

6  
А 66

МИНИСТЕРСТВО ВЫСШЕГО И СРЕДНЕГО СПЕЦИАЛЬНОГО ОБРАЗОВАНИЯ  
У С С Р

КРИВОРОЖСКИЙ ГОРНОРУДНЫЙ ИНСТИТУТ

---

На правах рукописи

В.В.Орлов

ИССЛЕДОВАНИЕ И ВЫБОР РАЦИОНАЛЬНЫХ ПАРАМЕТРОВ СИСТЕМ  
РАЗРАБОТКИ МАРГАНЦЕВЫХ РУД ПОДЗЕМНЫМ СПОСОБОМ В УСЛО-  
ВИЯХ НИКОПОЛЬСКОГО МАРГАНЦЕВОГО БАССЕЙНА

Специальность 05.311. Подземная разработка и эксплуатация  
угольных, рудных и нерудных месторождений

(Диссертация на русском языке)

А в т о р е ф е р а т  
диссертации на соискание ученой степени  
кандидата технических наук

Кривой Рог - 1972

МИНИСТЕРСТВО ВЫСШЕГО И СРЕДНЕГО СПЕЦИАЛЬНОГО ОБРАЗОВАНИЯ

У С С Р

КРИВОРОЖСКИЙ ГОРНОРУДНЫЙ ИНСТИТУТ

---

На правах рукописи

В.В.Орлов

ИССЛЕДОВАНИЕ И ВЫБОР РАЦИОНАЛЬНЫХ ПАРАМЕТРОВ СИСТЕМ  
РАЗРАБОТКИ МАРГАНЦЕВЫХ РУД ПОДЗЕМНЫМ СПОСОБОМ В УСЛО-  
ВИЯХ НИКОПОЛЬСКОГО МАРГАНЦЕВОГО БАССЕЙНА

Специальность 05.311. Подземная разработка и эксплуатация  
угольных, рудных и нерудных месторождений

(Диссертация на русском языке)

А в т о р е ф е р а т  
диссертации на соискание ученой степени  
кандидата технических наук

Кривой Рог - 1972



Принятый XXIV съездом КПСС курс на интенсификацию производства в предстоящем пятилетии требует значительных темпов научно-технического прогресса и повышения эффективности общественного производства.

Для достижения в 1975 г. выплавки стали 142-150 млн. т необходимо значительно увеличить производство марганцевого концентрата. Основным поставщиком марганцевого концентрата является Никопольский марганцевый бассейн, на долю которого приходится более 60% выпускаемого в СССР концентрата. Основное направление в развитии восточного крыла марганцевого месторождения - это подземный способ разработки.

Подземная добыча марганцевой руды ведется различными вариантами системы разработки длинных столбов с выемкой их заходками с последующим обрушением кровли, которые отличаются друг от друга размерами столбов и заходов и последовательностью их отработки.

Длина столбов и заходов колеблется в пределах, соответственно, 150-600 м и 15-30 м и выбиралась практически без достаточного учета горного давления, интенсивности отработки столбов, технико-экономического обоснования. Вопросы горного давления для подобных условий теоретически не разрабатывались, практически изучались не комплексно и носили разрозненный характер, несмотря на то, что имеют решающее значение при выборе системы и технологии разработки месторождения. Применение дорогостоящей деревянной и металлической крепи для крепления очистных выработок (заходов) требует дополнительных затрат на извлечение, оборудование ниш, складирования извлеченной крепи. Под действием горного давления крепь ниш разрушается, извлечению не поддается, что приводит к неполному обрушению кровли. Свыше 55% затрат в себестоимости добычи руды по выемочному столбу составляют крепежные материалы и заработная плата рабочим, занятым на оборудовании сопряжений, креплении заходов и извлечении крепи.

Применение комбайнов для отбойки руды и конвейеров на доставке позволило значительно увеличить ширину столба. Однако с ростом ширины столба усложняются доставка крепежных материалов, извлечение крепи, доставка конвейерных секций. Поэтому целью диссертационной работы является исследование и выбор рациональ-

ных параметров систем разработки марганцевых руд подземным способом. Для достижения этой цели в работе поставлены и решены следующие задачи:

1. Исследовано влияние основных горнотехнических факторов на размеры выемочных столбов.

2. Определена производительность механизмов, влияющих на размеры выемочных столбов.

3. Исследована трудоемкость на подземных работах и разработаны экономико-математические модели трудоемкости и себестоимости при очистной выемке.

4. Определены размеры выемочных столбов из условий деформации крепи, скорости подвигания забоев, трудоемкости и себестоимости очистной выемки.

5. Произведена проверка в промышленных условиях расчетных параметров столбовой системы разработки с выемкой заходками.

Работа изложена на 124 страницах машинописного текста (в т.ч. 35 рисунков и 18 таблиц) и состоит из введения, 5 глав, общих выводов, рекомендаций и перечня использованной литературы.

В первой главе приведена краткая горнотехническая характеристика месторождения, дан анализ практики разработки марганцевых руд подземным способом, проанализированы опубликованные работы по аналогичным месторождениям. На основании этого поставлены цель и задачи исследования.

Во второй главе изложена методика исследований.

Для решения поставленных задач в работе использовался комплексный метод исследований, включающий анализ и обобщение литературных данных, промышленные опыты по установлению закономерностей изменения величины и скорости смещения пород кровли и ее устойчивости в зависимости от скорости подвигания очистных работ, применяемых вариантов системы разработки и очередности выемки заходок, испытание новых вариантов системы разработки. Обработка экспериментальных данных проводилась методами математической статистики и корреляционного анализа с использованием ЭВМ "Мир". Были определены основные характерис-

тики выборок экспериментальных данных, установлена теснота связи между скоростью деформации крепи в забоях, прочностью кровли и скоростью подвигания забоя. Уравнения регрессии рассчитаны методом наименьших квадратов. Коэффициенты уравнения (а, в) получали, решив систему уравнений методом Гаусса.

Технико-экономический анализ по различным вариантам системы заключался в сравнении трудоемкости работ и себестоимости добычи руды.

В третьей главе изложены результаты исследований влияния проявления горного давления и скорости подвигания заходок на параметры системы разработки длинными столбами с выемкой руды заходками и обрушением кровли. При исследовании деформации крепи в заходках в зависимости от интенсивности очистных работ было выявлено, что по разным заходкам скорость опускания крепи не одинакова и в широких пределах изменяется. При этом проявляется определенная закономерность: через три-четыре заходки она резко возрастает, а затем падает. Это связано с циклическим обрушением массива вышележащей толщи пород. Наблюдения показали, что только после отработки 3-4 заходок обрушение достигает поверхности.

При исследовании особенностей проявления горного давления и деформации крепи в заходках и на сопряжениях их с выемочными штреками проводились наблюдения за односторонними и двухсторонними заходками. Было выявлено, что максимальная величина деформации крепи по высоте в односторонних заходках наблюдается в 3-х метрах от сопряжения. В зависимости от глубины разработки она изменяется от 315 до 215 мм за весь период производства работ в заходках. На сопряжениях она ниже и составляет, соответственно, 275 и 200 мм, а в 10 м от сопряжения 265 мм и 195 мм. Следовательно, узким местом по условиям поддержания при отработке столбов односторонним заходками является их сечение в 3 м от сопряжения.

