

ISSN 2658-3208

АКТУАЛЬНЫЕ ПРОБЛЕМЫ

ГОРНОГО ДЕЛА



№ 2 (11)

МАГНИТОГОРСК 2021

АКТУАЛЬНЫЕ ПРОБЛЕМЫ ГОРНОГО ДЕЛА

№2 (11) июнь 2021 г.

Научно-технический журнал
Учредитель: ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный
технический университет им. Г.И. Носова»

Основан
в 2016 году

Выходит
4 раза в год

О журнале

Научно-технический журнал содержит публикации по результатам теоретических, экспериментальных и научных исследований в разных областях горного дела.

Предназначен для специалистов в области геологии, маркшейдерского дела и геометрии недр, геотехнологии (подземной, открытой, строительной), обогащения полезных ископаемых. Может быть полезен магистрам, аспирантам, студентам старших курсов соответствующих специальностей.

Основные направления журнала: горнопромышленная и нефтегазопромысловая геология, геофизика, маркшейдерское дело и геометрия недр, геотехнология (подземная, открытая и строительная), горные машины, обогащение полезных ископаемых.

Редакционная коллегия

Гавришев Сергей Евгеньевич – председатель редакционной коллегии, проф., д-р техн. наук (ФГБОУ ВО «МГТУ им. Г.И. Носова»); г. Магнитогорск, Россия;

Галиев Сейтгали Жолдасович – член-корреспондент НАН РК, проф., д-р техн. наук, заместитель председателя Правления АО «Казахстанский институт развития индустрии», г. Караганда, Казахстан;

Голик Владимир Иванович – проф., д-р техн. наук (ФГБОУ ВО «Северо-Кавказский горно-металлургический институт (государственный технологический университет)»), г. Владикавказ, Россия;

Горбатова Елена Александровна – доц., д-р геол.-минерал. наук (ФГУ «ВИМС»), г. Москва, Россия;

Калмыков Вячеслав Николаевич – проф., д-р техн. наук (ФГБОУ ВО «МГТУ им. Г.И. Носова»), г. Магнитогорск, Россия;

Пыталев Иван Алексеевич – действительный член Академии горных наук, проф., д-р техн. наук (ФГБОУ ВО «МГТУ им. Г.И. Носова»); г. Магнитогорск, Россия;

Шамшиев Орунбай Шамшиевич – проф., д-р геол.-минерал. наук, директор КГТУ им. И. Раззакова, г. Кызыл-Кия, Кыргызстан.

Контакты

Главный редактор:

Орехова Наталья Николаевна - доц., д-р техн. наук
(ФГБОУ ВО «МГТУ им. Г.И. Носова»), тел.: (3519) 29-85-55

Заместитель главного редактора:

Романько Елена Александровна – доц., канд. техн. наук
(ФГБОУ ВО «МГТУ им. Г.И. Носова»), тел.: (3519) 29-85-40

Адрес редакции:

455000, г. Магнитогорск, пр. Ленина, 38. Тел.: (3519) 29-85-40. E-mail:
mdig@magtu.ru

Адрес издателя: 455000, Челябинская обл., г. Магнитогорск, пр. К. Маркса, 45/2, ФГБОУ ВО «МГТУ им. Г.И. Носова», издательский центр

Адрес типографии: 455000, Челябинская обл., г. Магнитогорск, пр. Ленина, 38, ФГБОУ ВО «МГТУ им. Г.И. Носова», участок оперативной полиграфии

Подписано к печати 28.04.2021. Заказ 110. Тираж 100 экз. Цена свободная.
16+, в соответствии с Федеральным Законом от 29.12.10. №436-ФЗ.

СОДЕРЖАНИЕ

ГОРНОПРОМЫШЛЕННАЯ И НЕФТЕГАЗПРОМЫСЛОВАЯ ГЕОЛОГИЯ, ГЕОФИЗИКА, МАРКШЕЙДЕРСКОЕ ДЕЛО И ГЕОМЕТРИЯ НЕДР

Романько Е.А., Павлова И.Е. 3
Гироскопическое ориентирование на Узельгинском подземном руднике

ГЕОТЕХНОЛОГИЯ (ПОДЗЕМНАЯ, ОТКРЫТАЯ И СТРОИТЕЛЬНАЯ)

Антонов К.В., Грабовская А.П., Жумабаев Д.Д. 10
Осложнения и аварии при бурении скважин и боковых стволов в слабо изученном геологическом разрезе

Заляднов В.Ю., Гавришев С.Е., Коваленко Н.В., Кадеров С.С. 23
Обоснование стратегии и параметров разработки Варненского месторождения строительного камня

Калмыков В.Н., Гоготин А.А., Тарабаев А.С. 30
Опыт размещения сгущенных хвостов обогащения в Учалинском карьере в условиях совмещения с подземными работами

Лискова М.Ю., Стась В.П., Стась П.П., Конгар-Сюрюн Ч.Б., Разоренова Е.Ю. 35
Эффективность управления рудовмещающим массивом

ОБОГАЩЕНИЕ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Дмитрак Ю.В. 41
Определение свойств мелющей загрузки при дроблении и тонком измельчении минерального сырья

УДК 622.1

ГИРОСКОПИЧЕСКОЕ ОРИЕНТИРОВАНИЕ НА УЗЕЛЬГИНСКОМ ПОДЗЕМНОМ РУДНИКЕ

Романько Е.А., Павлова И.Е.

Аннотация: Узельгинское месторождение медно-цинковых колчеданных руд располагается в северной части Верхнеуральского района Челябинской области. Добыча осуществляется подземным способом. Вскрытие месторождения осуществлено вертикальными стволами. Система разработки с закладкой отработанных камер твердеющими смесями. В связи с углублением горных работ и введением в добычу запасов рудного тела 1 необходимо осуществить ориентирование подготовительных выработок горизонта 490 м. Целью ориентирования подземных горизонтов является передача дирекционного угла с земной поверхности в выработки шахты и ведение подземных горных работ в единой системе координат с поверхностью. Существуют различные способы ориентирования: геометрическое – через один или два вертикальных ствола, гироскопическое. Последнее рекомендовано к применению во всех случаях [1, 3], поскольку обеспечивает требуемый уровень точности определения величины дирекционного угла, высокую производительность и возможность работы в любых условиях. Кроме того, для выполнения аналогичных работ на верхних горизонтах Узельгинского шахтного поля применялось гироскопическое ориентирование. Гироскопическое ориентирование включает три этапа: наблюдение на поверхности с целью установить величину поправки за плоское сближение меридианов; наблюдение в шахте для определения дирекционного угла требуемого направления и контрольное наблюдение на исходной стороне. Ориентирование стороны подземной сети осуществлено гирокомпасом «МВГ1» точностью 30''. Приведена краткая информация об условиях выполнения ориентирования, характеристика оборудования, особенности производства работ и полученные результаты. Итогом выполненных работ явились заложенные в выработках гор. 490 м маркшейдерские пункты с установленной величиной дирекционного угла – так называемой «жесткой стороной», с обеспечением требуемой точности в 18 и 23" соответственно, что удовлетворяет требованиям инструкции.

Ключевые слова: гироскоп, гирокомпас, ориентирование, точность съемки, опорная сеть.

Введение

Подземные маркшейдерские опорные сети - это главная геометрическая основа для выполнения съемок горных выработок и решения горно-геометрических задач, связанных с обеспечением рациональной и безопасной разработки месторождений полезных ископаемых.

Актуальность применения гироскопического ориентирования неоспорима, несмотря на все более широкое внедрение в геодезическую и маркшейдерскую практику современных геодезических приборов: GPS-оборудования, электронных тахеометров и др. [2].

Цель гироскопического ориентирования – установить дирекционный угол первой стороны, составить в единой координатной системе геодезические планы поверхности земли и подземных горизонтов.

При вскрытии месторождения наклонными шахтными стволами способ гироскопического ориентирования обязателен [1].

Характеристика месторождения. Ориентирование подземной опорной сети

Узельгинское месторождение медно-цинковых колчеданных руд располагается в северной части Верхнеуральского района Челябинской области. Разработка Узельгинского месторождения ведется подземным способом. Месторождение вскрыто стволами. Подготовительные работы и добыча руды осуществляется на нижнем ярусе с горизонтов

490, 550, 580, 630, 670 м и на верхнем ярусе с горизонтов 180, 200, 230, 260, 295 м. Горно-капитальные работы выполняются на горизонтах 490, 340 м.

Существующая маркшейдерская опорная сеть создана полигонометрией 1-го разряда, средняя квадратическая ошибка измерения угла в ходах составляет 5 секунд, а предельная относительная невязка - не более $-\frac{1}{10000}$.

На Узельгинском месторождении ориентирно-соединительные съемки произведены через наклонный съезд и вертикальные горные выработки. Ориентирование горизонтов подземной опорной маркшейдерской сети выполнено через вертикальные стволы «Клетевой» (глубина 789 м), «Центральный вентиляционный» (глубина 657 м), «Закладочный» (глубина 576 м), «Скиповой» (глубина 772 м) и «Южный вентиляционный» (глубина 720 м). Гирскопическое ориентирование выполнено гирокомпасом «МВГ-2».

Производство гирскопического ориентирования

Гирскопом называется тело, вращающееся около оси, относительно которой симметрично расположена его масса. Простейшим примером гирскопа является волчок. Ось гирскопа, вращающегося с большой скоростью, сохраняет неизменным свое положение в пространстве до тех пор, пока внешняя сила не изменит ее положения.

Для маркшейдерского дела представляет интерес гирскопический компас. Его ось останавливается в плоскости астрономического меридиана той точки Земли, где установлен прибор, подобно тому, как магнитная стрелка буссоли устанавливается в плоскости магнитного меридиана. Отсюда возникает принципиальная возможность использования гирскопического компаса для целей ориентирования подземной съемки.

Для гирскопического ориентирования полевого штрека через транспортный наклонный съезд горизонта 490 м использовался гирокомпас «МВГ-1» (рис.1).



Рис. 1. Гирокомпас МВГ-1

Планы объектов ориентирования Узельгинского шахтного поля гор. 490 м: сторона 10170 – 10167 полевого штрека рудного тела 1А и сторона 10177 – 10169 транспортного наклонного съезда на р.т. 1А представлены на рис. 2 и 3.



Рис. 2. План горизонта 340 м, полевой трек р.т. 1А

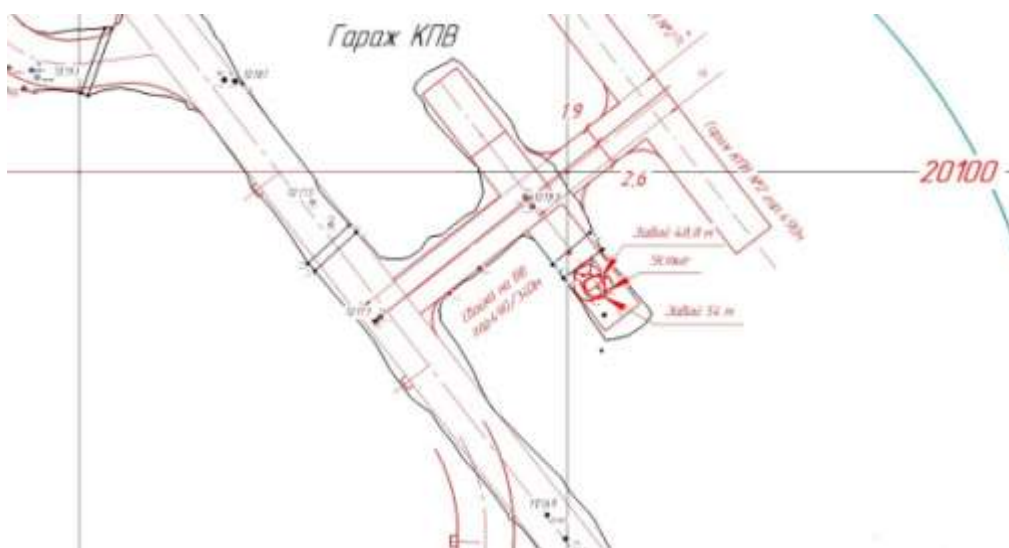


Рис. 3. Транспортный наклонный съезд на р.т. 1А, гор. 490 м

Гироскопическое ориентирование выполнялось в следующем порядке [3]:

1. Наблюдение на поверхности и определение поправки гирокомпаса.
2. Наблюдение в шахте и определение гироскопического азимута.
3. Контрольное наблюдение на исходной стороне.

Перед началом работ определена добротность D гирокомпаса. Ее определение необходимо производить: для контроля (не реже одного раза в три месяца); при изменении места работы; после выполнения балансировки чувствительного элемента; после замены подвеса или токоподводов; после замены гиромотора, ремонта преобразователя. Величина добротности определяется из двух независимых определений.

Допустимое расхождение между D_1 и D_2 определяется по формуле

$$(D_1 - D_2) \leq 0,05D. \quad (1)$$

При допустимом расхождении D_1 и D_2 вычисляют среднее значение D .

Так, величина добротности D из двух независимых определений составила 18,41.

Наблюдения на поверхности выполняются с целью установления местной поправки гирокомпаса и величины поправки прибора δ .

Для этой цели использована исходная сторона Северный-Центральный промплощадки Узельгинского рудника с известной величиной дирекционного угла (дирекционный угол $\alpha = 311^\circ 39' 40''$), (рис. 4).



Рис.4. Исходная сторона гироскопического ориентирования

На известном пункте устанавливался прибор гирокомпас МВГ-1 и определялась величина гироскопического азимута ориентируемой стороны Γ , т.е. угол между осью прибора (или положением равновесия оси) и ориентируемой стороной. Значения величины гироскопического азимута на поверхности измерялись дважды, результаты приведены в табл. 1.

Таблица 1

Значение гироскопического азимута на поверхности

Номер пусков	Значения гироскопического азимута
1	314° 10' 14''
2	314° 10' 23''
3	314° 10' 56''
Среднее	314° 10' 31''

Таким образом, среднее значение гироскопического азимута исходной стороны составило $\Gamma_{\text{ср}} = 314^\circ 10' 31''$.

Величина местной поправки гирокомпаса определена по формуле

$$\delta\mu = \alpha_0 - \Gamma_0, \quad (2)$$

где α_0 – дирекционный угол исходной стороны;
 Γ_0 – гироскопический азимут на исходной стороне.

Вычисление поправки гирокомпаса приведено в таблице 2.

Таблица 2

Вычисление поправки гирокомпаса

Вычисление поправки гирокомпаса	
α_0	311° 39' 40''
$\Gamma_{\text{ср}}$	314° 10' 31''
$\delta\mu$	- 2° 30' 51''

Вычисленная поправка гирокомпаса составила - 2° 30' 51''.

Кроме поправки гирокомпаса необходимо определить величину сближения меридианов. Вычисление величины сближения меридианов производилось по формуле

$$\delta\gamma = \mu(y_0 - y), \quad (3)$$

где μ – поправка за сближение меридианов на 1 км разности ординат (определяется в зависимости от широты);

y_0 и y - ординаты точек стояния гирокомпаса на поверхности и в шахте.

Для вычисления разностей сближения меридианов использованы пункт маркшейдерской опорной сети на поверхности – пп «Центральный» и один из пунктов ориентируемой стороны 10170, расположенный в полевом штреке, и пункт 10177 в транспортном наклонном съезде. Результаты представлены в табл. 3.

Таблица 3

Вычисление разностей сближения меридианов

Пункты	пп «Центральный» - 10170	пп «Центральный» - 10177
Y_0	8,36	8,36
Y	7,27	7,63
$Y_0 - Y$	1,09	0,73
μ	44,7	44,7
$\delta\gamma$	+48 ″	+33 ″

Поправки за плоское сближение меридианов в точке установки гирокомпаса по направлению Центральный-10170 составила +48″, направления Центральный-10177 составила +33″.

Дирекционный угол α ориентируемой стороны получается путем исправления гироскопического азимута Γ поправкой прибора $\delta\mu$ и поправкой $\delta\gamma$ за изменение положения равновесия в точках установки прибора на поверхности и в шахте вследствие сближения географических меридианов.

Дирекционные углы ориентируемых сторон определены по формуле

$$\alpha = \Gamma + \delta\mu + \delta\gamma, \quad (4)$$

где Γ – гироскопический азимут ориентируемой стороны;

$\delta\mu$ – поправка гирокомпаса;

$\delta\gamma$ – поправка за плоское сближение меридианов в точке установки гирокомпаса.

Второй этап - наблюдение в шахте и определение гироскопического азимута стороны подземной опорной сети - проводился в соответствии со схемой (рис. 5).



Рис.5. Схема гироскопического ориентирования сторон 10170 – 10167 и 10177 – 10169

Значения измеренных величин гироскопических азимутов в шахте, вычисление дирекционных углов определяемых сторон и средние квадратические ошибки определений дирекционных углов приведены в табл. 4.

Таблица 4

Вычисление дирекционных углов

Стороны	10170 – 10167 (Полевой штрек р.т. 1 А)	10177 – 10169 гор. 490 м (Транспортный наклонный съезд на р.т. 1А, гор. 490 м.)
Γ'	$76^{\circ} 16' 03''$	$140^{\circ} 58' 49''$
Γ''	$76^{\circ} 15' 41''$	$140^{\circ} 59' 00''$
Γ	$76^{\circ} 15' 52''$	$140^{\circ} 58' 54''$
$\delta\mu$	$- 2^{\circ} 30' 51''$	$- 2^{\circ} 30' 51''$
$\Gamma + \delta\mu$	$73^{\circ} 45' 01''$	$138^{\circ} 28' 51''$
$\delta\gamma$	$+48''$	$+33''$
α	$73^{\circ} 45' 49''$	$138^{\circ} 28' 36''$
$M\alpha$	$\pm 23,77''$	$\pm 18,29''$

На третьем этапе осуществлена оценка точности гироскопического ориентирования по формуле

$$M\alpha = \pm \frac{1}{2} \sqrt{d_0^2 + d^2}, \quad (5)$$

где $d_0 = \Gamma'_0 - \Gamma''_0$ - разность гироскопических азимутов на поверхности;

$d = \Gamma' - \Gamma''$ - разность гироскопических азимутов ориентируемой стороны в шахте.

Средняя квадратическая погрешность определения дирекционных углов на полевом штрэке составила $\pm 23,77''$ на транспортном наклонном съезде - $\pm 18,29''$. Обе погрешности не превышают $30''$, что соответствует требованиям инструкции по производству маркшейдерских работ [1]. Из выполненных вычислений можно сделать вывод, что данный способ является высокоточным и незаменим для ориентирования глубоких горизонтов шахт.

Выводы

На Узельгинском подземном руднике было выполнено гироскопическое ориентирование горных выработок гироскопасом «МВГ-1».

Перед началом работ была определена добротность гироскопаса, она составила 18,41. Далее при наблюдении на поверхности был определен гироскопический азимут исходной стороны «Северный» - «Центральный» - $314^{\circ}10'31''$ и установлена величина местной поправки - $2^{\circ}30'51''$. Определена разность сближения меридианов, ее величина составила: в точке установки гироскопаса пп «Центральный» - $10170 - +48''$; пп «Центральный» - $10177 - +33''$.

