

ИЗДАНИЕ ОСУЩЕСТВЛЯЕТСЯ ПРИ СОДЕЙСТВИИ
Южно-Российского государственного политехнического
университета (НПИ) имени М.И. Платова



ПОДЗЕМНАЯ РАЗРАБОТКА ПЛАСТОВЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

С.И. Иванов, Н.В. Титов, В.А. Ткачев, А.А. Привалов

ОХРАНА ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК С ПОМОЩЬЮ ПОДАТЛИВЫХ ЦЕЛИКОВ

Рассмотрен наиболее эффективный способ задания податливости межъярусным (межэтажным) целикам, для двух различных способов крепления выемочных выработок в условиях удароопасности пласта. Предложен способ задания податливости целикам путем их разбуривания параллельными скважинами при креплении выработок комбинированной анкерной крепью, в том числе канатными анкерами $L = 6$ м, и крепление выработок податливой рамной крепью типа (КПС).

Ключевые слова: охрана выемочных выработок, антрацитовые пласты, податливые целики.

DOI: 10.25018/0236-1493-2017-8-0-161-166

За период работы шахты «Обуховская» глубина ведения работ достигла 744 м. Шахта отрабатывает пласт K_2 марки (А), который с горизонта -500 отнесен к опасным по горным ударам. Применяемая система разработки: длинными столбами по простиранию с повторным использованием выемочных выработок.

С увеличением глубины ведения работ (переходом на горизонт -500), при отработке выемочных столбов, применяемые способы охраны выемочных штреков (два ряда БДБ с органной крепью) не обеспечивают их безремонтного состояния перед повторным использованием, а повышенный уровень дефектности выработок, значительно затрудняет ведение очистных работ, требует полного или частичного перекрепления и возведения дополнительного крепления впереди лавы, что в свою очередь, приводит к длительным простоям лавы, снижающих нагрузку на очистной забой.

Исходя из этого, необходим переход на однократное использование вырабо-

ток обслуживающих очистной забой. В связи с этим возникает необходимость оставления межъярусных целиков, что на удароопасных пластах является основным источником проявления горных ударов [2]. Удароопасность таких целиков можно полностью нейтрализовать путем задания только искусственной податливости, т.к. антрацит хрупок.

Произведенный анализ работ [1, 2, 4, 5, 6, 7, 8, 9, 10, 11, 12, 13] убедительно свидетельствует о том, что одним из перспективных направлений по снижению вредного влияния горного давления на больших глубинах является управление и поддержание кровли в очистных выработках, а также охрана подготовительных выработок, с помощью податливых целиков. Однако, в рассматриваемых работах податливость задается «естественным путем», т.е. заведомо принимаются целики размерами меньше расчетных с тем, чтобы они впоследствии под действием горного давления разрушались. Такой способ обладает рядом недостатков, т.к. с его помощью практиче-

ски невозможно управлять задаваемой податливостью; при этом неизвестно, какова должна быть ее величина, как ее можно достичь и, самое главное, неизвестно, как будет изменяться устойчивость выработок, охраняемых податливыми целиками. Кроме того, при охране выработок с помощью податливых целиков очень важно, чтобы их размер не превышал расчетный, т.к. отклонения в сторону увеличения размеров целика вероятно приведут к возникновению в последнем зон всестороннего сжатия, при этом неизвестно, как это скажется на устойчивости охраняемой выработки и каковы условия ее формирования для различной мощности пластов, ширине целиков и способах задания податливости.

В этой связи нами был произведен анализ оформления и использования податливых целиков.

Решение данной проблемы представлено в работе [1] в которой представлена методика расчета параметров податливых целиков. В настоящее время наиболее эффективным способом задания искусственной податливости угольным

целикам является их разбуривание параллельными скважинами, расположенными на таком расстоянии друг от друга, чтобы целики между скважинами (перемычки) под действием нагрузки раздавливались.

Как показали исследования, приведенные в работе [1], антрацитовые пласты практически не имеют длительной прочности, поэтому для этих углей не приемлем способ определения параметров податливых целиков путем использования в расчетах значения прочности на заданный промежуток времени, т.к. она практически не будет отличаться от условно-мгновенной.

