа (материалы смотра-конкурса памяти Михаила Михайловича Элланского и воспоминания о нем). М.: ЗАО «Пангея», 2007. С. 52–59.
15. Ратников И. Б., Шульга Р. С., Романов Е. А., Бастриков С. Н. Анализ параметра пористости с привлечением элементов региональной петрофизики (электрофаций) и типа глинистости // Горные науки и технологии. 2016. № 2. С. 50–65.
16. Ратников И. Б., Шульга Р. С., Романов Е. А. Интерпретация данных капиллярных исследований // Горные науки и технологии. 2016. № 4. С. 24–39.
17. Рожков Г. Ф. Геологическая интерпретация гранулометрических параметров по данным дробного ситового анализа // Гранулометрический анализ в геологии. М.: 1978. С. 5–25.
18. Семенов В. В., Морева Е. В., Ратников И. Б. Изучение структурно-текстурных неоднородностей на керне методом неразрушающего контроля (микропрофилирования) с целью повышения достоверности результатов интерпретации ГИС // Пути реализации нефтегазового потенциала ХМАО. IX науч.-практ. конф. Ханты-Мансийск: Изд-во «ИздатНаукаСервис», 2006. Т. 2. С. 235–242.
19. Семенов В. В., Морева Е. В., Ратников И. Б. Изучение неоднородных коллекторов на керне методом микропрофилирования // Геофизика. 2006. № 2. С. 48–52.
20. Семенов В. В., Ратников И. Б., Сокова К. И. Новые технологии экспериментального изучения сложнопостроенных коллекторов // Актуальные вопросы петрофизики сложнопостроенных коллекторов / Под ред. д-ра геол.-минерал. наук И. Г. Шнурмана. Краснодар: Просвещение-Юг. 2010. С. 110–170.
21. Стасенков В. В., Климушин И. М., Бреев В. А. Методы изучения геологической неоднородности нефтяных пластов. М.: Недра, 1972. 168 с.
22. Фролов Е. Ф., Быков Н. Е., Егоров Р. А., Фурсов А. Я. Оптимизация разведки нефтяных месторождений. М.: Недра, 1976. 303 с.
23. Фролов Е. Ф., Егоров Р. А., Фурсов А. Я. О методах оценки степени достоверности параметров залежей нефти и газа // Геология нефти и газа. 1972. № 3. С. 31–36.
24. Folk R. L., Ward W. C. Brazos River bar: a study in the significance of grain size parameters // J. Sediment. Petrol, 1957, Vol. 27, N 1, p. 3–27.
25. Passega R., Byramjee R. Grain size image of clastic deposits // Sedimentology, 1969, Vol. 13, N 3/4, pp. 233–252.
26. Saner S., Kissami M., Al Nufaili S. Estimation of Permeability From Well Logs Using Resistivity and Saturation Data // SPEFE, March 1997, 27 p.
27. Timur A. An Investigation of Permeability, Porosity, and Residual Water Saturation Relationships for Sandstone Reservoirs // The Log Analyst, 1968, Vol. 9, No. 4, pp. 8–17.

28. Xue G. Optimal Transformations for Multiple Regression: Application to Permeability Estimation from Well Logs // SPEFE, June 1997, 85 p.

References

1. Azamatov V. I. Investigation in estimation of oil reserves of large fields for the design of their development: Dr.Sci. geol.-min. thesis, 1975, Moscow, MINKhiGP, 38 p. (In Russ.)
2. Borisov Yu. P. Taking into account the formation heterogeneity in the design of oil reservoir development: Proceedings of the VNII, vol. XXI, State Technical Publishing House, 1959, pp. 245-260. (In Russ.)
3. Borisov Yu. P., Voinov V. V., Ryabinina Z. K. The effect of formation heterogeneity on oil field development : Moscow, Nedra Press, 1970, 288 p. (In Russ.)
4. Borisov Yu. P., Ryabinina Z. K., Voinov V. V. Features of the design of oil field development taking into account their heterogeneity: Moscow, Nedra Press, 1976, 285 p. (In Russ.)
5. Vlasenko V. V. Improving the method of estimating formation geological heterogeneity for exploration and development of oil fields (as exemplified in oil fields of the Ural-Volga and Western Siberia oil fields): 1974, PhD. geol.-min. thesis, Moscow, VNII, 14 p. (In Russ.)
6. Dementiev L. F. On the concept of "geological heterogeneity" of productive strata and methods of its study: Proceedings of the Perm branch of Giprovnostneft, vol. 1, Moscow, Nedra Press, 1965, pp. 3-10. (In Russ.)
7. Zheltov Yu. V., Kuznetsov A. V. Heterogeneity of oil-bearing formations and tasks for its study: In the book: Physical and geological factors in development of oil and gas condensate fields, Moscow, Nedra Press, 1969, pp. 7-12. (In Russ.)
8. Zhdanov M. A., Ovanesov M. G., Tokarev M. A. Multifaceted consideration of geological heterogeneity in the analysis of oil recovery: Geology of oil and gas, No. 3, 1974, pp. 19-23. (In Russ.)
9. Melik-Pashayev V. S., Klimushin I. M., Breev V. A., *et al.* Study of geological heterogeneity of oil fields for their development: Proceedings of VNII, v. LIX, 1974, pp. 3-12. (In Russ.)
10. Kovalev A. G., Vashurkin A. I. On heterogeneity of oil-containing reservoirs: Proceedings of VNII, v. 44-196, pp. 13-22. (In Russ.)
11. Krashenninnikov G. F., Volkova A. N., Ivanova N. V. Doctrine of facies with the basics of lithology: Moscow State University, 1988, 215 p. (In Russ.)
12. Kuznetsov V. G. Sedimentary rocks and their study: Manual for graduate students, Moscow, Nedra-Business Center LLC, 2007, 511 p. (In Russ.)
13. Petkevich G. I. Informativeness of acoustic characteristics of heterogeneous geological environments: Kiev: Naukova Dumka Press, 1976, 213 p. (In Russ.)
14. Ratnikov I. B., Korytov V. S. Determination of lithologic and petrophysical parameters of heterogeneous rocks by the method of core micro-profiling: Challenges of petrophysics and quantitative interpretation of logging data (Proceedings of the review competition in memory of Mikhail Mikhailovich Ellansky and memories of him), Moscow, CJSC Pangea, 2007, pp. 52-59. (In Russ.)
15. Ratnikov I. B., Shulga R. S., Romanov, E. A., Bastrikov S. N., 2016, Analysis of porosity parameter with the involvement of elements of regional petrophysics (electrofacies) and clay content type: Mining sciences and technologies, No. 2, pp. 50-65. (In Russ.)
16. Ratnikov I. B., Shulga R. S., Romanov E. A. Interpretation of capillar study data: Mining sciences and technologies No. 4, 2016, pp. 24-39. (In Russ.)
17. Rozhkov G. F., Geological interpretation of grain-size parameters based on data of fractional sieve analysis: Grain-size analysis in geology. Moscow, 1978, pp. 5-25. (In Russ.)
18. Semenov V. V., Moreva E. V., Ratnikov I. B. Study of structural and textural heterogeneities in core by the method of non-destructive testing (micro-profiling) for increasing reliability of borehole logging data interpretation: Ways of realization of the oil and gas potential of the Khanty-Mansi Autonomous Okrug, IX Scientific-Practical Conference, Khanty-Mansiysk, NaukaServis Publishing House, 2006, v. 2, pp. 235-242. (In Russ.)
19. Semenov V. V., Moreva E. V., Ratnikov I. B. Study of heterogeneous reservoirs based on the core by micro-profiling method: Geophysics, 2006, No. 2, pp. 48-52. (In Russ.)
20. Semenov V. V., Ratnikov I. B., Sokova K. I. New technologies for experimental study of complex structure reservoirs: Actual issues of petrophysics of complex structure reservoirs, Edited by Dr. Sci. in Geology and Mineralogy Shnurman, I.G., Krasnodar: Prosveshchenie-Yug Press, 2010, pp. 110-170. (In Russ.)
21. Stasnikov V. V., Klimushin I. M., Breev V. A. Methods for studying geological heterogeneity of oil measures: Moscow, Nedra Press, 1972, 168 p. (In Russ.)
22. Frolov E. F., Bykov N. E., Egorov R. A., Fursov A. Ya. Optimization of oil-field exploration: Moscow, Nedra Press, 1976, 303 p. (In Russ.)
23. Frolov E. F., Egorov R. A., Fursov A. Ya., 1972, On methods for assessing reliability of parameters of

oil and gas accumulations: *Geology of oil and gas*, No. 3, pp. 31-36. (in Russ.)

24. Folk R. L., Ward W. C. Brazos River bar: a study in the significance of grain size parameters // *J. Sediment. Petrol*, 1957, Vol. 27, No. 1, pp. 3-27. (In Russ.)

25. Passega R., Byramjee R. Grain size image of clastic deposits // *Sedimentology*, 1969, Vol. 13, N 3/4, pp. 233-252.

26. Saner S., Kissami M., Al Nufaili S. Estimation of Permeability From Well Logs Using Resistivity and Saturation Data // *SPEFE*, March 1997, 27 p.

27. Timur A. An Investigation of Permeability, Porosity, and Residual Water Saturation Relationships for Sandstone Reservoirs // *The Log Analyst*, 1968, Vol. 9, No. 4, pp. 8-17.

28. Xue G. Optimal Transformations for Multiple Regression: Application to Permeability Estimation from Well Logs // *SPEFE*, June 1997, 85 p.

ОРИГИНАЛЬНЫЕ СТАТЬИ / ORIGINAL PAPERS

DOI: 10.17073/2500-0632-2019-1-57-64

Анализ возможного возникновения куполов в лаве

Имранов Р. А., Хмырова Е. Н., Бесимбаева О. Г., Оленюк С. П., Капасова А. З.