Дирекционные углы ориентируемых сторон 10170 – 10167 и 10177 – 10169 гор. 490 м вычислены $73^{\circ}45'49''$ и $138^{\circ}28'36''$. Средняя квадратическая погрешность определения дирекционных углов на полевом штреке составила $\pm 23,77''$; на транспортном наклонном съезде - $\pm 18,29''$. Обе погрешности не превышают $30''$, что соответствует требованиям инструкции по производству маркшейдерских работ.

Ориентирование с применением гироскопа приоритетнее других способов, так как поставленные задачи выполняются независимо от условий выполнения работ - глубины и наклона шахтного ствола и ориентируемых выработок. При этом нет необходимости останавливать все работы в горных выработках, что невозможно при использовании иных способов ориентирования.

Список литературы

1. РД 07-603-11. Инструкции по производству маркшейдерских работ.
2. Петров Г.А., Хонякин В.Н. Практика маркшейдерского обеспечения строительства горнокапитальных выработок на Гремячинском ГОКе // Актуальные проблемы горного дела. 2018. №1(5). С.13-19.
3. Оглоблин Д.Н. Маркшейдерское дело. Изд. 3-е, перераб. и доп. М.: Недра, 1981. 704 с.

Сведения об авторах

Романько Елена Александровна – кандидат технических наук, доцент Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова, Магнитогорск, Россия. E-mail: Romanko_H@mail.ru.

Павлова Ирина Евгеньевна – студент Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова, Магнитогорск, Россия. E-mail: mirenal@icloud.com.

УДК 622.233+622.24

ОСЛОЖНЕНИЯ И АВАРИИ ПРИ БУРЕНИИ СКВАЖИН И БОКОВЫХ СТВОЛОВ В СЛАБО ИЗУЧЕННОМ ГЕОЛОГИЧЕСКОМ РАЗРЕЗЕ

Антонов К.В., Грабовская А.П., Жумабаев Д.Д.

Аннотация: Дано описание полного цикла бурения вертикальной скважины, где осложнения имели место от башмака кондуктора до достижения проектного забоя. В разрезе скважины осложнения в форме поглощения бурового раствора различной интенсивности присутствовали практически на протяжении всего процесса бурения и одновременно сопровождались несколькими авариями. При бурении в скважинах боковых стволов с целью вовлечения в работу бездействующих и аварийных скважин и вовлечения в разработку застойных зон рассмотрены аварии, представленные полной гаммой аварий, имеющих место при бурении скважин и боковых стволов скважин (сломы, разрушения, прихваты). При этом дано полное описание условий бурения, предшествовавших аварии, включая технические и технологические показатели и последовавшие за аварией действия и мероприятия обеспечившие ликвидацию аварии и доведение скважины до проектной глубины с последующей передачей законченной строительством скважины нефтегазодобывающему предприятию.

Ключевые слова: осложнение, авария, скважина, поглощение, долото, буровой раствор, прихват, спуск, подъем, посадка инструмента, промывка, проработка, циркуляция, керноотборный снаряд, цементный мост.

Одним из факторов успешного развития государства и процветания его общества является уровень энергетического потенциала, представляемого на данном этапе углеводородным сырьем, включающим нефть, природный газ, газовый конденсат, обеспечивающих работу промышленности, транспорта и быт населения. Углеводородный потенциал оценивается в прогнозных ресурсах, промышленных запасах и непосредственно в количестве добываемых объемов нефти и газа. При этом от прогноза до добычи углеводородного сырья проходит ряд последовательных этапов геологоразведочных работ. На всех этапах геологоразведочных работ используется широкий спектр геологических, геофизических, геохимических, дистанционных методов исследования земных недр. Выполняя свои задачи, эти методы служат в качестве инструмента выявления и подготовки объектов к поисковому бурению или разведке и доразведке участков месторождений. Открыть месторождение и осуществлять добычу нефти и газа можно исключительно посредством бурения скважины. Скважина относится к объектам капитального строительства, а сооружение ее осуществляется с поверхности земли и без доступа в нее человека. Именно это и определяет специфику и особенность строительства скважины.

Успешность строительства скважины во многом предопределяет степень изученности геологического разреза, вскрываемого скважиной, техническое и технологическое оснащение, квалификационный уровень профессиональных знаний и умений буровой бригады, уровень профессиональной подготовки инженерно-технических специалистов всех уровней имеющих отношение к сооружению скважины. И несмотря на все допустимые благоприятные условия, осложнения и аварии все же встречаются на разных этапах строительства отдельных скважин. Осложнение представляет собой нарушение нормального процесса строительства скважины, требующее принятия безотлагательных и эффективных мер для его устранения и продолжения бурения.

К осложнениям в процессе бурения глубоких скважин относятся: поглощения бурового и тампонажного растворов, газонефтеводопроявления через устье скважины (переливы, выбросы, фонтаны) и за пределами устья (грифоны), обвалообразования,

желобообразования, образования уступов и резких искривлений ствола скважины, прихваты и заклинивания бурильной и обсадной колонны, растепление многолетнемерзлых пород.

Аварией считается нарушение непрерывности технологического процесса строительства (бурения и испытания) скважины, требующее для его ликвидации проведения специальных работ, не предусмотренных проектом.

Аварии в процессе бурения скважины бывают связаны с поломкой и оставлением в скважине частей бурильной или обсадной колонн, долот, забойных двигателей, потерей подвижности (прихватом) колонны бурильных и обсадных труб, падением в скважину посторонних предметов.

Мероприятия по предупреждению аварий являются важным фактором снижения аварийности. Эти мероприятия могут быть самыми разнообразными – организационными, технологическими и техническими.

Авария может быть успешно ликвидирована при правильной оценке причин, состояния и выборе способа ее ликвидации, в частности извлечения аварийного бурильного инструмента из скважины. Все мероприятия по ликвидации аварии (прихвата) необходимо выполнять быстро и организованно; чем дольше находится инструмент в скважине без движения, тем труднее будет его извлечь.

Граница между осложнением и аварией так тонка и прозрачна, что в ряде случаев осложнения переходят в аварии.

Вместе с тем при бурении скважин встречаются разного рода осложнения, аварии и инциденты, предупредить или в максимально короткие сроки ликвидировать их является одной из важнейших задач, обеспечивающих быстрое и качественное сооружение горных выработок, представляемых скважинами. Накапливаемым и постоянно пополняемым опытом ликвидации осложнений и аварий в процессе бурения не следует пренебрегать, а анализировать и максимально эффективно использовать его в сходных геолого-технологических условиях. При том очень важно, что каждая скважина индивидуальна и несет ценную технологическую и геологическую информацию о строении недр и его промышленном потенциале [1, 4, 5, 7, 14].

Произошедшие осложнения и аварии рассматриваются на примерах завершенных строительством скважин не только как свершившийся факт, но и с позиции обстоятельств, предшествовавших возникновению и последующей ликвидации осложнения и аварии.

Скважина № 1 ЛГВ закладывалась с целью уточнения залежей нефти и газа в каменноугольных и девонских отложениях палеозоя.

Бурение, спуск и цементирование шахтного (8 м × 530 мм) и удлиненного (133,57 м × 426 мм, диаметр долота 508 мм) направлений выполнены без осложнений. В качестве бурового использовался глинистый раствор с параметрами: плотность 1,07 г/см³, вязкость 50-60 сек, водоотдача 14 см³/30 мин.

Бурение под кондуктор диаметром 324 мм велось долотом диаметром 393,7 мм в интервале 133,57-892 м с промывкой полимерглинистым раствором с параметрами: плотность 1,11 г/см³, вязкость 50 с, водоотдача 14 см³/30 мин и прошло без осложнений.

При проведении геофизических исследований (при забое 892 м) под кондуктор приборы вставляли на глубине 730 м, произвели проработку и подготовку ствола к спуску кондуктора. При спуске обсадной колонны диаметром 324 мм на глубине 772 м произошла посадка колонны и прихват. Навернули промывочный переводник, промыли скважину и приступили к расхаживанию колонны: натяжка до 85 т, разгрузка до 37,6 т положительных результатов не достигли. Установили нефтяную ванну в объеме 27 м³, после чего колонна была освобождена. Произвели подъем колонны с выбросом труб на мостки. После обработки бурового раствора повторно проработали ствол скважины в интервале 204-892 м и произвели беспрепятственный спуск и цементирование колонны.

Бурение под техническую колонну диаметром 245 мм производилось долотами диаметром 295,3 мм, полимерглинистым буровым раствором с параметрами: плотность 1,14 г/см³, вязкость 60-65 с, водоотдача 8,8 см³/30 мин.

При бурении в интервале 1066-1086 м вскрыли зону поглощения, поглощено 15 м³ бурового раствора. После заготовки раствора бурение продолжили с частичным поглощением. При забое 1131 м произошло полное поглощение бурового раствора. Подняли инструмент на глубину 865 м, заготовили и закачали вязкую пачку в объеме 27 м³ – на устье вышло 0,2 м³ раствора. Вторично закачали вязкую пачку в объеме 15 м³, буровой раствор вышел на устье через 12 мин. В третий раз закачали вязкую пачку, циркуляция на устье появилась через 3 мин.

Бурение в интервале 1131-1176 м проводилось с частичным поглощением бурового раствора интенсивностью 3,8 м³/ч. На глубине 1176 м вскрыта зона поглощения с полной потерей циркуляции. Закачки в скважину вязких пачек результатов не дали.

Произвели проработку скважины и спустили открытый конец СБТ 127. Заготовили и закачали в скважину 128 м³ высоковязкого бурового раствора, циркуляцию восстановить не удалось.

Произвели заливку зоны поглощения путем закачки 11 м³ цементного раствора плотностью 1,50 г/см³. Открытый конец бурового инструмента при заливке находился на глубине 855 м. После ОЗЦ произвели проработку ствола скважины. На глубине 1175 м произошло полное поглощение бурового раствора. Скважина поглотила 41 м³ бурового раствора. Для ликвидации поглощения заготовили 70 м³ бурового раствора с наполнителем – резиновой крошкой и опилками, вязкостью от 100 с до не текучего, плотность 1,05 г/см³. Спустили инструмент с открытым концом СБТ 127 и закачали раствор: циркуляция не восстановилась, поглотив весь раствор.

Произвели повторную заливку зоны поглощения путем закачки 6 м³ цементного раствора плотностью 1,80 г/см³. Открытый конец бурового инструмента при заливке находился на глубине 1115 м.

По истечении времени ОЗЦ спустили компоновку на глубину 892 м и приступили к восстановлению циркуляции, циркуляция в скважине появилась после прокачки 11 м³ бурового раствора. Продолжили спуск компоновки на бурение. На глубине 1059 м произошла посадка и заклинка бурового инструмента.

Произвели установку водяной ванны с добавлением сульфанола из расчета 1 кг/м³ в объеме 22 м³ с расхаживанием инструмента и прокачкой через каждый час по 2 м³, что обеспечило освобождение инструмента, но во время отворота трубы инструмент снова прилип. Промывку скважины с расхаживанием продолжили и установили вторую водяную ванну с добавлением сульфанола в объем 18 м³. Расхаживание инструмента под водяной ванной привело к освобождению инструмента. Подъем инструмента в интервале 1050-892 м происходил с затяжками.

Сменили КНБК и приступили к спуску. На глубине 907 м произошла посадка инструмента, дальнейший спуск производился с проработкой в интервале 907-1130 м. Для восстановления циркуляции в скважину закачали 11,5 м³ бурового раствора. За время проработки и промывки произошло поглощение 13 м³ бурового раствора. После разбуривания цементного моста в интервале 1130-1177 м скважину промыли и подняли инструмент. После смены КНБК инструмент спустили на бурение. При бурении на глубине 1179 м пропала циркуляция бурового раствора, интервал 1179-1182 м, пробурен без выхода циркуляции, скважина поглотила 33 м³ бурового раствора. Подняли инструмент.

Спустили инструмент с открытым концом СБТ 127 для изоляционной заливки зоны поглощения. Закачку цемента производили на глубине 1115 м, в скважину было закачено 8,9 м³ цементного раствора плотностью 1,89 г/см³. В период ОЗЦ инструмент подняли и сменили на компоновку для бурения. При спуске произвели промежуточную промывку на глубине 853 м. При проработке ствола скважины в интервале 1166-1176 м возобновилось поглощение бурового раствора без выхода циркуляции. Подняли инструмент, заготовили буровой раствор, сменили КНБК и приступили к спуску. На глубине 888 м произвели промежуточную промывку, после закачки 10 м³ бурового раствора циркуляция восстановилась. На глубине 1176 м произвели следующую промывку, которая привела к

возобновлению поглощения и потере циркуляции, скважина поглотила 18 м³ бурового раствора. Дальнейшая проработка в интервале 1176-1182 м и бурение в интервале 1182-1183 м велись без выхода циркуляции. С глубины 1183 м произвели подъем инструмента в башмак кондуктора. Заготовили 95,3 м³ бурового раствора, спустили инструмент на забой. Бурение в интервале 1183-1186 м велось без выхода циркуляции, расход раствора составил 60 м³. Инструмент подняли в башмак кондуктора, набрали воды в объеме 70 м³.

Бурение в интервале 1186,0-1214,3 м производили на воде без выхода циркуляции, при этом скважина поглотила 630 м³ технической воды. При забое 1214,3 м инструмент подняли и спустили в скважину открытый конец СБТ 127 на глубину 1187 м для изоляционной заливки с установкой цементного моста. В скважину закачали 10 м³ цементного раствора плотностью 1,84 г/см³. После ОЗЦ спустили компоновку на бурение, промыли скважину на глубине 1169 м, циркуляция 100 %. При разбуривании цементного моста в интервале 1169-1214 м наблюдалось частичное поглощение промывочной жидкости. При достижении глубины 1216 м произвели подъем инструмента и смену КНБК.

При проработке скважины в интервале 1190-1204 м поглощение промывочной жидкости составило 7-8 м³/ч. При бурении в интервале 1216-1247 м поглотило 60 м³ промывочной жидкости. При забое 1247 м произвели подъем КНБК, спустили открытый конец СБТ 127 на глубину 1190 м и закачали 8,4 м³ цементного раствора плотностью 1,87 г/см³. После ОЗЦ спустили КНБК на бурение. Во время спуска и проработки скважина поглощала 7-8 м³/ч промывочной жидкости. При разбуривании цементного моста в интервале 1130-1140 м поглощение составило 12 м³/ч. Подняли КНБК и передали скважину для проведения геофизических исследований.

При спуске прибор остановился на глубине 930 м. Произвели проработку ствола скважины в интервале 892-1140 м. После проработки приборы не проходили ниже глубины 920 м.

По окончании геофизических работ в скважину спустили открытый конец СБТ 127 на глубину 966 м и произвели закачку 8,5 м³ цементного раствора плотностью 1,82 г/см³. По истечении срока ОЗЦ в скважину спустили КНБК на бурение. При разбуривании цементного моста наблюдалось поглощение промывочной жидкости в интервале 1040-1044 м. С глубины 1044 м произвели подъем и смену КНБК. Разбурили цементный мост в интервале 1044-1054 м и подняли инструмент.

В скважину спустили открытый конец СБТ 127, произвели замер кривизны инклинометром, после чего подняли инструмент и спустили КНБК на бурение. Продолжили разбуривание цементного моста в интервале 1030 - 1129 м. При бурении наблюдалось частичное поглощение промывочной жидкости 10-12 м³/ч.

На глубине 1129 м произошел прихват бурового инструмента. Инструмент освободили в результате расхаживания. Произвели подъем и смену КНБК. В интервале 1136-1140 м произошло поглощение промывочной жидкости в объеме 17 м³. На глубине 1140 м произвели закачку 10 м³ высоковязкого бурового раствора. Закачка второй пачки высоковязкого бурового раствора, с наполнителем в объеме 10 м³, при закрытом превенторе привела к восстановлению циркуляции. На восстановление циркуляции израсходовано 6 м³ бурового раствора. После двухчасовой технической стоянки на восстановлении циркуляции израсходовано 2,6 м³ бурового раствора. Инструмент спустили на забой – поглощение отсутствовало. При разбуривании цемента в интервале 1140-1162 м появилось частичное поглощение бурового раствора. При достижении глубины 1173 м в скважину закачали 10 м³ вязкой упругой смеси. Произвели подъем инструмента.

Во время спуска инструмента наблюдалось частичное поглощение бурового раствора. При достижении глубины 1170 м в скважину закачали 15 м³ бурового раствора высокой вязкости. При забое 1189 м закачали 10 м³ высоковязкого бурового раствора. На глубине 1207 м закачали 15 м³ высоковязкого бурового раствора. Бурение продолжили и при забое 1226 м закачали еще 10 м³ высоковязкого бурового раствора. Поглощение в объеме 4-5 м³/ч возобновилось при забое 1232 м, по достижении забоя 1254 м в скважину закачали 15 м³

высоковязкого бурового раствора. При бурении интервала 1254-1264 м поглощение составляло 6 м³/ч. При забое 1264 м закачали 12 м³ высоковязкого бурового раствора, после чего скважину перевели на глинистый раствор в объеме 60 м³. Циркуляция восстановилась после закачки 5 м³ раствора. В раствор ввели 4 м³ наполнителя в виде опилок. Во время проработки интервала 1120-1264 м поглощение составляло 1 м³/ч.

Бурение в интервале 1264-1487 м велось с незначительными потерями бурового раствора, поглощение составляло приблизительно 0,8 м³/ч.

При забое 1487 м произошел слом инструмента. «Голова» сломанного инструмента находилась на глубине 926,7 м. Во время спуска в скважину ловильного инструмента на восстановление циркуляции задействовано 14,5 м³ бурового раствора. Аварийно-ловильные работы на глубине 926 м проводились 6 дней, положительного результата не достигли. Приняли решение перебурить аварийный интервал вторым стволом.

Скважину перевели на техническую воду. Во время установки ликвидационного цементного моста в скважину закачано 10 м³ цементного раствора плотностью 1,82 г/см³. «Голова» ликвидационного цементного моста определена «нащупыванием» инструментом на глубине 905,74 м, цементный мост разбурили в интервале 905,74-911,0 м. При установке второго цементного моста в скважину закачали 4,7 м³ цементного раствора плотностью 1,82 г/см³. «Голова» цементного моста определена на глубине 870 м, мост разбурили в интервале 870-896 м.

Забуривание второго ствола скважины произвели в интервале 896 - 899,9 м, шлам был представлен цементом 45 % и известняком 55 %, в интервале 899,9-902,5 м шлам представлен цементом 20 % , известняком 80 %. При бурении второго ствола в интервале 908-919 м шлам представлен известняком 100 %. При забое второго ствола на глубине 931 м скважина была переведена на глинистый раствор. Во время СПО с проработкой скважины КЛС «садится» на глубине 931,11 м. Интервал 931-937 м неоднократно прорабатывали и шаблонировали райбером без вращения КЛС, после чего бурение продолжили. Провели замер кривизны инклинометром. Проработали скважину, во время проработки скважины КЛС «садится» на глубине 949 м. Путем расхаживания инструмента на 20 т сверх собственного веса (собственный вес 41 т) и с проворотом ротором инструмент был освобожден.

