

**В.А. Ткачев, Н.В. Титов, В.А. Хакулов, С.И. Иванов**

## **РАЗРАБОТКА СПОСОБОВ ПРОХОДКИ И ПОДГОТОВКИ ШАХТНОГО ПОЛЯ С ОСТАВЛЕНИЕМ ПОРОДЫ В ШАХТЕ**

Дан анализ источников поступления породы в отвалы на поверхности, создающие сложную экологическую обстановку в районе шахты. Изложены причины повышающие зольность добываемого угля. Разработан способ проходки подготовительных выработок с оставлением породы в шахте. На базе разработанного способа проходки подготовительных выработок предложен новый способ разработки пластовых месторождений, позволяющий не только снизить зольность добываемого угля, но и более полно извлечь его запасы.

Ключевые слова: зольность, способ проходки, экология, охрана выработок, способ подготовки.

DOI: 10.25018/0236-1493-2017-8-0-167-173

Разработка угольных месторождений связана с проведением выработок частично или полностью по породам. В зависимости от устойчивости пород, мощности угольных пластов и от способа подготовки запасов (полевая или по углю) объем добываемых пород от проходки и ремонта выработок составляет от 4–5% до 10% в общей добыче горной массы. Выдача породы отдельно от угля, как правило, увязана с организационными трудностями и затратами на внутришахтный транспорт, подъем и складирование в отвалы, которые создают сложную экологическую обстановку на поверхности в районе шахты.

Выдача породы из шахты вместе с углем организационно проще, но при этом расходуются практически те же средства на внутришахтный транспорт и подъем, а также добавляются затраты на транспортирование той же породы до обогатительной фабрики и на обогащение. При этом существенно снижается

выход товарного угля (концентрата), увеличиваются затраты на складирование шламов и усугубляется экологическая обстановка в районе обогатительной фабрики. В результате такой вариант выдачи породы из шахты обходится еще дороже, чем если бы порода выдавалась отдельно от угля и складировалась в отвалы. Тем не менее, в настоящее время на многих шахтах породу выдают вместе с углем значительно разубоживая его.

Другой источник породы — очистные работы с применением комбайновых комплексов, когда прихватывают породы так называемых «присечек». В результате к естественной зольности в 12–17% добавляется еще столько же. И совершенно не случайно зольность добываемого угля достигает 25–30% и более.

Одним из наиболее интересных направлений является проходка выработок широким ходом, при которой предусматривается выемка пласта камерой шириной значительно больше, чем шири-

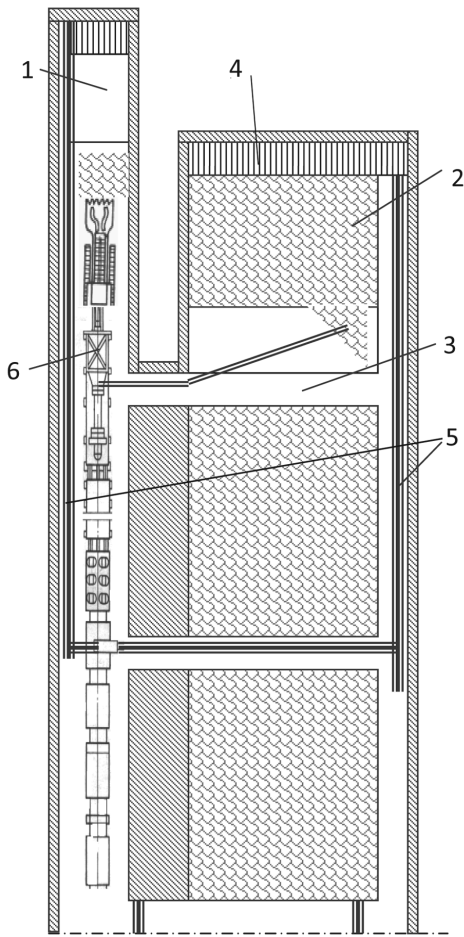


Рис. 1. Способ проходки подготовительных выработок с оставлением породы в шахте: 1, 2 — камеры, пройденные по пласту угля; 3 — сбойка; 4 — комплекс КМН; 5 — конвейер; 6 — породозакладочный комплекс «Титан-1»

на подготовительной выработке, с расчетом складирования вынимаемой во вторую очередь породы в раскошку за пределами выработки. Недостаток такого решения в том, что устойчивость и сохранность таких выработок гораздо хуже, чем при обычной проходке.

