© О.И. Савич, В.В. Соколов, И.В. Акиньшин, С.П. Курова, 2006

УДК 622.272

О.И. Савич, В.В. Соколов, И.В. Акиньшин, С.П. Курова

ОБОСНОВАНИЕ УСТОЙЧИВОСТИ ПОДЗЕМНЫХ ВЫРАБОТОК ПРИ ХРАНЕНИИ ЖИДКИХ УГЛЕВОДОРОДОВ НА СЕВЕРЕ ТЮМЕНСКОЙ ОБЛАСТИ

Семинар № 17

При строительстве подземных хранилищ (ПХ) шахтного типа одним из основных критериев пригодности площадок является несущая способность породного массива в окрестности незакрепленных горных выработок, обеспечивающая их длительную устойчивость.

Под длительной устойчивостью подземных выработок понимается их способность сохранять заданный проектный объем в течение всего срока эксплуатации подземного хранилища.

Устойчивость подземных выработок определяется инженерно-геокриологическими условиями, прочностными и деформационными характеристиками грунтов, слагающих геологический разрез площадки строительства, а также глубиной заложения и геометрическими параметрами подземного резервуара.

Физико-механические свойства мерзлых пород в большей степени зависят от состава и температуры грунтов в естественных условиях их залегания.

В приповерхностной части геологического разреза описываемой территории (до глубины 50-100 м) залегают дисперсные осадочные породы четвертичного возраста. В генетическом отношении породы представлены, в основном, различными типами водно-ледовых отложений (морскими, прибрежно- и лагунно-морскими, аллювиальными и др.). В составе отложений присутствуют как тонкодисперсные глины и суглинки, слагающие, как правило, верхнюю часть разреза, так и супесчано-песчаные породы, залегающие ниже по разрезу. Характерной особенностью геологического строения описываемой территории является широкое распространение в верхней части разреза залежей пластовых льдов. Мощность льдов и размеры по простиранию достаточны для размещения в них выработок подземных резервуаров.

Практически все геолого-генетические типы отложений находятся в многолетнемерзлом состоянии. Промерзание водонасыщенных морских отложений привело к формированию высокольдистой мерзлой толщи осадочных пород. Суммарная льдистость может достигать 40 % и более. Степень влажности (заполнение пор льдом и незамерзшей водой), как правило, превышает 90 %.

Известно, что мерзлые породы, за счет содержания ледяных включений, обладают ярко выраженными реологическими свойствами. В большей степени это относится к подземным льдам и глинисто-суглинистым отложениям со слоистыми и сетчатыми криогенными

Таблица 1

Прочностные и деформационные характеристики мерзлых пород

Вид грунтов	Температура опыта, °С	σ_c, МПа	σ_c^{∞}, МПа	α	E_o,МПа	$E_{дл}$, МПа	ν
Пески	-1	7,9	0,8	0,58	776,7	0,64	0,54
	-3	15	1,1	0,44	132,6	1,32	0,51
	-5	18,2	1,1	0,37	110,2	1,15	0,43
Суглинки	-5	2,6	0,44	0,54	116,6	0,13	0,67
Лед	-3	2,4	0,64	0,69	271,8	0,03	1,04
	-5	3,2	0,74	0,66	325,7	0,09	0,99

σ_c – условно-мгновенная прочность; σ_c^{∞} - предел длительной прочности; α – коэффициент нелинейности во времени; E_o – модуль линейной деформации; $E_{дл.}$ – предельно –длительное значение модуля линейной деформации; ν – коэффициент поперечного расширения

текстурами. Под действием постоянных нагрузок деформации мерзлых грунтов могут наблюдаться в течение длительного периода, сопоставимого со сроком эксплуатации подземного хранилища. В связи с этим возникает необходимость изучения как прочностных, так и деформационных свойств мерзлых пород и подземных льдов.

С этой целью при проведении инженерных изысканий на площадках, перспективных для строительства ПХ, отбирались образцы ненарушенного сложения (монолиты), для изучения их механических свойств.

Прочностные и деформационные характеристики грунтов определялись в лаборатории путем испытаний образцов на одноосное и трехосное сжатие. Испытания проводились при отрицательных температурах в диапазоне от минус 1,0 °С до минус 5,0 °С. Грунты испытывались в режиме быстрого нагружения для определения условно мгновенной прочности и в режиме ступенчатого нагружения для определения реологических характеристик. Обобщенные результаты испытаний приведены в табл. 1.

Полученные результаты использовались в расчетах напряженно-деформированного состояния породного массива в окрестности подземных выработок и оценке их устойчивости.

Методика оценки устойчивости подземных резервуаров включает определение напряженно-деформиро-ванного состояния породного массива в окрестности незакрепленных гор-ных выработок при заданных уравнениях состояния, а также сопоставление полученных численных результатов с принятыми критериями устойчивости.