Продолжили бурение в интервале 1132-1171 м, скважина поглотила буровой раствор в объеме 45,3 м³, затем закачано 30 м³ тампона и еще 60 м³ тампона (содержание тампона - опилки 1 м³ и резиновая крошка 2,6 т).

При бурении в интервале 1171-1178 м скважина поглотила 3 м³ бурового раствора, а в интервале 1178-1181 м скважина поглотила 40 м³ бурового раствора без выхода циркуляции. Произвели подъем инструмента в интервале 1181-844 м и закачали раствор с тампоном в объеме 10 м³, с глубины 844 м подняли инструмент до устья с разборкой КНБК.

После заготовки глинистого раствора в объеме 32 м³ был определен статический уровень на глубине 111 м от устья скважины. Спустили инструмент СБТ 127 с открытым концом на глубину 1124 м. Произвели закачку тампона в объеме 12,6 м³ – возобновление циркуляции произошло после закачки 6 м³, на глубине 1178 м произвели повторную закачку тампона в объеме 12,3 м³ - возобновление циркуляции произошло после закачки 7,7 м³ тампона.

Для ликвидации зоны поглощения произвели установку цементного моста, открытый конец СБТ 127 находился на глубине 1178 м, в скважину закачали 6 м³ цементного раствора плотностью 1,84 г/см³.

После ОЗЦ в скважину спустили новую компоновку (долото 295,3СЗГАУ). В качестве промывочной жидкости применили полимерглинистый раствор с параметрами: плотность 1,04-1,05 г/см³, вязкость 60-65 с, водоотдача 10-12 см³/30 мин. Во время спуска инструмента в интервал 489-1026 м произошла посадка инструмента, циркуляция восстановилась после закачки 12 м³ бурового раствора. Проработали интервал 1026-1181 м – поглощение составило 3 м³, при бурении в интервале 1181-1187 м – поглощение составило 9 м³. Промыли

скважину перед подъемом инструмента на глубине 1187 м, циркуляция 100 %, статический уровень отбит на глубине 30 м от устья. Заготовили буровой раствор в объеме 55 м³ и продолжили проработку в интервале 1026-1060 м, поглощение составило 4 м³. Углубление скважины продолжилось с глубины 1187 м. При бурении интервала 1197-1199 м поглощение составляло 2,3 м³/ч.

При достижении глубины 1217 м провели шаблонирование скважины, в интервале 1217-1163 м, происходили затяжки до 5 т сверх собственного веса (собственный вес 56 т). При подъеме инструмента в интервал 1217-881 м, возникали затяжки до 5 т сверх собственного веса в интервале 1200-1015 м. После ремонта АКБ и цепи быстрого хода была проведена проработка интервала 1002-1217 м. Продолжили бурение в интервале 1217-1220 м. Пробурили интервал 1220-1255 м, в интервале 1220-1244 м поглощение составило 5 м³. Произвели подъем и смену компоновки. При спуске КНБК произвели проработку интервала 1205-1215 м и продолжили бурение в интервале 1255-1286 м. При забое 1286 м произвели промывку скважины с последующим подъемом инструмента в интервал 1286-890 м. Промыли скважину на глубине 890 м и спустили на забой. Пробурили интервал 1286-1449 м, в интервале 1388-964 м прошаблонировали скважину.

Подготовили скважину к геофизическим исследованиям. Провели замер кривизны инклинометром. Скважина заполнена полимерглинистым буровым раствором с параметрами: плотность 1,14 г/см³, вязкость 37-40 с, водоотдача 7 см³/30 мин.

Пробурили интервал 1449-1475 м, подняли инструмент с контролем дефектоскопией, отбраковано СБТ 127 «L» 41 труба, СБТ 127 «G» 3 трубы. Сменили компоновку, проработали интервал 1462-1475 м и промыли скважину, произвели подъем инструмента и смену компоновки.

Спустили инструмент и пробурили с глубины 1475 м до 1537 м, произвели подъем инструмента в интервал 1537-880 м, при подъеме возникали небольшие затяжки до 5 т сверх собственного веса (собственный вес 69 т) в интервале 1480-1430 м. Заготовили буровой раствор в объеме 30 м³.

При спуске инструмента в интервал 880-1440 м произошла посадка инструмента, произвели разгрузку на 2 т и проработку в интервале 1140-1537 м. Бурение велось в интервале 1537-1544 м. При спуске инструмента в интервал 880-1530 м вновь произошла посадка инструмента, проработали интервал 1530-1544 м. Продолжили бурение в интервале 1544-1667 м. Произвели подъем инструмента с глубины 1667 м до устья, при подъеме возникали затяжки до 7 т сверх собственного веса.

Проработали ствол скважины в интервале 1511-1667 м, продолжили бурение в интервале 1667-1676 м. Подняли инструмент со сменой компоновки. Очистили емкости и желоба от шлама. Перевели скважину на хлоркалиевый буровой раствор (в объеме 60 м³) с параметрами: плотность 1,15 г/см³, вязкость 51-55 с, водоотдача 8 см³/30 мин. Бурение велось в интервале 1676-1953 м, перед каждым наращиванием производилась промывка скважины 15-30 мин.

При забое 1953 м произвели подъем инструмента под каротаж. Комплекс ГИС включал: стандартный каротаж, БК, РК, АК, инклинометрию.

Произвели смену компоновки и продолжили бурение в интервале 1953-2122 м. Произвели замер параметров траектории ствола инклинометром. С глубины 2118 м зенитный угол составляет 4,8°. После ГИС бурение продолжили, прошли интервал 2122-2202 м. Произвели подъем инструмента для смены долота. При подъеме происходили небольшие затяжки до 6-8 т сверх веса инструмента в интервале 2060-2020 м. При отвороте долота обнаружены следы работы по металлу, особенно большая выработка в верхней части лап долота.

Спустили магнитный фрезер для очистки забоя скважины от металла. После очистки забоя магнитным фрезером пробурили интервал 2202-2327,6 м и произвели подъем инструмента.

Выявлен слом инструмента, в скважине осталось 48,5 м инструмента, «голова» оставленного инструмента находится на глубине 2327,6 м. Приступили к аварийно-ловильным работам. Спустили метчик МБУ74, наверху в «голове» и подняли из скважины остаток инструмента.

Продолжили бурение в интервале 2327,6-2400 м.

При забое 2400 м выполнили комплекс ГИС под промежуточную колонну, включающий: стандартный каротаж, резистивиметрия, ПС, кавернометрия, БК, АК, РК, инклинометрия, термометрия.

После проведения ГИС произвели проработку скважины перед спуском промежуточной колонны. Во время проработки в интервале 1078-1105 м произошло поглощение в объеме 16 м³ за 8 ч, в интервале 1105-1120 м поглощение составило 5 м³, в раствор ввели 3 м³ опилок. После проработки при подъеме инструмента в интервале 2400-2340 м возникли затяжки до 7 т сверх собственного веса, в интервале 2376-2400 м провели повторную проработку скважины.

Спустили обсадную колонну на глубину 2400 м и зацементировали до устья. После ОЗЦ разбурили цементный стакан в интервале 2375-2402 м, закачали 1 м³ воды, опрессовали цементное кольцо давлением 168 атм, герметично. Пробурили интервал 2402,0-2405,5, подняли инструмент.

Провели ГИС (цементометрия, АКЦ).

Спустили инструмент на бурение (долото 215,9 мм), для промывки использован полимерглинистый раствор с параметрами: плотность 1,16 г/см³, вязкость 50 с, водоотдача 7,2 см³/30 мин, СНС 4/30. Прошли интервал 2405,5-2615 м. При бурении в интервале 2506-2527 м наблюдались затяжки до 5 т сверх собственного веса, провели технологический подъем до глубины 2396 м и спуск с проработкой в местах посадки. Подъем инструмента с затяжками до 8 т в интервалах 2585-2580 м, 2464-2457 м, 2420-2413 м.

При забое 2615 м проведен полный комплекс промыслово-геофизических исследований.

Спустили инструмент и бурили в интервале 2615-2645 м.

Подняли инструмент, собрали керноотборный снаряд «Кембрий» (бурильная головка ST_{212,7/100}), бурение с отбором керна в интервале 2645-2656 м, проходка с отбором керна 11 м, вынос керна 11 м - 100 %, керн представлен известняками и доломитами без признаков углеводородов.

Спустили инструмент с промывкой и проработкой в интервале 2579-2595 м, бурение в интервале 2656-2666 м. Подняли инструмент, подготовили скважину к геофизическим исследованиям. Выполнили комплекс промыслово-геофизических исследований.

Спустили КНБК с промывкой на глубине 2260 м и проработкой в интервале 2666-2689 м, бурение в интервале 2689-2723 м.

При подъеме инструмента в интервале 2723-2584 м произошел прихват. Ликвидацию аварии проводили расхаживанием инструмента, установкой двух нефтяных ванн и сбиванием инструмента вниз. Подъем инструмента осуществляли с проворотом ротором в интервале 2598-2604, дальше инструмент пошел свободно. Разобрали и собрали КНБК.

Спустили инструмент с промывкой и проработкой в интервале 2710-2723 м, буровой раствор полимерингибированный с параметрами: плотность 1,16 г/см³, вязкость 65 с, водоотдача 5 см³/30 мин.

Бурение в интервале 2723-2801 м. Подняли инструмент, сменили компоновку, спустили, промыли на забое. Бурение в интервале 2801-2879 м. Подъем инструмента в интервале 2870-2570 м с промывкой и проработкой (затяжки до 6-8 т). Спустили инструмент без посадок до забоя. Бурение в интервале 2879-3018 м, промыли скважину и подготовили к проведению геофизических исследований. Выполнили комплекс промыслово-геофизических исследований.

Сменили компоновку и спустили инструмент на бурение. Пробурили интервал 3019-3088 м. Подняли инструмент с проведением дефектоскопии, отбраковано 44 трубы.

Инструмент спустили до забоя, промыли скважину и пробурили в интервале 3088,0-3104,4 м, произвели технологическую промывку, подняли инструмент. Подготовили скважину и инструмент для бурения с отбором керна.

Спустили КНБК с керноотборным снарядом «Кембрий» и пробурили с отбором керна интервал 3104,4-3110 м, проходка с отбором керна - 5,6 м, вынос керна - 5,6 м или 100 %, керн представлен известняком с выпотами нефти и слабым запахом углеводородов.

Собрали компоновку и спустили на бурение, пробурили в интервале 3110-3153 м, промыли скважину перед подъемом, подняли инструмент.

Спустили КНБК с керноотборным снарядом «Кембрий» и пробурили с отбором керна интервал 3153-3158 м, проходка с отбором керна - 5 м, вынос керна - 3 м или 60 %, керн представлен известняком без признаков углеводородов.

Собрали КНБК, спустили и произвели расширку ствола скважины в интервале 3153-3158 м, бурение продолжили в интервале 3158-3281 м, произвели технологическую промывку и подняли инструмент.

Скважину подготовили к выполнению комплекса ГИС. При спуске зонд стандартного каротажа встал на глубине 2462 м. Неоднократные попытки продвинуть зонд глубже результата не дали. Спустили инструмент с промывкой и проработкой в интервалах посадки: 2364-2495, 2495-2510, 2510-2520, 2520-2529, 2529-2537, 2537-2544 м. Подъем осуществляли с проворотом и расхаживанием в интервале 2419-2398 м.

Сменили долото, спустили инструмент до глубины 2475 м, далее спуск после каждого наращивания с проработкой и промывкой до забоя, бурение в интервале 3281-3282 м.

Подняли инструмент и подготовили скважину к проведению ГИС. Первым спустили в скважину каверномер, который встал на глубине 2467 м, термометр встал также на глубине 2467 м. Провели запись стандартного, бокового, индукционного акустического каротажей. Собрали КНБК, провели шаблонирование скважины до забоя и подняли инструмент. Произвели запись РК, ГГК-П, микрозондов. Прибор импульсного каротажа встал на глубине 2467 м. Нижний открытый конец инструмента оборудовали воронкой и спустили на глубину 2505 м. Произвели запись приборами ИННК и скважинным термометром до забоя скважины.

Собрали КНБК, спустили до забоя и пробурили в интервале 3282-3310 м. Подняли инструмент до глубины 2360 м и визуально установили промыв одной трубы по телу. Спустили инструмент до забоя и пробурили в интервале 3310-3400 м, произвели технологическую промывку скважины и технологический подъем до глубины 1468 м. Собрали СБТ_{114Л} 15 шт с мостков, спустили инструмент и продолжили бурение в интервале 3468-3497 м.

Подняли инструмент, сменили компоновку и спустили на бурение в интервале 3497-3621 м, промыли скважину, подняли инструмент, сменили компоновку.

Спустили инструмент на бурение в интервале 3621-3779 м. Технологическая промывка и технологический подъем в интервале 3779-2630 м, затяжки до 4 т на глубинах: 3601, 3368, 3292, 3827 м подняли инструмент до глубины 2392 м. Спустили инструмент в интервале 2392-3779 м. Бурение в интервале 3779-3845,8 м, подняли инструмент.

Собрали и включили в компоновку керноотборный снаряд «Кембрий», спустили инструмент с промежуточными промывками на глубинах: 2394 м, 2700 м, 2986 м, 3400 м, 3827 м, бурение с отбором керна в интервале 3845,8-3851,4 м. Подняли инструмент, разобрали керноотборный снаряд, извлекли керн. Проходка с отбором керна составила - 5,6 м, вынос керна - 5,6 м или 100 %, керн представлен алевритистым аргиллитом и песчаником без признаков углеводородов.

Спустили КНБК на глубину 3845 м, произвели расширку в интервале 3845-3851,4 м, бурение в интервале 3851,4-3880 м. Промыли скважину, подняли инструмент для проведения геофизических исследований.

Промыслово-геофизические исследования: прибор стандартного каротажа при спуске встал на глубине 2465 м, неоднократные попытки протолкнуть прибор результатов не дали, каверномер с удлинителем встал на глубине 2465 м.

Спустили инструмент с воронкой на открытом конце СБТ 127 на глубину 2470 м с перекрытием места непрохождения приборов. Выполнили термометрию, кавернометрию, индукционный каротаж, РК, инклинометрию до глубины 3880 м. Подняли инструмент с воронкой, повторили попытку спуска стандартного каротажа, прибор встал на глубине 2465 м.

Спустили компоновку для шаблонирования в интервалах 2429-2467, 2467-2495 м и проработки интервалов 3860-3876, 3876-3880 м с промывкой на забое в течение двух часов.

Возобновили проведение промыслово-геофизических исследований: записали – кавернометрию в интервале 2560-2360 м, акустический каротаж в интервале 3880-3200 м, микрозонд не прошел.

Спустили СБТ с воронкой на глубину 2470 м. ГИС через инструмент: выполнили стандартный каротаж и резистивиметрию в интервале 3880-3200 м. Подняли воронку, попытка записи микрозонда не удалась. Прибор встал на глубине 2465 м.

Спустили воронку для проведения ВСП, во время записи ВСП произошел обрыв кабеля. В скважине остались три зонда ВСП с кабелем. Выполнили аварийные работы по извлечению оборванных зондов спуском ловителей и торцевого фреза. Извлечь зонды с кабелем не удалось, они были сбиты на забой скважины.

В связи с отсутствием признаков нефтенасыщения в интервале 3220-3880 м нижняя часть ствола скважины ликвидируется установкой цементных изолирующих мостов.

Один цементный мост установили в интервале 3790-3880 м, закачено $5,5 \text{ м}^3$ цементного раствора плотностью $1,82 \text{ г/см}^3$, израсходовано 7,0 т сухого цемента. После ОЗЦ голова цементного моста определена на глубине 3700 м и испытана разгрузкой на 5 т.

Второй цементный мост установили в интервале 3210-3285 м, закачено $3,1 \text{ м}^3$ цементного раствора плотностью $1,82 \text{ г/см}^3$, израсходовано 4,1 т сухого цемента. После ОЗЦ цементный мост не обнаружен.

Повторили установку цементного моста в интервале 3210-3300 м, закачено 6 м^3 тампона с добавлением опилок, продавлено буровым раствором в объеме 27 м^3 , затем закачено $5,5 \text{ м}^3$ цементного раствора плотностью $1,82 \text{ г/см}^3$, израсходовано 5,0 т сухого цемента. После ОЗЦ «голова» цементного моста определена на глубине 3237,1 м и испытана разгрузкой на 5 т.

После промывки скважины и выброса инструмента на мостки начали спуск эксплуатационной колонны диаметром 146 мм. Спущено 283 трубы общей длиной 3226,38 м.

Проведено цементирование эксплуатационной колонны, закачено $45,8 \text{ м}^3$ цементного раствора плотностью $1,89 \text{ г/см}^3$, продавлено глинистым раствором плотностью $1,16 \text{ г/см}^3$ в объеме $43,25 \text{ м}^3$ раствора.

Провели термометрию скважины для контроля высоты подъема цемента. Уровень цемента за колонной отбивается на глубине 1580 м.

В скважину спустили «перо» + НКТ 73 мм в количестве 334 труб на глубину 3194 м. Буровой раствор заменен на техническую воду.

Опрессовали межколонное пространство избыточным давлением 81 атм – герметично. Опрессовали колонну 146 мм избыточным давлением 125 атм – герметично. Провели контроль герметичности эксплуатационной колонны диаметром 146 мм снижением уровня свабом до глубины 1100 м, колонна признана герметичной.

Скважину перевели на буровой раствор плотностью $1,17 \text{ г/см}^3$ для проведения ВСП. Провели ГИС: АКЦ, ГК, ЛМ, ВСП.

В скважину спустили НКТ 73 мм с воронкой на глубину 3083,94 м, всего 320 труб.

Буровой раствор в скважине заменили на воду плотностью $1,0 \text{ г/см}^3$.

На устье скважины смонтировали фонтанную арматуру АФК-65×35ХЛ № 13.[2, 3, 4, 6, 10 –13] .

Строительство скважины завершено. При этом только на борьбу с осложнением, представленным поглощением бурового раствора, израсходовано более 800 м^3 бурового раствора и порядка 70 т сухого тампонажного цемента, не считая затрат времени.

Произошло 8 аварий, в том числе 5 прихватов, 2 слома инструмента и один обрыв кабеля с геофизическим прибором при соответствующих затратах времени на их ликвидацию.

Скважина 4024 ЧРП, при бурении «кармана» под спуск компоновки на бурение бокового ствола, режим бурения: нагрузка 14-16 т, давление 36-38 атм, обороты ротора 26-30 об/мин, производительность насосов 25 л/с, при отрыве от забоя на глубине 1146,2 м произошла затяжка инструмента сверх собственного веса на 25 т, с резким падением веса до собственного 32 т. Инструмент расходили от забоя до «окна» 1138 м три раза при этом были затяжки инструмента до 6 т. При очередном подъеме инструмента произошло резкое падение давления с 36 до 25 атм и недохождение инструмента 3 м до забоя. После подъема установлено, что произошел слом фрезера по муфте ФР2-220. В скважине осталось: ФО2-200 + ФР2-220. «Голова» аварийного слома на глубине 1143,2 м. При осмотре слома визуально установлена неоднородность структуры металла, скрытые микротрещины по сечению слома ФО2-220 [2, 3]. На ликвидацию аварии затрачено 33 ч 42 мин.