Гораздо лучшая сохранность выработок и, соответственно, более устойчивая работа лав и внутришахтного транспорта может быть обеспечена при предлагаемом нами варианте с предваритель-

ной выемкой угля не из одной камеры на месте будущей подготовительной выработки, а из двух камер.

Вначале на месте будущего штрека проходится по углю камера (1) шириной, равной ширине будущего штрека (рис. 1). Параллельно с ней через целик угля шириной 2—4 м проходится еще одна камера (2) для складирования породы шириной, достаточной для размещения в ней породы от последующей проходки и ремонта штрека.

Ширина камеры для закладки (складирования) зависит от мощности пласта и размеров подготовительной выработки. Этими параметрами определяется объем породы от проходки. Ширина камеры для складирования породы может быть определена из уравнения

$$B \cdot m \cdot K_3 = (S_b - m \cdot b) \cdot K_p,$$

откуда

$$B = (S_b - m \cdot b) \cdot \frac{K_p}{m \cdot K_3} + c.$$

В этих формулах:  $b$  — ширина выработки,  $m$ ;  $m$  — мощность пласта,  $m$ ;  $S_b$  — площадь сечения выработки в проходке,  $m^2$ ;  $K_p$  — коэффициент разрыхления породы;  $K_3$  — коэффициент заполнения пространства камеры породой, доли единицы;  $c$  — ширина косовичка,  $m$ .

Проходка камеры (1) осуществляется нарезным комплексом типа КН-5 или буровзрывным способом. Камера (2) проходится комплексом многоцелевого назначения КМН (4). Уголь от проходки камер транспортируется конвейерами (5) в вагонетки [1]. После образования достаточных объемов камеры (2) осуществляется выемка породной части штрека, при этом порода перемещается в камеру для складирования при помощи породозакладочного комплекса «Титан-1». При складировании породы в камере через определенное расстояние выкрепляются выработки (3) от массива угля до штрека (сбойки), чтобы

обеспечить в будущем проветривание лавы нижнего этажа, когда транспортный (откаточный) штрек будет служить вентиляционным (см. рис. 1).

В результате складирования породы в этой камере образуется бутовая полоса. При таком варианте технологии обеспечивается более высокая степень устойчивости выработки (по сравнению с проходкой широким ходом) как в период ее службы в качестве откаточной или транспортной, так и в период ее работы в качестве вентиляционной.

Рабочая характеристика такой «комбинированной» охраны выработки значительно лучше бутовой полосы, так как она имеет более высокое начальное сопротивление. Как показали исследования, охрана выемочного штрека целиками угля небольшой ширины является более предпочтительной с точки зрения напряженного состояния кровли и почвы. После отработки запасов верхнего этажа подготовительную выработку легче будет поддерживать в качестве вентиляционной, поскольку она будет защищена от погашенной лавы полосой закладки и целиком угля. После окончания службы выработки в качестве вентиляционной оставленный между выработкой и закладкой целик может быть извлечен.

Таким образом, при оставлении всей породы от проходки в шахте потери угля не увеличатся. Кроме этого может быть увеличена высота этажа, что позволит уменьшить удельные затраты на подготовку горизонта к эксплуатации.

Затраты на выемку угля в камерах при применении соответствующих комплексов оборудования будут не больше, чем при нарезных и очистных работах в лавах. Затраты на проходку подготовительных выработок со складированием породы в камерах значительно меньше, чем при варианте с выдачей породы на поверхность и складированием ее в отвалы.

На базе разработанного способа проходки подготовительных выработок предложен новый способ разработки пластовых месторождений (патент 2168628 (РФ), Е 21 С 41/18. Проведение подготовительных выработок при столбовых системах разработки осуществляется узким забоем по пласту полезного ископаемого. При разработке пластов незначительной мощности производится подрывка боковых пород, а выработки проходят широким забоем. Пластовые штреки проводят одиночными или сдвоенными забоями в зависимости от газоносности пласта и длины выработок.