Критерии устойчивости принимались на основании проводимых ранее исследований и с учетом опыта эксплуатации подземных хранилищ нефтепродуктов в многолетнемерзлых по-родах на севере Магаданской области и Якутии. Критерии устойчивости определяют допустимую область запредельного деформирования (ОЗД), дают количественную оценку развития растягивающих напряжений на контуре выработки и максимально-допустимое, определяемое техническими решениями, уменьшение объема выработок в течение всего срока эксплуатации ПХ.

Расчет напряженно-деформированного состояния многолетнемерзлых пород грунтового массива выполнялся по программе разработанной в ООО «Подземгазпром», «Оценка устойчивости подземных резервуаров» (свид.№

Таблица 2

Геометрические параметры и условия расположения выработок в суглинистых отложениях

Наименование показателей	Исходные данные для варианта №					
	1	2	4	5	6	7
Ширина выработки(2a), м	4,7	4,7	8,0	8,0	6,0	5,0
Высота выработки(h), м	4,0	4,0	7,2	6,3	4,0	5,0
Ширина породного целика(2b), м	9,4	7,0	8,0	8,0		14,0
Глубина заложения кровли, м	12,0	12,0	8,3	9,2	12,0	10,5
Глубина заложения почвы, м	16,0	16,0	15,5	15.5	16,0	15,5

Таблица 3

Геометрические параметры и условия расположения выработок в супесчано-песчаных отложениях

Наименование показателей	Исходные данные для варианта №						
	1	2	3	4	5	6	7
Ширина выработки(2a), м	8,0	8,0	8,0	8,0	8,0	5,0	4,7
Высота выработки(h), м	7.2	7.2	7.2	6,0	6,0	5,0	6,0
Ширина породного целика(2b), м	8,0	12,0	16,0	24	16	14,0	9,4
Глубина заложения кровли, м	21.2	21.2	21.2	34,0	39,0	23,4	39,0
Глубина заложения почвы, м	28.4	28.4	28.4	40,0	45,0	28,4	45,0

2003611403), с использованием численного метода конечных элементов (МКЭ). При выполнении расчетов анализировался период длительной эксплуатации сооружения. На основании полученных данных в окрестности контура выработки находится область запредельного деформирования, где деформации превышают предельно-допустимые значения. Затем полученные численные значения сопоставляются с предельно допустимыми величинами, задаваемыми принятыми критериями устойчивости.

Рассматривались три варианта заложения подземных выработок в различных по составу и свойствам мерзлых породах и подземных льдах. В первом случае выработки размещались в суглинистых грунтах. Во втором – в супесчано-песчаных отложениях. Геометрические параметры и условия расположения выработок в мерзлых породах представлены в табл. 2, 3. Отдельно рассматривался вопрос по строительству подземных резервуаров в пластовых льдах.

Результаты расчетов показали, что выработки, закладываемые в отложениях глин и суглинков (табл. 2), на глубине до 16,0 м по почве, являются устойчивыми. Расчетные показатели, полученные по всем просчитанным вариантам, не превышают предельно допустимых значений по принятым критериям устойчивости.

В супесчано-песчаных отложениях выработки закладывались на глубинах от 28,4 м до 45,0 м по почве. Результаты расчетов показали, что выработки являются устойчивыми, если ширина междукамерных целиков составляет не менее двух пролетов а высота и пролет выработки, для рассмотренных вариантов, не превышают 6,0 м и 8,0 м соответственно. Так в вариантах 1, 2 и 3 (табл. 3) расчетные значения размеров ОЗД и максимально допусти-