В данной статье нами рассматривается наиболее эффективный вариант задания податливости для двух различных способов крепления выемочных выработок: при креплении выработок комбинированной анкерной крепью, в том числе канатными анкерами $L = 6$ м, и крепление выработок податливой рамной крепью (КПС).

Для антрацитовых пластов расчет податливого целика предлагается в следующей последовательности. Определяются:

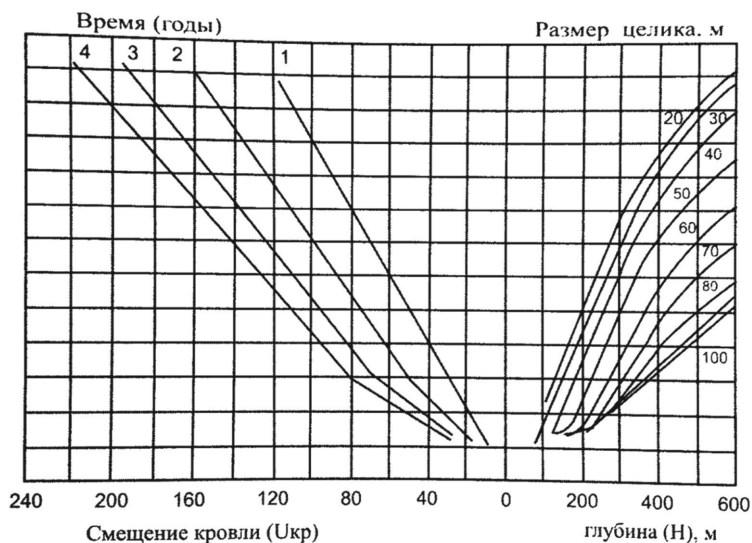


Рис. 1. График для определения размеров целика

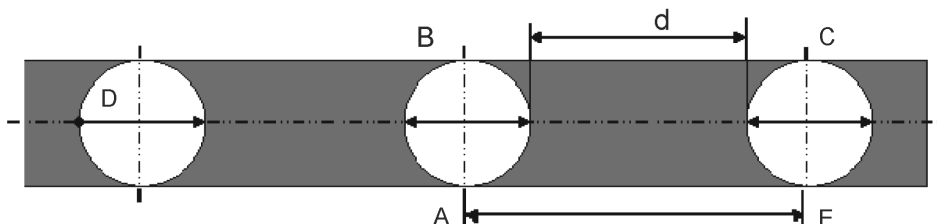


Рис. 2. Схема к расчету величины податливости целика разбуренного скважинами

1. размеры «жесткого» целика;
2. величина заданной податливости;
3. диаметр скважин в зависимости от величины заданной податливости;
4. количество и плотность буримых скважин.

Размеры «жесткого» целика определяют в зависимости от глубины работ, назначения целика, прочности материала на сжатие, соотношения геометрических размеров (высоты и ширины целика) рис. 1. представленного в работе [1].

Расчет податливости разрушаемых междускважинных целиков (определение заданной податливости) можно выполнить по схеме, приведенной на рис. 2. Пусть диаметр скважины будет D , а расстояние между скважинами в среднем сечении скважины — d .

Тогда объем пространства $ABCE$ между средними вертикальными сечениями двух смежных скважин составит на единице длины скважины

$$V_B = D(D + d). \quad (1)$$

Объем скважины на единице длины будет равен

$$V_{\text{СКВ}} = 0,785D^2. \quad (2)$$

Тогда объем угля в междускважинном целике с круглыми стенками будет равен

$$V_{\text{ц}} = V_B - V_{\text{СКВ}} \quad (3)$$

или

$$V_{\text{ц}} = D(0,215D + d). \quad (4)$$

Доля угля в целике на единице длины относительно объема выработанного скважинами пространства составит