Карагандинский государственный технический университет, Караганда, Казахстан,

✉hmyrova@mail.ru

Аннотация: Исследования направлены на решение задач по оценке устойчивости горных выработок при подземной разработке в сложных горно-геологических условиях, повышающих надежность и безопасность проведения горных работ. Исследование геомеханических процессов, происходящих в горном массиве при отработке угольных пластов, с целью определения устойчивости кровли выемочного блока является важнейшей задачей. Выполнено цифровое моделирование массива горных пород по структурным колонкам пласта K1 и ближайшей скважине, которое позволило с высокой детальностью определить типы пород, залегающих в кровле пласта, и их прочностные характеристики, напряжения на сжатие. Для определения устойчивости кровли выемочного блока был использован показатель коэффициента запаса прочности пород, который определялся методом моделирования с использованием программного обеспечения Phase 28.0 и Rockscience. Контакт комплекс лавы с кровлей пласта был принят прослой углистого аргиллита мощностью 0,09–0,12 м, и для полноты анализа использовалась верхняя высокозольная пачка угля в кровле пласта мощностью до 0,7 м. Результаты моделирования, отраженные на графике изменения коэффициента запаса прочности в зависимости от расстояния между конвейерным и вентиляционными штреками, показывают, что вероятность образования куполов в лаве велика, так как коэффициент запаса прочности пород менее единицы, что указывает на неустойчивость кровли при отработке выемочного участка угольного пласта. Методами моделирования показана возможность произвести оценку устойчивости горных выработок, на основании которой своевременно разработать мероприятия, повышающие надежность и безопасность проведения горных работ, и принять правильные технические и технологические решения.

Ключевые слова: лава, пласт, геомеханический и газодинамический процесс, напряжение, деформация, устойчивость, моделирование, коэффициент запаса прочности.

Для цитирования: Имранов Р. А., Хмырова Е. Н., Бесимбаева О. Г., Оленюк С. П., Капасова А. З. Анализ возможного возникновения куполов в лаве. *Горные науки и технологии*. 2019;4(1):57-64. DOI: 10.17073/2500-0632-2019-1-57-64.

Analysis of Possible Origination of Domes in Longwalls

R. I. Imranov, E. N. Khmyrova, O. G. Besimbayeva, S. P. Olenyuk, A. Z. Kapasova

Karaganda State Technical University, Karaganda, Kazakhstan, ✉hmyrova@mail.ru

Abstract: The research is aimed at solving problems of assessing underground working stability in complicated mining and geological conditions to increase reliability and safety of mining operations. Analysis of geomechanical processes occurring in a rock mass during extraction of coal seams to determine the stability of mining block roof is the most important task. The performed digital modeling of the rock mass based on the structural logs for K1 seam and the nearest borehole log enabled highly detailed identifying the types of rocks occurred in the seam roof and their strength characteristics, compressive stresses. To determine the stability of a mining block roof, the factor of safety of the rocks was used, which was determined by modeling method using Phase 28.0 and Rockscience software. The carbonaceous argillite parting 0.09–0.12 m thick was taken as the contact of the longwall with the seam roof, and, for completeness of the analysis, the upper high-ash coal member in the seam roof up to 0.7 m thick was used. The modeling findings, presented in the graph of dependence between the safety factor and the distance between the belt heading and air drift, showed that the probability of dome formation in the longwall is high, as the factor of safety of the rocks is less than unity, that indicates the roof instability in the course of the coal seam block extraction. The modeling methods allowed assessing the mine working stability, based on which the measures to improve the reliability and safety of mining operations can be timely developed, and due technical and technological solutions shall be reached.

Keywords: longwall, seam, rock mechanical and gas-dynamic process, stress, strain, stability, modeling, factor of safety.

For citation: Imranov R. I., Khmyrova E. N., Besimbayeva O. G., Olenyuk S. P., Kapasova A. Z. Analysis of possible origination of domes in longwalls. *Mining Science and Technology*. 2019;4(1):57-64. (In Russ.). DOI: 10.17073/2500-0632-2019-1-57-64.

Введение

Подземная разработка угольных месторождений практически всегда сопровождается сложными горно-геологическими и горно-техническими условиями, поэтому актуальным вопросом является исследование геомеханических и газодинамических процессов, происходящих в подземных горных выработках. Определение уровня максимальных действующих напряжений вокруг горных выработок является одной из наиболее важных задач геомеханики [3, 4]. Анализ результатов моделирования с учетом коэффициента запаса прочности пород позволяет произвести выбор оптимальных параметров отработки месторождения, схемы вскрытия и подготовки горизонтов.

Исследование вопроса влияния горного давления на массив и механизированную крепь при отработке выемочного участка угольной лавы позволяет определить изменение состояния пород кровли пласта от сжатия к растяжению, которое может привести к постепенному поэтапному падению породы с кровли выработки до внезапного массового обрушения и образованию куполов.

Цели и задачи исследования

Идея проводимых исследований заключается в изучении совокупности различных факторов: структуры и свойств углепородного массива, сочетания горно-геологических и горнотехнических условий, уровня действующих напряжений в горном массиве и технологических параметров отработки выемочного участка [5].

В этой связи разработка методики комплексного управления геомеханическими и газодинамическими процессами на угольных

шахтах является актуальной научной и практической задачей.

Полученные научные и практические результаты проведенных авторами исследований могут быть положены в основу методики комплексного управления геомеханическими и газодинамическими процессами на шахтах [6–10].

Большинство исследований основано на решении упругой геомеханической задачи, при этом полученные напряжения и деформации сравниваются с предельно допустимыми для горных пород приконтурного массива. При решении геомеханических задач одним из основных вопросов является определение надежных расчетных значений прочностных свойств горного массива.

Методы исследований

По уровню напряжений, действующих в горном массиве, возможно произвести оценку устойчивости горных выработок и определить показатель коэффициента запаса прочности пород.

Горно-капитальные выработки в процессе их проведения могут изменить свое поперечное сечение от влияния напряженного состояния массива окружающих их горных пород [11–13]. Нарушения устойчивости выработок происходят при высоком вертикальном напряженном состоянии. Однако в практике встречаются случаи, когда горизонтальные напряжения значительно превышают вертикальные, тогда могут деформироваться породы кровли и почвы. Деформация почвы проявляется только выпучиванием, что может оставаться почти незамеченным.

Наличие напряжений на растяжение не всегда свидетельствует о разрушении массива

в данной области. Сами породы могут в некоторой степени сопротивляться растяжению, и даже при наличии нарушений горного массива они сохраняют некоторую устойчивость (так называемая остаточная прочность горных пород) [3, 17].

Деформация породы кровли (рис. 1) может сопровождаться активным падением породы, сначала в виде заколов, потом с переходом на обвалы. Переход на обвалы связан с уменьшением опорной площади при приближении к замковой части кровли.

Необходимо отметить, что при динамическом проявлении нарушения устойчивости в виде постепенного поэтапного падения породы с кровли выработки может произойти внезапное массовое обрушение.

На участках, где вертикальные и боковые напряжения σ_v и σ_b могут одновременно оказывать влияние на образование формы поперечного сечения выработки, физика процесса деформации

проистекает в полном соответствии с физико-механическими свойствами горных пород.

Поэтому как уровень действующих напряжений, так и свойства горных пород, в каждом конкретном случае носят индивидуальный характер.

Объектом исследований является угольный пласт К1 при отработке его лавой 46К1–3. Отработка выемочного участка приводит к изменению горного давления на массив и механизированную крепь, это в свою очередь приводит к периодическому изменению состояния пород от сжатия к растяжению, при этом изменяются размер и число зависающих пачек пород кровли пласта, участвующих в формировании опорного давления [1, 4, 18, 19].

Для определения устойчивости кровли лавы (рис. 1) было произведено цифровое моделирование массива горных пород [20] по структурным колонкам пласта (рис. 2) и скважине № 11355.

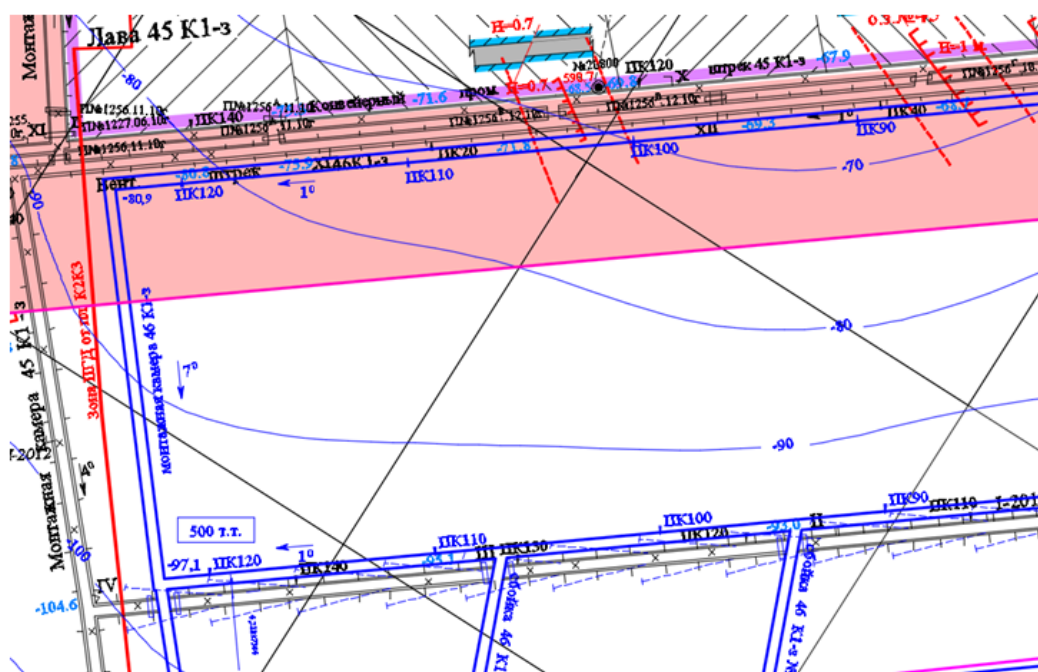


Рис. 1. План горных работ лавы 46 К1

Fig. 1. Longwall 46 K1 mining plan



Рис. 2. Структурная колонка пласта К1

Fig. 2. K1 seam structural log

Пласт К1 состоит из 6–7 кондиционных и двух высокозолевых угольных пачек в кровле пласта (напряжение на сжатие составляет $\sigma_{сж} = 11–12$ МПа). Кровля пласта представлена среднезернистыми аргиллитами мощностью до 20,5 м (напряжение на сжатие составляет $\sigma_{сж} = 22–25$ МПа). В непосредственной кровле пласта в 1,2–1,8 м залегает пласт К1 мощностью до 0,2 м. В почве пласта залегают песчаники и алевролиты, напряжение на сжатие которых $\sigma_{сж} = 35–59$ МПа.