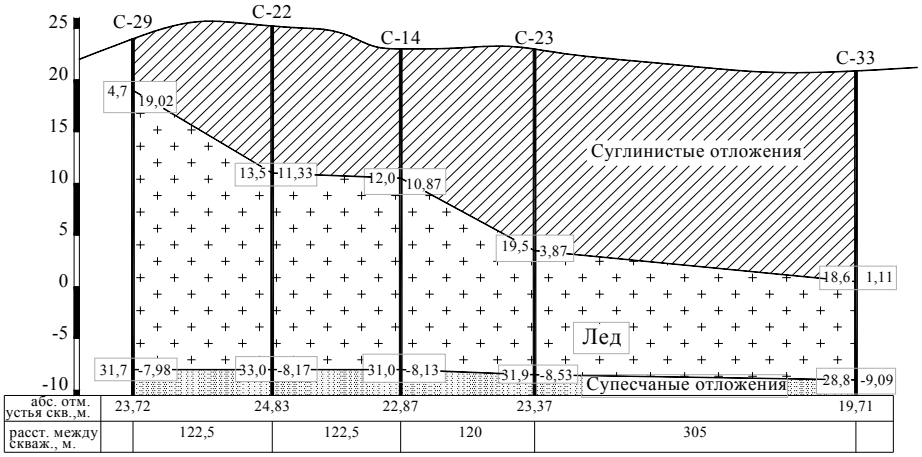

Рис. 1. Геологический разрез площадки ПХ в районе ГП1 Бованенковского ГКМ

Таблица 4

Геометрические параметры и условия расположения выработок

Номер варианта	2*a*, м	h, м	2*b*, м	$H_{кровли}$, м	$H_{сугл.}$, м	$H_{песка}$, м
1	6	4	15	14	14	—
2	6	7	15	14	14	—
3	6	7	15	14	5	—
4	6	7	15	23	—	31
5	6	7	15	23	—	36
6	4,7	7	10	23	—	36
7	4,7	7	15	14	14	—
8	4,7	7	10	14	14	—
9	4,7	7	5	14	14	—

Условные обозначения: 2*a* — максимальный пролет выработки; h — высота выработки; 2*b* — ширина ледяного целика; $H_{кровли}$ — глубина заложения выработок по кровле; $H_{сугл}$ – мощность суглинков; $H_{песка}$ – мощность песков

мых растягивающих напряжений в почве выработки превышают значения, определяемые принятыми критериями устойчивости.

При оценке устойчивости подземных выработок во льду использовались результаты инженерно-геокриологических изысканий на двух площадках Бованенковского месторождения.

На рис. 1 представлено залегание пласта подземного льда в геологическом

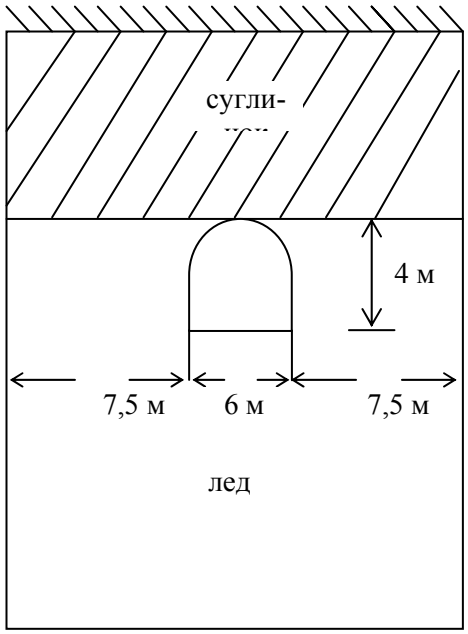

Рис. 2

разрезе площадки ПХ на участке ГП1 Бованенковского ГКМ.

При расчете устойчивости подземных выработок во льду было рассмотрено 9 вариантов. Оценка устойчивости делалась для выработок различных геометрических размеров, поперечного сечения, ширины междукамерных ледяных целиков, глубины заложения, а также мощности суглинков, перекрывающих пласт льда и супесчаных отложений, залегающих ниже по разрезу. Геометрические параметры и условия размещения подземных выработок приведены в табл. 4.

В период эксплуатации подземных резервуаров, возникающие напряжения в окрестности подземных выработок, просчитанные по всем вариантам, не превышают предела длительной прочности льда, и в связи с этим деформирование носит затухающий характер. Поэтому скорость конвергенции (уменьшения объема) выработок с течением времени будет уменьшаться.

Расчет скорости конвергенции подземных выработок, в первые десять лет эксплуатации ПХ, производился для варианта 1 (табл. 4) при котором выработка закладывается на глубине 14,0 м по кровле, непосредственно под слоем вышезалегающих суглинков (рис. 2).

Результаты расчета скорости конвергенции выработки за первые 10 лет эксплуатации представлены в табл. 5 и на рис. 3.

Как видно из таблицы и графика основные деформации и конвергенция выработок будут наблюдаться в первый год эксплуатации подземного хранилища. Уменьшение объема резервуара за этот период составит 6,2 %. В дальнейшем конвергенция выработок резко снижается и составляет десятые доли процента.

Результаты проведенных расчетов ряженно-деформированного состоя- ледопородного массива и оценки ойчивости подземных выработок личных условий заложения и конфи- ации показали, что в инженерно- криологических условиях Севера менской области при строительстве шахтного типа обеспечивается устой-

Скорость конвергенции, %/год

лица 5

ленение конвергенции выработки в зависимости от времени эксплуатации

t, год	Конвергенция, %/год
0,5	4,4
1	1,8
2	0,79
5	0,23
10	0,11

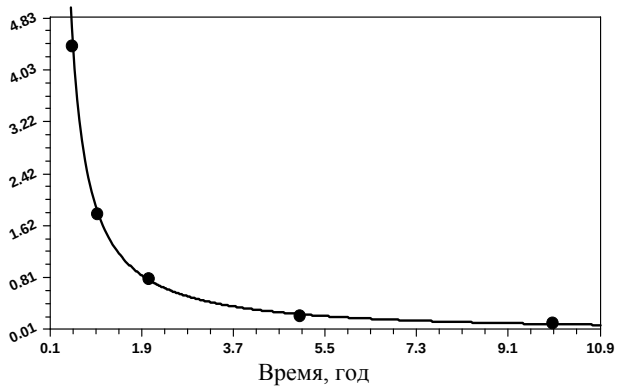

Рис. 3. Изменение скорости конвергенции выработки за 10 лет

чивость незакрепленных подземных горных выработок. Определяющим фактором является глубина заложения резервуаров.