Скважина № 4004 ЧРП бурилась с промывкой полимерным хлоркалиевым буровым раствором с параметрами: плотность 1,10 г/см³, условная вязкость 45 с, фильтрация 5,7 см³/за 30 мин, смазка 8 %. При достижении забоя 2384,4 м было принято решение произвести подъем инструмента для смены долота SL62AKPR диаметром 142,9 мм. Нарботка на долото составляла 28 ч 46 мин. Во время промывки перед подъемом производили расхаживание бурового инструмента на величину не более 5 метров без вращения ротором. Время промывки составило 40 минут. Расчетное время одного цикла промывки составляет 52 мин. Отключив буровые насосы, отвернули ведущую бурильную трубу и приступили к подъему инструмента. Собственный вес бурильного инструмента при движении вверх составил 38 т. При подъеме первой свечи на первой трубе допустили затяжку до 60 т (22 т сверх собственного веса). Дальнейшие действия предполагали наворот ведущей трубы и проведение работ с обязательной циркуляцией раствора. Однако наверх ведущую бурильную трубу не представлялось возможным из-за того, что муфта трубы для наворота согнута, решили поднять инструмент, чтобы отвернуть трубу с согнутой муфтой. В момент нахождения резьбового соединения труб первой свечи на роторной площадке затяжка составляла 22 т сверх собственного веса. Посадив инструмент в клинья, под натяжкой произвели отворот первой трубы. Навернули ведущую бурильную трубу, включили насос с минимальной производительностью. По показаниям манометра наблюдался рост давления до 170 атм, а выход бурового раствора отсутствовал. Незамедлительно приступили к расхаживанию бурильного инструмента. Попытки восстановить циркуляцию с помощью насоса агрегата ЦА-320 результата не дали. С целью ликвидации аварии произвели натяжку бурильного инструмента на 54 т сверх собственного веса, вследствие чего произошел обрыв бурильного инструмента СБТ-73 × 9,19. Из скважины было поднято 20 труб и 5 метров оборванной трубы, что в сумме составило 195 м.

Произвели спуск и наворот «колокола» К 95-60, отвернули и подняли бурильный инструмент. Поднято дополнительно 223 м бурильного инструмента. Аварийная «голова», представленная муфтой бурильного инструмента, находится на глубине 418 м.

Произвели спуск и наворот СБТ-73 на аварийную «голову» с восстановлением целостности бурильного инструмента. В процессе докрепления замковых соединений бурильного инструмента при натяжении 26 т и 29 т вращение отсутствовало. Произвели расхаживание бурильного инструмента до 45 т – результат отрицательный. Произвели две попытки отворота бурильного инструмента на глубине 1800 м – результат отрицательный. После второй неудачной попытки отворота при исходном весе 7,5 т, произвели подъем 399 м с целью ревизии бурильного инструмента с последующим спуском и докреплением замковых соединений машинными ключами.

Произвели наворот бурильного инструмента с последующей записью ГИС (ГК, ЛМ, прихватоопределитель) в СБТ-73. Приборы ниже глубины 2260 м не проходили. С целью минимизации изгибов бурильного инструмента при записи ГИС произвели натяжку до 45 т, после чего появилось движение бурильного инструмента вверх. Авария ликвидирована

подъемом аварийной КНБК. Время на ликвидацию аварии составило 126 ч 30 мин [3, 6, 8, 10 –13].

Вывод. В рамках данной работы выполнен анализ материалов бурения скважин и боковых стволов скважин в четырех нефтегазоносных провинциях, расположенных на значительном удалении друг от друга и геологических разрезах кординально или существенно отличающихся друг от друга. В анализе задействовано 85 скважин, из которых в 26 скважинах (30,59 %) произошли аварии, общее количество которых составило 52, в том числе в двух скважинах произошло по 8 аварий. По видам и количеству аварии распределяются в следующем порядке: прихват бурильного инструмента - 20; слом бурильного инструмента – 6; аварии с долотом – 6; аварии с клином-отклонителем – 3; слом фрезера – 3; прихват НКТ при спуске «хвостовика» - 1; аварии при геофизических исследованиях скважин и перфорации – 11.

На примере трех скважин, пробуренных до проектной глубины, рассмотрены сложные случаи борьбы с поглощением бурового раствора и ликвидации аварий при бурении скважин и боковых стволов. На материалах пробуренных скважин показаны не только сами осложнения и аварии, но и предшествующий им процесс бурения и последующая ликвидация практически во всех деталях. Идея работы заключена в том, чтобы показать, что, несмотря на казалось бы хорошо изученные процессы осложнений и аварийных ситуаций и наработанный опыт их ликвидации при бурении скважин, каждая отдельная скважина индивидуальна и рассматриваемые протекающие при ее бурении процессы имеют определенные отличительные особенности, которые и необходимо учитывать при ликвидации каждого отдельного осложнения и аварии.

Осложнения и аварии при бурении скважин, их предупреждение и ликвидация были и остаются вопросами актуальными, и в решении ряда этих вопросов может существенно помочь рациональное использование накопленного опыта, который постоянно пополняется с каждым очередным осложнением и аварией.

Список литературы

1. Антонов К.В. Бурение скважин: учебное пособие / сост. К.В. Антонов, Р.А. Валиуллин, И.Г. Низаева / под ред. канд. техн. наук, доц. К.В. Антонова. Уфа: РИЦ БашГУ, 2018. – 344 с.
2. Винниченко В. М., Гончаров А.Е., Максименко Н.Н. Предупреждение и ликвидация осложнений и аварий при бурении разведочных скважин. М.: Недра, 1991. 170 с.
3. Гасанов А.П. Восстановление аварийных скважин. М.: Недра, 1983. 128 с.
4. Гилязов Р.М. Бурение нефтяных скважин с боковыми стволами. М.: Недра-Бизнесцентр, 2002. 255 с.
5. Гилязов Р.М., Янтурин Р.А. Технология строительства скважин с боковыми стволами. Уфа: Монография, 2002. 290 с.
6. Бурение нефтяных и газовых скважин: справочник. / А.Г. Калинин, Б.А. Никитин, К.М. Солодкий, Б.З. Султанов. М.: Недра, 1997. 648 с.
7. Разведочное бурение: учебник для вузов / А.Г. Калинин, О.В. Ошкордин, В.М. Питерский, Н.В. Соловьев. М.: ООО «Недра-Бизнесцентр», 2000. 748 с.
8. Левинсон Л.М. Мухаметов Ф.Х. Управление искривлением наклонно-направленных и горизонтальных скважин: учебное пособие. Уфа: ООО «Монография», 2017. 144 с.
9. Технология бурения нефтяных и газовых скважин: учебник для студентов вузов в 5 т.: / В.П. Овчинников, Ф.А. Агзамов и др.; под общей редакцией В.П. Овчинникова. 2-е изд., перераб. и доп. Тюмень: ТИУ. 2017.
10. Оганов С.А. Предупреждение аварий и осложнений при бурении горизонтальных скважин // Строительство нефтяных и газовых скважин на суше и на море. М.: ВНИИОЭНГ, 1995. - № 3. С. 11-14.

11. Правила безопасности в нефтяной и газовой промышленности. ПБ 08-624-03. - СПб.: Изд-во «ДЕАН», 2005. 305 с.
12. Старостина Н.Н. Изучение возможностей применения психологических методов для повышения безопасности труда // Актуальные проблемы горного дела. 2018. №1 (5). С. 44-48.
13. Кравчук И.Л., Неволлина Е.М. Экономические аспекты функционирования системы обеспечения безопасности производства на горнодобывающем предприятии // Актуальные проблемы горного дела. 2018. №2 (6). С. 46-54.
14. Пустовойтенко И.П. Предупреждение и ликвидация аварий в бурении. М.: Недра, 1988. 279 с.
15. Справочник бурового мастера /под ред. проф. В.П. Овчинникова и др. в 2-х томах / М.: Инфра-Инженерия, 2006. 1216 с.
16. Бурение боковых стволов из существующих стволов дает новую жизнь старым месторождениям / Д. Хилл, Э. Ним и др. // Нефтегазовое обозрение Шлюмберже, осень 1997. С. 22-37.

Сведения об авторах

Антонов Константин Васильевич – кандидат технических наук, главный геолог ООО «ЦИТРИН-СЕРВИС», доцент кафедры геофизики, Башкирский государственный университет, Уфа, Башкортостан, Россия. E-mail: antonov-k-v@mail.ru

Грабовская Анастасия Петровна – студентка 3 курса, БашГУ, Уфа, Башкортостан, Россия. E-mail: grabovs-43@mail.ru

Жумабаев Дулат Дауре – студент 3 курса, БашГУ, Уфа, Башкортостан, Россия. E-mail: Dulat_zxz@mail.ru.

УДК 622.2:553.5

ОБОСНОВАНИЕ СТРАТЕГИИ И ПАРАМЕТРОВ РАЗРАБОТКИ ВАРНЕНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ СТРОИТЕЛЬНОГО КАМНЯ

Заляднов В.Ю., Гавришев С.Е., Коваленко Н.В., Кадеров С.С.

Аннотация: В статье представлены проектные решения по системе разработки, способу вскрытия и подготовке пород к выемке, а также решения по основным параметрам карьера и конструкции бортов Варненского месторождения строительного камня. Основной особенностью освоения этого месторождения является нахождение на участке недр охранных зон ЛЭП, газопровода и водоохранной зоны реки. Наличие охранных зон повлияло на объем обрабатываемых запасов, а также на технологию и последовательность разработки месторождения. Из-за наличия охранных зон с южной стороны месторождения проектирование карьера и формирование его конструктивного контура производилось сверху вниз, ориентируясь на границы безопасного и допустимого ведения горных работ. С западной, северной и восточной сторон построение борта карьера производилось снизу вверх от нижнего контура подсчета запасов. В результате в южном борту карьера из-за наличия охранных зон и соответствующей конструкции борта остаются запасы, которые отнесены к эксплуатационным и общекарьерным потерям. Вскрытие месторождения предусмотрено с северо-восточной стороны и расположением вскрывающей траншеи по северному и западному бортам. Таким образом, борт карьера с наиболее пологой частью сформирован вне участков охранных зон, что позволило снизить показатель потерь по всему месторождению. Параметры откосов уступов и бортов карьера приняты в соответствии с нормами технологического проектирования. Однако наличие линии ЛЭП, газопровода обуславливают необходимость расчета устойчивости откосов проектируемых бортов карьера. Кроме того, необходимо определить ширину призмы возможного обрушения участков охраняемой зоны. Расчет устойчивости откосов бортов карьера и определение ширины призмы возможного обрушения произведены с использованием программы ЭВМ «Автоматизированный расчёт параметров устойчивости откосов горнотехнических сооружений» Slope версия 1,0. В результате обоснования стратегии и параметров разработки Варненского месторождения проект был признан рентабельным и принят к реализации.

Ключевые слова: карьер, потери, параметры, охранные зоны.

Варненское месторождение строительного камня находится в Варненском районе, в 7 км севернее с. Варна, на левом берегу р. Средний Тогузак.

Район работ расположен на восточном склоне Южного Урала.

В геоморфологическом отношении район представляет собой слабовсхолмленную равнину с превышением водоразделов над долинами рек 5-30 м.

Рельеф поверхности участка работ характеризуется колебанием абсолютных отметок от 236 до 252 м. Полезное ископаемое представлено серыми известняками.

Обнаженность района удовлетворительная. Выходы коренных пород наблюдаются по берегам рек в виде элювиальных развалов. Гидросеть представлена р. Нижний и Средний Тогузак.

Район связан с г. Челябинском, железнодорожной магистралью, проходящей через пос. Варна (ст. Тамерлан). Кроме этого, пос. Варна связан с г. Челябинском асфальтированной автодорогой. Сообщение между крупными населенными пунктами осуществляется по улучшенным грунтовым дорогам. Варненское месторождение известняков имеет связь с пос. Варна по улучшенной грунтовой дороге и по полевой дороге (около 1 км).

Варненское месторождение представляет собой пластообразную залежь, залегающую в восточном крыле синклинали, сложенную известняками в основном темно-серого цвета. По физико-механическим параметрам известняки отвечают требованиям ГОСТ 8267-93 (2009) «Щебень и гравий из плотных горных пород для строительных работ. Технические условия».

По радиационно-гигиенической оценке по качеству щебень отвечает требованиям ГОСТ 8267-82 «Щебень и гравий из плотных горных пород для строительных работ», пригоден в качестве строительного материала 1 класса в автодорожном и промышленном строительстве.

Вскрышные породы месторождения представлены глинисто-дресвяно-щебнистой корой выветривания известняков, суглинками, песком и почвенно-растительным слоем. Средняя мощность вскрышных пород по месторождению 5,5 м. Мощность вскрышных пород в пределах не вскрытой старым карьером части месторождения составляет 7,3 м. Рыхлые образования характеризуются объемной массой 1,8 т/м³.

Добываемое полезное ископаемое характеризуется физико-техническими показателями, представленными в таблице 1.

Таблица 1

Характеристика полезного ископаемого

№ п/п	Показатели	Ед. изм.	Кол-во определений	Значение		
				от	до	среднее
1	Средняя плотность	г/см ³	179	2,60	2,75	2,69
2	Водопоглощение	%	179	0,03	1,29	0,27
3	Пористость	%	29	0,37	5,76	2,23
4	Истинная плотность	г/см ³	26	2,69	2,79	2,75
5	Предел прочности при сжатии в сухом состоянии	МПа	38	46	133	83
6	Предел прочности при сжатии в водонасыщенном состоянии	МПа	77	41	126	71
7	Снижение прочности в водонасыщенном состоянии	%	38	0,63	43,10	4,18
8	Марка по морозостойкости		9	F50	F50	F50

Перспективный Варненский участок, пригодный для разработки и добычи строительного камня, был выявлен в 1983 году. Детально месторождение было разведано в 1990 – 1991 годах. Впервые запасы строительного камня Варненского месторождения были утверждены ТКЗ при Уральском региональном геологическом комбинате «Уралгеология» (протокол от 26.12.1991 №16) по категориям А+В+С₁ в количестве 3220 тыс. м³ и С₂ в количестве 2755 тыс. м³. В 2017 году произведены пересчет и изменение балансовых запасов в сторону уменьшения. Изменение запасов связано с частичной их отработкой, переводом запасов из одной категории в другую, а также в связи с расположением на поверхности участка месторождения охранных зон линии электропередач (ЛЭП), газопровода и водоохранной зоны р. Средний Тогузак.

Карьер построен на базе запасов, подсчитанных в геологических границах контуров, утвержденных в 2017 году по блокам категории А, В и С₁. При построении контуров карьера учитывались границы предварительного горного отвода Варненского месторождения, а также границы охранных зон ЛЭП, газопровода и реки, расположенных на юге и юго-востоке поверхности месторождения.

Площадь карьера по поверхности составила 16,76 га, глубина 52 м. Общий промышленный коэффициент вскрыши составил 0,26 м³/м³.

Заданная производительность по полезному ископаемому на момент проектирования составила 250,0 тыс. т (92,93 тыс. м³).

Техническим проектом предусмотрено проектирование и отработка всех запасов месторождения за один этап.

Учитывая достаточно высокую крепость полезного ископаемого (известняк) и вмещающих пород (от 5 до 7 по Протодяконову М.М.), разработка их планируется с предварительным рыхлением буровзрывным способом.

С учетом горно-геологических условий при отработке Варненского месторождения на карьере принята транспортная система разработки, предусматривающая ряд технологических решений [1, 2]:

- удаление почвенно-растительного грунта с участка, планируемого к разработке, грунт удаляется бульдозером во временные навалы с последующей погрузкой экскаватором и транспортировкой автотранспортом на склад почвенно-растительного грунта;
- удаление почвенно-растительного грунта с площади, предназначенной под отвал пород вскрыши, схема производства работ аналогичная;
- удаление суглинков и выветрелого известняка с территории проходки траншей и участка планируемых добычных работ,; выветрелый известняк при необходимости предварительно рыхлится рыхлительным агрегатом бульдозера, сгребается им во временные навалы, из которых грузится экскаватором на автотранспорт и транспортируется на отвал вскрыши;
- зачистка кровли полезного ископаемого, зачищаемая бульдозером горная масса грузится экскаватором на автотранспорт и транспортируется на отвал вскрыши;
- добыча известняка с целью получения сырья, используемого в производстве щебня, участки, планируемые к отработке, обуриваются буровой установкой и взрываются, затем разрыхленный известняк отгружается экскаватором на автотранспорт и транспортируется на склад перерабатывающего комплекса;
- удаление участков известняка, содержащих включения карста, схема производства работ аналогична добыче с помощью буровзрывных работ.

Вскрытие карьера, с учетом опыта разработки аналогичных месторождений [3], предусматривается общей внутренней капитальной траншеей, формируемой по северному и западному бортам карьера. Отметка начала трассы +250 м (основной уровень поверхности), отметка окончания +200 м (дно карьера). Общая длина трассы на конец отработки месторождения составит 660 м. Уклон съездов капитальной траншеи принят равным 80%. Ширина траншеи по дну 16,8 м.

В начальный период освоения месторождения (первый год) предусматривается формирование внутренней временной траншеи, располагаемой на западном борту карьера. Отметка начала трассы +250 м, отметка окончания +236 м. Траншея формируется двумя съездами с площадкой примыкания на горизонте 244,5 м. Далее на горизонте +236 м формируется котлован для создания первоначального фронта работ: обеспечения первичной рабочей зоны экскаватора, площадки загрузки и маневрирования автосамосвалов, бульдозера на зачистке подошвы уступа.

С целью создания резервного добычного забоя во второй год предусматривается вскрытие горизонта +230 м. Вскрытие осуществляется внутренней капитальной траншеей в юго-западной части карьера на высоту рабочего уступа 6 м.

Вскрытие горизонтов +236 и +230 м в первые два года обеспечат планомерное обеспечение заданной производительности по полезному ископаемому на период до 5-7 лет. В дальнейшем вскрытие добычных горизонтов карьера предусматривается внутренними капитальными траншеями, располагаемыми в южной части карьера. Движение фронта горных работ будет происходить с разносом в северном и восточном направлениях.

Принятые параметры системы, с учетом способов обеспечения максимальной эффективности разработки Варненского карьера [4, 5], приведены в табл. 2.

При построении карьера на конец отработки верхняя бровка откоса бортов с южной стороны принята с учетом наличия охранных зон и ширины призмы возможного обрушения.