Для определения устойчивости кровли выемочного столба был использован показа-

тель коэффициента запаса прочности пород. Контакт комплекс лавы с кровлей пласта был принят прослой углистого аргиллита мощностью 0,09–0,12 м (рис. 2). Для полноты анализа использовалась угольная пачка в кровле пласта мощностью до 0,7 м.

Результаты

По полученным результатам исследования можно сделать вывод о том, что кровля пласта по контакту с прослоем углистого аргиллита в лаве неустойчивая и легкообрушаемая. Коэффициент запаса прочности на контакте комплекса и углистого аргиллита (рис. 3) *в среднем по лаве равен 0,92*.

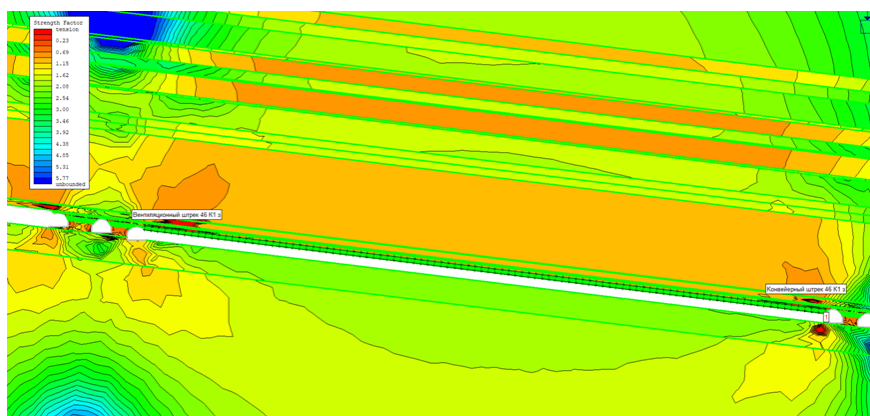


Рис. 3. Коэффициент запаса прочности моделируемого массива

Fig. 3. Factor of safety of the modeled rock mass

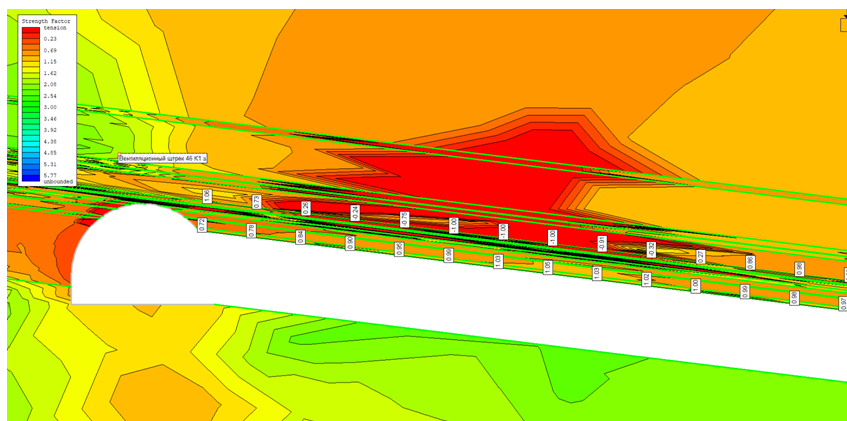


Рис. 4. Коэффициент запаса прочности у вентиляционного штрека

Fig. 4. Factor of safety of the air heading

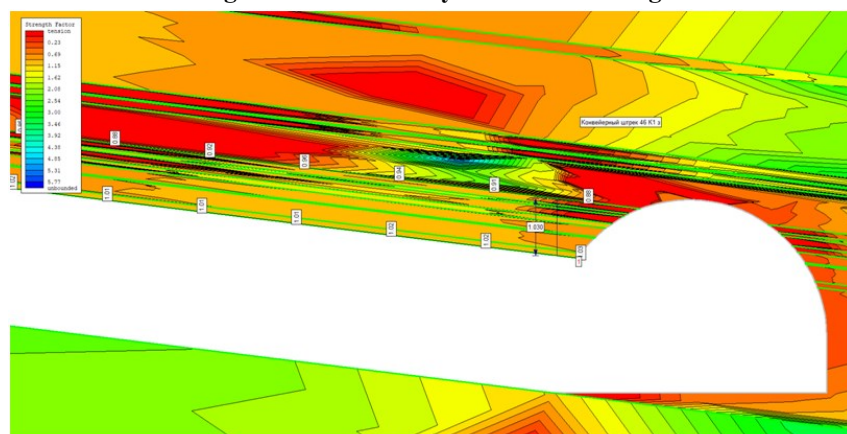


Рис. 5. Коэффициент запаса прочности у конвейерного штрека

Fig. 5. Factor of safety of the belt heading

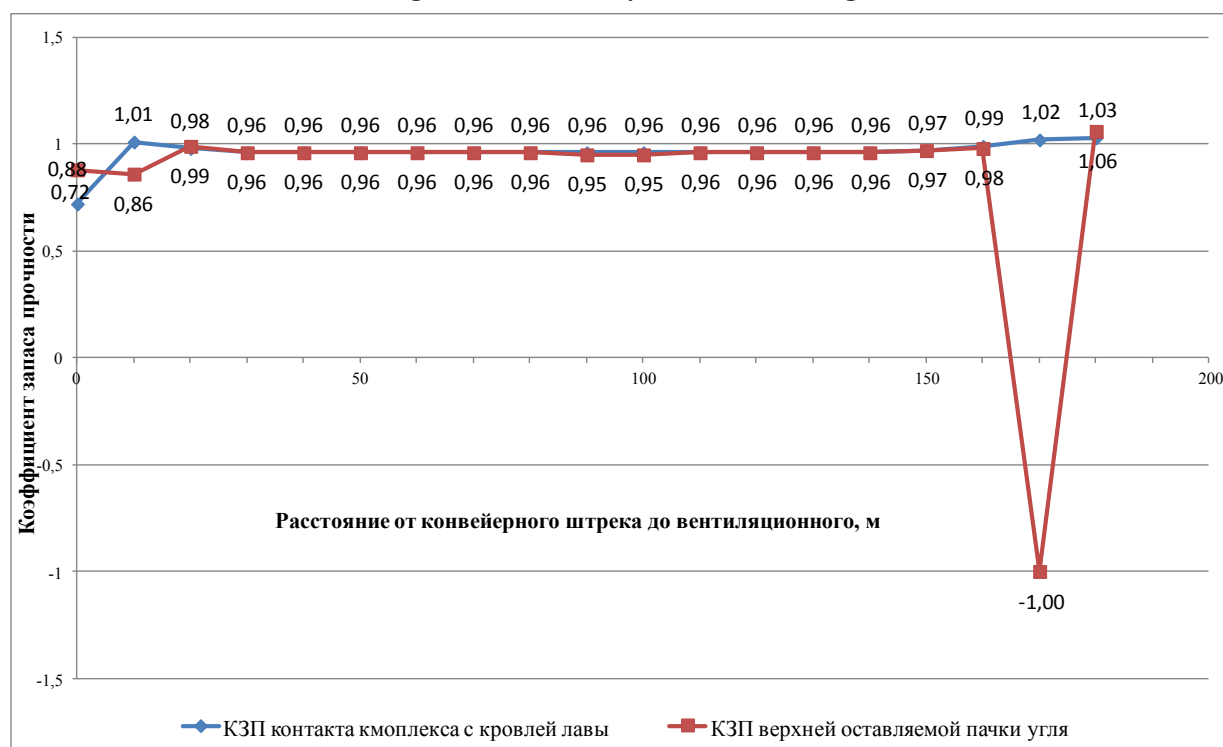


Рис. 6. Изменение коэффициента запаса прочности (КЗП) в зависимости от расстояния между конвейерным и вентиляционными штреками

Fig.6. The change in factor of safety depending on the distance between the belt and air headings

Коэффициент запаса прочности верхней высокозольной пачки угля меньше единицы и приобретает в некоторых местах отрицательные значения на участке длиной в 25 м от вентиляционного штрека в сторону выемочного участка (рис. 4). Значение коэффициента запаса прочности является показателем того, что породы кровли при отработке выемочного блока в этом месте разрушатся [21–23], возможной причиной этого является то, что данный участок находится в зоне ОГД от отработки вышележащего выемочного блока.

Заключение

Результаты моделирования по графику изменения коэффициента запаса прочности в зависимости от расстояния между конвейерным и вентиляционными штреками наглядно показывают, что вероятность образования куполов в кровле выемочного блока велика, так как КЗП пород менее 1, что говорит о не-

устойчивости кровли лавы при её работе (рис. 6). На основании проведенных исследований геомеханических процессов, протекающих в массиве горных пород при отработке выемочного блока, могут быть приняты правильные решения по дальнейшей отработке угольного пласта [24]. Знание прогнозных данных отработки участка угольного пласта позволит еще на стадии проектирования заранее определить наиболее опасные места, а именно точки обрушения кровли.

Проведенные исследования с определением коэффициента запаса прочности позволяют прогнозировать вероятность образования куполов в кровле выемочного блока и разработать мероприятия по обеспечению безопасных условий отработки угольных пластов, а также предупредить будущие аварийные ситуации [24, 25].