При заложении подземных выработок на глубинах 12-15 м по кровле в глинисто-суглинистых отложениях шириной 8,0 м и высотой 7,2 м, устойчивость выработок обеспечивается при ширине междукамерных целиков равной 8,0 м (ширине пролета).

При строительстве подземных резервуаров на глубинах более 20м ширина породных целиков должна быть не менее двух пролетов. Ширина и высота выработок, как показали расчеты для рассмотренных вариантов, не должны превышать 8,0 м и 6,0 м соответственно.

Выработки пролетом 6,0 м и высотой 7,0 м, размещаемые в подземных пластовых льдах на глубинах до 23,0 м по кровле, являются устойчивыми при ширине междукамерных целиков равной 15,0 м.

Таким образом, следует отметить, что с учетом инженерно-геокриологических условий и прочностных характеристик мерзлых пород, на Севере Тюменской области возможно строительство и эксплуатация подземных хранилищ жидких углеводородов. При этом территориальный выбор площадки, на которой будут закладываться подземные выработки-емкости, может быть максимально приближен к проектируемым на месторождениях ОАО «Газпром» объектам.

Коротко об авторах

Савич Олег Игоревич – кандидат технических наук, заведующий лабораторией технологии строительства и эксплуатации подземных хранилищ в мерзлых осадочных породах,
Соколов Владимир Витальевич – ведущий инженер лаборатории технологии строительства и эксплуатации подземных хранилищ в мерзлых осадочных породах,
Акиньшин Иван Валерьевич – младший научный сотрудник лаборатории технологии строительства и эксплуатации подземных хранилищ в мерзлых осадочных породах,
Курова Светлана Петровна - младший научный сотрудник лаборатории устойчивости подземных резервуаров,

ООО «Подземгазпром», г. Москва.

© З.Р. Гибадуллин, И.Т. Слащилин, А.П. Гнедых, 2006

УДК 622.6.00313:622.032

З.Р. Гибадуллин, И.Т. Слащилин, А.П. Гнедых

НАДЕЖНОСТЬ И ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТЬ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СХЕМ ВЫПУСКА И ДОСТАВКИ РУДЫ ПРИ ОТРАБОТКЕ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Семинар № 17

Процесс выдачи руды из очистных блоков представляет технологическую схему последовательно увязанных между собой элементов: выпуск, доставка, транспорт, разгрузка. Отказ одного из элементов влечет за собой отказ системы в целом, а надежность функционирования системы зависит от надежности функционирования входящих в неё элементов.

Производительность технологической системы будет зависеть от качества дробления, надежности работы механизмов, применяемых на погрузке, доставке и транспортировке руды, а также возможности разгрузки транспортных средств на конечном пункте.

Исследование технологической схемы проводилось на Учалинском подземном руднике ОАО Учалинский ГОК. Применяемая система разработки – камерная с последующей закладкой. Для бурения скважин на очистной выемке применяются станки: Соло-1008, Соло-1020, Соло-605, НКР-100М. Отбойка руды в камерах осуществляется веерами скважин диаметром 55, 65, 89, 105 мм. На выпуске, погрузке и доставке руды применяются погрузочно-доставочные машины Торо 501Д, Кавасаки-9 в комплексе с автосамосвалами МоАЗ 7405 и Торо 35Д.

Одним из основных факторов, влияющих на надёжность функционирования элемента “Выпуск” технологической системы, является качество дробления руды. Анализ исследований и опыта работы самоходного оборудования показал, что наиболее приемлемым критерием оценки качества дробления руды на производительность ПДМ является диаметр среднего куска руды.

Исследования качества дробления проводились на основе хронометражных наблюдений, в ходе которых фиксировались объемы выпуска и доставки руды, длительность работы погрузочно-доставочных машин, продолжительность простоев оборудования по техническим и организационным причинам. В процессе наблюдений периодически проводилось фотографирование навала руды и фиксировалось время наполнения ковша, а также замерялось время на ликвидацию зависаний, транспортирование негабаритных кусков к месту их разделки.