Таблица 2

Элементы и параметры системы разработки

Наименование показателей	Полезное ископаемое	Вскрыша	
	Экскаватор Кранэкс 330	Экскаватор Кранэкс 330	Бульдозер Т-130
Максимальная высота нерабочего уступа, м	18	8,5	8,5
Высота рабочего уступа для массива, м	до 6	до 6	до 0,5
Высота рабочего уступа при выемке из развала взорванной горной массы, м	до 5	-	-
Угол откоса уступа в массиве, град:			
- рабочего	65-70	50	50
- устойчивого	60	45	45
Углы откосов уступов при выемке из развала взорванной горной массы, град:			
- рабочего	43	-	-
- устойчивого	37	-	-
Ширина заходки, м	9 - 16	9 - 16	3,4
Ширина полосы безопасности, м	1,28	1,28	1,0 - 2,2
Минимальная ширина рабочей площадки, м	23,9	30,8	6,9

Верхняя бровка карьера с юго-западной и южной сторон принята по границе водоохранной зоны р. Средний Тогузак (ширина зоны 200 м). Верхняя бровка карьера с юго-восточной стороны принята по границе охранной зоны ЛЭП 10 кВт и газопровода (давления 0,6 МПа). Нижняя граница карьера с южной стороны отстраивается, с учетом параметров бортов, сохраняющих их устойчивость на весь период разработки [6]. С западной, северной и восточной сторон карьера нижняя бровка откоса бортов принята по нижней границе подсчета запасов, верхняя бровка отстраивается с учетом принятых параметров откоса и расположением въездной траншеи по западному и северному бортам карьера. Отметкой дна карьера, согласно утвержденным запасам, является горизонт 200 м. Высота погашенного уступа принята равной 18 м. Ширина предохранительных берм на мягких породах 2,7 м, на скальных 6 м. Ширина транспортных коммуникаций принята 16,8 м [6]. План карьера на конец разработки представлен на рис. 1.

Подсчет запасов месторождения (по ЭКЗ 2017 года) произведен в границах участка с предварительным углом наклона борта 60 град. Угол наклона борта проектируемого карьера, с учетом его конструктивных параметров, составляет до 47 град. Борты карьера с западной, северной и восточной сторон, с целью обеспечения полноты выемки полезного ископаемого, формируются за контуром подсчета запасов с выходом за границу горного отвода, указанного в лицензии на момент проектирования. Из-за наличия охранных зон с южной стороны борт карьера отстраивается внутри контура подсчета запасов за границами охранных зон в пределах лицензионного участка. Таким образом, объем запасов, подлежащих отработке карьером, составит меньше объема балансовых запасов. Запасы, расположенные в бортах карьера, относятся к общекарьерным и эксплуатационным потерям [7].

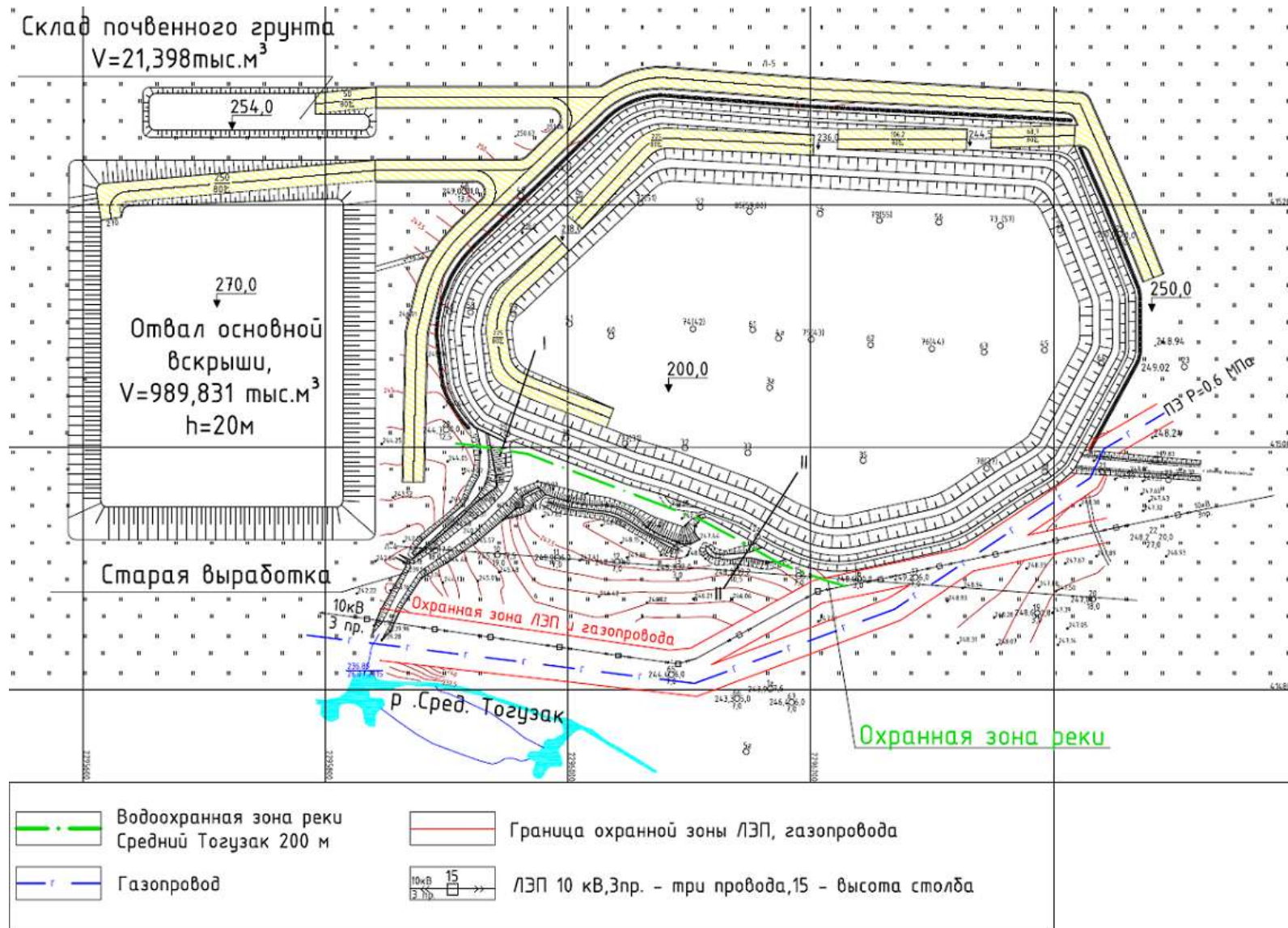


Рис. 1. План карьера на конец отработки Варненского месторождения с обозначением границ охранных зон

Общекарьерные потери – это часть балансовых запасов, теряемых в охранных целиках капитальных горных выработок, зданий, технических сооружений и т.п.

В проекте разработки Варненского месторождения общекарьерные потери известняка (потери I класса) представлены потерями в капитальных горных выработках, т.е. в съездах общей капитальной траншеи. Въездная траншея формируется по северному, западному и юго-западному бортам карьера (см. рис.1).

Эксплуатационные потери II класса – это часть балансовых запасов, теряемых в процессе эксплуатации карьера, которые подразделяются на две группы. Эксплуатационные потери 1-й группы – потери полезного ископаемого в массиве (в целиках) в бортах карьера, в выработанном пространстве карьера, в местах выклинивания и сложной конфигурации, у границ геологических нарушений.

На Варненском месторождении эксплуатационные потери 1-й группы формируются в бортах карьера за счет его конструктивного строения относительно контуров подсчета запасов. При отработке Варненского месторождения эксплуатационные потери 1-й группы формируются в бортах с южной стороны карьера в юго-западной, южной и юго-восточной частях.

Расчет общекарьерных и эксплуатационных потерь 1-й группы производился методом вертикальных геологических сечений, построенных по периметру карьера с оптимальным расстоянием между ними. Линии разрезов ориентированы в крест простирания нерабочих бортов проектируемого карьера. Проекция нерабочего борта карьера показана на разрезах нерабочими уступами и бермами и соответствует плану на конец отработки карьера.

Расчет потерь полезного ископаемого в бортах проектируемого карьера произведен методом вертикальных геологических сечений с оптимальным расстоянием между ними.

Для получения нормальных поперечных сечений по борту карьера разрезы ориентированы в крест простирания, но в плане линии разрезов не параллельны друг другу, в связи с изогнутостью борта в пространстве.

По линии каждого геологического сечения рассчитывалась площадь полезного ископаемого, оставляемого в целике. Площади расчетных блоков определялись на компьютере в программе «AutoCAD». Расчет объема потерь произведен с учетом средней площади поперечного сечения, определяемой методом среднего арифметического, а также с учетом всей протяженности бортов карьера. Расчетное значение показателя общекарьерных потерь составило 0,4%, эксплуатационных 1-й группы 7,5% от общих балансовых запасов.

Эксплуатационные потери 2-й группы - это потери отделенного от массива полезного ископаемого при выемке совместно с вмещающими (вскрышными) породами, в местах погрузки, разгрузки, складирования, при транспортировании. Эксплуатационные потери 2-й группы, образуемые в результате выемки полезного ископаемого совместно с вмещающими (вскрышными) породами, на данном месторождении не предусматриваются. Эксплуатационные потери 2-й группы при транспортировании, складировании и погрузочно-разгрузочных работах принимаются 0,3% от объема перевозимого полезного ископаемого, при взрывных работах – 0,25% согласно требованиям [8].

Примеры вертикальных геологических сечений по бортам карьера, по которым производился расчет общекарьерных и эксплуатационных потерь 1-й группы, представлен на рис. 2.

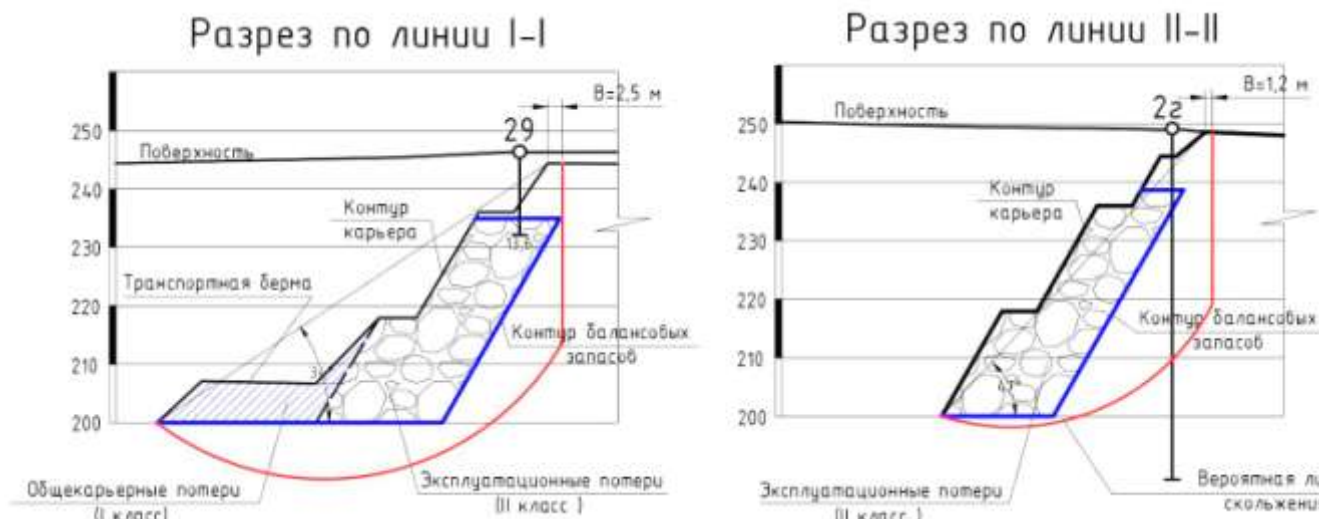


Рис. 2. Примеры вертикальных геологических сечений по бортам карьера, по которым производился расчет общекарьерных и эксплуатационных потерь 1-й группы

На основании проектных решений технического проекта разработки Варненского месторождения границы горного отвода в плане пересмотрены и установлены по верхней бровке карьера с увеличением на расчетную ширину призмы вероятного обрушения откоса борта (от 1,5 до 2,5 м). Ширина призмы возможного обрушения также определялась по схеме ВНИМИ с помощью графика плоских откосов [9]. Для всех разрезов построена наиболее вероятная линия скольжения. Построение линии скольжения в вертикальных сечениях позволяет определить ширину призмы возможного обрушения и устойчивость откосов бортов. Расчет устойчивости откосов бортов карьера произведен с использованием программы ЭВМ «Автоматизированный расчёт параметров устойчивости откосов горнотехнических сооружений» Slope версия 1,0 (свидетельство о государственной регистрации программы для ЭВМ №20116113970 от 23 мая 2011 г.) [10-13]. По условию безопасности ведения горных работ значение коэффициента запаса устойчивости для откосов бортов карьера должно составлять не менее $1,3 \div 1,5$. Расчетные значения коэффициентов запаса устойчивости откосов бортов для различных разрезов проектируемого карьера составили от 2,1 до 3,2.

В результате проектирования карьера Варненского месторождения известняка обоснованы и приняты параметры, обеспечивающие максимальное извлечение запасов из недр, эффективность разработки и безопасность ведения горных работ. Учитывая то, что при проектировании следовало учесть наличие на поверхности участка разработки охранных зон ЛЭП, газопровода и водоохраной зоны реки, объем потерь по месторождению составил не более 8,5 %. Принятые параметры откосов бортов обеспечивают запас устойчивости больше нормативного значения. В целом средний уровень рентабельности предприятия, разрабатывающего Варненское месторождение, в соответствии с принятыми проектными решениями должен составить 65%.

Список литературы

1. Формирование технологических схем безопасной работы карьеров / Цыганов А.В., Осинцев Н.А., Гавришев С.Е., Рахмангулов А.Н. Магнитогорск, 2014. 134 с.
2. Гавришев С.Е., Заляднов В.Ю. Расширение границ открытой разработки при комплексном освоении участка недр земли // Актуальные проблемы горного дела. 2016. № 1. С. 11-15.

3. Обоснование схемы вскрытия и направления развития горных работ при реконструкции карьеров по добыче строительного камня / Гавришев С.Е., Бурмистров К.В., Заляднов В.Ю., Михайлова Г.В. // Горный журнал. 2018. №1. С. 27-32.
4. Анализ технологических параметров и организации работы вскрышных комплексов разреза «Черногорский» / Агафонов В.В., Шаповаленко Г.Н., Радионов С.Н., Заляднов В.Ю., Биктеева Н.С. // Горный информационно-аналитический бюллетень. - 2018. - №12 (специальный выпуск 64). С. 22-35. DOI: 10.25018/0236-1493-2018-12-64-22-35.
5. Повышение эффективности разработки угольного разреза за счет оптимизации технологических параметров в сложных горно-геологических условиях / Добровольский А.И., Леонов Е.И., Кутовой А.В., Заляднов В.Ю., Караулов Н.Г., Юсупов М.Э. // Уголь. 2019. № 10 (1123). С. 72-78.
6. Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Правила безопасности при ведении горных работ и переработке твердых полезных ископаемых», утвержденные Приказом Ростехнадзора от 08.12.2020, № 505.
7. Отраслевая инструкция по определению и учету потерь нерудных строительных материалов при добыче / Министерство промышленности строительных материалов СССР. Тольяти, 1974.
8. Нормы технологического проектирования предприятий промышленности нерудных строительных материалов. Л.: Стройиздат, 1985.
9. Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Правила обеспечения устойчивости бортов и уступов карьеров, разрезов и откосов отвалов», утв. Приказом Ростехнадзора от 13.11.2020, № 439.
10. Гавришев С.Е., Заляднов В.Ю., Немчинова А.В. Влияние степени изученности геомеханического состояния массива на эффективность разработки месторождения // Актуальные проблемы горного дела. 2016. №2 (2). С. 14-21.
11. Оценка общей устойчивости бортов Сибайского карьера при отработке законтурных запасов руды подземным способом // Гавришев С.Е., Заляднов В.Ю., Кравчук Т.С., Павлова Е.В., Погорелов А.Ю. // Маркшейдерское и геологическое обеспечение горных работ: сб. науч. тр. по материалам международной научно-практической конференции / под ред. С.Е. Гавришева. Магнитогорск: Изд-во Магнитогорск. гос. техн. ун-та им. Г.И. Носова, 2013. С. 155-162.
12. Автоматизированный расчет устойчивости откосов бортов карьеров / Мельников И.Т., Заляднов В.Ю., Шевцов Н.С., Павлова Е.В., Погорелов А.Ю., Смяткин А.Н. // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2013. №2 (42). С. 8-12.
13. Обоснование устойчивых параметров бортов карьера Камаганского месторождения с учетом трещиноватости прибортового массива пород / Колесатова О.С., Романько Е.А., Хонякин В.Н., Картунова С.О., Красавин А.В. // Маркшейдерский вестник. 2017. № 6 (121). С. 49-54.

Сведения об авторах

Заляднов Вадим Юрьевич – кандидат технических наук, доцент, доцент Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова, Магнитогорск, Россия. E-mail: zalyadnov@mail.ru

Гавришев Сергей Евгеньевич – доктор технических наук, профессор, профессор Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова, Магнитогорск, Россия. E-mail: ormpi-cg@mail.ru

Коваленко Надежда Викторовна – студент Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова, Магнитогорск, Россия. E-mail: nadyusha.kovalenko.2000@mail.ru

Кадеров Сергей Сергеевич – студент Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова, Магнитогорск, Россия. E-mail: sergey.kaderov.96@mail.ru

УДК 622.02;622.23;622.34;622.06

ОПЫТ РАЗМЕЩЕНИЯ СГУЩЕННЫХ ХВОСТОВ ОБОГАЩЕНИЯ В УЧАЛИНСКОМ КАРЬЕРЕ В УСЛОВИЯХ СОВМЕЩЕНИЯ С ПОДЗЕМНЫМИ РАБОТАМИ**Калмыков В.Н., Гоготин А.А., Тарабаев А.С.**

Аннотация: В статье рассмотрены: процесс размещения хвостов обогащения, которые на завершающей стадии процесса обогатительного передела подвергаются сгущению с помощью специальных установок, в чаше Учалинского карьера в условиях совместного производства подземных работ при доработке Учалинского медноколчеданного месторождения; представлен анализ динамики объемов поступившего сгущенного продукта и откаченной воды в период 2017–2020 годов согласно которой объем сгущенного продукта, поступавший с комплекса пастового сгущения в течение 2017–2020 годов, имел нестабильный характер, что связано с наличием неидентифицированных каналов и незадокументированных скважин и пустот между горизонтами подземного рудника и пространством карьера, это приводило к неконтролируемому поступлению пульпы в подземные выработки, образованию воронок в чаше карьера; показаны необходимость строительства дополнительных бетонных перемычек для обеспечения безопасности работ и целесообразность проведения тампонажных работ, закладки части горных выработок твердеющей смесью и отсыпки валов горной массы с целью изоляции выработок; получены и проанализированы физико-механические характеристики проб сгущенного продукта; обозначена сложность управления потоком пульпы в зонах обрушения; произведен подбор оборудования подповерхностного зондирования или аппаратных комплексов импульсного акустического просвечивания и зондирования с целью идентификации пустот, возможных путей поступления пульпы, а также оценки целостности бетонных перемычек после возведения и нарушенности горного массива; изложены результаты научного сопровождения процесса размещения сгущенного продукта в выработанном пространстве карьера и подземного рудника, оценка объемов водопритоков в подземный рудник, состояния бетонных водонепроницаемых перемычек всех типов (горизонтальных и вертикальных) и водоперепускных скважин, выработок рабочих горизонтов для выявления путей перетока фильтрата и распространения пульпы, водосборников, шламоотстойников, оборудования насосной станции и напорного трубопровода, пульпопровода, подающего пульпу со сгустителя в карьер, уровня прудка в чаше карьера, деформаций земной поверхности, примыкающей к западному и южному бортам карьера.