Средняя скорость деформации крепи при отработке столбов двухсторонними заходками зависит от последовательности их отработки. При последовательной отработке максимальная скорость деформации крепи в заходках, обрабатываемых в I очередь, наблюдается в 3-х м от сопряжения аналогично отработке столбов односторонними заходками. Максимальная скорость деформации в противоположных заходках,

6.-  
отрабатываемых во II очередь, отмечается уже в 5 м от сопряжения. При этом скорость деформации крепи выше по всей заходке и особенно на сопряжении. Если в заходках I очереди средняя скорость деформации крепи на сопряжении составляла 2,4 мм/час, то в заходках II очереди она достигла 4,3 мм/час. При двухсторонних заходках узким местом является само сопряжение.

При исследованиях была выявлена еще одна характерная особенность проявления горного давления. Установлено, что при отсутствии работ в забое скорость деформации крепи в заходках ниже, а на сопряжении остается такой же, как и при наличии работ. Это объясняется тем, что в процессе подвигания забоя увеличивается площадь обнажения кровли и поэтому вовлекаются в движение большие массы вышележащего массива. Когда работы в забое отсутствуют, эти массы являются стабильными, так как они покоятся на нетронутом основании — рудном пласте. Отсюда стабильна величина давления и скорость деформации кровли.

В процессе исследования было определено, что скорость деформации крепи сопряжений изменяется в пределах 3-7 мм/час или 72-168 мм в сутки.

Наряду с проведением наблюдений за скоростью деформации крепи определяли относительную прочность породы кровли количеством ударов пробника в кровлю при постоянной величине углубления пуансона. Опытами установлена определенная периодичность в нарастании и падении прочности кровли: после отработки 2-3 заходок она нарастает и достигает максимального значения, после чего через 2 заходки снижается до минимального значения. Это связано с периодичностью шага посадки основной кровли. Можно также предположить существование некоей "волны давления".

Среднее значение относительной прочности кровли при трехсменном режиме работы равно:

$$A = 3,744 \times 10,2 = 38,2 \text{ кгм}$$

При двухсменном и односменном режиме:

$$A = 3,744 \times 13 = 48,7 \text{ кгм}$$

Таким образом, с увеличением скорости подвигания забоя относительная прочность кровли падает, при уменьшении скорости подвигания —

растет. Величина относительной прочности кровли, характеризующая нетронутый массив, равна

$$A = 3,744 \times 18,2 = 68 \text{ кгм}$$

При исследовании зависимости между интенсивностью отработки заходки и деформацией крепи в ней искусственно изменялась скорость отработки заходок за счет изменения режима работ в их забое, т.е. применялся одно-, двух- и трехсменный режим выемки руды. Другого способа изменения скорости из-за отсутствия технических средств, позволяющих свободно маневрировать подвиганием забоя, изыскать не удалось. Было выявлено, что в основном разрушается верхняя часть крепи. При трехсменном и двухсменном режиме работ количество поломанных верхняков составляло 20%, при односменной работе — 15%. Однако при односменном режиме было деформировано также 11% стоек крепи. Это свидетельствует о том, что при обычном режиме работы наблюдается только вертикальное давление, а при замедленных темпах проявляется и боковое давление.

Интенсивность деформации крепи с изменением скорости работ в заходке изменяется как на сопряжении со штреками, так и в самих заходках. При скоростях отработки заходок 0,12; 0,17 и 0,267 м/час максимальная скорость деформации составила, соответственно,

1,35 мм/час в 3 м от сопряжения, 2,25 мм/час в 5 м от сопряжения и 2,9 мм/час в 10 м от сопряжения. Выводы из этого эксперимента оказались неожиданными — с повышением темпов подвигания заходок увеличивается и скорость деформации крепи в них. Однако общая величина деформации крепи с увеличением интенсивности отработки снижается и составляет, соответственно, на тех же участках 300, 250 и 220 мм.

Суммарную величину опускания кровли или крепи за период отработки заходки можно представить в виде:

$$h_s = h_e + h_o \quad (I)$$

или  $h_s = t_p v_p + t_p v_n$

где:  $h_s$  — опускание кровли (или крепи) на фиксированном расстоянии от забоя за период отработки заходки, мм;

$h_e$  — то же за период процесса выемки, мм;

$h_o$  — то же за период отсутствия работ в забое, мм;

$t_p$  и  $t_n$  - суммарная продолжительность наличия и отсутствия рабочих процессов в забое, час;  
 $v_p$  и  $v_n$  - средняя скорость смещения кровли (крепя) в период рабочих процессов и простоев, м/час.

Продолжительность простоев за период отработки заходки значительно меньше, чем продолжительность рабочих процессов. Скорость опускания кровли при простоях также меньше, чем во время подвигания забоя. Следовательно, величина смещения кровли или крепи в заходках, в основном, зависит от наличия и продолжительности процессов по выемке руды в забое.

Для сопряжений эта зависимость будет иметь вид:

$$h_z = h_c + h_o + h_c \quad (2)$$

или

$$h_z = t_p v_p + t_n v_n + t_c v_c$$

где:

$h_c$  - опускание крепи на сопряжении от времени его оборудования до начала работ, мм;  
 $v_c$  - скорость опускания крепи на сопряжении, мм/час;  
 $t_n$  - время простоя сопряжения до начала работ, час.

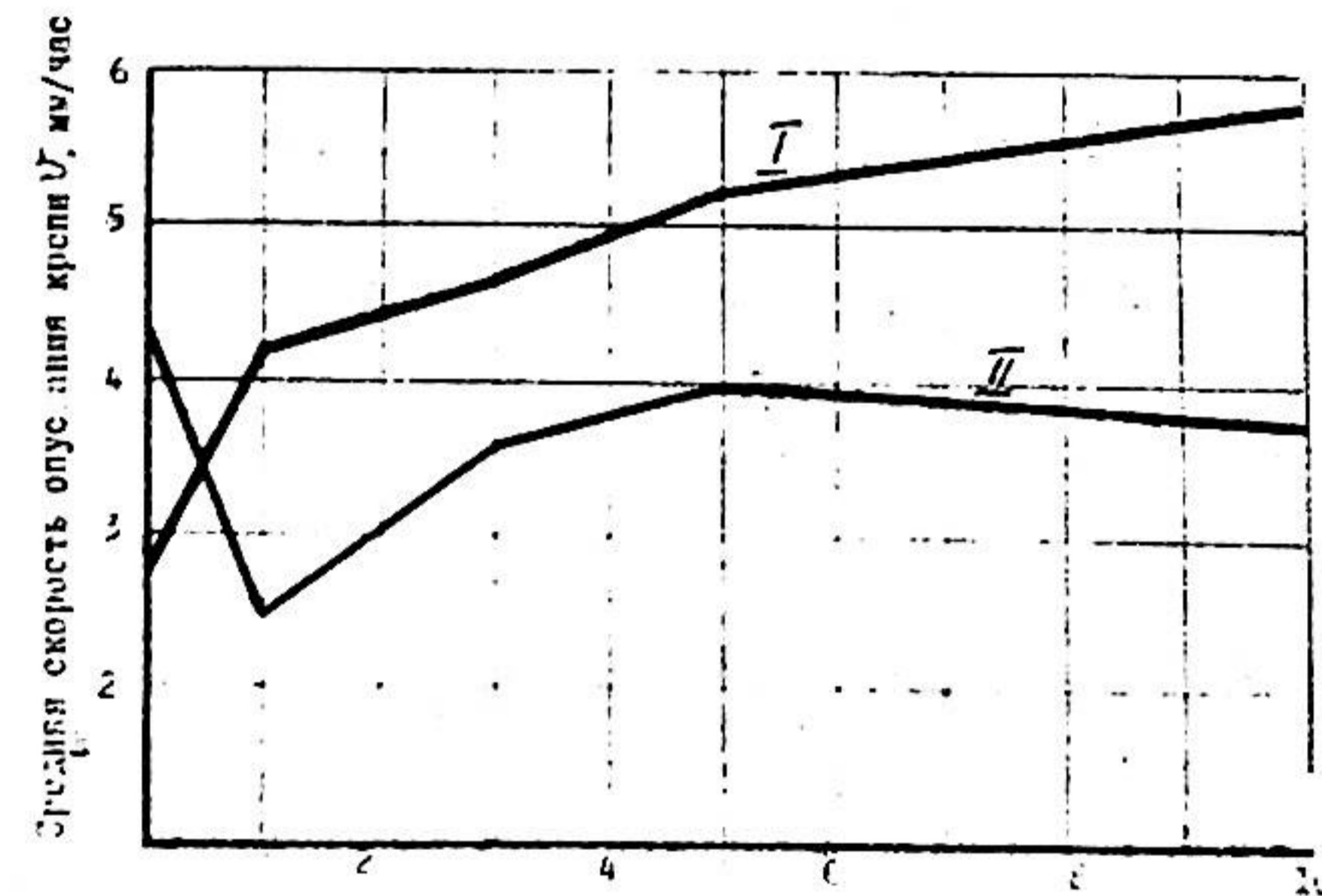
Смещения кровли от влияния рабочих процессов в забое избежать невозможно. Это влияние можно несколько уменьшить за счет применения крепи с большей несущей способностью и за счет увеличения скорости подвигания заходки.