В настоящее время применяются следующие способы подготовки выемочного поля (рис. 2):

- проведение транспортного и вентиляционного штреков (а);
- проведение транспортного и повторное использование в качестве вентиляционного бывшего транспортного штрека вышележащего яруса (б);
- проведение сдвоенных штреков (в);
- проведение спаренных штреков (г).

При подготовке выемочного поля первым способом (рис. 2, а) между смежными ярусами оставляют целики угля шириной 20—40 м, что позволяет отрабатывать в крыле панели одновременно несколько ярусов, обеспечивая необходимую нагрузку на панель. Однако ему присущи и большие недостатки.

Подготовка выемочного поля совпадает по времени с ведением очистных работ в верхнем ярусе. Это приводит к тому, что вентиляционный штрек подготовляемого столба на половине своей длины испытывает влияние временного опорного давления верхней лавы, а по окончании очистных работ в последней он находится в зоне стационарного опорного давления.

В связи с этим затраты на его поддержание значительно выше затрат на поддержание транспортного штрека, рас-

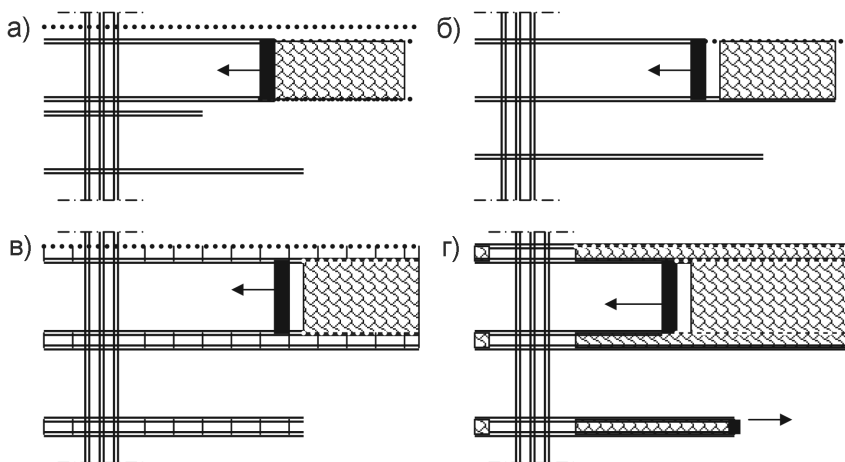


Рис. 2. Способы подготовки длинных столбов по простиранию

положенного в массиве угля. Способ характеризуется большими потерями угля в межъярусных целиках и снижением качества добываемого угля за счет его разубоживания породой от проходки штреков [2]. Способ подготовки длинных столбов с повторным использованием транспортного штрека, в качестве вентиляционного (см. рис. 2, б), применяется на пластах мощностью до 1 м, на глубинах до 600 м и породах почвы, не склонных к пучению.

Достоинства способа: уменьшается в два раза объем проводимых для подготовки столба выработок; исключаются потери угля в межлавных целиках. Недостатки: возможность отработки в крыле панели только одной лавы; необходимость ведения ремонтных работ по поддержанию штрека в рабочем состоянии и сложность его проветривания.

При подготовке столбов сдвоенными штреками (см. рис. 2, в) от панельного бремсберга проводят два штрека на расстоянии 15–25 м друг от друга, которые для проветривания забоев и концентрации транспортирования горной массы сбиваются между собой вентиляционными печами. Верхний штрек служит в качестве транспортного для верхнего столба, а нижний — в качестве

вентиляционного для нижнего столба. На практике часто используют только один нижний штрек, который вначале служит транспортным для верхней лавы, а затем, после ее отработки, — вентиляционным для нижней. Параллельный штрек используется только при подготовке столба и в качестве просека при его отработке. На пластах мощностью свыше 1,5 м этот штрек сразу проводится в виде просека, т.е. без подрывки пород.

Достоинства способа: хорошее проветривание забоев при подготовке столба; возможность одновременной подготовки в крыле, а затем и отработки нескольких ярусов.