Ключевые слова: хвосты обогащения, сгущенный продукт, заполнение выработанного пространства.

В связи с исчерпанием емкости хвостохранилища Учалинской обогатительной фабрики было принято решение об использовании чаши Учалинского карьера и выработанного пространства подземного рудника для размещения пастового продукта (рекультиванта) из хвостов обогащения, являющегося безопасным для окружающей среды, имеющего ряд существенных преимуществ: отсутствие необходимости в новом землеотводе под новое хвостохранилище; снижение техногенной нагрузки на район; рекультивация отработанного карьера. Однако ситуация осложнялась тем, что подземные работы не были завершены [1–3].

Наличие крупных гидравлических каналов, связывающих чашу карьера с Учалинским подземным рудником, накладывает основное ограничение на проектные решения по рекультивации, а именно исключение проникновения рекультиванта, а также исключение залповых прорывов воды в подземные горные выработки, т.е. принимаемые решения по рекультивации должны исключить накапливание прудка в чаше карьера (рис. 1).

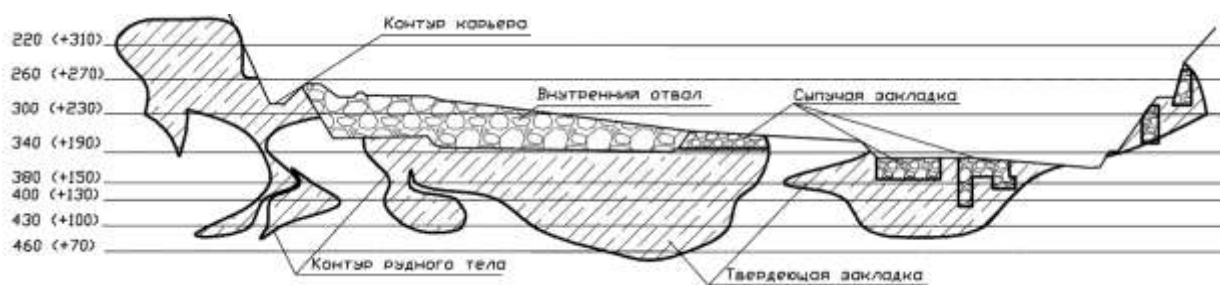


Рис. 1. Проектное положение горных работ на момент начала рекультивации карьера

В 2017 году после успешно проведенных испытаний началось заполнение Учалинского карьера сгущенными хвостами, которое осуществляется в режиме совмещения с подземными работами [4].

На рис. 2 представлен сброс пасты, осуществляемый по двум трубопроводам с одной точки в южной части карьера. Паста самотеком стекает по уступам карьера и достигает дна.

В течение всего периода силами ООО «Маггеоэксперт» совместно с персоналом Учалинского ГОКа производилось научное сопровождение процесса размещения сгущенного продукта в выработанном пространстве карьера и подземного рудника АО «Учалинский ГОК», в ходе которого производилась оценка объемов водопритоков в подземный рудник, состояния бетонных водонепроницаемых перемычек всех типов (горизонтальных и вертикальных) и водоперепускных скважин, выработок рабочих горизонтов для выявления путей перетока фильтрата и распространения пульпы, водосборников, шламоотстойников, оборудования насосной станции и напорного трубопровода, пульпопровода, подающего пульпу со сгустителя в карьер, уровня прудка в чаше карьера, деформаций земной поверхности, примыкающей к западному и южному бортам карьера, плотности, влажности подаваемого в чашу карьера сгущенного продукта и гранулометрического состава исходных хвостов.

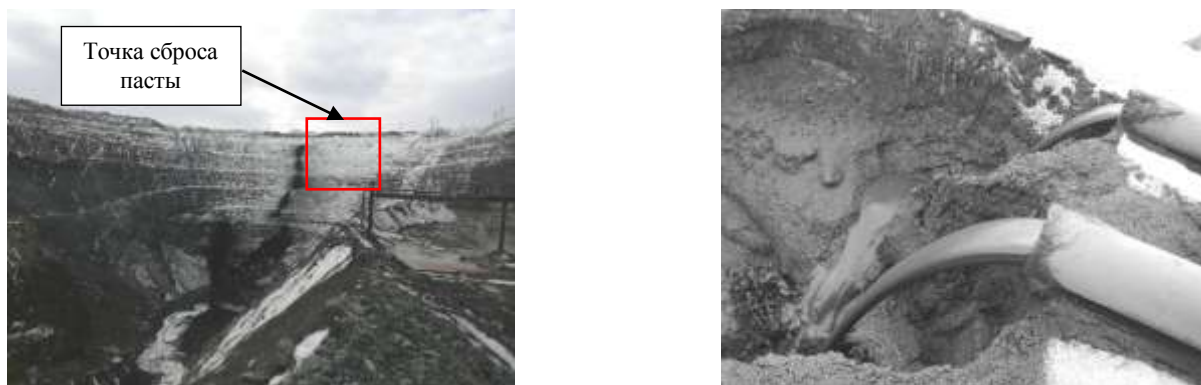


Рис.2. Точка сброса пасты

С начала запуска комплекса пастового сгущения по декабрь 2020 г. в Учалинский карьер подано $7\,101\,329\text{ м}^3$ пульпы с учетом воды. Соответственно, высотная отметка сгущенных хвостов обогащения изменилась с +177 по +255 м на южном фланге, до +253,6 м – в северном, +254 м – в пережиге. Таким образом, отметка высоты столба намытого массива на 14 м выше гор. 300 м от почвы выработок.

С целью обеспечения безопасности подземных работ и исключения неконтролируемого поступления пульпы из карьера в подземные шахтные выработки искусственный массив в них формировался из малопрочной твердеющей закладки, что позволило снизить объем выноса тонкодисперсной составляющей хвостов обогащения и надежно закольматировать трещины в породном массиве.

Анализ динамики объемов поступившего сгущенного продукта и откаченной воды за рассматриваемый период с 2017 по 2020 годы представлен на обобщенном графике (рис. 3).

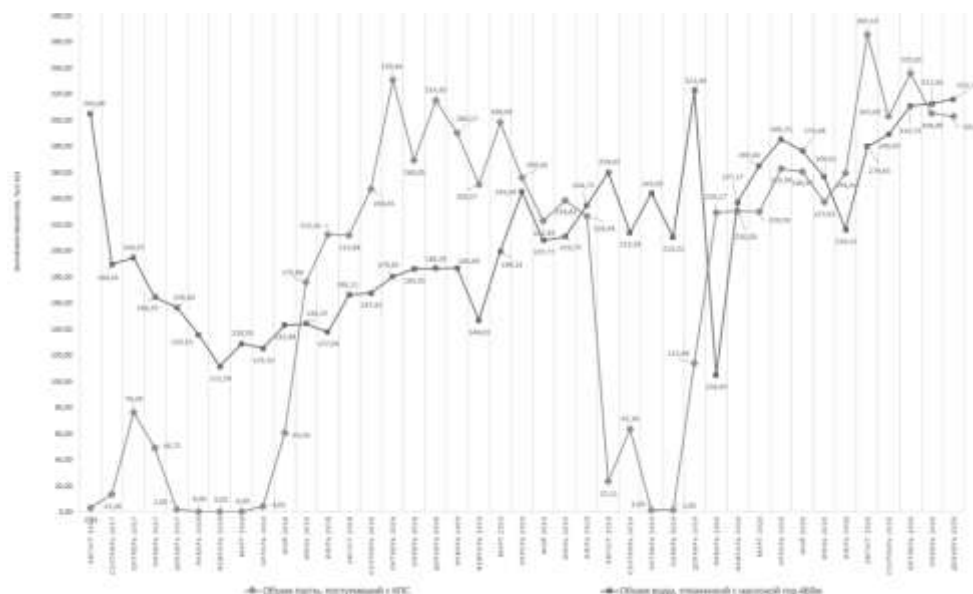


Рис.3. Динамика объемов поступившего сгущенного продукта и откаченной воды в период 2017-2020 гг

Из обобщенного графика на рис. 3 видно, что объем сгущенного продукта, поступавший с комплекса пастового сгущения в течение 2017-2020 годов, имел нестабильный характер, что связано с: наличием неидентифицированных каналов и незадокументированных скважин и пустот между горизонтами подземного рудника и пространством карьера, что приводило к неконтролируемому поступлению пульпы в подземные выработки, образованию воронок в чаше карьера. Несмотря на существующие проблемы, из графика прослеживается зависимость, что по мере роста подачи объемов сгущенного продукта растут и объемы воды, откаченные на насосной станции подземного рудника. Из этого следует вывод, что паста по мере осаждения в чаше карьера уплотняется и отдает лишнюю воду.

Освидетельствование изолирующих перемычек (в качестве примера представлена бетонная перемычка БП 460-4 (рис. 4)), показало их устойчивость, надежность и возможность сброса воды в процессе заполнения подземных выработок. Вместе с тем в части бетонных перемычек имела место обходная фильтрация вследствие природной и наведенной трещиноватости массива в месте сооружения, что потребовало проведение тампонажных работ цементными растворами.



Рис. 4. Бетонная перемычка 460-4, возведенная на гор. 460 м

По мере заполнения подземных выработок производилось возведение бетонных перемычек согласно проекту. Была установлена необходимость дополнительного строительства нескольких перемычек на гор. 380м – 2 шт., на гор. 500м – 3 шт., на гор. 460м – 3 шт., бетонной водоупорной врубовой перемычки в откаточном штреке (север) гор. 500м и изолирующих безврубовых перемычек на гор. 430м, 460м, 480м, 500м, 520м, а также уточнена технология закладки горных выработок гор. 430м, 460м, 480м, 520м и северного фланга гор. 500м твердеющей смесью и горной массой с целью изоляции выработок гор. 480/580 м с отсыпкой валов на гор. 430м и 480м, бурением дополнительных закладочных скважин и отбойкой кровли в местах выхода скважин для полного заполнения выработок закладочной смесью.

Выводы

В ходе проведения исследований получены следующие результаты и сделаны выводы:

1. Испытаниями отобранных проб сгущенного продукта получены следующие физико-механические характеристики: плотность сгущенного продукта – 2,26 г/см³, истинная плотность – 3,94 г/см³, пористость – 57%, абсолютная влажность – 34,2 %, относительная влажность – 25,5%, средний объемный диаметр частицы – 50,63 мкм, средний поверхностный диаметр частицы – 12,2 мкм, средний арифметический диаметр частицы – 3,03 мкм. Свойства соответствуют техническим условиям.

2. С целью предотвращения поступления продукта сгущения в охраняемые выработки и повышения общего уровня безопасности подземного рудника приняты следующие технические решения:

- сооружение бетонных врубовых перемычек на гор. 380м – 2 шт., на гор. 500м – 4 шт., на гор. 460м – 3 шт., изолирующих безврубовых перемычек на гор. 430, 460, 480, 500, 520м;

- закладка горных выработок гор. 430, 460, 480, 520м и северного фланга гор. 500 м твердеющей смесью и горной массой, бурение дополнительных закладочных скважин и отбойкой кровли в местах выхода скважин для полного заполнения выработок закладочной смесью;

- тампонаж перемычек на гор. 380, 460 и 500м;

- тампонаж перепускных скважин и мест протечек воды с использованием металлических пакеров;

3. В горных выработках, где ранее были обнаружены протечки воды или сгущенного продукта, производится тампонирующее, а также установлен контроль с ответственными лицами.

4. По итогам работы 2020 года следует отметить, что заполнение Учалинского карьера сгущенным продуктом является наиболее производительным и составляет 3 148 284 м³, что говорит о стабилизации режима работы системы «комплекс пастового сгущения – карьер».

5. Обследование бетонных гидроизоляционных перемычек, которое показало, что их состояние оценивается как удовлетворительное, нарушений целостности не зафиксировано. Обследованы шламоборники и водосборники, данные объекты работают в штатном режиме.

6. Наиболее сложным в технологии складирования отходов обогащения является контроль полноты заполнения имеющихся пустот и оценки свойств формируемого массива, что практически определяет уровень безопасности работ, поэтому целесообразно проводить отбор проб из намытого массива с целью оценки его физико-механических свойств. Для идентификации пустот, возможных путей поступления пульпы, а также оценки целостности бетонных перемычек после возведения и нарушенности горного массива, рекомендуется наряду с традиционным методом бурения контрольных скважин применять инструментальные методы с использованием приборов подповерхностного зондирования (георадар) «ОКО-2» или аппаратных комплексов импульсного акустического просвечивания и зондирования.

7. В связи с новизной технологии размещения пастовых смесей в карьерном пространстве в условиях совмещения с подземными работами, отсутствием надежной информации о положении скважин, пустот, недозакладов в погашаемом выработанным пространстве, как потенциальных путей перетока, прорыва и выброса сгущенного продукта и создания аварийных ситуаций, целесообразно, особенно на начальном этапе, проведение мониторинга ситуации с целью корректировки проектных решений.

Список литературы

1. Разработка технологии закладки Учалинского карьера сгущенными отходами обогатительного производства / О.В. Зотеев, В.Н. Калмыков, А.А. Гоготин, А.Е. Зубков, И.Х. Ахмедьянов, А.А. Зубков, Д.А. Бондаренко // Комплексное освоение месторождений полезных ископаемых: сб. науч. тр. Магнитогорск: МГТУ им. Г.И. Носова, 2013. С.44–47.
2. Зубков А.А. Обоснование параметров технологии формирования техногенных массивов из отходов обогащения в выработанном карьерном пространстве при открыто-подземной разработке медно - колчеданных месторождений: дис. ... канд. техн. наук: 25.00.22 / Зубков Артем Анатольевич. Магнитогорск, 2013. 160 с.
3. Гидрогеологические и геомеханические условия формирования хвостохранилища в Главном карьере Высокогорского ГОКа / В.Т. Зотеев, О.В. Зотеев, Т.К. Костерова, С.Н. Тагильцев, В.В. Осламенко // Известия вузов. Горный журнал. 1995. №5. С.111–121.
4. Опытнo–промышленные испытания технологии закладки выработанного пространства Учалинского карьера отходами обогатительного передела / В.Н. Калмыков, О.В. Зотеев, Ан.А. Зубков, А.А. Гоготин, А.А. Зубков // Известия вузов. Горный журнал. 2013. № 7. С.4–9.
5. Исследование физико-механических свойств отходов обогащения для разработки технологии формирования закладочного массива в выработанном пространстве карьера «Учалинский» / Зотеев О.В., Калмыков В.Н., Гоготин А.А., Зубков Ан. А., Зубков А.А. // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2013. №. 4 (44). С. 13-17.
6. Специфические особенности закладочных работ на руднике «Мир» алмазодобывающей АК «АЛРОСА» / Монтянова А.Н., Кириллов Д.С., Штауб И.В., Бильдушкинов Е.В. // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2012. №. 4. С. 10-14.
7. Емельяненко Е.А., Ангелов В.А., Емельяненко М.М. Разработка способа формирования техногенного образования из хвостов обогащения медно-колчеданных руд с заданными структурными характеристиками // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2012. №. 1. С. 13-16.
8. Илимбетов А.Ф., Рыльникова М.В., Радченко Д.Н., Милкин Д.А. Новые решения проблемы комплексного освоения рудных месторождений // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. ГИ Носова. 2006. №. 4. С. 8-12.
9. Abay A. et al. Geo-Resources recycling as the way of mining wastes disposing //E3S Web of Conferences. EDP Sciences, 2018. Т. 41. Pg. 02010.
10. Lyashenko V., Topolnij F., Dyatchin V. Development of technologies and technical means for storage of waste processing of ore raw materials in the tailings dams //Technology audit and production reserves. 2019. Т. 5. №. 3 (49). С. 33-40.
11. Puura E., Marmo L., D'Alessandro M. Workshop on mine and quarry waste-the burden from the past. 2003.

Сведения об авторах:

Калмыков Вячеслав Николаевич – доктор технических наук, профессор, профессор Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова, Магнитогорск, Россия. E-mail: kalmiakov34@gmail.com .

Гоготин Алексей Анатольевич – кандидат технических наук, доцент Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова, Магнитогорск, Россия. E-mail: gogotin80@mail.ru .

Тарабаев Андрей Сергеевич – аспирант Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова, Магнитогорск, Россия. E-mail: ferrum1992@mail.ru.

УДК 504.55.054:622(470.6)

ЭФФЕКТИВНОСТЬ УПРАВЛЕНИЯ РУДОВМЕЩАЮЩИМ МАССИВОМ**Лискова М.Ю., Стась В.П., Стась П.П., Конгар-Сюрюн Ч. Б., Разоронова Е. Ю.**

Аннотация: В статье приведен обзор основных научных направлений в сфере управления состоянием рудовмещающего массива с минимизацией воздействия на окружающую среду при подземной разработке рудных месторождений. Обозначены ключевые направления развития и проблемы вопроса. *Гипотеза.* Процесс горного производства является переводом природных ресурсов в техногенные с ухудшением качества окружающей среды, поэтому необходимость рационального использования природных ресурсов при обеспечении экологической безопасности жизнедеятельности человека приобретает особую актуальность, особенно при либеризации государственного управления добычей руд. При разработке скальных месторождений приоритетна теория Ветрова С.В, Голика В.И., сущность которой сводится к само-упрочнению структурных породных блоков с созданием несущих конструкций за счет остаточной прочности. *Цель.* Детализация механизма обеспечения безопасности технологий разработки месторождений подземным способом на этапах их взаимодействия с экосистемами окружающей среды. *Эксперименты и методы.* Обобщение, систематизация и критический анализ концепции подземной разработки месторождений твердых полезных ископаемых. Использование данной практики разработки металлических месторождений в добывающих отраслях хозяйства России. *Основные результаты.* Сформулирован комплекс управленческих решений по минимизации технологического воздействия потерянных в ходе добычи и переработки руд. На примере ледника «Колка» детализирована корреляция между геодинамическими наведенными процессами и объемами добычи полезных ископаемых. Определены основные направления исследований в области охраны литосферы от агрессии горного производства. Приведены основные технологические приемы снижения опасности развития напряжений и деформаций массива до критических значений технологическими приемами и состав исследований для их реализации, в том числе при добыче радиоактивных руд. Обозначено направление ограничения объемов хвостов переработки сырья путем совершенствования дробильно-сортировочных операций в мельницах на основе геофизического контроля. Предлагаемый подход к обеспечению безопасности технологий управления состоянием массива на этапах взаимодействия технологий добычи и переработки с экосистемами окружающей среды позволяет увязать интересы природопользования, заинтересовать предприятия в экономичном расходовании природных ресурсов и минимизировать наносимый природной среде ущерб. *Применение результатов исследования в промышленности.* Результаты исследований имеют широкое применение при подземной разработке месторождений твердых металлических руд, а также других твердых полезных ископаемых, локализованных в напряженно-деформированных участках земной коры.