Обработка полученных данных позволила определить коэффициент готовности элемента «Выпуск» в зависимости от качества дробления руды при отбойке

$$k_{г}^{в} = 1 - 0,3125 d_{ср}^{1,4} \qquad (1)$$

Надёжность функционирования элементов “Доставка” и “Транспорт” обу-

славливается надёжностью работы ПДМ и автосамосвалов. Для установления характеристик надёжности машин, а также их основных узлов, был использован разнообразный статистический материал – хронометражные наблюдения, журналы учёта простоев оборудования, ежемесячные технические отчёты по использованию погрузочно-доставочного оборудования. Статистический материал был обработан методами математической статистики и теории вероятностей.

Наличие на Учалинском подземном руднике парка самоходных машин с различным сроком эксплуатации (от одного года до восьми лет) позволило установить влияние срока эксплуатации на показатели надёжности оборудования. Так коэффициент готовности машин определяется:

$$k_Г^д = a - b \cdot T_э \qquad (2)$$

где $T_э$ – срок эксплуатации машины, лет; a и b – коэффициенты, характеризующие тип самоходных машин, значения которых даны в табл. 1.

Таблица 1

Оборудование	Значения коэффициентов	
	a	b
Торо 501 Д	0,9	0,08
Кавасаки – 9	0,97	0,02
Торо 35 Д	0,99	0,02
МоАЗ 7405	0,95	0,07

Методика оценки надёжности работы пункта разгрузки предусматривала фиксирование простоев погрузочно-доставочного оборудования из-за невозможности приёма руды и определение коэффициента готовности и вероятности безотказной работы его на основе полученных данных.

Результаты хронометражных наблюдений за разгрузкой автосамосвалов и обработки статистических данных документации, ведущейся на руднике показали, что наиболее вероятные значения коэффициента готовности пункта разгрузки находятся в интервале 0,94–0,96.

Коэффициент готовности технологической системы в целом находится в зависимости от коэффициентов готовности последовательно соединённых элементов, входящих в систему и определяется:

$$K_Г = \left[\sum_{1}^{n} \frac{1}{k_Г^i} - (n-1) \right]^{-1}, \qquad (3)$$

где $k_Г^i$ – коэффициенты готовности элементов, составляющих технологическую систему; n – число входящих в систему элементов.

В табл. 2 приведены зависимости для определения коэффициента готовности технологической системы ($K_Г$) при различных сочетаниях входящих в неё элементов.

Учитывая вероятностный характер надежности технологической системы доставки руды, ее производительность может быть определена следующим образом:

$$Q_э = \frac{60 v K_з t_{см} K_Г k_{ТИ} (k_{об} + k_{ор} - 1)}{3 K d_{ср}^2 + 0,025 L_д + 0,3 K} \frac{\gamma}{K_р}, \text{ т/см} \qquad (4)$$

где К – коэффициент, учитывающий тип ПДМ; К = 1 для Кавасаки-9; К = 2 для Торо 501Д; V – ёмкость ковша ПДМ, $м^3$; $К_з$- коэффициент заполнения ковша; $t_{см}$ – продолжительность смены, ч; $L_д$ – расстояние доставки ПДМ, м; γ - плотность руды в массиве, $т/м^3$; $К_р$ – коэффициент разрыхления руды; $k_{ТИ}$- коэффициент технологического использования ПДМ; $k_{об}$ – коэффициент технического обслуживания машин; $k_{ор}$ – коэффициент организационного использования оборудования. Значения коэффициентов технологического и технического обслуживания, организационного использования составляют: $k_{Ти} = 0,95$; $k_{об} = 0,91$; $k_{ор} = 0,9$.

Таблица 2

Коэффициент готовности технологической системы в зависимости от состава погрузочно-доставочного комплекса

Элементы технологической системы	Коэффициент готовности технологической системы
Комплекс Кавасаки-9 – МоАЗ 7405	$K_Г = (\frac{1}{1-0,31d_{ср}^{1,4}} + \frac{1}{0,97-0,02T_э} + \frac{1}{0,95-0,07T_э} - 1.95)^{-1}$
Комплекс Торо 501Д – Торо 35Д	$K_Г = (\frac{1}{1-0,31d_{ср}^{1,4}} + \frac{1}{0,9-0,08T_э} + \frac{1}{0,99-0,02T_э} - 1.95)^{-1}$
Комплекс Торо 501Д – МоАЗ 7405	$K_Г = (\frac{1}{1-0,31d_{ср}^{1,4}} + \frac{1}{0,9-0,08T_э} + \frac{1}{0,95-0,07T_э} - 1.95)^{-1}$
Комплекс Кавасаки-9 – Торо 35Д	$K_Г = (\frac{1}{1-0,31d_{ср}^{1,4}} + \frac{1}{0,97-0,02T_э} + \frac{1}{0,99-0,02T_э} - 1.95)^{-1}$

Таблица 3

Необходимое число автосамосвалов в погрузочно-доставочном комплексе

Элементы технологической схемы	Число автосамосвалов, ед. / Длина транспортирования, м		
Торо 501Д – Торо 35Д	2 ---------- 200-400	3 --------- 400-800	
Торо 501Д – МоАЗ 7405	3 ---------- 200-475	4 --------- 475-800	
Кавасаки – 9 – Торо 35Д	2 ---------- 200-420	3 ---------- 420-800	
Кавасаки – 9 – МоАЗ 7405	2 ---------- 200-275	3 ---------- 275-700	4 ---------- 700-800

Необходимое число оборудования приведено в табл. 3.