По данным наблюдений были составлены корреляционные поля и эмпирические линии регрессии скорости отработки заходов и скорости деформации крепи в них для односторонних и двухсторонних заходов. Были определены уравнения регрессии и установлена прямолинейная связь между скоростью опускания крепи в заходках и скоростью подвигания очистного забоя. Уравнение регрессии для двухсторонних заходов на сопряжении имеет вид:

$$v_c = 2,07 + 3,12 \cdot v \quad (3)$$

Установлено, что нижние слои пород в соседней отработанной заходке, в которой кровля посажена, приходят в состояние временного равновесия за 2-е суток. Если новая заходка проходится ря-

дом и отрабатывается тоже за двое суток, она будет все время испытывать влияние соседнего выработанного пространства (сдвигание и усадка массива непосредственной кровли вызовут повышенное давление на соседние целики и крепь в работающей заходке). Если же эта заходка будет проходиться 3-4 суток, то давление за последующее время стабилизируется, и скорость смещения уменьшится. Поэтому средняя величина скорости в целом по заходке за 3-4 суток будет ниже, чем за 2-е суток. Подтверждением этого служит рис. I, где показано, что скорость смещения крепи в двухсторонних заходках при последовательной их отработке ниже, чем при односторонних. В этом случае смежная заходка вступает в работу к тому времени, когда активный процесс обрушения пород в соседней заходке закончен. На сопряжениях деформация выше при двухсторонних заходках.



Расстояние от сопряжения до фиксируемой точки в заходке  $B$ , м

Рис. I. СРЕДНЯЯ СКОРОСТЬ ОПУСКАНИЯ КРЕПИ В ОДНОСТОРОННИХ (I) И ДВУХСТОРОННИХ ЗАХОДКАХ ПРИ ПОПЕРЕЧНОЙ ИХ ОТРАБОТКЕ (II)

Поскольку общая деформация крепи по высоте  $h = v \tau$ , то подставив значение  $\tau = \frac{B}{v}$ , получим

$$h = v \cdot \frac{B}{v} \quad (4)$$

где  $v$  - скорость опускания крепи, мм/час;  
 $\tau$  - продолжительность отработки заходки, час;  
 $B$  - длина заходки, м;  
 $v_p$  - скорость подвигания заходки, м/час.

Значения скорости подвигания заходки и величины опускания крепи на сопряжении для двухсторонних заходок приведены в табл. I.

Таблица I

$v_p$ , м/час	0,1	0,2	0,3	0,4	0,5	0,6	0,7	0,8	0,9	1,0
$v$ , мм/час	2,38	2,69	3,00	3,32	3,63	3,94	4,25	4,56	4,88	5,19
$\tau$ , час	300	150	100	75	60	50	43	37,5	33,3	30
$h$ , мм	714,6	404,1	300,6	248,8	217,8	197,1	180,9	171,2	162,6	155,7

Как видно из таблицы, интенсивное опускание кровли наблюдается при скорости подвигания заходок 0,1-0,8 м/час. Дальнейшее увеличение скорости подвигания заходок не оказывает большого влияния на величину опускания кровли. В связи с этим, рекомендуется скорость подвигания заходок не ниже 0,8-1,0 м/час или 19-24 м/сутки. Связь между скоростью подвигания заходок и опусканием кровли установлена с учетом календарного времени поддержания их и скорости подвигания. Для рабочего времени следует ввести коэффициент  $K_6 = \frac{30}{25} = 1,2$ . Тогда скорость подвигания заходок должна составить:

$$(19 + 24) \times 1,2 = 22,8 + 28,8 \text{ м/сутки}$$

Так как при двухсторонних заходках самым тяжелым по условиям поддержания является сопряжение штрека с заходкой, то при определении параметров столбов необходимо учитывать деформацию крепи на сопряжении. Общая деформация крепи на сопряжении

$$h = (2,07 + 3,12 \cdot v_p) \cdot \frac{B}{v} \quad (5)$$

Откуда ширина заходки  $B = \frac{h \cdot v}{2,07 + 3,12 \cdot v_p} \quad (6)$

Задаваясь величиной деформации крепи на сопряжении и скоростью подвигания заходки в зависимости от применяемого механизма и мощности пласта, можно определить длину заходки  $B$ .

На рис. 2 приведена зависимость величины деформации  $h$  на сопряжении штрека с заходками от ширины столба  $B$  при различной скорости отработки заходки ( $v_p$ ). Анализ рисунка показывает, что для условий Грушевско-Басанского месторождения при величине деформации на сопряжении  $h_{\text{ф}} = h_{\text{опт}}$  и скорости отработки заходки 1-1,2 м/час длина заходки достигнет 45-50 м и, соответственно, ширина столба 90-100 м.