Ключевые слова: управление, рудовмещающий массив, напряжения и деформации, окружающая среда, разработка месторождений.

Процесс горного производства по своей сущности является переводом природных ресурсов в техногенные с ухудшением качества окружающей среды в результате технологических переделов в виде:

- разрушения земной поверхности;
- изъятия из пользования земель;
- загромождения земной поверхности отвалами отходов переработки [1–4].

Необходимость рационального использования природных ресурсов при сохранении окружающей среды и обеспечении безопасности жизнедеятельности живого вещества особенно актуальна для горного производства [5–8].

Развитие природоохранных тенденций добычи полезных ископаемых ограничивает применение технологий с разрушением земной поверхности, потому что они связаны с появлением контакта зоны жизнедеятельности и зоны добычных работ (рис. 1).

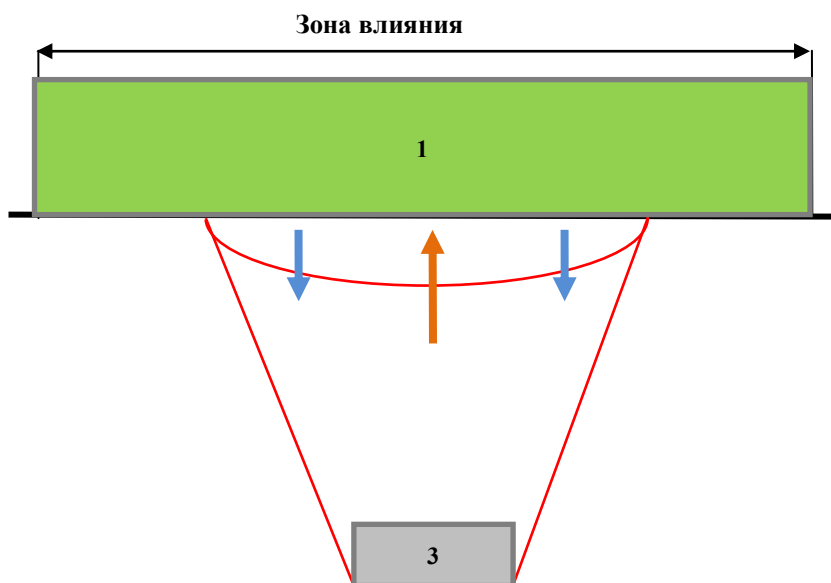


Рис. 1. Влияние горных работ на земную поверхность: 1 – зона жизнедеятельности; 2 – разделяющая зона; 3 – месторождение, (стрелками обозначены воздушные и водные потоки)

Отходы горного производства могут быть сокращены при уменьшении объемов горных выработок, уменьшении разубоживания руды при добыче и совершенствовании технологий переработки сырья при рациональном использовании геомеханики массива [9-12].

Для повышения заинтересованности горных предприятий в снижении влияния горных работ на объекты природной среды разработаны нормативы платы за пользование ресурсами атмосферы, гидросферы и литосферы, но компенсационные штрафы не отвечают реальной стоимости ущерба.

Оптимизированные по фактору сохранения окружающей среды технологии управления массивом успешно уменьшают комплексное загрязнение окружающей среды при использовании твердеющей закладки.

Комплекс влияющих на эффективность управления факторов включает в себя:

- напряженно-деформационное состояние массива;
- количество и состояние образованных в недрах пустот;
- запасы исходных и потерянных руд;
- количество и качество шахтных вод;
- концентрация металлов в исходных и потерянных рудах.

Выбор технологии добычи руд заключается в определении варианта с минимальными затратами на воспроизводство потерянных ресурсов, обеспечение сохранности массива, исключение потерь руды и получение максимальной прибыли с меньшим сроком окупаемости. Прибыль от использования технологий на геомеханической основе в зависимости от объема их реализации достигает 15 % валовой стоимости товарного продукта.

В процессе добычи руд в горных породах и слагаемых ими массивах возникают зоны деформаций, контролирующие состояние массивов пород и земной поверхности над ними (рис. 2).

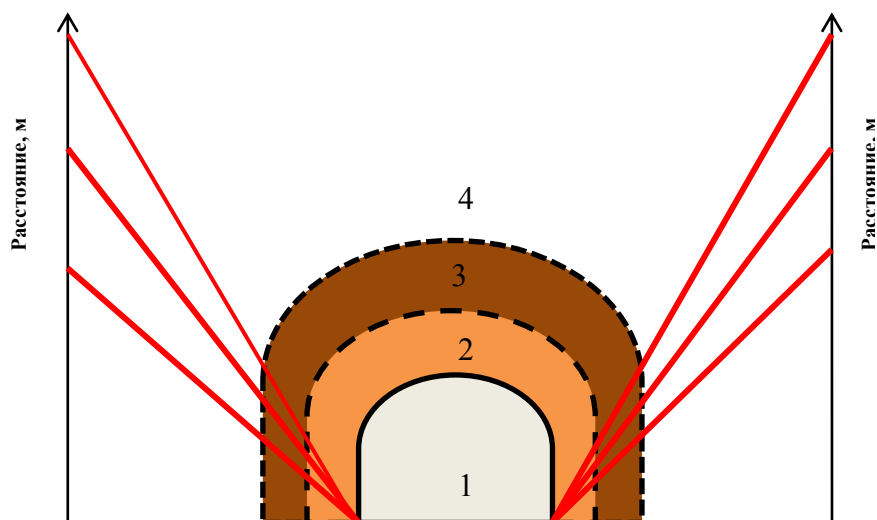


Рис. 2. Зоны напряжений в окрестностях выработки:
 1 – выработка; 2 – зона максимальных напряжений;
 3 – зона минимальных напряжений; 4 – зона нетронутых пород

Считается общепризнанным наличие коррелятивной связи между геодинамическими явлениями в земной коре, например наведенные землетрясения и горные удары, и объемами добычи полезных ископаемых. Геодинамические явления инициируют крупные природные катаклизмы. Так, в Кармадонском ущелье (РСО-Алания) с высоты 4 км сошел ледник «Колка» объемом более 150 млн м³ и толщиной более 100 м. Стены ущелья были срезаны на высоту 100 м. Поселок Гизель с населением 15 тыс. жителей спасло от разрушения лишь резкое сужение ущелья на пути следования ледника. Ледник образовал геологический массив длиной до 33 км и шириной 400 м.

В качестве рабочей гипотезы выдвинута связь схода ледника с крупным геодинамическим явлением в недрах расположенного в окрестностях ледника Садонского месторождения с объемом пустот около 5 млн м³.

Направления исследований в области охраны земной поверхности включают в себя:

- геодинамический мониторинг регионов горных разработок;
- изучение сдвижений пород в районах добычи полезных ископаемых;
- сейсмическое районирование земной поверхности;
- оценку устойчивости сооружений в зоне влияния горных работ.

Основной задачей управления состоянием массивов пород и земной поверхности в ходе техногенного вторжения в природу становится максимальный учет геодинамических факторов строительства и эксплуатации горных объектов. Опасность развития напряжений и деформаций массива до критических значений при технологиях добычи снижают технологическими приемами (рис. 3), в том числе:

- инъецированные разрушенных пород;
- применение канатных, деревоканатных, вантовых и других перекрытий;
- создание искусственной комбинированной кровли, включающей элементы несущей потолочины и др.

Развитие критических деформаций можно предупредить на основе корректировки состояния природных и искусственных массивов, в том числе:

- инженерно-геологическое картирование;
- геомеханический мониторинг;
- анализ локализации природных и техногенных месторождений;
- уточнение свойств руд, пород и закладочных материалов;
- моделирование конструкций разделяющих и несущих перекрытий;
- экономическое обоснование принятого варианта снижения опасности.

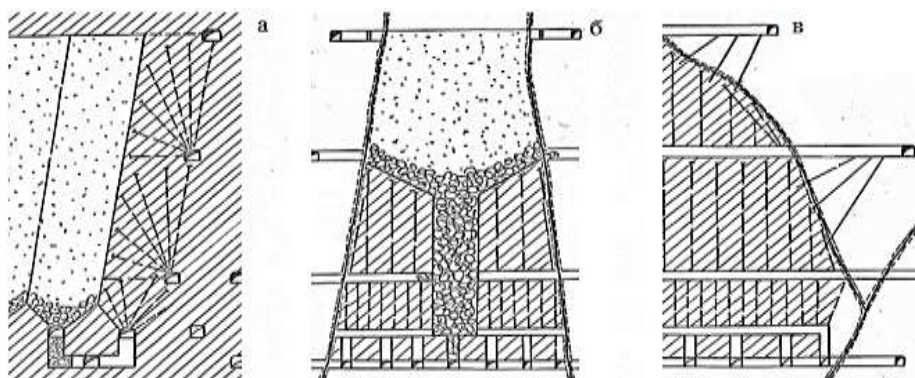


Рис. 3. Повышение устойчивости массива: *а* – наклон стенки искусственного массива; *б* – подача закладки на руду; *в* – скрепление пород анкерами

Изменение экономического уклада, хозяйствования и массовая приватизация горных предприятий нарушили единую схему управления производством, что в регионах активной добычи, например, на Донбассе, привело к неуправляемому развитию напряжений и деформаций массивов с разрушением земной поверхности и промышленных сооружений, следствием чего стало обрушение земной поверхности катастрофического характера.

На охрану окружающей среды от вредного влияния горных разработок расходуется до 40 % стоимости основных фондов, а доля затрат в себестоимости продукции достигает 20 %, но этих затрат для нейтрализации вредных последствий разработки недостаточно.

Влияние нарушений литосферы на состояние земной поверхности изучено недостаточно полно, но еще менее изучены зависимости между устойчивостью массива и экологией участков, содержащих активные компоненты. При разработке радиоактивных руд на среду влияют радон и его дочерние продукты, количество которых определяется структурой массива, интенсивностью эманации, размерами выделяющих радон поверхностей и содержанием радиоактивных компонентов. Источниками радона являются:

- поверхности обнажений рудопородного массива;
- структурные неоднородности массива, аэродинамически связанные с выработанным пространством;
- отделенные от массива частицы руды.

В радиационном отношении опаснее не заполненные материалом пустоты, где объем радона зависит от соотношения эманлирующих площадей и объемов выемки. При обеспечении сохранности земной поверхности концентрация газов регулируется с помощью вентиляционных систем. А в случае аварийного разрушения поверхности процесс становится неуправляемым и наносит вред окружающей среде.

Предотвращение контакта рудничной атмосферы с окружающей средой заключается в создании экрана путем нагнетания в пустоты пластичного твердеющего материала. Эффективно покрытие участка обрушения поверхности материалом с нанесением пены, которая при твердении изолирует зону обрушения от атмосферы. Такой же эффект достигается при орошении разрушенного участка маточными растворами выщелачивания. Одновременно с оздоровлением атмосферы способ решает проблему утилизации растворов выщелачивания.

Ограничение объемов хвостов переработки сырья достигается совершенствованием дробильно-сортировочных операций путем повышения выхода сырья нормативной прочности, путем модернизации процессов измельчения на основе геофизического контроля (рис. 4) с прямым измерением параметров процесса [13-14].

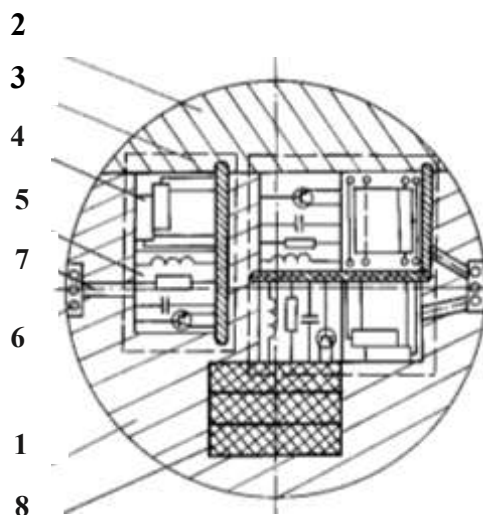


Рис. 4. Трёхкомпонентный радиоакселерометр: 1 – корпус; 2 – крышка;
3 – виброизмельчительный блок; 4 – акселерометр; 5 – микросхема; 6 – антенна;
7 – канавки; 8 – элементы питания

Результаты исследования обладают сходимостью с данными специалистов данного направления горного дела в России и Зарубежье [15–23].

Список литературы

1. Ляшенко В.И. Природоохранные технологии освоения сложноструктурных месторождений полезных ископаемых // Маркшейдерский вестник. 2015. № 1. С.10 – 15.
2. Новый подход для оценки эффективности работы горно-обогатительных комбинатов / Мельников И.Т., Гавришев С.Е., Михайлов А.Г., Пыталев И.А., Шевцов Н.С., Васильев К.П. // Горная промышленность. 2012. № 5 (105). С. 60 – 66.
3. Каплунов Д.Р. Рыльникова М.В., Радченко Д.Н. Расширение сырьевой базы горнорудных предприятий на основе комплексного использования минеральных ресурсов месторождений // Горный журнал. 2013. № 2. С.86 – 90.
4. Razorenova E.Yu., Babkin A.V. Proposals for expanding the mineral resource base of coal mining enterprises // Materials of a scientific conference with international participation. Institute for Industrial Management, Economics and Trade. In 3 parts. 2019. Pp. 687–690.
5. Повышение безопасности подземной добычи руд учетом геодинамики массива/ В.И. Голик, Ю.И. Разоренов, Ю.В. Дмитрак, О.З. Габараев // Безопасность труда в промышленности. 2019. № 8. С. 36 – 42.
6. Земсков А.Н., Лискова М.Ю. Пути обеспечения безопасных условий труда горняков на основе автоматизации контроля производственных процессов // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. 2018. № 1. С. 82 – 88.
7. Комащенко В. И. Эколого-экономическая целесообразность утилизации горнопромышленных отходов с целью их переработки // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле, 2015, № 4. С. 23–30.
8. Zaalishvili, V.B., Melkov, D.A., Kanukov, A.S., Dzeranov, V.V., Shepelev, V.D. Application of microseismic and calculational techniques in engineering-geological zonation // (2016) International Journal of GEOMATE, 10 (1), pp. 1670 – 1674.
9. Дзапаров В.Х., Харебов Г.З., Стась В.П., Стась П.П. Исследование сухих строительных смесей на основе отходов производства для подземного строительства / В.Х. Дзапаров, Г.З. Харебов, В.П. Стась, П.П. Стась // Сухие строительные смеси. 2020. № 1. С. 35 – 38.
10. Бесцементные закладочные смеси на основе водорастворимых техногенных отходов / М.М. Хайрутдинов, Ч.Б. Конгар-Сюрюн, Ю.С. Тюляева, А. Хайрутдинов // Известия

Томского политехнического университета. Инжиниринг георесурсов - 2020 - Т. 331 - № 11 – С. 30 – 36.

11. Освоение забалансовых запасов металлических руд / В.И. Голик, Ю.И. Разоренов, Е.И. Захаров, Н.И. Абрамкин // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. 2018. № 3. С. 158 – 170.

12. Клюев Р.В., Босиков И.И., Майер А.В. Комплексный анализ генетических особенностей минерального вещества и технологических свойств полезных компонентов Джезказганского месторождения // Устойчивое развитие горных территорий. 2019. Т. 11. № 3 (41). С. 321 – 330.

13. Дмитрак Ю.В., Вержанский А.П. Тенденции применения оборудования для тонкого измельчения горных пород // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2000. № 6. С. 184 – 188.

14. Дмитрак Ю.В., Шишканов К.А. Разработка вероятностной кинематической модели мелющих тел в помольной камере вибрационной мельницы // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). 2010. № 12. С. 302 – 308.

15. Гавришев С.Е., Бурмистров К.В., Осинцев Н.А. Концепция устойчивого функционирования и развития горнотехнических систем в переходные периоды // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. 2019. № 3. С. 145 – 160.

16. Ефимов В.И., Попов С.М., Корчагина Т.В., Ефимова Н.В. Горно-экологический мониторинг ликвидируемых шахт Кузбасса // Горный журнал. 2017. № 12. С. 91 – 94.

17. Геомеханические и аэрогазодинамические последствия подработки территорий горных отводов шахт Восточного Донбасса/ Н.М. Качурин, Г.В. Стась, Т.В. Корчагина, М.В. Змеев// Известия Тульского государственного университета. Сер. Науки о Земле. Вып. 1. 2017. С. 170 – 182.

18. Espinoza R.D., Rojo J. Towards sustainable mining (Part I): Valuing investment opportunities in the mining sector // Resources Policy. 2017. Vol. 52. Pp. 7 – 18.

19. Li J.-G., Zhan K. Intelligent Mining Technology for an Underground Metal Mine Based on Unmanned Equipment // Engineering. 2018. Vol. 4. Iss. 3. Pp. 381 – 391.

20. Ben-Awuah E., Richter O., Elkington T., Pourrahimian Y. Strategic mining options optimization: Open pit mining, underground mining or both. International Journal of Mining Science and Technology, 2016, Vol. 26, no. 6, pp. 1065 – 1071.

21. Vrancken C., Longhurst P. J., Wagland S. T. Critical review of real-time methods for solid waste characterisation: Informing material recovery and fuel production // Waste Management. 2018. vol. 61. 2018. Pp. 40 – 50.

22. Cardu M., Seccatore J., Vaudagna A., Rezende A., Galvão F., Bettencourt J. S., Tomi de G. Evidences of the influence of the detonation sequence in rock fragmentation by blasting. Part I // REM: Revista Escola de Minas. 2015. vol. 68. no. 3. Pp. 337 – 342.

23. Kelly B. Stress analysis for boreholes on department of defense lands in the western united states: a study in stress heterogeneity// Proceedings, Thirty-Eighth Workshop on Geothermal Reservoir Engineering Stanford University. — Stanford: Stanford University, 2013. Pp. 139 – 150.

Сведения об авторах

Лискова Мария Юрьевна – кандидат технических наук, доцент, доцент Национального исследовательского политехнического университета, Пермь, Россия. E-mail: liskova.rpb@gmail.com

Стась Виктор Павлович – кандидат технических наук, доцент Тульского государственного университета, Тула, Россия.

Стась Павел Павлович – аспирант Тульского государственного университета, Тула, Россия.

Конгар-Сюрюн Чейнеш Буяновна – студентка Национального исследовательского технологического университета «МИСиС», Москва, Россия.

Разоренова Екатерина Юрьевна – аспирант Санкт-Петербургского политехнического университета Петра Великого, Санкт-Петербург, Россия.