Анализ технологических схем погрузки, доставки и транспортирования руды при отработке рудных залежей Учалинского подземного рудника позволил рекомендовать парк самоходного оборудования для рассматриваемых условий.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. *Кальницкий Я.Б., Филимонов А.Т.* Самоходное погрузочное и доставочное оборудование на подземных рудниках. М.: Недра, 1974.
2. *Протасов Ю.И.* Разрушение горных пород: Учебник 3 изд., 2003. - 455 с.
3. *Шестаков В.А.* Проектирование горных предприятий: Учебник 2изд. переработанное. 2003. - 800 с.
4. *Дмитриев А.П.* Разрушение горных пород. 2004. - 80 с.

Коротко об авторах

Гибадуллин З.Р. – ОАО «Учалинский ГОК»,
Слащилин И.Т., Гнедых А.П. – Магнитогорский государственный технический университет.

© Г.А. Ефентьев, Ю.И. Николаев, 2006

УДК 622. 232

Г.А. Ефентьев, Ю.И. Николаев

ОЦЕНКА РАЦИОНАЛЬНОЙ ГЛУБИНЫ ВЗРЫВНЫХ СКВАЖИН ПО ФАКТОРУ ПОВРЕЖДАЕМОСТИ СКВАЖИН ОПЕРЕЖАЮЩИМИ ВЗРЫВАМИ

Семинар № 17

При осуществлении порядного взрывания наблюдаются факты повреждения целостности скважин после проведения опережающего взрыва зарядов соседнего ряда (веера). Это приводит к дополнительным потерям, как технологического, так и экономического характера.

Практикой установлено, что повреждение скважин начинается с определенного расстояния между ними и нарастает с уменьшением этих расстояний [1]. Однако в настоящее время отсутствуют простые методы количественной оценки степени повреждаемости скважин в зависимости от параметров их взаимного расположения и особенностей технологии ведения буровзрывных работ.

Данная работа посвящена расчету вероятности повреждения скважины опережающим взрывом соседних с ней зарядов при различных схемах и параметрах их расположения.

Наиболее выраженные признаки повреждения, такие как полный или частичный пережим, которые приводят к исключению скважины из эксплуатации, наблюдаются в случае ее попадания в зону дробления или в зону интенсивной трещиноватости от взрыва соседнего заряда ВВ.

Причиной этого является отклонение скважин от заданного направления в процессе бурения. Фигура, которая вмещает все вероятные положения скважины, имеет форму конуса с вершиной в точке забуривания. При этом величина угла между образующей и осью конуса, т.е проектным направлением скважины, зависит от типа бурового оборудования, технологии бурения и горнотехнических условий [2].

На рис. 1 на основании изложенных выше условий приводится расчетная схема, а ниже производится вывод расчетных формул.

Рассмотрим две сближенные скважины 0_1 и 0_2 , расположенные в соседних веерах на расстоянии *c* друг от друга.

Взрывание заряда в скважине 0_1, расположенной в веере №1 производится с опережением по отношению к 0_2 из веера №2. Угроза повреждения 0_2 взрывом 0_1 возникает при условии одновременного нахождения 0_1 и 0_2 в зонах повреждаемости. Зоной повреждаемости 0_2 является часть объема конуса ее вероятных положений, удаленная от 0_1 на расстояние, меньшее чем сумма величины предельного значения отклонения 0_1 от заданного направления и величины безопасного расстояния между скважинами по фактору повреждаемости (далее по тексту безопасное расстояние). Безопасное расстояние определяется размером зоны интенсивного трещинообразования от взрыва заряда ВВ, помещенно-