Библиографический список

1. Черняк И. Л. Периодичность изменения напряжённо-деформированного состояния массивов угля и пород впереди очистного забоя / И. Л. Черняк, В. Е. Зайденварг // Горный журнал. Изв. высших учебных заведений. 1993. № 3. С. 25–28.
2. Отчет о результатах исследования № 304 185 16 Казахстанская ДМТ ГмбХ энд Ко. КГ, Эссен. 2016 г.
3. Филимонов К. А. Исследование напряженного состояния подрабатываемого массива // Вестник Куз-ГТУ. 2003. № 5. С. 22–25.
4. Полевщиков Г. Я. Деформационно-волновые процессы в массиве горных пород при движении очистного забоя в угольных пластах / Г. Я. Полевщиков // ФТПРПИ. 2013. № 5. С. 50–60.
5. Долгонос В. Н., Пак Г. А., Дрижд Н. А., Алиев С. Б., Низаметдинов Ф. К. Геомеханические и газодинамические процессы в угольных шахтах. Караганда: Изд-во КарГТУ, 2012. 214 с.
6. Полевщиков Г. Я. и др. Фрактальная особенность структуризации массива горных пород в изменениях давления на призабойную часть отработываемого длинным очистным забоем угольного пласта // Вестник научного центра по безопасности работ в угольной промышленности. Научно-технический журнал. Кемерово. 2013. Вып. 1-1. С. 16–23.
8. Scott M., Mazumder S., Jiang J. Permeability Increase in Bowen Basin Coal as a Result of Matrix Shrinkage during Primary Depletion, SPE International SPE 158152, 2012, vol. 1, pp. 323–343.
9. Pan Z., Connell L. D., Modeling Permeability for Coal Reservoirs: A Review of Analytical Models and Testing Data, Int. J. Coal Geol., 2012, 92, pp. 1–44.
10. Nazarova L. A., Nazarov L. A., Karchesvsky A. L., Vandamme M. Determining Kinetic Parameters of a Block Coal Bed Gas by Solving Inverse Problem Based on Data of Borehole Gas Measurements, J. Min. Sci., 2015, vol. 51, no. 4, pp. 666–672.
11. Еременко А. А., Серяков В. М., Гахова Л. Р. Геомеханическое обоснование параметров и способа создания демпферного слоя в окрестности выработки для снижения уровня горного давления // ФТПРПИ. – 2014. № 4. С. 61–70.
12. Pinkun Guo, Yuanping Cheng. Permeability Prediction in Deep Coal Seam: A Case Study on No. 3 Coal Seam of the Southern Qinshui Basin in China, The Scientific World Journal, 2013, vol. 2013.
13. Seidle J., Jeanson M., Erickson D. Application of Matchstick Geometry to Stress Dependent Permeability in Coals, SPE Rocky Mountain Regional Meeting, Society of Petroleum Engineers, 1992.

14. Fedorov A. V., Fedorchenko I. A., Leont'ev I. V. Mathematical modeling of two problems of wave dynamics in heterogeneous media, *Shock Waves Journ.*, Vol. 15, No. 8, 2006.
15. Oparin V. N., Tanaino A. S., Yushkin V. F. Discrete properties of entities of a geomedium and their canonical representation. *Journal of Mining Science*, No. 3(2007).
16. Wang X., Pan Y., Zhang Z., A Spatial Strain Localization Mechanism of Zonal Disintegration through Numerical Simulation, *J. Min. Sci.*, 2013, vol. 49, no. 3, pp. 357–367.
17. Ройтер М. Волнообразное распределение горного давления вдоль забоя лавы / М. Ройтер, В. Курфюст, К. Майрховер, Ю. Векслер // ФТПРПИ. 2009. № 2. С. 38–44.
18. Козырева Е. Н., Шинкевич М. В. Структуризация массива горных пород в условиях отработки угольного пласта длинными столбами // Промышленная безопасность и геомеханика. – Кузбасс. Сборник трудов «Образование, наука, инновации». 2014. №1.
19. Козырева, Е. Н. Особенности газогеохимических процессов на выемочном участке шахты / Е. Н. Козырева, М. В. Шинкевич // Вестник Научного центра по безопасности работ в угольной промышленности. Кемерово. 2010. № 2. С. 28–35.
20. Леонтьева Е. В. Оценка возможностей методов компьютерного моделирования геомеханического процесса во вмещающем массиве [Электронный ресурс] / Кемерово. Инновационный конвент.
21. Захаров В. Н., Малинникова О. Н., Трофимов В. А., Филиппов Ю. А. Зависимость проницаемости угольного пласта от газосодержания и действующих напряжений // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. 2016. №2. С. 16–26.
22. Пак Г. А., Дрижд Н. А., Долгонос В. Н. Методика расчета шагов обрушения основной кровли и прогноз газовыделения на шахтах Карагандинского бассейна // Безопасность труда в промышленности. 2010. № 10. С. 31–34.
23. Шпаков П. С., Пак Г. А., Долгонос В. Н. Взаимосвязь шагов обрушения основной кровли и интенсивности газовыделения на шахтах «Сокурская» и «Саранская» Карагандинского бассейна // Маркшейдерия и недропользование. 2009. № 6. С. 70–72.
24. Инструкция по безопасному ведению горных работ на пластах, опасных по внезапным выбросам угля и газа / Министерство энергетики и угольной промышленности РК, 1995. 92 с.
25. Правила охраны сооружений и природных объектов от вредного влияния подземных горных работ на угольных месторождениях. М.: Недра, 1981. 288 с.

References

1. Chernyak I. L., Zaidenvarg V. E. Frequency of changes in stress-strain state of coal and rock masses at the front of production face: *Mining Journal, News of Higher Educational Institutions*, 1993, No. 3, pp. 25-28. (in Russ.)
2. Report on the findings of Research No. 304 185 16 Kazakhstan: DMT GmbH & Co. KG, Essen, 2016. (in Russ.)
3. Filimonov K. A. Research of the stress condition of undermined rock mass: *Vestn.Kuz,GTU*, 2003, No. 5, pp. 22-25. (in Russ.)
4. Polevshchikov G. Ya., "Deformation-wave" processes in rock mass when stoping face moving in coal seams: Polevshchikov G. Ya, *FTPRPI*, 2013, No. 5, pp. 50-60. (in Russ.)
5. Dolgonosov V. N., Pak G. A., Drizhd N. A., Aliev S. B., Nizametdinov F. K. Geomechanical and gas-dynamic processes in coal mines: Karaganda, Publishing House of KarGTU, 2012, 214 p. (in Russ.)
6. Polevshchikov G. Ya., *et al.* Fractal feature of rock mass structuring when changing pressure on near-face part of coal seam extracted by longwall face: *Bulletin of Scientific Center for Safety in Coal Industry, Scientific and technical journal*, Kemerovo, 2013, No. 1-1, pp. 16-23. (in Russ.)
8. Scott M., Mazumder S., Jiang J. Permeability Increase in Bowen Basin Coal as a Result of Matrix Shrinkage during Primary Depletion, *SPE International SPE 158152*, 2012, vol. 1, pp. 323–343.
9. Pan Z., Connell L. D., Modeling Permeability for Coal Reservoirs: A Review of Analytical Models and Testing Data, *Int. J. Coal Geol.*, 2012, 92, pp. 1–44.
10. Nazarova L. A., Nazarov L. A., Karchesvsky A. L., Vandamme M. Determining Kinetic Parameters of a Block Coal Bed Gas by Solving Inverse Problem Based on Data of Borehole Gas Measurements, *J. Min. Sci.*, 2015, vol. 51, no. 4, pp. 666–672.
11. Eremenko A. A., Seryakov V. M., Gakhova L. R. Geomechanical substantiation of the parameters and methods for creating a damping layer in the vicinity of a mine roadway to reduce rock pressure: *FTPRPI*, 2014, No. 4, pp. 61–70. (in Russ.)
12. Pinkun Guo, Yuanping Cheng. Permeability Prediction in Deep Coal Seam: A Case Study on No. 3 Coal Seam of the Southern Qinshui Basin in China, *The Scientific World Journal*, 2013, vol. 2013.

13. Seidle J., Jeansonne M., Erickson D. Application of Matchstick Geometry to Stress Dependent Permeability in Coals, SPE Rocky Mountain Regional Meeting, Society of Petroleum Engineers, 1992.
14. Fedorov A. V., Fedorchenko I. A., Leont'ev I. V. Mathematical modeling of two problems of wave dynamics in heterogeneous media, Shock Waves Journ., 2006, Vol. 15, No. 8.
15. Oparin V. N., Tanaino A. S., Yushkin V. F. Discrete properties of entities of a geomedium and their canonical representation. Journal of Mining Science, 2007, No. 3.
16. Wang X., Pan Y., Zhang Z., A Spatial Strain Localization Mechanism of Zonal Disintegration through Numerical Simulation, J. Min. Sci., 2013, vol. 49, no. 3, pp. 357–367.
17. Reuter M. Waveform distribution of rock pressure along longwall face: Reuter, M., Kurfüst, V., Mayrhofer, K., Wexler, Ju.: FTPRPI, 2009, No. 2, p. 38-44.
18. Kozyreva E. N., Shinkevich M. V. Structuring rock mass in the conditions of extracting coal seam by longwalls: Industrial Safety and Geotechnics, Kuzbass. Collected papers "Education, science, innovation", 2014, No.1. (in Russ.)
19. Kozyreva E. N. Features of gas-geomechanical processes at a mine extraction district: Kozyreva, E.N., Shinkevich, M.V.: Bulletin of Scientific Center for Safety in Coal Industry, Kemerovo, 2010, No. 2, p. 28-35.
20. Leontyeva Ye, V. Evaluation of the possibilities of computer simulation of a geomechanical process in a hosting rock mass [Electronic resource]: Kemerovo. Innovative Convention. (in Russ.)
21. Zakharov V. N., Malinnikova O. N., Trofimov V. A., Filippov Yu. A. The dependence of coal seam permeability on gas content and effective stresses: Physical and technical issues of mining, 2016, No.2, pp. 16-26. (in Russ.)
22. Pak G. A., Drizhd N. A., Dolgonosov V. N. Method of main roof caving step calculation and forecast of gas release in the mines of Karaganda basin: Labor Safety in Industry, 2010, No. 10, pp. 31-34. (in Russ.)
23. Shpakov P. S., Pak G. A., Dolgonosov V. N. Interrelation of main roof caving steps and gas release intensity in Sokurskaya and Saranskaya mines of Karaganda basin: Mine surveying and subsoil use, 2009, No. 6, pp. 70-72. (in Russ.)
24. Instructions for safe extraction of dangerous (in coal-and-gas outburst) seams: Ministry of Energy and Coal Industry of Kazakhstan, 1995, 92 p. (in Russ.)
25. Rules for protection of structures and natural objects from harmful effects of underground coal mining: Moscow, Nedra Press, 1981, 288 p. (in Russ.)