УДК 504.55.054:662 (470.6)

ОПРЕДЕЛЕНИЕ СВОЙСТВ МЕЛЮЩЕЙ ЗАГРУЗКИ ПРИ ДРОБЛЕНИИ И ТОНКОМ ИЗМЕЛЬЧЕНИИ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ**Дмитрак Ю.В.**

Аннотация: Рассмотрены вопросы определения свойств мелющей загрузки при дроблении и тонком измельчении в мельнице. Приведены сведения об энергоемкости процессов, происходящих при разрушении горных пород с деформированием структурных элементов, и реакции горных пород и минеральных сред на динамические нагрузки. Получено экспериментальное подтверждение ряда гипотез на стенде. Предложена методика подбора параметров процесса измельчения с учётом демпфирования амплитуды ударных импульсов. Определено, что коэффициент демпфирования для хрупких материалов в большей степени зависит от грансостава измельчаемого материала, что имеет важное значение при решении рассматриваемой проблемы. Приведены результаты исследования движения шаровой загрузки с детализацией её фрикционных свойств, в том числе коэффициента трения покоя между слоями шаров в помольной камере шаровой мельницы. Установлено, что величина коэффициента зависит от содержания крупных и мелких фракций. На основании проведённых исследований установлен механизм поведения слоя шаров относительно остальной шаровой загрузки. Сделан вывод о том, что проскальзывание отдельных мелющих тел не влияет на характер движения мелющей загрузки в целом, но способствует перемешиванию материала и его измельчению путём раздавливания. Доказано, что твёрдые абразивные материалы характеризуются большими величинами коэффициента внутреннего трения, а мягкие снижают значения фрикционных характеристик загрузки.

Ключевые слова: мелющая загрузка, дробление, измельчение, мельница, энергоемкость, горная порода, динамическая нагрузка, эксперимент.

Введение

Проблемы удовлетворения потребности промышленности в минеральном сырье при уменьшении запасов месторождений в комфортных для эксплуатации районах и освоении месторождений в суровых районах, ухудшении условий разработки при понижении на глубину становятся все более актуальными и требуют поиска пока еще не используемых резервов [1–4].

Получают развитие процессы гуманизации горного производства и охраны экосистем от технологической агрессии [5–9].

Одним из направлений решения проблемы подготовки минерального сырья является оптимизация способов дробления и тонкого измельчения твердых материалов в мельницах [10–15].

Учитывая, что крупность сырья нередко является основным критерием оптимальности технологий, аспекты рассматриваемой проблемы находят отражение в работах [16–19].

Разрушение горных пород подразумевает появление новых или рост старых свободных поверхностей. Оно включает в себя деформирование структурных элементов, в том числе микродефекты, макротрещины и т.п. Процесс разрушения начинается с упругой деформации, на которую затрачивается 90% энергии разрушения.

Изучение реакции горных пород и минеральных сред на динамические нагрузки представляет собой сложную задачу, обусловленную специфическими особенностями их поведения. В породах образуются области возмущений с отличающимся друг от друга напряженно-деформированным состоянием.

Динамическое нагружение горных пород изменяет их напряженно-деформированное состояние и генерирует качественно новые явления по сравнению со статической нагрузкой.

Исследование механизма измельчения пород основывается на изучении актов распада исходной частицы под действием разрушающей силы.

Цель исследований проблемы – измерение динамических параметров непосредственно в зоне контакта мелющих тел с измельчаемым материалом без искажения приёмным устройством, чтобы экспериментально подтвердить установленный теоретически энергетический критерий разрушения материалов.

Результаты исследований

Вследствие влияния фрикционных свойств измельчаемого материала и наличия в нём широкого спектра трещин энергия ударного импульса и его амплитуда уменьшаются по мере прохождения ударной волны внутрь мелющей загрузки. Поэтому важно знать величину амплитуды ударного импульса, дошедшего до конкретной частицы материала, а также какую энергию необходимо сообщить мелющему телу, для того чтобы оно было способно измельчать материал до заданного размера.

Для экспериментального подтверждения был спроектирован лабораторный стенд на базе шаровой барабанной мельницы фирмы «Fuller».

Разработанные программы позволили записать форму ударных импульсов, выделить одиночные импульсы и произвести их спектральный анализ, который подтвердил, что факт гашения амплитуды ударного импульса за определённый промежуток времени действительно имеет место.

Обнаруженное явление объясняет необходимость учёта времени взаимодействия ударной волны с разрушаемым объектом. Если время взаимодействия ударной волны с материалом будет достаточно большим, то частицы материала в силу своих демпфирующих свойств погасят амплитуду ударного импульса и сделают его неспособным разрушать материал. Демпфирующее воздействие на амплитуду ударного импульса оказывают находящиеся в материале трещины, преодолевая которые импульс теряет энергию.

Поэтому подбор параметров процесса с учётом демпфирования амплитуды ударных импульсов является ключевой задачей в снижении энергоёмкости измельчения (табл. 1).

Таблица 1

Показатели демпфирования амплитуды ударного импульса

Размер фракции, мм	Вид материала	Коэффициент демпфирования	Размер фракции, мм	Вид материала	Коэффициент демпфирования
-0,1	гранит	15	-0,1	базальт	12
0,1–0,25		9	0,1–0,25	-/-	9
0,25–0,63		6,5	0,25–0,63		7
0,63–1,25		5	0,63–1,25		5
1,25–2,5		2	1,25–2,5		1,5
-0,1	известняк	20	-0,1	фосфаты	18
0,1–0,25		16	0,1–0,25		13
0,25–0,63		11	0,25–0,63		9
0,63–1,25		7	0,63–1,25		6
1,25–2,5		3	1,25–2,5		1,5
-0,1	мел	36	-0,1	гипс	30
0,1–0,25		29	0,1–0,25		24
0,25–0,63		21	0,25–0,63		19
0,63–1,25		16	0,63–1,25		12
1,25–2,5		5	1,25–2,5		3,5

Анализ результатов эксперимента свидетельствует о том, что коэффициент демпфирования для хрупких материалов в большей степени зависит от грансостава измельчаемого материала: чем мельче частицы, тем больше материал проявляет

демпфирующие свойства и тем быстрее шар теряет энергию. Зависимости позволяют сделать вывод о том, что не имеет смысла измельчать материал в мельницах, использующих принцип ударного разрушения, потому что практически вся энергия шара тратится на преодоление демпфирующих свойств материала, а не на его разрушение.

Концепция движения шаровой загрузки включает в себя исследование её фрикционных свойств. Изучение влияния скорости относительного движения поверхности помольной камеры и слоя шаров на коэффициент трения затруднено сложностью экспериментального подтверждения теоретических исследований.

Однако исследования фрикционных свойств соприкасающихся поверхностей в смежных областях науки позволяют сделать вывод о нелинейной зависимости коэффициента трения от скорости относительного движения поверхности помольной камеры и слоя шаров.

Представляет интерес определение коэффициента трения покоя между слоями шаров в помольной камере в лабораторном стенде на базе шаровой мельницы.

Стенд состоял из помольной камеры в виде цилиндра с плексигласовой торцевой крышкой, устройства для измерения силы давления на шар или поверхность помольной камеры и регистрирующей аппаратуры. Расстояние между плексигласовыми крышками выбиралось из условия обеспечения свободного перемещения между ними одного шара. Устройство для измерения нормальной составляющей силы давления выполнено в виде однокомпонентного радиодинамометра, размещённого в корпусе стандартного мелющего тела-шара.

Конструкция акселерометра представляет собой герметичный блок, в котором расположены чувствительный элемент, усилитель-преобразователь и элементы выводного монтажа. Наиболее ответственным узлом конструкции акселерометра является чувствительный элемент.

Блок измерительной аппаратуры состоял из автоматического цифрового преобразователя сигналов, персонального компьютера и селективного микровольтметра.

При включении стенда шары приходили в движение. При этом шары из верхнего слоя давили на нижние шары. В зависимости от интенсивности давления расстояние между пластинами емкостных акселерометров изменялось, что изменяло частоту сигнала.

Первоначально была проведена серия экспериментов по определению коэффициента трения покоя между слоями шаров в помольной камере барабанной мельницы. Для этого фиксировалась средняя величина угла поворота φ мельницы в момент проскальзывания слоя относительно поверхности помольной камеры. Значения коэффициента f определялись исходя из того, что сила трения покоя равна по модулю максимальной силе, необходимой для обеспечения начала движения данного тела. Коэффициент трения f связан с углом φ соотношением

$$f = \operatorname{tg} \varphi$$

В качестве исследуемого материала были выбраны известняковый и гранитный щебень, фосфоритная и известняковая мука, древесный уголь, а также отсеvy различных горных пород, используемые в качестве отходов основных производств по переработке горного сырья.

Были отобраны пробы с повышенным содержанием крупных или мелких фракций (табл. 2).

Установлено, что величина коэффициента зависит от процентного содержания крупных (5–10 и 10–20) и мелких (-0,5 и 0,5–1) фракций. Причём увеличение доли и крупных и мелких фракций увеличивает коэффициент трения, но присутствия крупных фракций на увеличение коэффициента трения влияют сильнее.

Преобладание крупных фракций увеличивает коэффициент трения в связи с усилением шероховатости поверхности контакта. Коэффициент корреляции параметров в зависимости от вида пробы составил 0,85-0,92.

Таблица 2

Процентное содержание фракций в пробах материалов

Размер фракции, мм	Содержание фракций в пробах, %					
	1	2	3	4	5	6
10-20	50	40	30	20	10	1
5-10	25	15	10	8	5	3
2,5-5	12	10	8	7	8	9
1-2,5	9	15	20	22	17	12
0,5-1	3	10	12	13	20	25
-0,5	1	10	20	30	40	50
Всего	100	100	100	100	100	100

На величину коэффициента трения влияет футеровка поверхности помольной камеры. При прочих равных условиях коэффициент трения при взаимодействии слоя шаров с поверхностью помольной камеры ниже аналогичных значений при взаимодействии между слоями. Коэффициент корреляции этих параметров равен 0,91-0,97.

Описанные выше зависимости достаточно хорошо иллюстрируют фрикционные свойства загрузки при её статическом положении (вращении помольной камеры с угловой скоростью менее 0,5 рад/с).

Кинетическая характеристика трения выражается зависимостью коэффициента трения от скорости взаимного проскальзывания контактирующих тел.

Коэффициент трения и скорости шара и поверхности цилиндра взаимосвязаны:

$$\mu = f(\omega R - \dot{\varphi}(R - r)).$$

Установление кинетической характеристики трения сложно из-за определения величины скорости проскальзывания. Скорости проскальзывания определяют косвенно вследствие невозможности точного измерения скорости шара в момент отрыва от мелющей загрузки.

Установлено, что шар, оторвавшись от основной массы других шаров или поверхности помольной камеры, не сразу жёстко сцепляется с ними. До момента полного сцепления проскальзывающего шара с другими шарами или поверхностью камеры он успевает ещё несколько раз совершить аналогичные движения с уменьшающейся скоростью проскальзывания, что ведёт к возникновению возмущений в системе.

На основании проведённых исследований сделаны следующие выводы. При вращении помольной камеры происходит проскальзывание слоя шаров относительно остальной шаровой загрузки. Для материалов, характеризующихся пониженными значениями коэффициента внутреннего трения, проскальзывание наступает в слоях, расположенных ближе к поверхности помольной камеры, чем у материалов с большим значением коэффициента внутреннего трения.

Проскальзывание шаров наблюдается и в других слоях мелющей загрузки. Значения скоростей проскальзывания невелики по сравнению со скоростью проскальзывания всего слоя, а сами зоны носят локальный характер. Нами зафиксированы моменты проскальзывания отдельных шаров в зонах, наиболее приближённых к центру помольной камеры, скорости которых также невелики.

Эксперимент позволил дать точную количественную и качественную оценку процессу проскальзывания отдельных мелющих тел и слоёв шаров в мелющей загрузке. Гипотеза о проскальзывании центральной части мелющей загрузки в барабанных мельницах подтвердилась, но ввиду того, что были использованы косвенные методы определения параметров, выявить зоны проскальзывания отдельных мелющих тел не удастся.

Направления векторов скоростей относительного проскальзывания шаров, расположенных в зонах у поверхности мелющей загрузки и в слоях, ближайших к центру помольной камеры, противоположны. Это позволяет сделать вывод о том, что проскальзывание отдельных мелющих тел не влияет на характер движения мелющей загрузки в целом.

В то же время проскальзывание отдельных шаров позитивно влияет на процесс измельчения, способствуя перемешиванию материала и его измельчению путём

раздавливания, что особенно важно из-за наличия в помольной камере мелких частиц, которые не могут быть измельчены ударом.

Преобладание средних фракций обеспечивает лучшие условия для взаимного скольжения слоёв шаров. Наименьшая скорость скольжения при наличии в материале крупных фракций, что обусловлено увеличением коэффициента внутреннего трения. Снижение скорости скольжения при преобладании мелких фракций можно объяснить проявлением адгезионных свойств. Твёрдые абразивные материалы характеризуются большими величинами коэффициента внутреннего трения, а относительно мягкие материалы снижают значения фрикционных характеристик загрузки.

Материалы с низкой твёрдостью и абразивностью выступают в роли смазки между шарами и их слоями, поэтому при прочих равных условиях значения скорости проскальзывания тем выше, чем меньше значения твёрдости и абразивности.

Рассмотренные зависимости справедливы, если шар действительно движется по поверхности цилиндра, т.е. если нормальная реакция неотрицательна. В противном случае имеет место отрыв шара от поверхности цилиндра.

Полученные результаты исследований согласуются с исследованием зарубежных специалистов [20-23].

Выводы

Экспериментальное подтверждение теоретических исследований движения мелющей загрузки в помольных камерах различных типов мельниц обеспечивается стендовыми исследованиями на базе шаровой мельницы, снабженной комплексом виброизмерительного оборудования, позволяющим измерять реальные динамические параметры шаровой загрузки непосредственно в зоне контакта мелющих тел с измельчаемым материалом.

В мельницах, рабочими органами которых являются мелющие тела, могут существовать области, в которых амплитуды и длительности ударных импульсов, а также амплитуды частотных составляющих их спектров не достигают величины, необходимой для разрушения частиц материала до заданного размера.

Исследования фрикционных свойств соприкасающихся поверхностей позволяют сделать вывод о нелинейной зависимости коэффициента трения от скорости относительного движения поверхности помольной камеры и слоя шаров, что имеет существенное значение об энергетике процессов измельчения.

Список литературы

1. Гуриев Г.Т., Воробьев А.Е., Голик В.И. Человек и биосфера: устойчивое развитие. Владикавказ, 2001. 474 с.
2. Разоренов Ю.И., Голик В.И., Куликов М.М. Экономика и менеджмент горной промышленности: учебное пособие для студентов высших учебных заведений, обучающихся по горно-геологическим специальностям. Новочеркасск: Набла, 2010. 247 с.
3. Голик В.И., Хадонов З.М., Габараев О.З. Управление технологическими комплексами и экономическая эффективность разработки рудных месторождений. Владикавказ, 2001. 390 с.
4. Принципы и экономическая эффективность комбинирования технологий добычи руд / В.И. Голик, Ю.И. Разоренов, С.Г. Страданченко, З.М. Хашева // Известия Томского политехнического университета. Инжиниринг георесурсов. 2015. Т. 326. № 7. С. 6-14.
5. Экологические аспекты хранения хвостов обогащения руд в горном регионе / В.И. Голик, Ю.В. Дмитрак, В.И. Комащенко, Ю.И. Разоренов // Экология и промышленность России. 2018. Т. 22. № 6. С. 35–39.
6. Минимизация влияния горного производства на окружающую среду / В.И. Голик., Ю.В. Дмитрак, О.З. Габараев, Х.Х. Кожиев // Экология и промышленность России. 2018. Т. 22. № 6. С. 26–29.
7. Дмитрак Ю.В., Голик В.И., Вернигор В.В. Геомеханические предпосылки сохранения устойчивости выработок при разработке водообильных месторождений // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. 2018. № 1. С. 218–229.

8. Дребенштедт К., Голик В.И., Дмитрак Ю.В. Перспективы диверсификации технологии добычи металлов в РСО-Алания // Устойчивое развитие горных территорий. 2018. Т. 10. № 1 (35). С. 125–131.
9. Повышение безопасности подземной добычи руд учетом геодинамики массива/ В.И. Голик, Ю.И. Разоренов, Ю.В. Дмитрак, О.З. Габараев // Безопасность труда в промышленности. 2019. № 8. С. 36–42.
10. Устройство для приема информации по телефонным линиям / А.М. Новиков, А.П. Вержанский, Ю.В. Дмитрак, М.В. Дзюбенко. // Патент на изобретение RU 2013879 С1, 30.05.1994. Заявка № 5062344/09 от 16.09.1992.
11. Петров В.А., Андреев Е.Е., Биленко Л.Ф. Дробление, измельчение и грохочение полезных ископаемых. М.: Недра, 1990. 301 с.
12. Подэрни Р.Ю. Горные машины и комплексы для открытых работ. М., Недра, 1985. 544 с.
13. Богданов В.С., Воробьев Н.Д., Кинематика шаровой загрузки в барабанных мельницах с наклонными межкамерными перегородками //Изв. Вузов. Горный журнал, 1985. № 1. С. 84–96.
14. Сыса А.Б. О выборе рациональных направлений развития измельчительного оборудования // Изв. Вузов. Цветная металлургия. № 3. 1994.
15. Франчук В.П. Основы динамического расчета дробильно-измельчительных и классифицирующих вибрационных машин. //Известия Днепропетровского горного института. М.: Недра, 1990. С. 156–163.
16. Комащенко В.И., Васильев П.В., Масленников С.А. Технологиям подземной разработки месторождений КМА – надежную сырьевую основу. // Известия Тул ГУ. Науки о Земле. Вып. 2. 2016. С. 95–101.
17. Повышение экономической эффективности горнодобывающих предприятий за счет вовлечения в эксплуатацию техногенных георесурсов / Гавришев С.Е., Корнилов С.Н., Пыталев И.А., Гапонова И.В. // Горный журнал. 2017. № 12. С. 46-51.
18. Каплунов Д.Р., Мельник В.В., Рыльникова М.В. Комплексное освоение недр. Тула: Тульский государственный университет, 2016. 333 с.
19. Гавришев С.Е., Бурмистров К.В., Осинцев Н.А. Концепция устойчивого функционирования и развития горнотехнических систем в переходные периоды // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. 2019. № 3. С. 145 – 160.
20. Espinoza R.D., Rojo J. Towards sustainable mining (Part I): Valuing investment opportunities in the mining sector // Resources Policy. 2017. Vol. 52. Pp. 7 – 18.
21. Li J.-G., Zhan K. Intelligent Mining Technology for an Underground Metal Mine Based on Unmanned Equipment // Engineering. 2018. Vol. 4. Iss. 3. Pp. 381 – 391.
22. Ben-Awuah E., Richter O., Elkington T., Pourrahimian Y. Strategic mining options optimization: Open pit mining, underground mining or both. International Journal of Mining Science and Technology, 2016, Vol. 26, no. 6, pp. 1065 – 1071.
23. Vrancken C., Longhurst P. J., Wagland S. T. Critical review of real-time methods for solid waste characterisation: Informing material recovery and fuel production // Waste Management. 2018, vol. 61, 2018, pp. 40 – 50.

Сведения об авторах

Дмитрак Юрий Витальевич – доктор технических наук, профессор Северо - Кавказского государственного технологического университета (ГТУ), Владикавказ, Россия. E-mail: dmitrak@yandex.ru