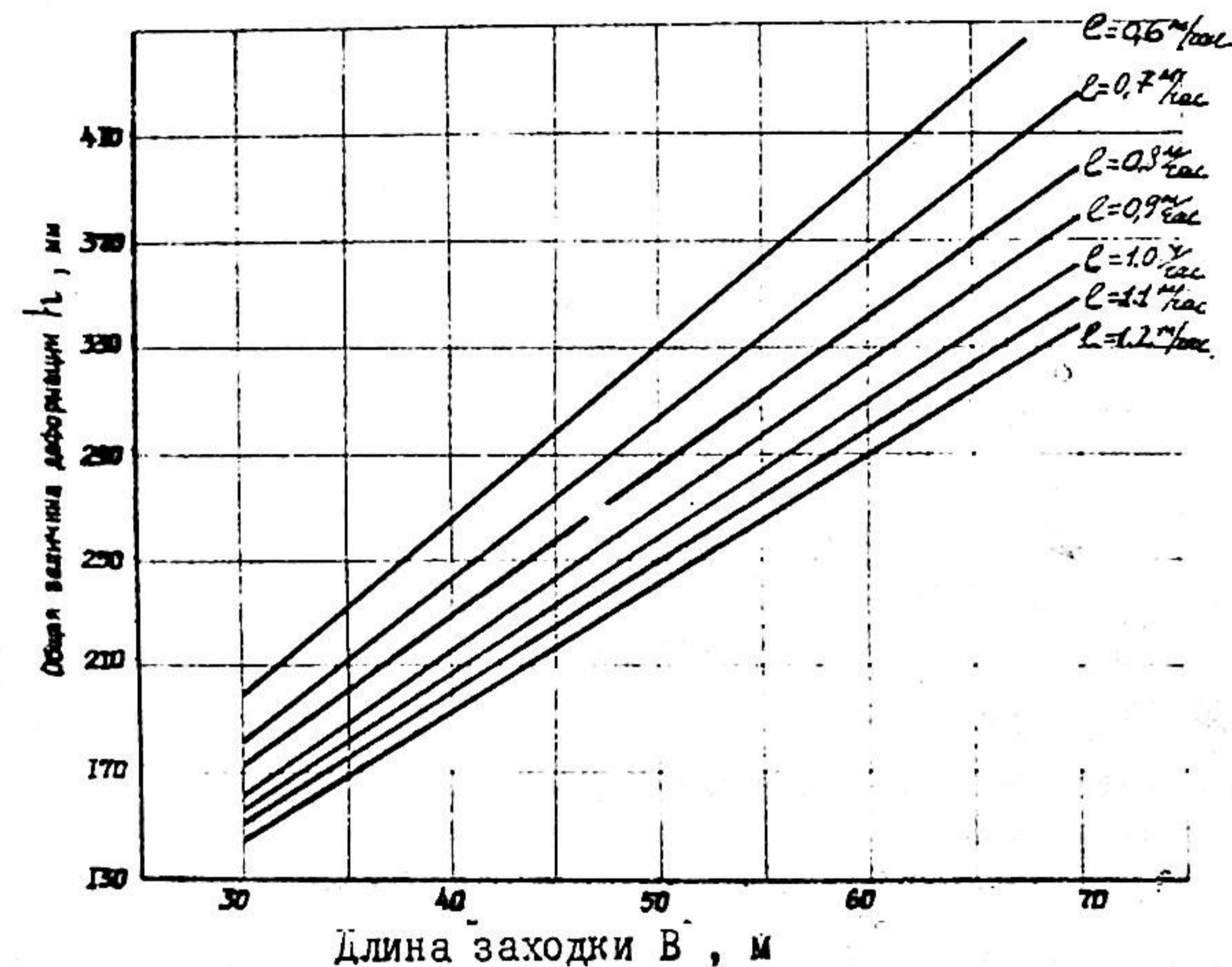


Рис. 2. ЗАВИСИМОСТЬ ОБЩЕЙ ВЕЛИЧИНЫ ДЕФОРМАЦИИ КРЕПИ ОТ ДЛИНЫ ЗАХОДКИ ПРИ РАЗЛИЧНОЙ СКОРОСТИ ОЧИСТНОЙ ВЫЕМКИ

Увеличение скорости подвигания забоя может быть достигнуто за счет увеличения производительности комбайна или другого выемочного механизма.

Минимально необходимая производительность комбайна может быть определена из выражения

$$Q_k = K_1 \cdot K_2 \cdot K_3 \cdot B \cdot H \cdot v_p \cdot \tau, \quad \text{т/час} \quad (7)$$

где:  $B$  - ширина заходки в черне, м;  
 $H$  - высота заходки в черне, м;  
 $v_p$  - скорость подвигания забоя, м/сутки;

$\gamma$  - объемный вес руды, т/м<sup>3</sup>;

$K_1, K_2, K_3$  - коэффициенты, учитывающие подготовительно-заключительные операции, неравномерность работы транспорта и простой комбайна при возведении крепи в забое (равны, соответственно, 1,055, 1,175 и 1,1). Подставив в выражение (7) средние значения входящих величин, получим, что минимальная производительность комбайна должна быть 800 т/сутки или 38 т/час. При сложившейся технологии использование технической производительности комбайна составляет в среднем 50%. Тогда эксплуатационная производительность

$$Q_9 = \frac{38}{0,5} = 76 \text{ т/час}$$

При исследовании влияния скорости подвигания заходки на технико-экономические показатели добычи руды было установлено, что увеличение её с 0,267 до 0,8 м/час снижает прямые затраты на 0,22 руб/т, или на 31%. Если учесть, что увеличение скорости подвигания заходов приводит к увеличению скорости подвигания фронта очистных работ в столбе, то экономическая целесообразность этого мероприятия возрастет еще более, так как уменьшится и стоимость поддержания выемочных штреков.

Исследованиями установлено, что с увеличением количества обрабатываемых столбов на одной панели растут величина, скорость деформации крепи и опускание кровли. Это происходит потому, что по мере отработки выемочных столбов в панели увеличивается общая подработка всего массива пород. При выемке очередного столба над ним нависает толща пород, уже нарушенных в результате погашения предыдущих столбов. Из этого вытекает следующее: чем меньше ширина обрабатываемых столбов, тем большее число раз, до определенных пределов, подрабатывается один и тот же массив пород над разрабатываемым столбом.

В этих условиях деформация вышележащего массива пород по мере отработки столбов в панели будет увеличиваться как за счет прямых сдвижений, разломов и увеличения трещиноватости, так и за счет уменьшения послойных сил сцепления в нарушенном массиве. В то же время несущая способность непосредственной кровли в любом столбе, если не меняются её физико-механические свойства, остается постоянной. Таким образом, увеличивается разность между напряжением в

массиве и прочностью кровли, вследствие чего и растут нагрузки на пласт, деформация выработок и интенсивность их проявлений. Естественно, что этот рост будет происходить до тех пор, пока будет увеличиваться подработка массива. После этого деформация и нагрузки стабилизируются, а рост горного давления уже не будет зависеть, при прочих равных условиях, от числа погашенных столбов.

Кроме того, напряжения в массиве растут еще и по причине неоднократного наложения зон опорного давления в выемочных столбах по мере их отработки. Так, при ширине столба 30 м и распространении стационарной зоны опорного давления на 60 м, второй столб от пограничного испытывает дважды пригрузку стационарного давления и один раз временного опорного давления. При ширине столба 30 м имеются участки массива с однократными, двухкратными и трехкратными наложениями зон опорного давления. Впереди погашенного столба массив трижды подвергается повышенному давлению. В результате неоднократной пригрузки массива горным давлением деформация выработок, расположенных в этих зонах увеличивается.

Таким образом, на выбор ширины столба оказывает влияние как зона распространения опорного давления ( $S_{ог}$ ), так и зона, на которую распространяется подработка вышележащего массива при погашении выемочных столбов ( $S_{пог}$ ). Она определяется по формуле

$$S_{пог} = \frac{H}{\text{tg } \delta} \quad , \text{ м} \quad (8)$$

где:  $H$  - глубина разработки, м;  
 $\delta$  - угол сдвижения пород, град. (для условий Никопольского марганцевого месторождения  $\delta = 50^\circ$ ).

По условиям устойчивости выемочных штреков, рациональная ширина выемочного столба ( $2B$ ) должна находиться в пределах

$$2B \geq (S_{ог} + S_{пог}) + A \quad , \text{ м} \quad (9)$$

где:  $A$  - зона влияния одиночной выработки, м.

Учитывая вышеизложенное можно считать, что наиболее рационально для рассматриваемых условий (средняя глубина разработки



$H=90$  м, угол сдвига  $\delta^I = 50^\circ$ , зона распространения опорного давления  $S_{ог} = 60$  м, зона влияния выработки  $L = 8,0$  м) нарезной штрек располагать не ближе 70 м от обрушения; т.е. ширина столба должна быть при двухсторонних заходках 140 м. При других параметрах она может быть больше или меньше и легко определяется по формуле (9).