$$C_{\text{ц}} = \frac{0,215D + d}{D + d}. \quad (5)$$

В результате обработки материалов обширных натуральных исследований на антрацитовых шахтах Восточного Донбасса получена формула для расчета относительной деформации материала разрушенного целика, которая имеет следующий вид:

$$\varepsilon_{\text{ц}} = 0,90 - 1,3C_{\text{ц}}, \quad (6)$$

где $\varepsilon_{\text{ц}}$ — относительное сжатие материала разрушенных междускважинных целиков; $C_{\text{ц}}$ — доля целиков, оставленных между скважинами, равная отношению площади междускважинных целиков ко всей площади разгружаемого участка; 0,9 и 1,3 — эмпирические коэффициенты.

Для определения величины сжатия разрушенного целика следует определить величину $C_{\text{ц}}$ и подставить ее значение в выражение (6).

Определение необходимой податливости целика (величины сжатия разрушенного целика) производится из условия совместной работы крепи выработки и охранного целика, т.е. задаются податливостью целика DU , принимая ее примерно равной величине податливости крепи, а затем по величине заданной податливости и графику, представленному на рис. 2, определяются необходимый диаметр скважин и расстояния между скважинами (плотность бурения скважин).

Определение заданной податливости для крепления выработки анкерной крепью, в том числе канатными анкерами $L = 6$ м, имеющей податливость 80 мм.

Средний объем пространства в выбуриваемом скважинами участке целика, равном их диаметру, составляет:

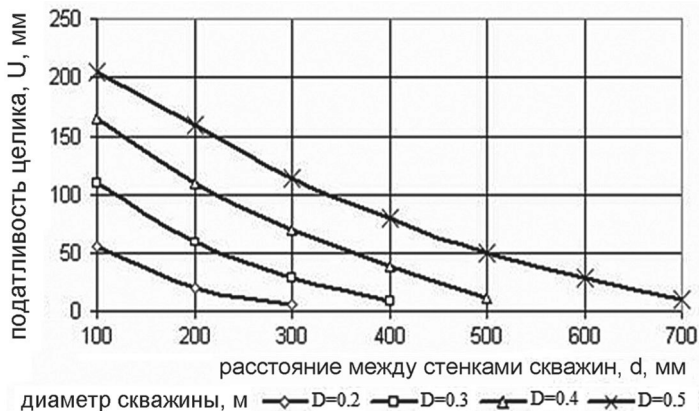


Рис. 3. Зависимость податливости целика от условий работы крепи

$$V_b = D(D + d). \quad (7)$$

Среднее сечение элемента выработанного пространства между двумя скважинами:

$$S_b = D + d. \quad (8)$$

Среднее сечение целика (перемычки между скважинами):

$$S_u = \frac{V_u}{D} = 0,215D + d. \quad (9)$$

Тогда долю угля в междускважинном целике можно определить следующим образом:

$$C_u = \frac{S_u}{S_b} = \frac{0,215D + d}{D + d}. \quad (10)$$

Принимая $D = 0,4$; $d = 0,2$ м, получим:

$$C_u = \frac{0,215 \cdot 0,4 + 0,2}{0,4 + 0,2} \approx 0,47 \text{ — доля угля,}$$

оставленного в междускважинных целиках.

Подставив $C_u = 0,47$ в выражение (6), получим относительную деформацию разрушенного угля в междускважинных перемычках:

$$\varepsilon_u = 0,90 - 1,3;$$

$$C_u = 0,9 - 1,3 \cdot 0,47 \approx 0,29$$

Величина 0,29 есть относительное сжатие материала разрушенного цели-

ка. В соответствии с этим, абсолютное сжатие материала целика (податливость) составит

$$\Delta U = \varepsilon_u D = 0,29 \cdot 0,4 \approx 0,12 \text{ м.}$$

Таким образом, податливость разбуриваемого целика в данном примере составляет около 20% от диаметра скважин.

При определении заданной податливости для крепления выработки податливой рамной крепью (КПС) имеющей податливость до 300 мм, податливость целика составит:

Принимая $D = 0,7$; $d = 0,2$ м, получим:

$$C_u = \frac{0,215 \cdot 0,7 + 0,2}{0,7 + 0,2} \approx 0,39 \text{ — доля угля,}$$

оставленного в междускважинных целиках.