ОРИГИНАЛЬНЫЕ СТАТЬИ / ORIGINAL PAPERS

DOI: 10.17073/2500-0632-2019-1-65-75

**Методика обнаружения глинистых минералов и оксида железа
по данным многозональных изображений Landsat
(на примере территории провинции Тхай Нгуен, Вьетнам)**

Чинь Ле Хунг¹, Заблоцкий В. Р.²

¹Технический университет им. Ле Куи Дон, Ханой, Вьетнам, ✉trinhlehung125@gmail.com;

²Московский государственный университет геодезии и картографии, Москва, Россия,
v-r-zablotskii@ya.ru

Аннотация: Многозональные изображения Landsat с успехом использовались для выявления месторождений некоторых полезных ископаемых в разных регионах мира. Некоторые минералы, в том числе глинистые минералы и оксид железа, могут быть обнаружены по данным многозональной съемки из-за их спектральных характеристик. В данной работе представлены результаты применения метода главных компонент и технологии Crosta для обнаружения скоплений глинистых минералов и оксида железа на основе использования многозонального изображения Landsat 8 Oli провинции Тхай Нгуен, север Вьетнама. Полученные результаты показали возможность и целесообразность оперативного определения месторождения полезных ископаемых по данным дистанционного зондирования. Методы и средства обработки изображений, апробированные в этом исследовании, могут использоваться для создания карт распределения глинистых минералов и оксида железа, с целью эффективного и рационального поиска полезных ископаемых и разведки минерального сырья.

Ключевые слова: дистанционное зондирование, метод главных компонент, минерал, Landsat, Vietnam.

Для цитирования: Чинь Ле Хунг, Заблоцкий В. Р. Методика обнаружения глинистых минералов и оксида железа по данным многозональных изображений Landsat (на примере территории провинции Тхай Нгуен, Вьетнам). *Горные науки и технологии*. 2019;4(1):65-75. DOI: 10.17073/2500-0632-2019-1-65-75.

**The Method of Detection of Clay Minerals and Iron Oxide
Based on Landsat Multispectral Images
(as Exemplified in the Territory of Thai Nguyen Province, Vietnam)**

Le Hung Trinh¹, V. R. Zabloskii²

¹Le Quy Don Technical University, Ha Noi city, Vietnam; ✉trinhlehung125@gmail.com;

²Moscow State University of Geodesy and Cartography, Moscow, Russia, v-r-zablotskii@ya.ru

Abstract: Landsat multispectral images have been successfully used for discovering some mineral deposits in different regions of the world. Some minerals, including clay minerals and iron oxide, can be detected by multispectral surveys due to their spectral characteristics. This paper presents the results of the application of principal component analysis and Crosta technique for detecting accumulations of clay minerals and iron oxide based on a Landsat 8 Oli multispectral image of Thai Nguyen Province, north of Vietnam. The obtained results have demonstrated the feasibility and suitability of prompt detecting mineral deposits based on the remote sensing data. The image processing methods and facilities tested in this study can be used to create maps of distribution of clay minerals and iron oxide for effective and expedient prospecting and exploration for minerals.

Keywords: remote sensing, principal component analysis, mineral, Landsat, Vietnam.

For citation: Trinh Le Hung, Zabloskii V. R. The method of detection of clay minerals and iron oxide based on Landsat multispectral images (as exemplified in the territory of Thai Nguyen Province, Vietnam). *Mining Science and Technology*. 2019;4(1):65-75. (In Russ.). DOI: 10.17073/2500-0632-2019-1-65-75.

ВВЕДЕНИЕ

Полезные ископаемые являются важнейшим природным ресурсом любой страны. Минеральные ресурсы используются во многих отраслях: при производстве энергии, строительстве, металлургии, сельском хозяйстве и т.д. Поиск и обнаружение минеральных ресурсов – сложная задача. Традиционные методы, основанные на полевых, поисково-съёмочных работах, решают эту проблему, однако имеют высокую стоимость. Технология дистанционного зондирования обладает рядом преимуществ перед наземными способами разведки, что связано как с охватом широкой площади территории, так и с небольшим периодом повторного наблюдения. В работах [1–5, 7–10, 13–18, 20–23] подтверждается возможность использования многозональных изображений (Landsat, Aster) для мониторинга и обнаружения полезных ископаемых. Сканерные изображения фиксируют информацию о подстилающей поверхности в видимой, ближней и средней инфракрасных областях [6, 11, 12]. Это позволяет исследовать физические свойства изучаемой поверхности и делать предположения о почвах и горных породах.

Данные многозонального изображения Landsat использовались в течение ряда лет в засушливых и полузасушливых природных условиях для определения месторождения оксидов железа и гидротермальных минералов. Многие авторы использовали метод спектральных индексов для обнаружения минералов. Например, спектральные индексы, полученные по данным многозонального изображения Landsat и ASTER, использовались для поиска оксида железа (iron oxide), глинистых минералов (clay minerals), магнетита (magnetite content), железных минералов (ferrous minerals) и расчета индексов Abrams, Chica-Olma и Kaufmann [4, 10]. Crosta (1989) [5], Mia и Fujimitsu (2012) [16] использовали метод главных компонент (PCA) для обнаружения месторождений полезных ископае-

мых. Основываясь на методе главных компонентов, Fraser и др. (1997) [10] разработали метод DPCA (directed principal component analysis) для наблюдения за распределением полезных ископаемых. Метод DPCA также использовался в работе Khaleighi и Ranjbar (2011) [14] для картографирования содержания меди в Иране по данным многозональных изображений ASTER. Полученные в этих исследованиях результаты показывают, что метод главных компонентов имеет более высокую точность обнаружения минералов, чем метод спектральных индексов.

Данная работа посвящена задаче обнаружения глинистых минералов и оксидов железа в провинции Тхай Нгуен, север Вьетнама, по данным многозональной съемки Landsat 8 с использованием метода главных компонентов. В работе также были использованы и некоторые другие методы обработки изображений, включающие создание цветных мозаик, растяжение гистограмм яркости, декорреляция, улучшение краев контуров, слияние изображений, расчет спектральных индексов – для оценки содержания минералов в горных породах и почвах.

МАТЕРИАЛЫ

Исследуемая территория. Провинция Тхай Нгуен находится в северной части Вьетнама, в 80 км от столицы Ханоя (рис. 1). Географические координаты – 21°20' до 22°03' с.ш., 105°52' до 106°14' в.д. Провинцию пересекают несколько горных хребтов, протянувшихся в направлении с северо-запада на юго-восток. На юго-западе провинции расположен горный хребет Тамдао, протяженностью 80 км. Растительный покров в провинции занимает около 80 % площади района, в основном это вновь насаженные леса и фруктовые деревья. Естественные леса остались в небольшой части территории и распространены в высокогорных хребтах. Горная почва занимает 48,4 % площади района, расположена на высотах более 200 м и образована в результате выветривания скаль-

ных и метаморфических пород и других отложений. Почва холмов составляет 31,4 % площади района, сформирована преимущественно на песчанике, алевролите и некоторых древних тектонических отложениях. Провинция Тхай Нгуен – богата минеральными ресурсами, в том числе железом и углем. Картинки некоторых минеральных шахт на исследуемой территории показаны на рис. 3 [24].

Исходные данные. В работе использовалось многозональное изображение, полученное со спутников Landsat 8 Oli, дата съемки 15 июня 2017 (рис. 2). Изображение получено в безоблачную погоду – необходимое условие выполнения съемок. Данное изображение было загружено из сайта Геологической службы Соединённых Штатов (Геологическая служба США – USGS –

<http://glovis.usgs.gov/>) с уровнем обработки L1T [25].

Landsat 8 является восьмым спутником в рамках программы Landsat и седьмым спутником этой серии, выведенный на орбиту Земли. Landsat 8 получает изображения поверхности Земли в видимом, ближнем ИК и тепловом ИК диапазоне, с пространственным разрешением от 15 до 100 м (табл. 1).

МЕТОДЫ И РЕЗУЛЬТАТЫ

Для обнаружения оксидов железа и глинистых минералов по данным многозонального изображения Landsat 8 в работе использовался метод главных компонентов (PCA). Этот метод позволяет уменьшить размерность данных с наименьшими потерями ценной для дешифрирования информации.