Ширину выемочного столба также можно определить исходя из допустимой скорости деформации сопряжений, равной 170 мм в сутки. Время отработки заходки

$$T = \frac{H_c - H_{min}}{k_{max}}, \text{ час} \quad (10)$$

где:  $H_c$  - высота штреков, при проходке равна 2800 мм, при отработке равна 2400 мм,

$H_{min} = 1500$  мм - необходимая высота забоя по ТБ;

$k_{max}$  - деформация сопряжения в сутки равна 170 мм.

Ширина столба равна

$$2B = \frac{L(H_c - H_{min})}{k_{max}}, \text{ м} \quad (11)$$

где:  $L$  - среднее подвигание заходки, м/сутки.

Подставив в выражение (11) приведенные выше значения, получим ширину столба 130 м.

Длина выемочного столба зависит от скорости проходки выемочных штреков, подвигания очистных работ, предельно допустимой величины опускания крепи в выемочном штреке, характеристики крепи, ширины столба, принятой технологии и параметров системы разработки. Длину столба можно определить из выражения.

$$L = \frac{k \cdot C_{ог} + C_{ог}}{v_{ог} \cdot C_{ог} + v_{ог} \cdot C_{ог}}, \text{ м} \quad (12)$$

где:  $k$  - общая деформация крепи выработки, мм;

$C_{ог}, C_{ог}$  - соответственно, скорости проведения выемочного штрека и погашения столба, м/час;

$v_{ог}$  - скорость опускания кровли (крепи), в период проходки выемочного штрека, мм/час;

$v_{ог}$  - то же в период погашения выемочного столба, мм/час.

Если проходка выемочного штрека в последующем столбе будет начинаться после прекращения активной стадии процесса сдвига

в предыдущем столбе, то для ликвидации вредного влияния на выработку стационарного опорного давления необходимо соблюсти условие

$$T_y = t + \frac{L}{C_{ог}} + \frac{L}{C_{ог}} \quad (13)$$

где:  $T_y$  - полная длительность процесса усадки пород, час;  
 $t$  - длительность активной стадии сдвига, час.

Тогда длина выемочного столба

$$L = \frac{C_{ог} \cdot C_{ог} (T - t)}{C_{ог} + C_{ог}}, \text{ м} \quad (14)$$

При существующем способе подготовки выемочных столбов, когда указанная выдержка времени ( $t$ ) не соблюдается

$$L = \frac{T \cdot C_{под} \cdot C_{ог}}{C_{ог} + C_{ог}}, \text{ м} \quad (15)$$

Из приведенной зависимости вытекает, что чем больше скорость проходки выемочного штрека и погашения столба, тем больше должна быть его длина. Установлено, что при современных скоростях проходки и погашения длина столба должна составлять более 500 м. Если увеличить длину заходок до 60 м, т.е. проходить выемочные штреки через 120 м, то крепь выработки будет деформироваться только от влияния первичного давления. Длится оно на существующих шахтах в течение 3-6 месяцев, в зависимости от мощности пласта и естественной влажности. Сечение выемочных штреков за этот период уменьшается примерно на 15-20%. После этого нагрузки и деформации стабилизируются или растут очень медленно, а выемочные штреки, закрепленные крепью ШС-27, могут стоять, не деформируясь достаточно длительное время. В этих условиях длина выемочного столба может быть доведена до 800-1000 м. При этом становится нерациональной и панельная схема подготовки шахтного поля.

В четвертой главе исследовано влияние параметров выемочных столбов и заходок на технико-экономические показатели очистной выемки. Была исследована трудоемкость проходческих и очистных работ с 1963 по 1971 гг. Установлено, что трудоемкость добычи руды за рассматриваемый период снизилась с 500 до 209 чел.-смен на 1000 т руды, в том числе по очистным работам - с 185 до 85 чел.-

смен на 1000 т руды. Большое влияние на снижение трудоемкости оказало внедрение высокопроизводительного варианта системы разработки длинными столбами с выемкой руды заходками, предложенной автором совместно с т.т. Драгуновым Н.С., Демченко О.В. и Олейником А.И. (удостоверение № I, от 2.I.1966 г.). В результате этого удельный расход проходческих работ на 1000 т добычи снизился с 17,7 пог.м в 1963 г. до 7,8 пог.м в 1971 г. Трудоемкость проходки I м выработки за этот период снизилась на 10%. Намечены пути для дальнейшего снижения трудоемкости. Разработаны экономико-математические модели трудоемкости и себестоимости очистной выемки в зависимости от мощности и длины заходки.

Трудоемкость добычи I т руды в заходке

$$T = 0,15 - 0,10m + 0,02 m^2 + \frac{1,13 - 0,83m + 0,18 m^2}{B} + \frac{0,16 \cdot 10^{-4}}{Bm} [2,43 (B + 1,80) \cdot (7,74 + 0,06B)(4,20 + 4,48H_3) + 2,43 (B-1)(9,38 + 0,11B)(7,50 + 5,00H_3) + (B-5)(4B-13)],$$

чел.смен/т, (16)

- где:  $m$  - мощность пласта, м;  
 $H_3$  - высота заходки, м;  
 $B$  - длина заходки, м.

Себестоимость добычи I т руды в заходках по трудовым затратам

$$C_T = 1,23 - 0,81m + 0,17m^2 + \frac{9,67 - 7,30m + 1,65m^2}{B} + [2,43 (B+1,8) \cdot (49,97 + 0,36B) (4,20 + 4,48H_3) + 2,43 (B-1) \times (60,56 + 0,71B) \cdot (7,50 + 5,00H_3) + (23B-65)(B-5)] \cdot \frac{0,16 \cdot 10^{-4}}{B \cdot m}$$

руб/т (17)

(при  $m \leq 1,8$ ,  $H_3 = 1,8$  м; при  $m \geq 1,8$  м  $H_3 = m$ ).

По формулам (16) и (17) произведены расчеты на ЭВМ "Мир" при значениях мощности пласта  $m$  от 0,75 до 3,75 м ( $\Delta m = 0,5$  м) и длины заходки от 20 до 110 м ( $\Delta B = 10$  м). По результатам расчетов построены графики зависимостей (14) и (15), представленные на рис. 3 и 4. Из рисунков видно, что обе зависимости имеют экстремальный характер.