Подставив $C_u = 0,39$ в выражение (6), получим относительную деформацию разрушенного угля в междускважинных перемычках:

$$\varepsilon_u = 0,90 - 1,3$$

$$C_u = 0,9 - 1,3 \cdot 0,39 \approx 0,39$$

Величина 0,39 есть относительное сжатие материала разрушенного целика. В соответствии с этим, абсолютное сжатие материала целика (податливость) составит

$$\Delta U = \varepsilon_u D = 0,39 \cdot 0,7 \approx 0,27 \text{ м.}$$

Податливость разбуриваемого целика в данном примере составляет около 30% от диаметра скважин.

Таким образом, при задании целику искусственной податливости путем разбуривания его скважинами, его перво-

начальная несущая способность уменьшается пропорционально уменьшению его площади.

В настоящее время разрабатывается усовершенствованная номограмма, в которой учитывается тип крепи.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. *Титов Н. В., Привалов А. А., Турук Ю. В.* Пути повышения эффективности разработки тонких и средней мощности пологих антрацитовых пластов. — Ростов-на-Дону: Изд-во Северо-Кавказского научного центра высшей школы, 2006. — 217 с.

2. *Титов Н. В., Турук Ю. В.* Эффективность охраны выемочных выработок податливыми целиками на антрацитовых шахтах // Горный информационно-аналитический бюллетень. — 2011. — № 1. — С. 37–41.

3. *Титов Н. В., Синяускас С. В.* Исследование деформационных процессов и нагружений «жестких» целиков // Горный информационно-аналитический бюллетень. — 2011. — № 4. — С. 67–70.

4. Инструкция по безопасному ведению горных работ на шахтах, разрабатывающих угольные пласты, склонные к горным ударам. РД 05-328-99. © КонсультантПлюс, 1992–2016. <http://www.consultant.ru/search/РД+05-328-99>.

5. *Барановский В. И., Бесков М. И.* О размерах предохранительных целиков угля для глубоких шахт // Уголь. — 1966. — № 1. — С. 22–27.

6. *Барановский В. И., Бесков М. И.* Об охране подготовительных выработок, проходимых по пластам со склонными к пучению вмещающими породами // Уголь Украины. — 1970. — № 12. — С. 8–9.

7. *Борщ-Компанеев В. И., Макаров А. Б.* Управление горным давлением посредством придания искусственной податливости междукамерным целикам / Горное давление при отработке мощных пологих рудных залежей. — М.: Недра, 1986. — С. 181–203.

8. *Борщ-Компанеев В. И. и др.* Выбор параметров искусственной податливости рудных целиков при отработке Джезказганского месторождения панельно-столбовой системой // Известия высших учебных заведений. Геология и разведка. — 1984. — № 8. — С. 89–94.

9. *Айбиндер И. И., Аршавский В. В., Овчаренко О. В. и др.* использование принципа искусственной податливости в конструкциях систем разработки на больших глубинах / Результаты исследований по разработке рудных месторождений. — М.: АН СССР, 1986. — С. 15–25.

10. *Сапицкий К. Ф.* Расчет податливых целиков при камерно-столбовых системах разработки угольных пластов // Уголь. — 1964. — № 3. — С. 13–16.

11. *Инструкция по расчету и применению анкерной крепи на угольных шахтах России.* — СПб.: ВНИМИ, 2000. — С. 69.

12. *Гетуе В.* Развитие и проектирование крепления выемочных штреков // Глюкауф. — 1984. — № 7. — С. 18–24.

13. *Brauner Gerbirgsdruck und Gebirgsschlage.* — Essen, Verlag Cluckauf. 1981. 158 p. **ГИАБ**

КОРОТКО ОБ АВТОРАХ

*Иванов Сергей Иванович*¹ — аспирант,

e-mail: s_i_ivanov@mail.ru,

*Титов Николай Викторович*¹ — доктор технических наук, профессор,

*Ткачев Валерий Александрович*¹ — доктор технических наук, профессор,

*Привалов Александр Алексеевич*¹ — доктор технических наук, профессор,

¹ Шахтинский институт (филиал) Южно-Российского государственного политехнического университета (НПИ) имени М.И. Платова.