Недостатки: потери угля в межъярусных целиках; при слабых боковых породах плохие условия поддержания вентиляционных штреков, которые подвергаются опорному давлению при отработке верхней лавы.

Способ подготовки спаренными штреками (см. рис. 2, г) отличается от рассмотренного выше тем, что между двумя штреками производится выемка угля, т.е. штреки проводятся широкими забоями, и оба угольных забоя объединены в один, а порода от проведения размещается в общем, выработанном пространстве. Расстояние между штреками (ширина

раскоски) принимается из расчета размещения всей породы.

Достоинства способа: отсутствие тупиковых забоев; проветривание за счет общешахтной депрессии; оставление в шахте породы от проведения штреков, дополнительная добыча угля при подготовке столбов.

Недостатки: плохие условия поддержания вентиляционного штрека, который испытывает влияние опорного давления при отработке верхней лавы; необходимость устройства вентиляционных стенок для предупреждения утечек воздуха через бутуювую полосу, поскольку последняя из-за небольшой ширины выработанного пространства (раскоски) уплотняется недостаточно.

С целью повышения качества добываемого угля, а также для улучшения условий поддержания выемочных штреков, повышения надежности работы очистных забоев и транспорта, улучшения проветривания очистного забоя предлагается следующий способ подготовки, представленный на рис. 3.

Использование предлагаемого способа разработки пластовых месторождений позволяет повысить устойчивость подготовительных выработок за счет применения комбинированной охраны «це-

лик — бутуювая полоса», исключить утечки воздуха, снизить не только зольность добываемого угля за счет оставления породы в шахте, но и более полно извлечь его запасы.

Соответственно этому снизятся эксплуатационные затраты на добычу и обогащение. Кроме этого увеличивается высота этажа и извлекаемые на один эксплуатационный горизонт запасы угля и производственная мощность участков и шахты в целом. Если принять высоту этажа равной  $h_3$ , а ширину полосы ниже уровня основного штрека  $\Delta h = n \cdot (Ц + К)$ , то извлекаемые запасы этажа увеличатся в  $[h_3 + n \cdot (Ц + К)]/h_3$  раз, где  $Ц, К$  — соответственно ширина целика и закладочной камеры;  $n$  — число целиков и камер, пройденных для складирования породы. В соответствии с этим в  $[h_3 + n \cdot (Ц + К)]/h_3$  раз уменьшатся удельные капитальные затраты на вскрытие и подготовку этажа.

Если при базовом варианте системы длинными столбами высота этажа равна, например 200 м, то при новом варианте, когда образуется камера для складирования породы шириной 16 м, а их от штрека отделяет целик шириной 4 м, то высота этажа и производственная мощность шахты при новом варианте

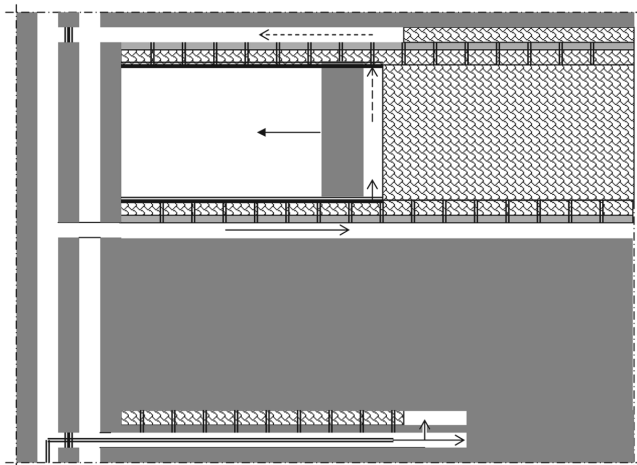


Рис. 3. Комбинированный способ подготовки длинных столбов по простираению

увеличатся в  $(200 + 20)/200 = 1,1$  раза. Благодаря этому себестоимость добычи уменьшится за счет условно-постоянной части затрат до уровня, определяемого по формуле (руб/т)

$$C_A = C_{Аб} \cdot \left[ 1 - \varphi \left( 1 - \frac{A_б}{A} \right) \right],$$

где  $C_{Аб}$  и  $C_A$  — затраты на добычу при базовом и новом вариантах, руб/т;  $A_б$  и  $A$  — производственная мощность шахты при базовом и новом вариантах, т/год;  $\varphi$  — доля условно-постоянных затрат в себестоимости добычи, доли ед.