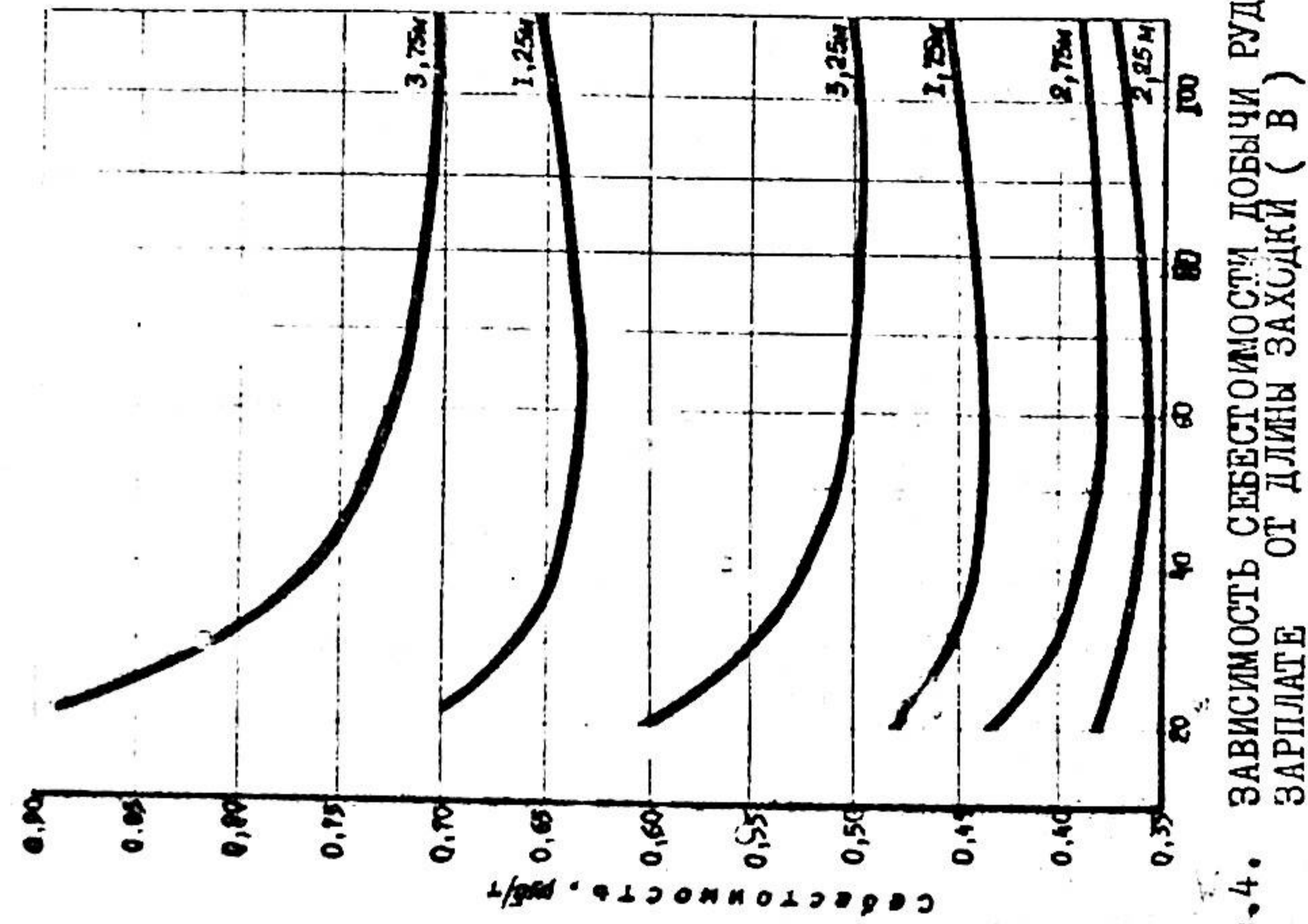
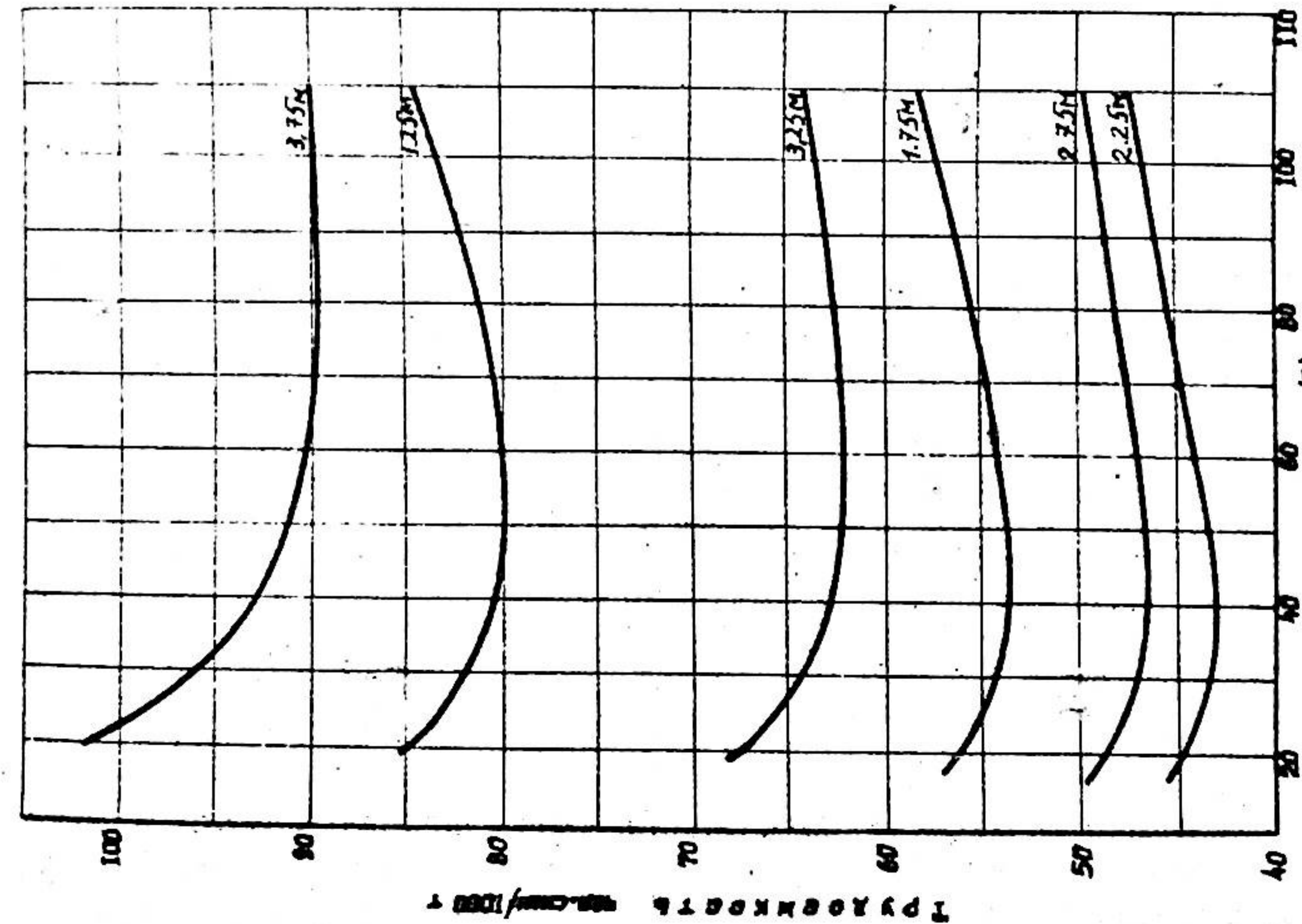


Рис. 4. ЗАВИСИМОСТЬ СЕБЕСТОИМОСТИ ДОБЫЧИ РУДЫ ПО ЗАРПЛАТЕ ОТ ДЛИНЫ ЗАХОДКИ (B)



с.3. ЗАВИСИМОСТЬ ТРУДОЕМКОСТИ ДОБЫЧИ РУДЫ (T) ОТ ДЛИНЫ ЗАХОДКИ (B) ПРИ РАЗЛИЧНОЙ МОЩНОСТИ ПЛАСТА (m)

Рациональная длина заходок из условий наименьшей трудоемкости и себестоимости добычи руды изменяется в широких пределах (от 50 до 100 м) и зависит от мощности рудного пласта.