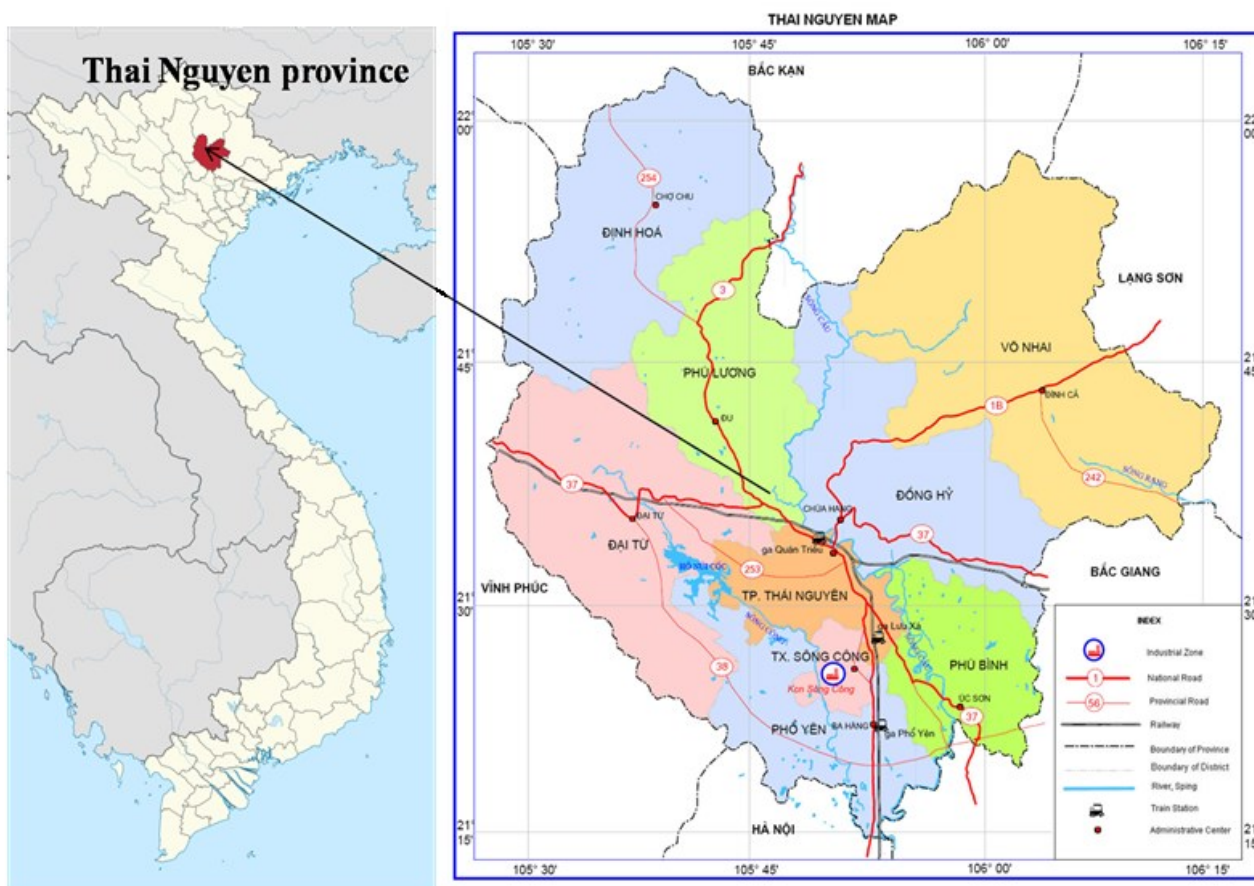


Рис. 1. Местоположение исследуемой территории, провинция Тхай Нгуен, Вьетнам

Fig. 1. Location of the study area, Thai Nguyen Province, Vietnam

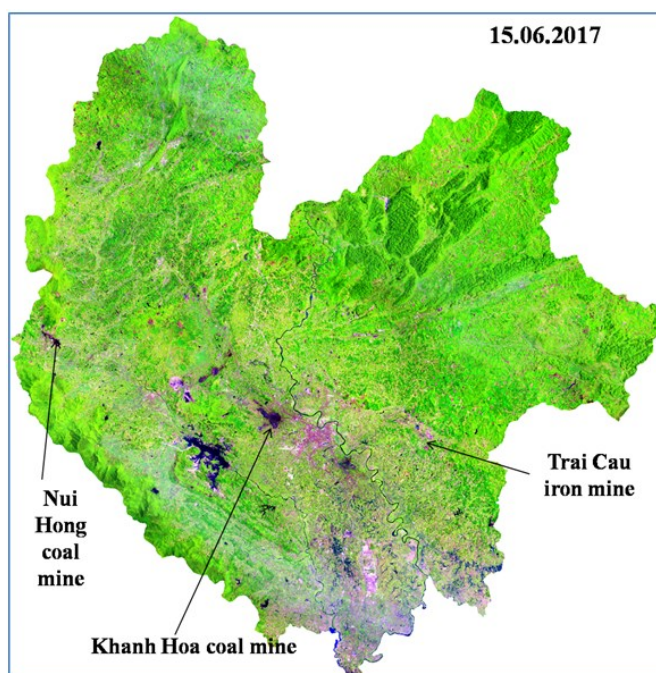


Рис. 2. Многозональное изображение Landsat 8 в провинции Тхай Нгуен, 15.06.2017

Fig. 2. Landsat 8 multispectral image in Thai Nguyen province, 15.06.2017



Рис. 3. Картинки некоторых минеральных шахт на исследуемой территории: угольная шахта Хань Хоа (а), Нуй Хонг (б) и железорудная шахта Чай Кау (в) [24]

Fig. 3. Pictures of some mineral mines in the study area: coal mines Han Hoa (a), Nui Hong (b), and Chai Kau iron ore mine (c) [24]

Таблица 1

Характеристики многозонального изображения, полученного со спутника Landsat 8

Characteristics of the multispectral image received from the Landsat 8 satellite

№	Спектральный канал	Диапазон (μм)	Спектральное разрешение (м)
1	Канал 1 – побережья и аэрозоли	0,433–0,453	30
2	Канал 2 – синий	0,450–0,515	30
3	Канал 3 – зеленый	0,525–0,600	30
4	Канал 4 – красный	0,630–0,680	30
5	Канал 5 – ближний ИК	0,845–0,885	30
6	Канал 6 – средний ИК	1,560–1,660	30
7	Канал 7 – средний ИК	2,100–2,300	30
8	Канал 8 – панхроматический	0,500–0,680	15
9	Канал 9 – перистые облака	1,360–1,390	30
10	Канал 10 – тепловой инфракрасный	10,30–11,30	100
11	Канал 11 – тепловой инфракрасный	11,50–12,50	100

В данной работе показано, что первый главный компонент (PC1) состоит из положительных элементов всех спектральных каналов изображения Landsat 8 (каналы 2, 3, 4, 5, 6 и 7). PC1 составляет около 95,12 % от собственного значения общей дисперсии для данных PCA. Собственный вектор для третьего главного компонента (PC3) указывает на то, что в PC3 преобладает растительность, которая имеет высокую отражательную способность в ближнем ИК диапазоне (канал 5). Отрицательное значение элемента в канале 5 на этом главном компоненте ($-0,77223$) также указывает на то, что растительные пиксели будут черными на этом главном компоненте. Поскольку элементы на собственные векторы для канала 2 и канала 4 в шестом главном компоненте (PC6) (табл. 2) также противоположны по знаку, можно предположить, что оксиды железа будут отличаться яркими пикселями в PC6. Гидроксильные минералы отображаются в виде темных пикселей в PC5 из-за того, что вклад отрицательный от канала 6 и положительный от канала 7 в этом PC5 (табл. 2). Если количество входных каналов уменьшить, чтобы избежать определенного спектрального контраста, вероятность определения уникального главного компонента для обнаружения минералов будет возрастать [15].

Гидроксильные минералы отражают электромагнитное излучение в диапазоне 1,55–1,75 мкм (канал 6 изображения Landsat 8) значительно сильнее, чем в других исследуемых диапазонах, и сильно поглощаются в диапазоне от 2,05 до 2,35 мкм (канал 7) [7]. Таким образом, для обнаружения глинистых минералов используют спектральные каналы в синем (канал 2), ближнем ИК (канал 5) и среднем инфракрасных диапазонах (каналы 6 и 7) изображения Landsat 8. Каналы 3 (зеленый) и 4 (красный) не используются, чтобы избежать влияния оксидов железа и растительного покрова. Результаты преобразования главных компонентов на комбинации каналов 2, 5, 6 и 7 изображения Landsat 8 для территории провинции Тхай Нгуен (Вьетнам) показаны в табл. 3. Анализ полученных результатов показал, что PC4 с относительно сильной положительной нагрузкой для канала 7 (0,7384) и умеренной отрицательной нагрузкой для канала 6 ($-0,5791$) может использоваться для обнаружения гидроксильных минералов. PC4 выделяет гидроксильные минералы как темные пиксели. С помощью метода инверсии гидроксильные минералы представлены светлыми пикселями на PC4 (рис. 4, а).

Таблица 2

Результаты анализа главных компонентов для 6 мультиспектральных каналов изображения Landsat 8

The findings of main component analysis for 6 multispectral image channels of Landsat 8

Канал	B2	B3	B4	B5	B6	B7	Собственное значение (%)
PC1	0,32708	0,26698	0,22964	0,38848	0,39815	0,64149	95,123
PC2	-0,14263	0,05132	0,24151	0,03498	0,60180	0,58675	2,689
PC3	0,22824	0,23004	0,46350	-0,77223	-0,15801	0,11465	1,935
PC4	-0,09365	-0,38327	-0,56946	-0,42576	0,36687	0,33932	0,196
PC5	-0,17823	0,13023	0,12403	-0,25107	-0,54775	0,06205	0,035
PC6	-0,56011	-0,53438	0,54677	0,08179	-0,08079	0,28967	0,023

Таблица 3

Результат анализа главных компонент для обнаружения гидроксильных минералов

The findings of main component analysis for identifying hydroxyl minerals

Главные компоненты	Собственный вектор				Собственное значение (%)
	B2	B5	B6	B7	
PC1	0,3566	0,6158	0,6218	0,3270	95,481
PC2	0,1340	0,6730	-0,4379	-0,5808	3,119
PC3	-0,9072	0,2833	0,2935	-0,1024	1,310
PC4	-0,1783	0,2959	-0,5791	0,7384	0,090

Таблица 4

Результат анализа главных компонент для обнаружения глинистых минералов

The findings of main component analysis for identifying clay minerals

Главные компоненты	Собственный вектор				Собственное значение (%)
	B2	B4	B5	B6	
PC1	0,3680	0,2381	0,6351	0,6360	95,775
PC2	0,0992	0,4337	-0,7340	0,5132	2,410
PC3	-0,7739	-0,3509	0,0548	0,5244	1,724
PC4	0,5058	-0,7951	-0,2343	0,2389	0,091

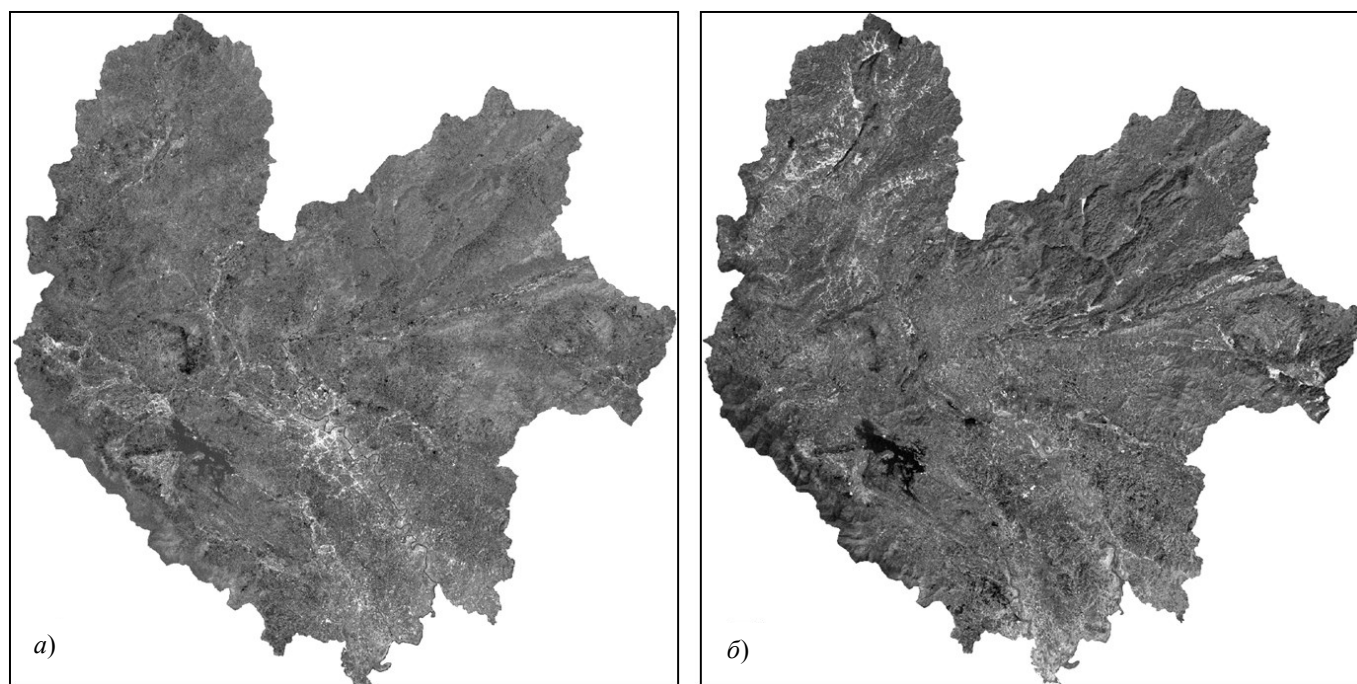


Рис. 4. Компонент PC4, яркие пиксели указывают на местоположение гидроксильных минералов (а) и оксидов железа (б)