S.I. Ivanov, N.V. Titov, V.A. Tkachev, A.A. Privalov

PROTECTION OF MINE WORKINGS BY PLIABLE PILLARS

In this article we consider the most effective way to give job magyarosy (intermediate floor) pillars, for two different attachment methods of excavation workings in conditions of rockburst hazard of the formation. On this basis, we propose a method of specifying the compliance of the pillars by drilling parallel wells at fastening mine workings combined anchoring, including anchors cable $L = 6$ m, and bracing for excavations pliable frame type support (KPS).

Key words: protection of excavation workings, anthracite coalbed, pliable pillars.

DOI: 10.25018/0236-1493-2017-8-0-161-166

AUTHORS

Ivanov S.I.¹, Graduate Student, e-mail: s_i_ivanov@mail.ru,
Titov N.V.¹, Doctor of Technical Sciences, Professor,
Tkachev V.A.¹, Doctor of Technical Sciences, Professor,
Privalov A.A.¹, Doctor of Technical Sciences, Professor,
¹ Shakhty Institute (branch) of Platov South-Russian
State Polytechnic University (NPI), 346500, Shakhty, Russia.

REFERENCES

1. Titov N. V., Privalov A. A., Turuk Yu. V. *Puti povysheniya effektivnosti razrabotki tonkikh i sredney moshchnosti pologikh antratsitovykh plastov* (Ways of enhancing efficiency of fine and medium-thick gently dipping anthracite mining), Rostov-on-Don, Izd-vo Severo-Kavkazskogo nauchnogo tsentra vysshey shkoly, 2006, 217 p.
2. Titov N. V., Turuk Yu. V. *Gornyy informatsionno-analiticheskiy byulleten'*. 2011, no 1, pp. 37–41.
3. Titov N. V., Sinyauskas S. V. *Gornyy informatsionno-analiticheskiy byulleten'*. 2011, no 4, pp. 67–70.
4. *Instruktsiya po bezopasnomu vedeniyu gornyykh rabot na shakhtakh, razrabatyvayushchikh ugol'nye plasty, sklonnye k gornym udaram. RD 05-328-99*. Konsul'tantPlyus, 1992–2016, available at: <http://www.consultant.ru/search/PД+05-328-99>.
5. Baranovskiy V. I., Beskov M. I. *Ugol'*. 1966, no 1, pp. 22–27.
6. Baranovskiy V. I., Beskov M. I. *Ugol' Ukrainy*. 1970, no 12, pp. 8–9.
7. Borshch-Kompaneets V. I., Makarov A. B. *Gornoe davlenie pri otrabotke moshchnyykh pologikh rudnykh zalezhey* (Rock pressure in mining thick gently dipping ore deposits), Moscow, Nedra, 1986, pp. 181–203.
8. Borshch-Kompaneets V. I. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedeniy. Geologiya i razvedka*. 1984, no 8, pp. 89–94.
9. Aybinder I. I., Arshavskiy V. V., Ovcharenko O. V. *Rezultaty issledovaniy po razrabotke rudnykh mestorozhdeniy* (Research findings on ore mining), Moscow, AN SSSR, 1986, pp. 15–25.
10. Sapitskiy K. F. *Ugol'*. 1964, no 3, pp. 13–16.
11. *Instruktsiya po raschetu i primeneniyu ankernoy krepki na ugol'nykh shakhtakh Rossii* (Guidelines on design and application of rock bolting in coal mines in Russia), Saint-Petersburg, VNIMI, 2000, pp. 69.
12. Getue V. *Glyukauf*. 1984, no 7, pp. 18–24.
13. *Brauner Gerbirgsdruck und Gebirgschlage*. Essen, Verlag Cluckauf. 1981. 158 p.