Решив уравнения (16) и (17) на экстремум относительно получаем зависимости оптимальной длины заходки от мощности рудного пласта:

по себестоимости:

$$B_c = \sqrt{\frac{m(9,68 - 7,30m + 1,65m^2) \cdot 10^4 + 19,68 + 36,37 H_3}{6,44 + 2,04H_3}}, \quad (18)$$

по трудоемкости:

$$B_r = \sqrt{\frac{m(1,13 - 0,83m + 0,18m^2) \cdot 10^4 + 5,89 + 6,17 H_3}{1,08 + 0,32 H_3}}, \quad (19)$$

Графически зависимости (18) и (19) представлены на рис.5.

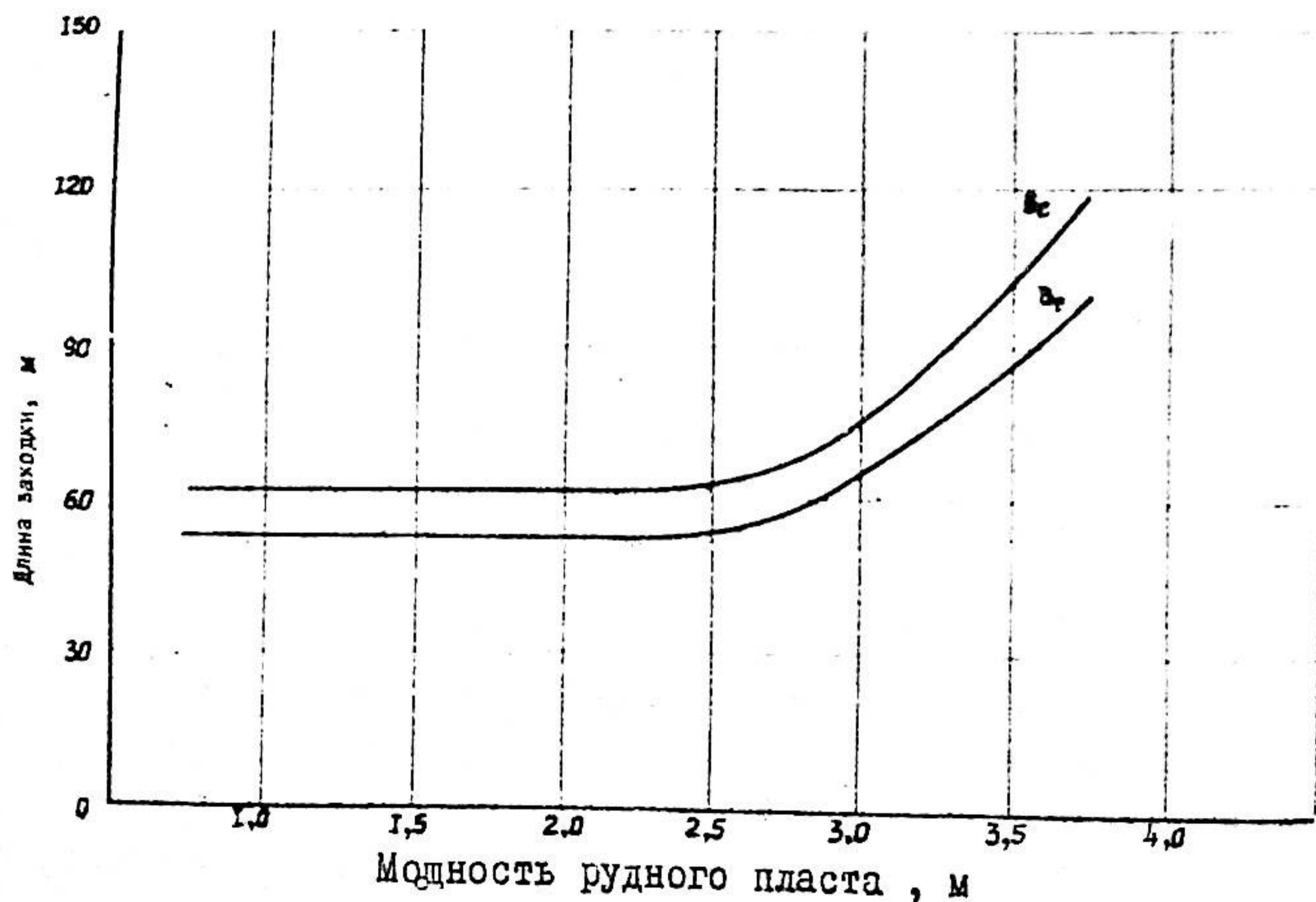


Рис.5. ЗАВИСИМОСТЬ ОПТИМАЛЬНОЙ ДЛИНЫ ЗАХОДКИ ОТ МОЩНОСТИ РУДНОГО ПЛАСТА ПО ТРУДОЕМКОСТИ ( $B_r$ ) И СЕБЕСТОИМОСТИ ( $B_c$ )

Из рисунка видно, что для пластов малой и средней мощности (до 3 м) оптимальная длина заходки равна 50–70 м, а при дальнейшем увеличении мощности рудного пласта она резко растет.

Дальнейшее снижение себестоимости и трудоемкости работ при

добыче руды помимо увеличения длины заходок (ширины выемочного столба) до оптимальных значений может быть достигнуто за счет:

- механизации крепления и оборудования ниш для комбайна;
- увеличения доли конвейерного транспорта на доставке;
- механизации и автоматизации вспомогательных процессов в шахте и на поверхности.

В пятой главе изложены результаты промышленных испытаний и внедрения новых вариантов столбовой системы разработки с выемкой столбов двухсторонними заходками. Установлено, что при двухсторонней поочередной отработке заходок с одного выемочного штрека организация и условия труда значительно лучше, чем при одновременной их отработке. Давление на крепь в заходках при поочередной отработке значительно ниже, чем при одновременной отработке. Это объясняется тем, что при одновременной отработке заходок процессы активной стадии обрушения пород в поташенных и отработываемых смежных заходках происходят одновременно. При этом давление на крепь превышает ее несущую способность. При поочередной отработке заходок процессы посадки заходки и отработки новой не совпадают во времени и происходят по разные стороны от выемочного штрека. К моменту работы в заходке, расположенной рядом с поташенной, процесс обрушения кровли уже закончился и порода частично уплотнилась. По этой же причине величина давления в двухсторонних заходках при поочередной отработке ниже, чем при отработке столба односторонними заходками.

Основываясь на этих выводах, на всех шахтах Марганецкого ГОКа внедрена поочередная отработка двухсторонних заходок с одного выемочного штрека. Переход на систему длинных столбов с двухсторонней выемкой позволил освоить проектные мощности шахт на III%, увеличить ширину столба до 65–70 м, снизить количество проходческих работ на 1000 т очистной добычи почти вдвое и значительно улучшить технико-экономические показатели работы шахт, что видно из табл.2.

С целью промышленной проверки результатов выполненных исследований на шахтах ГОК проводились испытания различной ширины столбов с длиной заходок 40; 45; 50 и 56 м. Эти опыты проводились на шахтах 2, 3, 5, 6 и 7. Всего было отработано 12 столбов, добыто свыше 300 тыс. тонн руды (по состоянию на 1.12.71 г.).

Таблица 2

Основные показатели по подземной добыче Марганецкого ГОКа  
(данные по действующим шахтам на I.I. 1972 г.)