Fig. 4. Component PC4, bright pixels indicate the location of hydroxyl minerals (a) and iron oxides (b)

Аналогично для обнаружения оксидов железа в работе используют спектральные каналы 2, 4, 5 и 6 изображения Landsat 8. Зеленый канал (канал 3) не используется, чтобы избежать влияния растительности на результаты обнаружения минералов. Результаты преобразования главных компонент в комбинации каналов 2, 4, 5 и 6 изображения Landsat 8 на территории провинции Тхай Нгуен (Вьетнам) показаны в табл. 4. В этом случае PC4 выделяет оксид железа как темные пиксели (элемент собственного вектора для канала 4 равен $-0,7951$ и для канала 2 $+0,5058$). Это изображение (PC4) можно инвертировать по яркости (**brightness inverse**), чтобы показать местоположение оксидов железа как яркие пиксели (рис. 4, б).

Изображения главных компонент (PC4) для гидроксильных минералов и оксидов железа объединяются для создания одного изображения, отображающего пиксели с аномальными концентрациями как гидроксидов, так и оксидов железа, – как самых ярких. Это слияние двух изображений также получено с помощью метода главных компонен-

тов, таких как PC1, имеющих положительные собственные значения для обоих входных изображений. Затем эти изображения комбинируются с использованием технологии Crosta для получения трехслойного изображения. Блок-схема метода обработки изображений для обнаружения гидроксильных минералов и оксидов железа по данным многозонального изображения Landsat 8 показана на рис. 5.

Для обработки многозонального изображения был создан пакет программ RS-MINERALS на основе языка программирования Matlab. Пакет предназначен для анализа спутниковых изображений по методу главных компонент. Пакет программ RS-MINERALS обеспечивает возможность открытия и обработки спутниковых изображений в формате TIFF, включая основные модули, такие как View (отображения), Idicies (спектральные индексы), PCA (метод главных компонент), DPCA (directed PCA), Interpreter (обработка изображений). Интерфейс программы показан на рис. 6.

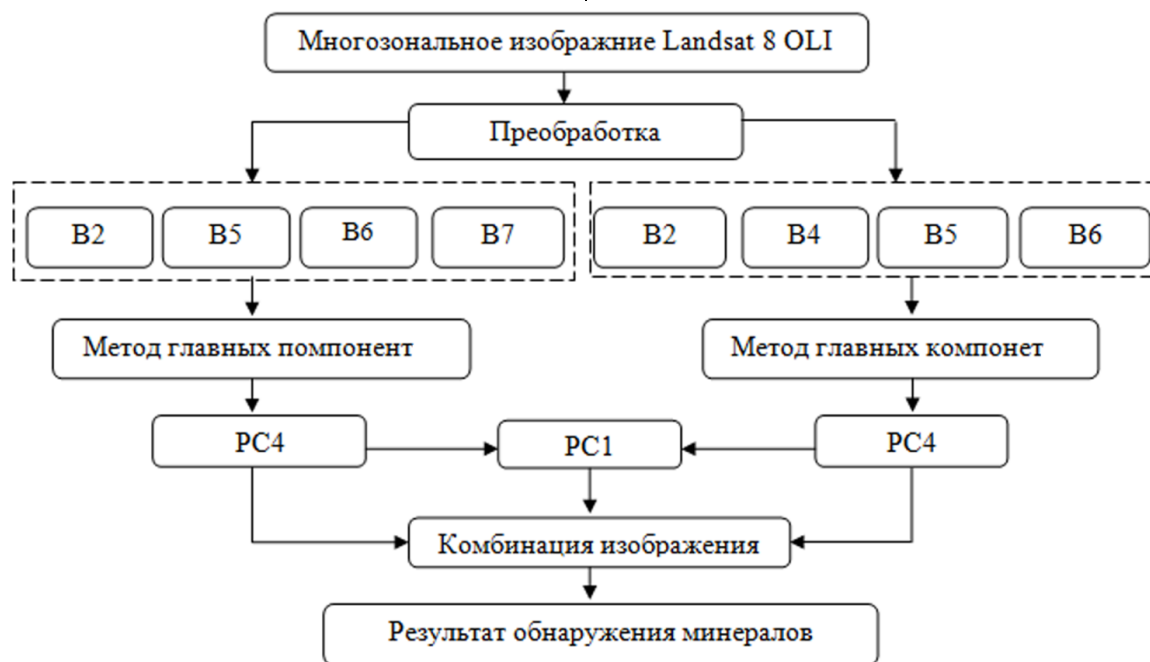


Рис. 5. Метод обработки изображений для обнаружения гидроксильных минералов и оксида железа с использованием многозонального изображения Landsat 8 Oli

Fig. 5. Image processing method for detection of hydroxyl minerals and iron oxide using a Landsat 8 Oli multispectral image



Рис. 6. Интерфейс программы RS-MINERALS

Fig. 6. RS-MINERALS software program interface

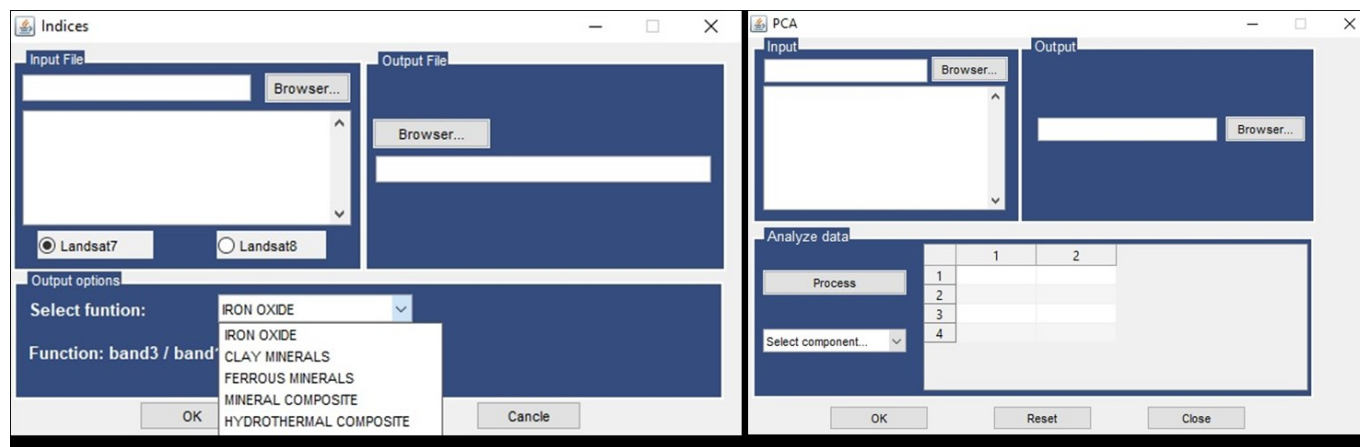


Рис. 7. Модули PCA (а) и Indices (б) в пакете программ RS-MINERALS

Fig. 7. PCA (a) and Indices (b) modules in the RS-MINERALS software package

Модуль PCA позволяет вычислять главные компоненты для снимков Landsat. На выходе программа отображает собственные векторы и собственные значения для выбранных главных компонентов, содержащих наиболее ценную информацию о минералах (рис. 7, а).

Модуль Indices позволяет рассчитывать минеральные индексы, такие как глинистые минералы (clay minerals), оксид железа (iron oxide), железистые минералы (ferrous minerals), минеральные композиты (mineral composite), индекс Abramm, индекс Kaufmann и индекс Chica-Olma (рис. 7, б).

Модуль Interpreter имеет инструменты комбинации спектральных каналов многозонального изображения (Band combinations) и инверсии яркости (Brightness inversion). Инструмент «Brightness inversion» позволяет инвертировать яркость пикселей, чтобы выделить местонахождение минералов по изображению основного компонента.

Модуль DPCA позволяет выделить местонахождение полезных ископаемых по методу DPCA, описанному Fraser и Green

(1987). В этом методе PC1 рассчитывается из отношений спектральных каналов Landsat TM: (канал 4/канал 3) и (канал 5/канал 7). Изображение (канал 5/канал 4) и изображение (канал 7 + канал 1) использовались для создания цветного RGB изображения.

Результат комбинации изображения для обнаружения гидроксильных минералов и оксида железа показал на рис. 8. На этом изображении белые пиксели представляют области, богатые как гидроксильными, так и железными минералами. Области, в которых содержится много гидроксильных минералов, показаны от ярко-красного до оранжевого цвета, а районы, богатые железом, – от яркого голубого до синего [15].

Для оценки точности обнаружения гидроксильных минералов и оксида железа по данным многозональной съемки Landsat 8 в работе использовалась карта минералов провинции Тхай Нгуен, Вьетнам, масштабом 1 : 200 000 (рис. 9). Полученные результаты показали, что железные минералы распределены по большей части провинции Тайгун

ем технологии Crosta. Результаты также показали, что гидроксильные минералы сосредоточены в районах местонахождения крупных угольных шахтах, таких как Nui Hong (Нуй Хонг), Khanh Hoa (Хань Хоа), Phan Me (Фан Ме) (см. рис. 8).