В данном случае, если  $\varphi = 0,6$ , то

$$C_A = C_{Аб} \left[ 1 - 0,6 \left( 1 - \frac{1}{1,1} \right) \right] = 0,96 \cdot C_{Аб}.$$

Это по горной массе. А поскольку при новом варианте снизится разубоживание угля за счет оставления породы в шахте, например, на 10%, то производственная мощность шахты по углю увеличится в  $1,1/0,9 = 1,22$  раза. Наиболее полное сравнение можно осуществить на основе определения удельной или суммарной прибыли. Еще больше будет экономия, если расчеты вести с учетом обогащения угля и тем более с учетом стадий его использования.

## СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Нильва Э. Э., Цейтлин И. Э. Горноподготовительные работы в угольных шахтах. — М.: Недра, 1981. — С. 20–31.
2. Технология подземной разработки месторождений полезных ископаемых: для вузов / Под общ. ред. А. С. Бурчакова. 3-е изд., перераб. и доп. — М.: Недра, 1983. — 487 с.
3. Шестаков В. А. Теория проектирования разработки угольных пластов с учетом стадий переработки и направлений использования углей. — Новочеркасск: УПЦ «Набла» ЮРГТУ (НПИ), 2004. — С. 472.
4. Шестаков В. А., Ткачев В. А., Туркенева О. А., Меркулов Е. А., Деружинский В. Н. Оценка эффективности ускорения проходки выработок и строительства новых шахт в современных условиях / Комплексное использование и эксплуатация месторождений полезных ископаемых: Материалы III международной конференции, посвященной 100-летию юбилею НГТУ. — Новочеркасск: НАБЛА, 1997. — С. 15–18.
5. Wild H. W. Wirtschaftlichkeitsfragen beim Bohren // Nobel-H. — 54, 1988, Nr. 2/3. — Pp. 42–50.
6. Kammer W. Kennwerte der Gebirgsbeherrschung in Strecken. — In: Jacobi O. Praxis der Gebirgsbeherrschung, Teil F. Essen: Verlag Gluckauf, 1981.
7. Шестаков В. А., Шукин Ю. Ф., Ткачев В. А., Меркулов Е. А. Выбор способа подготовки лав с учетом потерь угля / Комплексное изучение и эксплуатация месторождений полезных ископаемых: Материалы международной конференции. — Новочеркасск: НГТУ, 1995. — С. 11–14.
8. Якоби О. Практика управления горным давлением: Пер. с нем. — М.: Недра, 1987. — 566 с.
9. Технология подземной разработки месторождений полезных ископаемых: Учеб. для вузов / Под общ. ред. А. С. Бурчакова. 3-е изд., перераб. и доп. — М.: Недра, 1983. — 487 с.
10. *Betriebsempfehlung* für den Steinkohlenbergbau 20.3: Gebirgsmechanische und ausbautechnische Entscheidungshilfen: Planung von Abbaustrecken. Essen: Verlag Gluckauf, 1982.
11. Терентьев Б. Д. О классификации способов и средств сохранения устойчивости подготовительных выработок // Уголь. — 1989. — № 3. — С. 14–15. **ИДБ**

## КОРОТКО ОБ АВТОРАХ

Ткачев Валерий Александрович<sup>1</sup> — доктор технических наук, профессор,  
 Титов Николай Викторович<sup>1</sup> — доктор технических наук, профессор,  
 Хакулов Виктор Алексеевич<sup>1</sup> — доктор технических наук, профессор,  
 Иванов Сергей Иванович<sup>1</sup> — аспирант, e-mail: s\_i\_ivanov@mail.ru,  
<sup>1</sup> Шахтинский институт (филиал) Южно-Российского государственного политехнического университета (НПИ) имени М.И. Платова.