	Един. изм.	1966	1971
Подземная добыча			
всего	тыс. тн	1379,9	2293
Освоение проектной мощности	%	81	111,5
Добыто двухсторонними заходками	тыс. т	607,5	1836
Участие двухсторонних заходок в очистной добыче	%	52,9	88,3
Расход подготовительно-нарезных работ	пм/1000 т	13,7	7,8
Производительность труда I-го забойного рабочего	т/см °	9,6	15,3
Производительность труда I-го трудящегося по шахте	т/год	788	962
Себестоимость добычи руды	руб/т	7-80	7-20
Уровень механизации:			
а) погрузки в забое	%	74,5	86,9
б) конвейерной доставки	%	15,4	81,2

Проведенные опыты показали, что принятая ширина столба 65-70 м при длине заходок 30-35 м может быть увеличена даже при существующих механизмах и достигнутых скоростях подвигания очистного забоя до 85-90 м при мощности пласта 1,6-2,8 м. Крепление заходок комбинированной крепью (деревянные стойки и металлический верхняк) обеспечивает достаточную устойчивость заходки на весь период ее отработки. Такие же результаты и при креплении заходок металлической крепью. При креплении заходок деревянной крепью неполные дверные оклады приходилось дополнительно укреплять стойками. Несмотря на это, при достижении длины заходки более 45 м крепь на протяжении 5-6 м, начиная от сопряжения, разрушалась. В основном были поломаны верхняки дверного оклада. При длине заходок более 35 м часто наблюдались пробуксовки ленты на мотор-барабане ДБ-2. Загрузку ленты забойного конвейера приходилось уменьшать. Учитывая это, для дальнейшего увеличения длины заходок необходимо реконструировать забойный конвейер, увеличив мощность его привода.

Для увеличения ширины столба до 100 м необходимо увеличить скорость отработки заходки до 1,2 м/час, что вполне возможно при внедрении комбайнов МБЛД с большей производительностью.

Для дальнейшего увеличения ширины столба, необходимо изготовлять комбайны с производительностью до 800 т/сутки или 76 т/час и забойные конвейеры с более мощным приводом и шириной ленты 650 мм.

При увеличении длины заходки с 35 до 45 м себестоимость добычи 1 т руды снизилась на 0,215 руб., а производительность труда забойного рабочего увеличилась на 4,5%.

#### ОБЩИЕ ВЫВОДЫ И РЕКОМЕНДАЦИИ

Проведенные исследования и промышленные опыты позволяют сделать следующие выводы и рекомендации:

I. Величина смещения кровли или деформация крепи в заходках определяется, в основном, продолжительностью рабочих процессов по выемке руды. При отсутствии таких процессов скорость деформации крепи снижается, при наличии - увеличивается. При обычном режиме работ в заходках наблюдается вертикальное давление, при замедлен-

ных темпах продвижения заходки менее 0,3 м/час проявляется боковая нагрузка на крепь.

2. При отработке столбов односторонними заходками наибольшая деформация крепи наблюдается в 3-х метрах от сопряжения, которая за период производства работ в заходке составляет 315 мм. При двухсторонней выемке наибольшая деформация крепи наблюдается на сопряжении штрека с заходками. Скорость опускания кровли на сопряжении при последовательной отработке заходов 4,3-6,6 мм/час, при одновременной отработке 5,7-12 мм/час.

3. При одновременной отработке столба двухсторонними заходками, как и при односторонней выемке, процесс активной стадии обрушения пород в погашенных заходках и отработка новых происходят одновременно, в результате чего давление на крепь увеличивается и превышает ее несущую способность. При попеременной выемке заходов процесс обрушения кровли в погашенной заходке и отработка новой не совпадают во времени, в результате чего давление на крепь и ее деформация меньше, чем в односторонних и двухсторонних одновременно отработываемых заходках.

4. С увеличением скорости подвигания заходов скорость деформации крепи в них растет. Установлено, что скорость их подвигания должна быть не менее 0,8-1 м/час или 24-29 м/сутки. Техническая производительность комбайна, при которой будет обеспечена наименьшая деформация крепи в заходках, должна быть 76 т/час или 800 т/сутки. При этом прямые затраты на добычу одной тонны руды снизятся примерно на 30%.

5. Увеличение ширины выемочных столбов приводит к меньшему числу подработок одного и того же массива пород в панели, что обеспечивает большую устойчивость выемочных штреков. Ширина столба по условиям горного давления при двухсторонней выемке заходов с попеременной их отработкой должна находиться в пределах 120-130 м. При существующих скоростях подвигания забоя она может быть 85-90 м.

Рациональная длина заходов из условия наименьшей трудоемкости и себестоимости должна быть при пластах малой и средней мощности 50-70 м, мощных (свыше 3 м) 80-100 м, соответственно, ширина столба 100-140 м и 160-200 м.

6. Длина выемочного столба зависит от скорости подвигания нарезных и очистных работ, предельно допустимой величины опускания крепи в выемочном штреке, от ширины столба и местоположения его в панели. При существующих креплениях длина столба может быть доведена до 800-1000 м. Для снижения величины горного давления на выработки необходимо уменьшить величину опорного давления за счет увеличения скорости подвигания очистных работ до величины 50-60 м в месяц, уменьшения площади зависания кровли в выработанном пространстве путем уменьшения междузаходочных целиков и качественного погашения отработанных заходов. Увеличение скорости подготовки выемочных столбов и проходка нарезного штрека за зоной стационарного опорного давления (ширина столба 120-130 м при двухсторонней выемке) также снижает величину опорного давления на выемочный штрек. Увеличение несущей способности пласта можно достичь за счет осушения всего массива пород, окружающих выработку.

7. Внедрение системы разработки длинных столбов с выемкой двухсторонними заходками позволило освоить проектные мощности шахт на III%, снизить себестоимость добычи 1 т руды в 1971 г. по сравнению с 1966 г. на 0,60 руб. и повысить производительность труда одного трудящегося по шахте на 23%, одного забойного рабочего на 30%, уменьшить трудоемкость добычи руды с 370 до 209 чел.-смен/1000 т. Дальнейшее снижение себестоимости и трудоемкости на подземных работах может быть достигнуто за счет увеличения ширины выемочного столба, механизации крепления и оборудования нив для комбайнов, механизации и автоматизации вспомогательных процессов в шахте и на поверхности.

8. Промышленными испытаниями удлиненных заходов установлено, что себестоимость 1 т руды, добытой в заходках длиной 45 м, на 21,5 коп. дешевле, чем в 35 м заходках. Производительность труда 1-го забойного рабочего увеличивается на 4,5%.

9. Экономический эффект от внедрения двухсторонних заходов за 1968-1970 гг. составляет 780,0 тыс.руб. Результаты выполненных исследований могут служить практическими рекомендациями для действующих шахт, проектных организаций и научно-исследовательских учреждений.

Основные положения диссертации опубликованы в следующих работах:

1. Определение оптимальной ширины и длины выемочных столбов для шахт Грушевского рудоуправления. Горный журнал, № 7, 1969 (Соавторы: Остроухов И.И., Верба К.А., Калужный Н.Т.).
2. Совершенствование систем разработки на шахтах Грушевско-Басанского месторождения марганцевых руд. Metallургическая и горнорудная промышленность, № 3, 1970.
3. Исследование параметров шахтных ленточных конвейеров в Никопольском марганцевом бассейне. Сб. Марганец, № 1 (22), Тбилиси, 1970. (Соавторы: Готовцев Ю.А., Павленко М.И., Заболотный Ю.В.).
4. Исследование устойчивости кровли в заходках в зависимости от скорости подвигания их в условиях Грушевского рудоуправления треста "Никопольмарганец". Сб. Марганец, № 2, Тбилиси, 1971. (Соавтор Калужный Н.Т.).