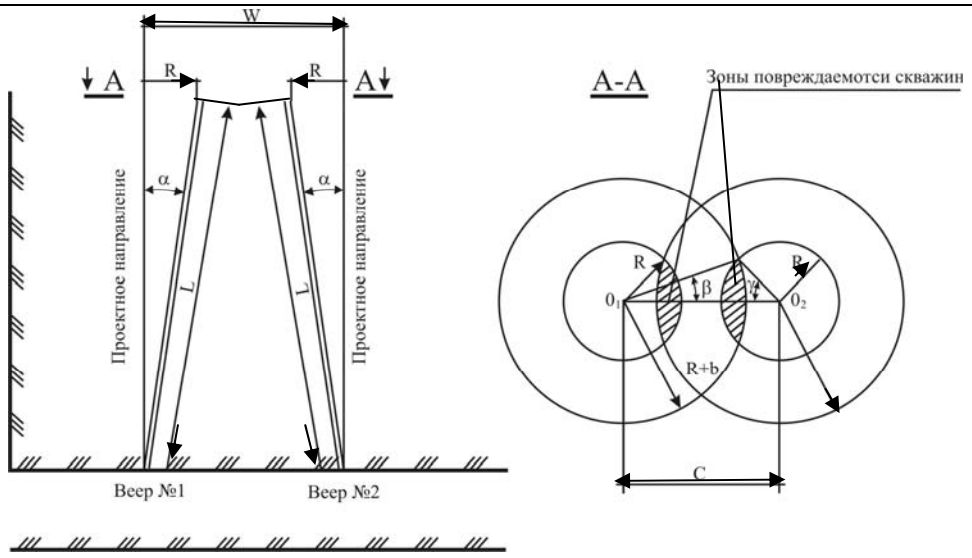

Рис. 1. Схема к расчету вероятности повреждения скважин опережающим взрывом: α – максимальный угол отклонения скважины от заданного направления; L – глубина скважины; R – радиус вероятных отклонений скважины на глубине L; C – проектное расстояние между скважинами; W – расстояние между веерами; b – безопасное расстояние между скважинами

го в 0_2. Учитывая симметричность расположения зон повреждаемости 0_1 и 0_2 относительно плоскости, равноудаленной от вееров № 1 и № 2, аналогично определяется зона повреждаемости для 0_1. При этом размеры зон одинаковы.

На рис. 1 представлено поперечное сечение зон повреждаемости для 0_1 и 0_2 на глубине L.

На основании геометрии сечения, составим систему уравнений:

$$\begin{cases} (R+b)\ \cos\beta + R\cos\gamma = c \\ (R+b)\ \sin\beta = R\ \sin\gamma \\ R = L\ \ tg\ \ a \end{cases} \qquad (1)$$

и определим углы

$$\beta = \arccos\ \frac{(2R+b)\cdot b + c^2}{2(R+b)\cdot c} \qquad (2)$$

$$\gamma = \arccos\ \frac{c-(R+b)\ \cos\ \beta}{R} \qquad (3)$$

Площадь S_1 сечения зоны повреждаемости 0_1 равна аналогичной площади S_2 для 0_2 и определяется по формуле [3]:

$$S_1 = S_2 = R^2(2\gamma - \sin 2\gamma\ ) + \\ +(R+b)^2(2\beta - \sin 2\beta\ ), \qquad (4)$$

где значения углов β и γ находятся из (2) и (3).

Произведем расчет вероятности $P_{1\text{-}2}$ повреждения 0_2 опережающим взрывом 0_1 на глубине L на основании условия равновероятного нахождения скважин в объеме конуса их возможных положений.

Вероятность P_1 нахождения 0_1 в зоне повреждаемости будет равна доле, занимаемой зоной повреждаемости в площади сечения конуса вероятных положений 0_1:

$$P_1 = \frac{2\gamma - \sin 2\gamma}{\pi} + \frac{(R+b)^2}{\pi R^2}\ \ (2\beta - \sin 2\beta) \qquad (5)$$

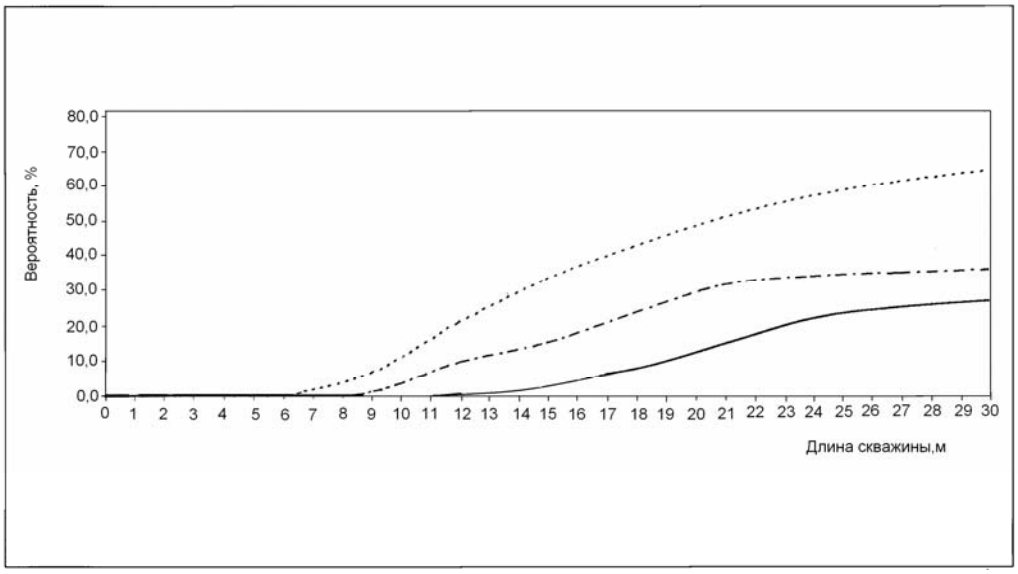

Рис. 2. Зависимость вероятности повреждения скважин опережающим взрывом от их глубины:

При прямом расположении скважин и W = 3,0 м;
При шахматном расположении скважин и W = 3,0 м;
При шахматном расположении скважин и W = 3,5м.

Из (4) следует, что вероятность P_2 нахождения 0_2 в зоне повреждаемости равна вероятности P_1 .

Тогда, вероятность P_{1-2} повреждения 0_2 опережающим взрывом заряда ВВ в 0_1 при расположении скважин несмещенными веерами определится уравнением [3]:

$$P_{1-2} = P_1 \cdot P_2 = \left[\frac{2\gamma - \sin 2\gamma}{\pi} + \frac{(R+b)^2}{\pi R^2}(2\beta - \sin 2\beta\right]^2 \quad (6)$$

При выводе (6) принято, что вероятность повреждения 0_2 взрывом зарядов более удаленных скважин веера № 1, равна нулю. Данное предположение имеет силу, т.к. эти скважины удалены от 0_2 на значительно большее расстояние, чем 0_1.

При расположении скважин соседних вееров в шахматном порядке путем смещения вееров поворотом друг относительно друга, 0_2 будет иметь две ближайшие скважины на одинаковом расстоянии.

Вероятность $P_{1-2}^{ш}$ повреждения 0_2 в этом случае будет определяться выражением:

$$P_{1-2}^{ш} = 2 \cdot P_{1-2} \quad (7)$$

Для определения углов β, γ в формулы (2), (3) для нахождения P_{1-2} по формуле (6) ставится значение параметра c, равное расстоянию между веерами W, а при расчете $P_{1-2}^{ш}$ по формуле (7) значение c необходимо определять по формуле:

$$c = (W^2 + (b_0 + L \sin \delta/2))^{1/2}, \quad (8)$$

где W – расстояние между веерами; b_0 – расстояние между устьями соседних скважин в веере; L – глубина, на которой определяется вероятность повреж-

дения скважины; δ – угол, образуемый соседними скважинами одного веера.

В формулах (6) и (7) параметры R, β, γ являются функциями от глубины скважин L. Следовательно, вероятности P_{1-2} и $P^{ш}_{1-2}$ являются функциями от L. На рис. 2 в виде графиков представлены результаты расчетов вероятностей повреждения скважины опережающим взрывом по формулам (6) и (7) при различной глубине скважины. Для расчетов приняты следующие значения параметров:

$b = 1{,}57$ м; $\alpha = 7^0\,04'$; $W = 3 \div 3{,}5$;

$\delta = 14^0$.

Как видно из графиков наибольшую вероятность повреждения имеют скважины, располагаемые в прямом порядке без смещения соседних вееров по отношению друг к другу. При расстоянии между веерами скважин равном 3 м явления повреждения начинают наблюдаться при глубине скважин 6-8 м и резко нарастают при глубинах превышающих 8 м, достигая значительной вероятности повреждения (более 10 %) при их глубине 10 м. В этих же условиях шахматное расположение скважин в соседних веерах позволяет на 40 % увеличить глубину скважин без повышения риска их целостности и делает вероятность повреждаемости незначительной (до 10 %) при глубине скважин до 14 м. Увеличение расстояния между веерами скважин на 15 % (до 3,5 м) позволяет в сходных условиях углубить скважины почти на 50 % без повышения риска их повреждаемости.

Приведенный метод расчета позволяет получить количественную оценку риска повреждения скважин опережающими взрывами, а также найти пути его снижения.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. *Петров Н.Г., Росинский Н.Л.* Короткозамедленное взрывание в шахтах. - М.: Недра, 1985.

2. *Справочник* взрывника /Б.Н. Кутузов, В.М. Скоробогатов, И.Е. Ерофеев и др. - М.: Недра, 1988.

3. *Бронштейн И.Н., Семендяев К.А.* Справочник по математике для инженеров и учащихся вузов. - 13-е изд., исправленое - М.: Наука, 1986.

Коротко об авторах

Ефентьев Г.А. – старший научный сотрудник лаборатории подземной разработки угольных месторождений,

Николаев Ю.И. – научный сотрудник лаборатории подземной разработки угольных месторождений,

ИГД СО РАН.