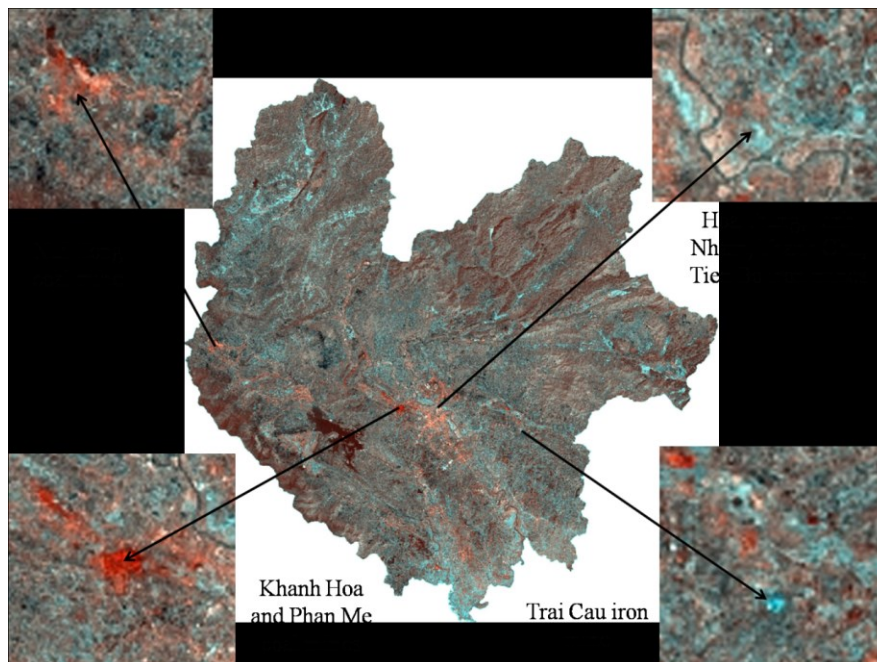


Fig. 8. Crosta-based image combination

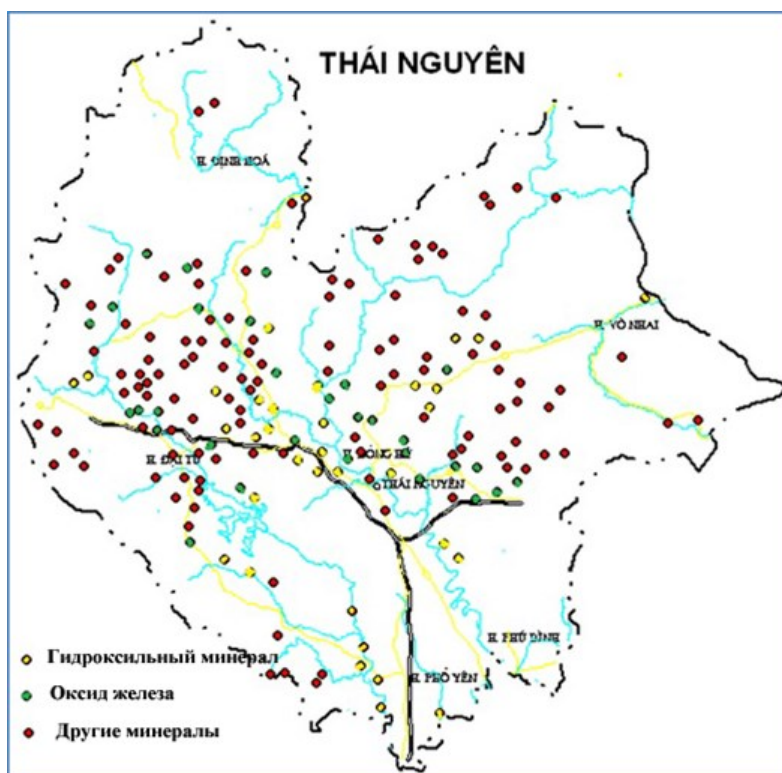


Fig. 9. Map of minerals of Thai Nguyen province (Vietnam), scale 1 : 200,000

ВЫВОДЫ

Многозональные изображения Landsat 8 могут использоваться эффективно для обнаружения и прогнозирования месторождения гидроксильных минералов и оксида железа. Метод анализа главных компонентов способен обнаруживать минералы с большей надежностью вследствие устранения дублирующей информации в спектральных каналах. В данной работе гидроксильные минералы и оксид железа были обнаружены в горной породе, а также в открытых почвах в окрестности горнодобывающих предприятий.

Выбросы горной породы вокруг шахт очень хорошо дешифрируются на изображениях главных компонентов на основе технологии Crosta. В провинции Тхай Нгуен на территории с разреженным растительным покровом, гидроксильные минералы и оксид железа могут также обнаруживаться по результатам дешифрирования скальных пород и песчаных отложений. Результаты, полученные в данной работе, могут быть использованы для создания и обновления карты распределения минералов с целью прогнозирования новых скоплений минерального сырья.

Библиографический список / References

1. Опарин В. Н., Потапов В. П., Гинлиятуллина О. Л. О комплексной оценке состояния окружающей среды по данным дистанционного зондирования земли в регионах с высокой техногенной нагрузкой // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. 2014. № 6. С. 199–209.
2. Oparin V. N., Potapov V. P., Ginliyatullina O. L., On comprehensive assessment of environmental condition based on data of earth remote sensing in regions with high man-induced impact: Physical and technical issues of mining, 2014, No. 6, pp. 199–209. (in Russ.)
3. Усиков В. И., Липина Л. Н. Оценка геоэкологической ситуации в районе Малого Хингана по данным дистанционного зондирования земной поверхности // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. 2018. № 2. С. 154–160.
4. Usikov V. I., Lipina L. N. Evaluation of geoeological situation in the area of Maly Khingan based on data of remote sensing of the earth's surface: Physical and technical issues of mining, 2018, No. 2, pp. 154–160. (in Russ.)
5. Abrams M. J. Remote sensing of porphyry copper in Southern Arizona, Economic Geology, 1983, No. 78, pp. 591–604.
6. Alasta A. F. Using remote sensing data to identify iron deposits in central western Libya, International conference on Emerging trends in Computer and Image processing, Bangkok, 2011, pp. 56–61.
7. Crosta A. P., Moore J. M. Enhancement of LANDSAT Thematic Mapper imagery for residual soil mapping in SW Minas Gerais State Brazil: a prospecting case history in greenstone belt terrain, Proceedings of the 9th Thematic Conference on Remote Sensing for Exploration Geology, Calgary (Ann Arbor, MI: Environmental Research Institute of Michigan), 1989, pp. 1173–1187.
8. Clark R. N., Swayze G. A., Wise R., Livo K. E., Hoefen T. M., Kokaly R. F., Sutley S. J. USGS Digital Spectral library, USGS Open file Rep, 1989.
9. Dematte J. A. M., Fiorio P. R., Ben-Dor E. Estimation of soil properties by orbital and laboratory reflectance means and its relation with soil classification, The Open Remote Sensing Journal, 2009, Vol. 2, pp. 12–23.
10. Dogan H.D. (2012). Mineral composite assessment of Kelkit River Basin in Turkey by means of remote sensing, Journal Earth System Science, Vol. 118(6), pp. 701–710.
11. Fongaro C., Dematte J., Rizzo R., Safanelli J., Mendes W., Dotto A., Vicente L., Franceschini M., Ustin S. Improvement of Clay and Sand Quantification Based on a Novel Approach with a Focus on Multispectral Satellite Images, Remote Sensing, 2018, 10, 1555; doi:10.3390/rs10101555.
12. Fraster S. J., Green A. A. A software defoliant for geological analysis of band ratio, International journal of remote sensing, 1997, Vol. 8, pp. 525–532.
13. Goetz A. F., Rock F. H., Rowan B. N. Remote sensing for exploration: An overview, Economic Geology, 1983, Vol. 78, 573–590.
14. Hunt G. R., Ashley R. P. Spectra of altered rocks in the visible and near infrared, Economic Geology, 1979, Vol. 74, pp. 1613–1629.
15. Kaufman H. Mineral exploration along the Agaba-Levant structure by use of TM-data concepts, processing and results, International Journal of Remote Sensing, 1988, 9:1630–1658.
16. Khaleghi M., Ranjbar H. Alteration mapping for exploration of porphyry copper mineralization in Sar-duiyed area, Kerman province, Iran using ASTER SWIR data, Australian Journal of Basic and Applied Sciences,

2011, 5(8), pp. 61–69.

15. Loughlin W. P. Principal component analysis for alteration mapping, *Photogrammetric Engineering and Remote Sensing*, 1991, 57(g), pp. 1163–1169

16. Mia M. B., Fujimitsu Y. Mapping hydrothermal altered mineral deposits using LANDSAT 7 ETM+ image in and around Kuju volcano, Kyushu, Japan, *Journal Earth System Science*, 2012, Vol. 121(4), pp.1049–1057.

17. Pour A. B., Hashim M. Integrating PALSAR and ASTER data for mineral deposits exploration in tropical environments: a case study from Central Belt, Peninsular Malaysia, *International Journal of Image and Data Fusion*, 2015, 6(2), pp. 170–188.

18. Pour A. B., Park T., Park Y., Hong J., Zoheir B., Pradhan B., Ayoobi I., Hashim M. Application of Multi-Sensor Satellite Data for Exploration of Zn–Pb Sulfide Mineralization in the Franklinian Basin, North Greenland, *Remote Sensing*, 2018, 10(8), 1186; doi:10.3390/rs10081186.

19. Singh A., Harrison A. Standarized principal components, *International Journal of Remote Sensing*, 6(6), 1985, pp. 883–896.

20. Sridhar B. B., Vincent R. K. Mapping and estimation of phosphorus and copper concentrations in Fly Ash spill area using LANDSAT TM data, *Photogrammetric Engineering and Remote Sensing*, 2009, Vol. 75(9), pp. 1030-1033.

21. Trinh L. H. Application of remote sensing technique to detect and map iron oxide, clay minerals and ferrous minerals in Thai Nguyen province, *Горные науки и технологии*, 2016, Vol. 1, 60 – 66.

22. Trinh L. H. Application of band ratio method to detect iron oxide, clay minerals and ferrous minerals, *Mining Industry Journal*, 2014, Vol. 4, pp. 19-24.

23. Van der Meer F. D., van der Werff H. M. A., van Ruitenbeek F. J. A. Potential of ESA's Sentinel-2 for geological applications, *Remote Sensing of Environment*, 2014, 148, 124–133

24. Vietnam national coal-mineral industries holding corporation limited (Vinacomin). Available at: www.vinacomin.com.vn.

25. The official website of GloVis. Available at: <http://glovis.usgs.gov>.