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

## METHODS OF DEVELOPMENT AND HEADING WITH BROKEN ROCK LEFT IN STOPES

The analysis of the sources of rocks in the dumps on the surface, creating a complex environmental situation in the area of the mine. The reasons for increasing the ash content of coal produced. Developed methods of tunneling excavation with leaving rock in mine. On the basis of the developed method of penetration of preparatory workings of the proposed new method development of bedded deposits, allowing not only to reduce the ash content of coal produced, but also to more fully extract its reserves.

Key words: ash, mining, ecology, protection of developments, the method of preparing the.

DOI: 10.25018/0236-1493-2017-8-0-167-173

### AUTHORS

Tkachev V.A.<sup>1</sup>, Doctor of Technical Sciences, Professor,  
Titov N.V.<sup>1</sup>, Doctor of Technical Sciences, Professor,  
Khakulov V.A.<sup>1</sup>, Doktor of Technical Sciences, Professor,  
Ivanov S.I.<sup>1</sup>, Graduate Student, e-mail: s\_i\_ivanov@mail.ru,  
<sup>1</sup> Shakhty Institute (branch) of Platov South-Russian  
State Polytechnic University (NPI), 346500, Shakhty, Russia.

### REFERENCES

1. Nil'va E. E., Tseytlin I. E. *Gornopodgotovitel'nye raboty v ugol'nykh shakhtakh* (Development operations in coal mines), Moscow, Nedra, 1981, pp. 20–31.
2. *Tekhnologiya podzemnoy razrabotki mestorozhdeniy poleznykh iskopaemykh*: uchebnyk dlya vuzov. Pod red. A. S. Burchakova. 3-e izd. (Underground mineral mining technology: Textbook for high schools. Burchakov A. S. (Ed.), 3rd edition), Moscow, Nedra, 1983, 487 p.
3. Shestakov V. A. *Teoriya proektirovaniya razrabotki ugol'nykh plastov s uchetom stadiy pererabotki i napravleniy ispol'zovaniya ugley* (Theory of coal mine planning, considering coal preparation stages and areas of utilization), Novocherkassk, UPTs «Nabla» YuRGU, 2004, pp. 472.
4. Shestakov V. A., Tkachev V. A., Turkenecheva O. A., Merkulov E. A., Deruzhinskiy V. N. *Kompleksnoe ispol'zovanie i ekspluatatsiya mestorozhdeniy poleznykh iskopaemykh: Materialy III mezhdunarodnoy konferentsii, posvyashchennoy 100-letnemu yubileyu NGTU* (Integrated Mineral Development and Use: Proceedings of III International Conference devoted to the 100th anniversary of the Novosibirsk State Technical University), Novocherkassk, NABLA, 1997, pp. 15–18.
5. Wild H. W. Wirtschaftlichkeitsfragen beim Bohren. *Nobel-H. 54*, 1988, Nr. 2/3. Pp. 42–50.
6. Kammer W. Kennwerte der Gebirgsbeherrschung in Strecken. In: Jacobi O. *Praxis der Gebirgsbeherrschung*, Teil F. Essen: Verlag Gluckauf, 1981.
7. Shestakov V. A., Shchukin Yu. F., Tkachev V. A., Merkulov E. A. *Kompleksnoe izuchenie i ekspluatatsiya mestorozhdeniy poleznykh iskopaemykh: Materialy mezhdunarodnoy konferentsii* (Integrated Mineral Development and Use: Proceedings of III International Conference), Novocherkassk, NGTU, 1995, pp. 11–14.
8. Yakobi O. *Praktika upravleniya gornym davleniem*: Per. s nem. (Ground control practice. German–Russian translation), Moscow, Nedra, 1987, 566 p.
9. *Tekhnologiya podzemnoy razrabotki mestorozhdeniy poleznykh iskopaemykh*: uchebnyk dlya vuzov. Pod red. A. S. Burchakova. 3-e izd. (Underground mineral mining technology. Textbook for high schools. Burchakov A. S. (Ed.), 3rd edition), Moscow, Nedra, 1983, 487 p.
10. *Betriebsempfehlung fur den Steinkohlenbergbau 20.3: Gebirgsmachanische und ausbautechnische Entscheidungshilfen: Planung von Abbaustrecken*. Essen: Verlag Gluckauf, 1982.
11. Terent'ev B. D. *Ugol'*. 1989, no 3, pp. 14–15.